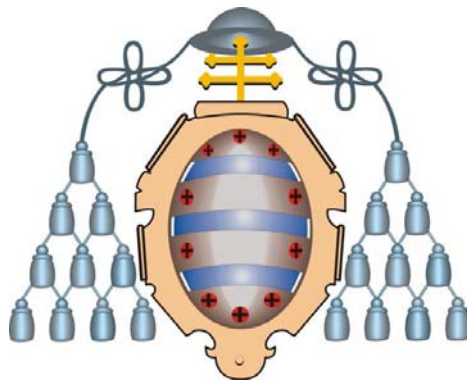


UNIVERSIDAD DE OVIEDO

PROGRAMA DE DOCTORADO EN MINERÍA, OBRA CIVIL Y
MEDIO AMBIENTE.



OPTIMIZACIÓN TÉCNICO-ECONÓMICA DE PERFORACIÓN DE BARRENOS EN TERRENOS HOMOGÉNEOS. BÚSQUEDA DE LEYES DE DESGASTE PARA BOCAS DE PERFORACIÓN.

Autor:

D. Rubén Mayoral Fernández

Director:

Dña. Teresa Alonso Sánchez

DEPARTAMENTO DE EXPLOTACIÓN Y PROSPECCIÓN DE
MINAS



RESUMEN.

El futuro de la investigación en disciplinas relacionadas con la minería pasa por encontrar una simbiosis perfecta con la actividad económica de la empresa privada que ha de financiarla, dado que las administraciones públicas no pueden afrontar su elevado coste. Por lo tanto, las tendencias actuales en investigación minera deben incluir siempre una duplicidad de enfoque: técnico y económico. Mediante el análisis de presupuestos, se concluye que el coste de la perforación es el que mayor peso específico tiene dentro de la operación minera. De entre los diferentes elementos que integran esta tecnología, la boca de perforación es el que mayor influencia tiene sobre la reducción de coste y el aumento de rendimientos operativos.

En la bibliografía se encuentran trabajos sobre desgastes en bocas de perforación, pero adolecen de la introducción de la componente económica. Se centran en la caracterización y clasificación de los desgastes, el estudio de sus causas y la influencia puntual de determinados aspectos geotécnicos sobre los diferentes tipos.

Se plantea un doble objetivo. Primero, establecer un sistema experimental y deducir unos parámetros que permitan determinar qué diseño de boca de perforación es óptimo, para unas condiciones de terreno determinadas. En una segunda parte, se busca determinar el tipo de comportamiento que tienen los niveles de desgaste abrasivo en bocas de perforación.

En esta tesis doctoral se ha realizado un extenso trabajo de campo sobre rendimientos de perforación con diferentes tipos de bocas. Se ha diseñado un procedimiento de ensayo que permite estudiar el rendimiento operativo de la boca, a lo largo de la vida útil de la misma. El método se desarrolló durante la ejecución de un túnel. Se realizaron 11313,5 m de perforación bajo condiciones controladas, lo cual permitió contar con una amplia población de datos, obtenidos de una serie de muestras cuya caracterización quedó sujeta a un patrón diseñado “ex profeso” para este trabajo. Con el fin de contrastar este método experimental en una operación minera, se completó el trabajo de campo con una nueva serie de ensayos realizados



en una mina de cielo abierto, realizándose 3968 m de perforación controlada. Así se comprobó la validez del proceso de elección de muestras, toma de datos, tratamiento de la información y optimización técnico-económica deducido.

Con los datos recogidos a lo largo de la fase experimental, se hizo un análisis gráfico de resultados, el cual permite establecer, en distintos intervalos, cual de los posibles diseños es óptimo de acuerdo a criterios técnicos. La variable económica se introduce mediante la deducción de dos parámetros que serán denominados “producto controlado y “cociente combinado” que permiten cuantificar numéricamente esta optimización en la elección de la boca. El primero se basa estrictamente en la mejora del rendimiento operativo y reducción de coste. El segundo combina estos factores con la durabilidad. Aplicando estos dos parámetros a la población de muestras testadas, se establece un orden comparativo de eficiencia técnico-económica, tanto en el caso de la perforación subterránea como a cielo abierto. Una vez determinado el diseño óptimo, se realizó un nuevo estudio comparativo sobre muestras de rango de coste similar. Se dedujo un nuevo parámetro de comparación denominado “producto duración-velocidad”, que permite una mayor optimización técnica.

Dada la gran influencia del desgaste por abrasión en el rendimiento de las bocas de perforación, esta tesis doctoral se completa con un estudio sobre la relación entre la formación del plano de desgaste del botón y los metros de perforación. Se realizó un análisis gráfico sobre la curva de desgaste concluyendo que la velocidad de desgaste de la boca tiene un doble comportamiento. Es casi lineal en un primer intervalo y decrece en un segundo. A medida que el plano de desgaste aumenta, la boca se hace más sensible a cambios de pendiente en la ley que lo rige.

Es evidente que todo trabajo investigador es siempre inconcluso, por lo que quedan planteadas nuevas líneas de investigación, para poder ahondar más aún en los temas expuestos. Futuros trabajos deberán ir encaminados a la aplicación del método con nuevas experiencias, liberando alguna de las variables que se fijaron como hipótesis, para estudiar la incidencia de éstas sobre los resultados. Por otra parte, en el apartado de desgaste, se podría realizar una investigación numérica o

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



matemática que permitiera ajustar esta curva por una función determinada, consiguiendo un modelo predictivo.

El trabajo que aquí se expone tiene una clara vocación y aplicación práctica, que el autor desarrolló ampliamente mejorando los rendimientos de perforación de las operaciones mineras que estaban a su cargo durante el desarrollo de la misma y futuros.



ABSTRACT.

The future of research in disciplines related to mining is to find a perfect symbiosis with the economic activity of private company to be financed, because government can not afford the high cost. Therefore, current trends in mining research should always include a duplication of focus: technical and economic. By analyzing budgets, it is concluded that the cost of drilling has the greatest weight is within the mining operation. Among the different elements that make up this technology, drill bit has the greatest influence on cost reduction and increased operational efficiencies.

In the literature, there are many works about wear in drill bits, but they suffer from the introduction of the economic component. They focus on the characterization and classification of wear, the study of their causes and influence of geotechnical aspects in the different types.

We propose a dual purpose. First, establish an experimental system and derive some parameters to determine which drill bit design is optimal, for a certain rock conditions. In a second part seeks to determine the type of behaviour of abrasive wear in drill bits.

In this thesis has done extensive fieldwork on drilling performance with different types of drill bits. We have designed a test procedure that allows to study the operational performance of the bit, over its life. The method was developed during the execution of a tunnel. 11313.5 m were conducted under controlled drill, which allowed us to have a large population of data, obtained from a series of samples whose characterization was subjected to a pattern designed "expressly" for the job. To compare this experimental approach in a mining operation, fieldwork was completed with a new series of tests performed in open-pit mine, 3968 m of drilling carried out controlled. This proved the validity of the election process of samples, data collection, data processing and technical-economic optimization deducted.

With the data collected during the pilot phase, there was a graphical analysis of results, which can set at different intervals, which of the possible designs is



optimal according to technical criteria. The economic variable is introduced by the deduction of two parameters that will be called "controlled product" and "combined ratio" to quantify numerically this optimization in the choice of the bit. The first is strictly based on operational performance improvement and cost reduction. The second combines these factors with the durability. Applying these parameters to the population of samples tested, we can establish an order comparative technical-economic efficiency, in the case of underground drilling and open pit. After determining the optimum design, we conducted a comparative study on new samples of similar cost range. It followed a new comparison parameter called "durability-speed product," which allows for greater optimization technique.

Given the great influence of abrasive wear on the performance of the drill bits, this thesis is completed with a study on the relationship between the formation of the plane wear of the button and the meters of drilling. Graphic analysis was performed on the curve of wear and concluded that the wear rate of the mouth has a dual behavior. Is almost lineal in a first interval and decreases in a second. As the level of wear increases, the mouth is more sensitive to slope changes in the law that governs it.

Clearly, all research work is always incomplete, therefore are raised new research lines in order to dig further into the subjects exposed. Future work should be directed to the method with new experiences, releasing some of the variables that were set as a hypothesis, to study the impact of these on outcomes. In the section of wear, could make a numerical or mathematical research that would fit this curve by a function, getting a predictive model.

The work presented here has a clear and practical application, that the author developed extensively improving drilling performance of mining operations that were responsible for the development of it and future.



01.- ÍNDICE GENERAL:

01.- Índice General:.....	1
02.- Índice de Figuras:.....	9
03.- Índice de Tablas:.....	11
04.- Índice de Ilustraciones:	15
05.- Agradecimientos.	20
1.- Objeto de la tesis.	24
1.1.- Prefacio.....	24
1.2.- Objetivo último.	25
1.3.- Justificación del doble enfoque técnico y económico.	26
1.4.- Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.	28
1.4.1.- Reducción de coste.	29
1.4.2.- Aumento de rendimientos operativos.	30
1.4.3.- La boca de perforación: aumento de rendimiento y reducción de coste.....	31
1.4.4.- Perforación en terrenos homogéneos.....	34
1.5.- Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.....	35
1.6.- Objetivos.	36
2.- Introducción.....	37
2.1.- La minería y las obras subterráneas a lo largo de la historia.	37
2.1.1.- Prehistoria.....	37
2.1.2.- Edad antigua.....	39
2.1.3.- Edad Media.....	43
2.1.4.- Edad Moderna.	45
2.1.5.- Edad Contemporánea.....	47
2.1.5.1.- Aparición del Ferrocarril y de los grandes túneles.	47
2.1.5.2.- La nitroglicerina y los explosivos modernos.....	49
2.1.5.3.- La minería y obra subterránea contemporánea.	50
2.2.- Evolución histórica de la tecnología de perforación de barrenos.	53
2.2.1.- Desde los orígenes hasta el siglo XIX.	53
2.2.2.- La aparición del Metalduro.....	56
2.2.3.- De la introducción del aire comprimido a los martillos hidráulicos.....	58
2.3.- La importancia de la perforación en la actualidad.	63



2.3.1.- Aumento mundial de actividad minera y de construcción.....	63
2.3.2.- La importancia de la perforación.....	66
2.3.3.- Perforación de barrenos. Perforación para voladura.....	67
2.4.- Evolución reciente de la obra subterránea y la minería en España.....	69
2.4.1.- El crecimiento pujante de un sector minoritario.....	69
2.4.2.- Planteamientos recientes en la ejecución de proyectos mineros.....	71
2.5.- La importancia de la optimización técnico-económica.....	75
3.- Antecedentes.....	79
3.1.- La perforación en la minería y obras subterráneas.....	79
3.1.1.- Tipos de Excavación.....	79
3.1.2.- Caracterización geotécnica del macizo. Índices geotécnicos.....	81
3.1.2.1.- Barton.....	82
3.1.2.2.- Bieniawski.....	82
3.1.2.3.- Laubscher.....	83
3.1.3.- Elección del método de excavación.....	84
3.1.3.1.- Langefors y Khrilstrom.....	84
3.1.3.2.- Método de Franklin.....	85
3.1.3.3.- Weaver.....	85
3.1.3.4.- Método de Atkinson.....	85
3.1.3.5.- Romana.....	85
3.1.3.6.- Tendencias actuales.....	86
3.1.3.7.- Consideraciones del autor.....	87
3.1.4.- La perforación en túneles y galerías mineras.....	89
3.1.4.1.- Generalidades sobre excavación de túneles y galerías mediante perforación y voladura.....	90
3.1.4.2.- Excavación de túneles y galerías de pequeña sección.....	91
3.1.4.3.- La importancia de la perforación en la ejecución de túneles y galerías.....	95
3.1.5.- La perforación de producción en minería metálica subterránea.....	96
3.1.5.1.- Generalidades sobre la perforación de producción en minería metálica subterránea.....	96
3.1.5.2.- La importancia de la perforación de producción en los proyectos mineros.....	100
3.1.6.- La perforación en la minería a cielo abierto.....	102



3.1.6.1.- Generalidades sobre la perforación a cielo abierto.	102
3.1.6.2.- La importancia de la perforación en la minería a cielo abierto.	104
3.1.7.- Tabla comparativa sobre la importancia relativa de la perforación.	106
3.2.- Tecnología de perforación.	108
3.2.1.- Fundamentos de la perforación a rotopercusión.	108
3.2.1.1.- Percusión.	108
3.2.1.2.- Rotación.	109
3.2.1.3.- Empuje.	110
3.2.1.4.- Barrido:	110
3.2.2.- Martillos de perforación.	111
3.2.2.1.- Martillos neumáticos.	111
3.2.2.2.- Martillos hidráulicos.	112
3.2.2.3.- Martillos neumáticos manuales.	115
3.2.3.- Sistemas de avance.	116
3.2.4.- Fungibles de perforación:	117
3.2.4.1.- Materiales y tratamientos:	118
3.2.4.2.- Tipos de roscas.	119
3.2.4.3.- Adaptadores.	120
3.2.4.4.- Varillaje.	121
3.2.4.5.- Manguitos.	124
3.2.4.6.- Bocas.	125
3.3.- Planteamiento del problema. Origen de esta Tesis.	128
3.4.- Antecedentes al estudio sobre optimización de la perforación.	132
3.4.1.- Estudios del rendimiento de la perforación basados en la abrasividad.	132
3.4.1.1.- Perforabilidad. Drilling Rate Index. Bit Wear Index.	132
3.4.1.2.- Método de Cerchar.	135
3.4.2.- Estudios de desgaste en policristalinos de diamante (PDC)-Modelo de Glowka (1970)	136
3.4.3.- Trabajos de Sinor-Warren (1989).	138
3.4.4.- Causas de desgaste en bocas de perforación.	141
3.4.4.1.- Desgaste abrasivo en bocas de perforación.	142
3.4.4.2.- Desgaste debido a fallos macroscópicos de la boca de perforación.	145
3.4.4.3.- Desgaste térmico de la boca de perforación.	145
3.4.4.4.- Desgastes debidos a “procesos especiales”	147



3.4.5.- Tipos de desgaste en bocas de perforación.	147
3.4.5.1.- Clasificación de Thuro (1996) con añadidos de Plinninger (1998).....	147
3.4.5.2.- Causas de desgaste tipo F (Spaun 2002).....	150
3.4.5.3.- Causas y determinación del desgaste térmico (Steinmüller, 1991)	151
3.4.6.- Correlación entre la vida de la boca y los rangos de desgaste. Clasificación de Thuro (1996)	152
3.5.- Desgaste. Planteamiento del problema.	153
4.- Metodología Experimental.	155
4.1.- Perforación de barrenos en ejecución de túneles y avance de galerías. El túnel de “A Malata”	155
4.1.1.- Introducción.	155
4.1.2.- El túnel de “A Malata”	158
4.1.2.1.- Descripción general.....	158
4.1.2.2.- Geología y Geotecnia del túnel de A Malata.	170
4.1.2.2.1.- Litología.	170
4.1.2.2.2.- Resistencia de la matriz rocosa.....	171
4.1.2.2.3.- RQD	172
4.1.2.2.4.- Fracturación	172
4.1.2.2.5.- Hidrogeología.	172
4.1.2.2.6.- Caracterización geotécnica.....	173
4.1.2.3.- Equipos utilizados.	174
4.1.2.3.1.- Desescombro.....	174
4.1.2.3.2.- Gunitado	175
4.1.2.3.3.- Labores auxiliares.....	176
4.1.2.3.4.- Equipo de perforación.....	177
4.1.3.- Descripción del campo de estudio.	181
4.1.3.1.- Introducción.....	181
4.1.3.2.- Esquema de perforación.	181
4.1.3.3.- Descripción práctica del macizo	184
4.1.4.- Muestras de Ensayo.	187
4.1.4.1.- Elección de las muestras.	187
4.1.4.2.- Caracterización de las muestras.	188
4.1.4.3.- Descripción de las muestras.	191
4.1.4.3.1.- B7BR	191



4.1.4.3.2.- B7BP.....	192
4.1.4.3.3.- B6BR	193
4.1.4.3.4.- B6BP	194
4.1.4.3.5.- B9BR	195
4.1.4.3.6.- B9BP.....	195
4.1.4.3.7.- SR8BR.....	196
4.1.4.3.8.- R9BR	197
4.1.4.3.9.- R8BR	198
4.1.4.3.10.- SV9BR	199
4.1.4.3.11.- SV7BR	200
4.1.4.3.12.- M7BR.....	201
4.1.5.- Diseño del trabajo de campo. Procedimiento de ensayo.....	202
4.1.6.- Primera serie de ensayos.	207
4.1.6.1.- Ensayo 1	209
4.1.6.2.- Ensayo 2	209
4.1.6.3.- Ensayo 3	210
4.1.6.4.- Ensayo 4	211
4.1.6.5.- Ensayo 5	212
4.1.6.6.- Ensayo 6	213
4.1.6.7.- Ensayo 7	214
4.1.6.8.- Ensayo 8	215
4.1.7.- Segunda serie de ensayos.	217
4.1.7.1.- Ensayo 9	217
4.1.7.2.- Ensayo 10	218
4.1.7.3.- Ensayo 11	219
4.1.7.4.- Ensayo 12	220
4.1.7.5.- Ensayo 13	221
4.1.7.6.- Ensayo 14	222
4.1.8.- Medición de desgastes.	223
4.1.9.- Errores en la toma de datos.....	225
4.1.9.1.- Errores sistemáticos.....	225
4.1.9.2.- Errores accidentales.....	225
4.1.10.- Recursos empleados en este capítulo de investigación.	227



4.2.- Perforación de barrenos en minería a cielo abierto. Mina Los Santos-Fuenterroble.....	228
4.2.1.- Introducción	228
4.2.2.- La mina de “Los Santos-Fuenterroble”	231
4.2.2.1.- Descripción General.....	231
4.2.2.2.- Geología y Geotecnia de la Mina “Los Santos-Fuenterroble”	234
4.2.2.2.1.- Estratigrafía.	235
4.2.2.2.2.- Petrografía regional.	239
4.2.2.2.3.- Historia Geológica.....	242
4.2.2.2.4.- Petrografía local de la mina.	245
4.2.2.2.5.- Génesis del yacimiento.....	246
4.2.2.2.6.- Geotecnia.	247
4.2.2.3.- Equipos utilizados.	250
4.2.2.3.1.- Perforación	250
4.2.2.3.2.- Carga y transporte.	255
4.2.2.3.3.- Arranque mecánico.....	257
4.2.3.- Descripción del campo de estudio.	258
4.2.3.1.- Introducción.....	258
4.2.3.2.- Esquemas de perforación.....	258
4.2.3.3.- Descripción práctica del macizo.	262
4.2.4.- Muestras de Ensayo.	263
4.2.4.1.- Elección de las muestras	263
4.2.4.2.- Caracterización de las muestras.	263
4.2.4.3.- Descripción de las muestras.	265
4.2.4.3.1.- B10BR	265
4.2.4.3.2.- B9BR-DC	266
4.2.4.3.3.- SD11BR.....	267
4.2.4.3.4.- A12BR	268
4.2.4.3.5.- A11BR-DC	268
4.2.4.3.6.- R9BR	269
4.2.5.- Diseño del trabajo de campo. Procedimiento de ensayo.....	269
4.2.6.- Ensayos.	273
4.2.6.1.- Ensayo Cielo Abierto-1.....	274
4.2.6.2.- Ensayo Cielo Abierto-2.....	275



4.2.6.3.- Ensayo Cielo Abierto-3.....	276
4.2.7.- Errores en la toma de datos.....	276
4.2.7.1.- Errores sistemáticos.....	276
4.2.7.2.- Errores accidentales.....	277
4.3.- Estudio del desgaste de botones.....	279
4.3.1.- Sistemática de la toma de muestras en ensayos de desgaste.....	279
4.3.2.- Resultados.....	279
5.- Análisis de Resultados.....	281
5.1.- Perforación en avance de galerías y obras lineales. El túnel de “A Malata”.....	281
5.1.1.- Tratamiento de los datos de campo de la primera serie de ensayos.....	281
5.1.2.- Conclusiones de la primera serie de ensayos.....	289
5.1.3.- Optimización técnica.....	290
5.1.4.- Parámetros de optimización económica.....	291
5.1.4.1.- Producto controlado.....	292
5.1.4.2.- Cociente combinado.....	293
5.1.5.- Resultados de la optimización económica.....	294
5.1.6.- Tratamiento de los datos de campo de la segunda de ensayos.....	294
5.1.7.- Conclusiones sobre la elección del diseño en la segunda serie de ensayos.....	299
5.1.7.1.- Producto duración-velocidad.....	300
5.1.8.- Estudio de errores.....	303
5.2.- Perforación en Minería a cielo abierto. La mina Los Santos-Fuenterroble.....	312
5.2.1.- Tratamiento de los datos de campo.....	312
5.2.2.- Conclusiones.....	319
5.2.3.- Optimización técnica.....	319
5.2.4.- Aplicación de los parámetros de optimización económica.....	320
5.2.4.1.- Producto controlado.....	320
5.2.4.2.- Cociente combinado.....	321
5.2.5.- Resultados de la optimización económica.....	321
5.3.- Desgaste.....	323
5.3.1.- Tratamiento de los datos de campo.....	323
5.3.2.- Conclusiones.....	325
6.- Conclusiones.....	326
6.1.- Conclusiones previas.....	326

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



6.2.- Conclusiones sobre la optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.	327
6.3.- Conclusiones sobre el estudio del desgaste en bocas de perforación.	329
7.- Posibles líneas de investigación futuras.	330
8.- Bibliografía.	333
9.- Páginas Web consultadas:.....	336



02.- ÍNDICE DE FIGURAS:

- Figura 1: corte longitudinal de una cámara de explotación98
- Figura 2: Corte transversal de una cámara de explotación (245-265C Mina de Boinás, 2006)98
- Figura 3 : Sarta de perforación de tunelación o avance de galería formada por adaptador de martillo, manguito, barrena y bocas118
- Figura 4: Sarta de perforación típica de producción donde vemos la diferencia entre barrenas integrales M-F tipo Speedrod y las barrenas convencionales con manguitos de acoplamiento. Éstas últimas se han representado en sus dos variantes: hexagonales y redondas.122
- Figura 5: Accesorio centrador (izquierda) para evitar desviaciones del varillaje como la representada en la derecha.123
- Figura 6: Vista frontal y lateral de una típica boca de botones.....126
- Figura 7: Superposición del trazado del túnel sobre un plano topográfico. La traza enlaza la localidad de A Malata, en el margen derecho de la Ría de Ferrol, con el cabo Prioriño, junto al puerto exterior (Confederación Hidrográfica del Norte).....159
- Figura 8: Distribución de instalaciones en la sección para maquinaria de perfil bajo de perforación, voladura y transporte (Rubén Mayoral 2006).....162
- Figura 9: Arriba, disposición de bulonado en sostenimiento tipo B. Abajo, diseño de cercha empleado. Perfil TH-21, calidad 31 Mn4, curvado inverso con solapes de 40 cm. Cada conjunto como el representado suma un peso total de 250 kg (Rubén Mayoral, 2006)168
- Figura 10: Perfil geológico túnel A Malata (cortesía de Confederación Hidrográfica del Norte).....171
- Figura 11: Esquema de perforación del túnel "A malata" (Rubén Mayoral 2006)182
- Figura 12: Secciones de rotura de la voladura (Rubén Mayoral 2006)183
- Figura 13: Representación de una boca de perforación genérica vista en alzado y de la medición correcta de los planos de desgaste sobre la elipse que resulta (Rubén Mayoral, 2007)224



- Figura 14: Situación geográfica de la mina Los Santos-Fuenterroble (Fuente Daytal Resources Spain S.L.).....232
- Figura 15: Geología general del Noroeste de la Península Ibérica. Fuente: SIEMCALSA (1999).....234
- Figura 16: Geología regional del área de Los Santos. Fuente: SIEMCALSA (1999)236
- Figura 17: Columna estratigráfica regional. Fuente: Ozclon-Díez Balda, (1992)237
- Figura 18: Geología detallada de la zona del proyecto de Los Santos. Fuente: Daytal Resources Spain S.L. (2007) sobre último modificado de Billiton Española S.A. (1985).....247
- Figura 19: geometría del banco y parámetros geométricos de la perforación (Rubén Mayoral 2007).....261



03.- ÍNDICE DE TABLAS:

- Tabla 1: Consumo total y peso relativo de material fungible en el avance de galerías en la mina de Boinás durante el año 2005. Fuente: INSERSA.32
- Tabla 2: Coste relativo de de material fungible durante la ejecución de la boca "A Malata" del túnel "A Malata-Cabo Prioriño" realizado con perforación y voladura33
- Tabla 3: Comparativa peso relativo de la perforación en los ejemplos de proyectos mineros expuestos.106
- Tabla 4: Clasificación Cerchar abrasividad rocas.....136
- Tabla 5: Tabla de colores del acero de la matriz de la boca de perforación en función de las temperaturas alcanzadas durante la perforación (Steinmüller 1991)151
- Tabla 6: Clasificación de Thuro para bocas de 43-48 mm (1996).....152
- Tabla 7: Caracterización del macizo granítico del túnel de A Malata (Fuente CHN 2006).....173
- Tabla 8: Caracterización por el número de botones en disposición periférica y central, así como por los calibres de cada uno de ellos, de los diseños empleados en la investigación.....189
- Tabla 9: Caracterización de las muestras por la geometría de barrido.190
- Tabla 10: Mediciones de desgaste sobre las muestras en los ensayos de la primera serie.....224
- Tabla 11: Mediciones de desgaste sobre las muestras en los ensayos de la segunda serie.225
- Tabla 12: Coste mensual en fungible para una mina metálica de cielo abierto (Los Santos-Fuenterroble, año 2008).....230
- Tabla 13: Valores de RQD obtenidos de los ensayos sobre material de sondeos. Fuente: SIEMCALSA-Metales Hispania S.L.248
- Tabla 14: Densidad y resistencia a compresión simple de las litologías de la mina. Fuente: SIEMCALSA-Metales Hispania S.L.....248
- Tabla 15: Clasificación geotécnica de Bieniawski para las litologías de la mina de Los Santos. Fuente: SIEMCALSA (1999).....249



- Tabla 16: Resumen de parámetros de perforación y carga de los diferentes tipos de barrenos para la mina de Los Santos (Fuente: Proyecto de Voladuras Mina Los Santos, Rubén Mayoral 2007)262
- Tabla 17: Caracterización por el número de botones en disposición periférica y central, así como por los calibres de cada uno de ellos, de los diseños elegidos para realizar la investigación de optimización de la perforación a cielo abierto.264
- Tabla 18: Elementos de barrido de las diferentes muestras empleadas en la investigación sobre perforación a cielo abierto.....265
- Tabla 19: Comentarios recogidos sobre las muestras nuevas tras el ensayo 1 de cielo abierto.274
- Tabla 20: Comentarios recogidos sobre las muestras nuevas tras el ensayo 2 de cielo abierto, en que se recogió el rendimiento de las bocas con 400 m de perforación.....275
- Tabla 21: Resultados de las mediciones de desgaste.280
- Tabla 22: Resultados primarios (primera serie obtenida del ensayo de cada tipo de muestra partiendo de la boca nueva) ordenado por fabricantes, de la primera serie de ensayos.281
- Tabla 23: Resultados de la primera serie de resultados primarios ordenados por velocidades medias de penetración (relación inversa del tiempo medio invertido por barreno)282
- Tabla 24: Resultados de las muestras tras el primer corte de viabilidad técnica, para 400 m de perforación.284
- Tabla 25: Resultados de las muestras conseguidos a la muerte de la boca.....285
- Tabla 26: Muestras ordenadas por la media aritmética más eficiente290
- Tabla 27: *Muestras ordenadas por ratio precio / velocidad (producto controlado), representado como el producto del tiempo de una longitud constante (1 barreno) medio calculado por el precio de la boca.*.....292
- Tabla 28: Contraste entre muestras introduciendo el factor duración en la última celda293
- Tabla 29 : Datos recogidos para las diferentes muestras de la segunda serie de ensayos.295



- Tabla 30: *Datos ordenados por rendimiento en los primeros cinco barrenos para las diferentes muestras de la segunda serie de ensayos*.....295
- Tabla 31: Datos obtenidos sobre el final de la vida útil de las bocas.296
- Tabla 32: Pendientes de las curvas lineales velocidad de penetración - duración de la boca.299
- Tabla 33: Muestras ordenadas por pendiente calculada.....299
- Tabla 34: Muestras ordenadas por el producto duración-velocidad.....302
- Tabla 35: *Valores incrementados y minorados en el error máximo y centrados en el valor medido*304
- Tabla 36: Valores incrementados y minorados en el error máximo y centrados en el valor medido para los tiempos del control en 400 m.....305
- Tabla 37: *Valores incrementados y minorados en el error máximo y centrados en el valor medido para los tiempos del control último de la vida de las bocas*306
- Tabla 38: *Valores incrementados y minorados en el error máximo ordenados por menor tiempo en la primera fase de test*.....307
- Tabla 39: *Valores incrementados y minorados en el error máximo ordenados por menor tiempo en el punto controlado 400 m*.....308
- Tabla 40: *Medias y varianzas calculadas simulando que la población de datos siguiera una distribución normal*.....310
- Tabla 41: Tabla resumen con los tiempos y media aritmética de los mismos, resultado del primer ensayo de cielo abierto.....312
- Tabla 42: Muestras del primer ensayo ordenadas de mayor a menor velocidad de perforación.....313
- Tabla 43: Resultados del ensayo 2 ordenados de mejor a peor por la media aritmética de los cinco tiempos cronometrados.....314
- Tabla 44: Comentarios sobre el desgaste observado en las muestras del ensayo 2 (todas con 400 m de perforación)315
- Tabla 45: Resultados del ensayo 3 ordenados de mayor a menor velocidad de penetración al final de su vida útil.....316
- Tabla 46: Muestras cielo abierto ordenadas por media aritmética del tramo controlado.....320

Tesis doctoral.

Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.

Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.



- Tabla 47: Muestras de cielo abierto ordenadas por el valor del "producto controlado"320
- Tabla 48: Muestras ordenadas por el resultado del cociente combinado.321



04.- ÍNDICE DE ILUSTRACIONES:

- Ilustración 1: Hacha paleolítica confeccionada con sílex.38
- Ilustración 2: Vista panorámica de la explotación romana a cielo abierto de "Las Médulas" (León), donde se aprecia el resultado del método de explotación por "ruina montium"41
- Ilustración 3: Bocamina de una mina de oro romana en Navelgas (Asturias).....43
- Ilustración 4: Corte geológico de la mina de Blenda (Esfalerita) del Cerro del Toro (Motril) explotada a lo largo de la Edad Media en la España andalusí (José María Martín Civantos, 2006)44
- Ilustración 5: Grabado sobre labores mineras contenido en "De re metallica" de Georg Bauer, más conocido por su nombre latinizado "Georgius Agrícola"45
- Ilustración 6: Grabado de la época sobre la tuneladora de Brunel empleada en el primer túnel bajo el Támesis.....48
- Ilustración 7: Alfred Nobel, inventor de la dinamita y con ella de los explosivos modernos.....49
- Ilustración 8: Las guerras anglo-boers (1880-1902) son un claro ejemplo de conflicto bélico originado por el control de las materias primas y los yacimientos minerales en los Imperios Coloniales de finales del S. XIX y principios del XX, que desembocarían en la primera Guerra Mundial.51
- Ilustración 9: Retrato de Joaquín Ezquerro del Bayo.55
- Ilustración 10: Insertos de metal duro sobre matriz de acero en una herramienta de corte.....57
- Ilustración 11: Grabado idealizado de la ejecución de voladuras en la excavación del túnel de Hoosac (<http://www.mindfully.org>)58
- Ilustración 12: Simon Ingersoll, artífice de los primeros martillos de perforación neumáticos en Estados Unidos.60
- Ilustración 13: Barrenistas perforando con martillo manual neumático, con columna empujadora también neumática.....62
- Ilustración 14: Mina de oro en Indonesia. Fotografía de Randy Olson. (National Geographic 2009).....64
- Ilustración 15: Tuneladoras Lote-1 de los Túneles de Pajares (www.adif.es).....66



- Ilustración 16: Fotografía de un túnel de autovía, con excavación en avance y destroza. Obsérvese la sección irregular del túnel con sostenimiento primario en espera del revestimiento definitivo. Fotografía cortesía de INSERSA (2006)70
- Ilustración 17: Jumbo semirrobotizado Atlas Copco L2C trabajando en el frente del túnel (Túnel de Gobantes, línea Córdoba-Málaga de Alta Velocidad. INSERSA, 2003).70
- Ilustración 18: Corta de Mina "Cobre las Cruces" en Sevilla. Fotografía del autor.73
- Ilustración 19: Túnel paralelo en excavación: "El Aguilón", para Autovía A-7, tramo Cartagena-Vera (INSERSA) Dos métodos enfrentados: a la izquierda se ve un martillo realizando excavación mecánica y a la derecha el jumbo atacando la otra boca con perforación y voladura (Fotografía INSERSA 2006)81
- Ilustración 20: Perforación de cámaras de producción con SIMBA H254 en la mina de oro de Carlés (Asturias).....99
- Ilustración 21: Carros de perforación de martillo en cabeza perforando barrenos para voladura (www.riojamina.com).....103
- Ilustración 22: Martillo hidráulico Atlas Copco COP 3038 de 30 kW que incorporan los jumbos L2C y L3C de Atlas Copco.113
- Ilustración 23: Martillo neumático de perforación acoplado a empujador de columna neumática.115
- Ilustración 24: Detalle de la perforación con jumbo en skarn fresco en la mina de Boinás, en la preparación de cámaras a cota 225. La roca de tonos verdes que se aprecia en la fotografía es el skarn de extrema dureza, cuya perforación fue origen del problema que dio paso a la investigación que aborda esta tesis (Fotografía del autor).....129
- Ilustración 25: Boca de perforación con desgaste abrasivo (Fotografía cedida por Jack McGrath, Boart Longyear).....142
- Ilustración 26: Boca con desgaste debido a fallos macroscópicos. Obsérvese los daños en la matriz e incluso la pérdida de botones. (Fotografía cortesía de Jack McGrath - Boart Longyear).....145



- Ilustración 27: Emboquille del túnel "A Malata". Obsérvese lo ajustado de la maquinaria de160
- Ilustración 28: Imagen del jumbo perforando con ambos brazos en el emboquille del túnel donde se aprecian las marcas de replanteo. La aparente irregularidad de las mismas es debida a la diferencia de profundidad en el frente de perforación (fotografía del autor).....163
- Ilustración 29: Pala de perfil bajo desescombrando en el túnel de A Malata (Fotografía propiedad del autor).....165
- Ilustración 30: Bulones swellex(c) standard de 12 toneladas de carga de rotura y 1,5 m de longitud (Fotografía del autor)167
- Ilustración 31: Jumbo barrenando pernos transversalmente al eje del túnel (Fotografía del autor).....167
- Ilustración 32: Pala Toro 1250 utilizada en el desescombro del túnel (Fotografía cortesía de INSERSA, 2006)174
- Ilustración 33: Pala Wagner ST 7,5Z (Fotografía del autor).....175
- Ilustración 34: Robot Putzmeister WKM 103 gunitando en el túnel A Malata (Fotografía del autor).....176
- Ilustración 35: Manitou 1340 SLT moviéndose por la sección del túnel (fotografía del autor)177
- Ilustración 36: Jumbo Minimatic 205-40. Al fondo se observa la viga de atado del emboquille del túnel que nos da idea del tamaño de la sección (fotografía del autor)178
- Ilustración 37: Consola de mandos sobre la que se ve el accionamiento manual del brazo extensible, las palancas de movimiento y los mandos de perforación (fotografía del autor)180
- Ilustración 38: Cuele perforado de acuerdo al esquema de tiro. Aún se pueden ver las marcas de replanteo (fotografía del autor).....184
- Ilustración 39: Frente del túnel donde se ve claramente el granito gris fresco y las bandas alteradas asociadas a grietas y circulación de fluidos. Los terrenos de estudio de la primera etapa de test fueron similares al fotografiado. En los test de invierno, los grados de alteración fueron aún mayores y el aporte de agua constante (la fotografía, propiedad del autor,



pertenece a los primeros 300 m de túnel que se desarrollaron sin apenas presencia de agua).....	186
• Ilustración 40: Boca fabricada por Boart Longyear en disposición 5+2 con botón hemisférico (fotografía del autor).....	191
• Ilustración 41: Boca fabricada por Boart Longyear en disposición 5+2 con botón parabólico (fotografía del autor).....	192
• Ilustración 42: fabricada por Boart Longyear en disposición 4+2 con botón hemisférico (fotografía del autor).....	193
• Ilustración 43: Boca fabricada por Boart Longyear en disposición 4+2 con botón parabólico (fotografía del autor).....	194
• Ilustración 44: Boca de Boart Longyear 6+3 en botón redondo (fotografía del autor)	195
• Ilustración 45: Boca fabricada por Secoroc en disposición 6+2 con botones hemisféricos (fotografía del autor).....	196
• Ilustración 46: Boca de botones hemisféricos en disposición 5+3 fabricada por Rockmore (fotografía del autor).....	197
• Ilustración 47: Boca de botones hemisféricos en disposición 6+3 fabricada por Rockmore (fotografía del autor).....	198
• Ilustración 48: Boca fabricada por Sandvik en disposición 6+3 con botones hemisféricos (fotografía del autor).....	199
• Ilustración 49: Boca fabricada por Sandvik en disposición 5+2 con botones hemisféricos (fotografía del autor).....	200
• Ilustración 50: Boca fabricada por Mitsubishi en disposición 5+2 con botones hemisféricos (fotografía del autor).....	201
• Ilustración 51: Carro de perforación Atlas Copco Roc 742 HC (fotografía del autor)	250
• Ilustración 52: Carro Atlas Copco ECM 660 IV (Fotografía del autor).....	254
• Ilustración 53: Retroexcavadora Volvo EC700B cargando sobre volquetes articulados Volvo A40E.....	255
• Ilustración 54: Pala cargadora frontal Volvo L150E (fotografía del autor).....	256
• Ilustración 55: Volquetes articulados Volvo A40E (fotografía del autor).....	257
• Ilustración 56: Bulldózer Caterpillar D7R realizando arranque mecánico (fotografía del autor).....	258

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



- Ilustración 57: Muestra B10BR (Fotografía del autor)266
- Ilustración 58: Muestra A11BR-DC. Obsérvese el sector central hundido respecto de plano frontal de la boca, con dos botones frontales incluso y la comunicación directa entre el frente hundido y los canales de barrido (fotografía del autor)268
- Ilustración 59: Muestra R9BR (fotografía del autor)269



05.- AGRADECIMIENTOS.

En primer lugar quisiera agradecer, por su inestimable colaboración y eficiente dirección, a la Doctor Ingeniero de Minas y profesora del Departamento de Explotación y Prospección de Minas de la Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas de Oviedo, Dña. **Teresa Alonso Sánchez**. Así mismo, debo agradecer a D. **Miguel Ángel Rey Ronco**, profesor de la Universidad de Oviedo, sus consejos sobre la forma y el formato de la tesis, así como sus interesantes comentarios sobre el tratamiento estadístico de los datos de campo.

Me gustaría expresar mi reconocimiento y agradecimiento a todos mis compañeros de **Ingeniería de Suelos y Explotación de Recursos S.A. (INSERSA)**, tanto personal directivo y técnico como trabajadores, quienes a lo largo de los cinco años que tuve la suerte de compartir andadura laboral con ellos, me hicieron más grato el duro camino recorrido y en cuya compañía se desarrolló la práctica totalidad de los trabajos descritos en esta memoria. Me gustaría destacar mi especial agradecimiento a D. **Evaristo Martín Sánchez**, Director de Minería de INSERSA, quien ha sido para mí un buen maestro, no sólo en el terreno profesional, sino también en el personal, y a D. **Manuel Martín Duro**, actualmente Jefe de Operaciones de MATSA, quien fue Jefe de Grupo de Obras de INSERSA durante la explotación de la Mina de Boinás y mi mentor en el mundo de la Minería Metálica.

El trabajo de campo, por su extensión y complejidad, no se hubiera podido realizar sin la inestimable colaboración de D. **Adolfo Escudero del Palacio**, Ingeniero Técnico de Minas y Jefe de Producción en INSERSA, tanto en el túnel de A Malata, como en la Mina de Los Santos. Ayudó en la toma de datos de campo de esta tesis y ocupó el puesto de cronometrador en incontables ocasiones, tanto en el jumbo como en el carro de perforación. Quisiera agradecer también la actitud y profesionalidad de los perforistas, tanto del túnel de A Malata como de la mina de Los Santos: D. **David Díaz Menéndez**, D. **Francisco Javier Martínez López**, D. **Alberto Menéndez Mayo**, D. **José Luis Antón Álvarez**, D. **Rubén Marcos Antón** y D. **José Luis Díaz Menéndez**. También colaboraron en el trabajo de campo en múltiples ocasiones D. **Álvaro Fermín Sánchez Hevia** y D. **David López Marcos**,

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



electromecánicos de INSERSA durante el tiempo que duró el trabajo descrito en esta tesis. No puedo dejar en el tintero a otros perforistas de la mina de Boinás, origen de esta investigación, donde ya realizamos los primeros ensayos de perforación aunque no estén reflejados en esta memoria: D. **Daniel Pedraza Álvarez**, D. **Antonio Pluma Redondo**, D. **Juan Antonio Moreno Barrero**, D. **Francisco Caro Ruiz** (tristemente fallecido en accidente de mina en Junio de 2007), D. **Carlos Marcos Antón** y D. **José Martín Duro**. En el entorno de los trabajos de perforación de la mina de Boinás, quisiera mencionar mi reconocimiento a D. **José María Domínguez**, excelente perforista, quien me enseñó muchos aspectos sobre la perforación difíciles de encontrar en los manuales y con quien desarrollé el carro neumático de martillo en fondo, que permitió realizar toda la perforación de producción de la mina.

Al margen de las personas de INSERSA, no puedo dejar de mencionar mi agradecimiento al personal de **BOART LONGYEAR**, especialmente a D. **J. Carlos Vega Palacio**, Ingeniero Técnico de Minas, quien en los años de la mina de Boinás colaboró de forma inestimable en la superación de algunos problemas de perforación; y a D. **Jack McGrath**, con quien compartí una semana intensa de trabajo investigador, durante la cual aprendí detalles poco conocidos sobre la tecnología de perforación, que sirvieron de punto de partida para esta tesis. También he de agradecerle que me facilitara los manuales de producto y la cesión de algunas fotografías que se incluyen.

He de recordar aquí al desaparecido perforista y empresario D. **Pedro Arroyo Pérez**, quien en el invierno de 2001-2002 acogió generosamente a un ingeniero de minas recién titulado y, con paciencia y una capacidad didáctica insuperable, consiguió transmitirle parte de sus conocimientos sobre la ejecución de túneles. Junto a Pedro Arroyo, quien escribe estas líneas se subió por vez primera a la escalerilla de un jumbo.

En orden cronológico de maestros, me gustaría nombrar a D. **Josep Manent Rojas** y D. **Manel Cunill Sánchez**, de IBERPOTASH S.A. quienes fueron mis mentores en la mina de Suria durante mi trayectoria en aquella empresa y también me transmitieron amplias lecciones de minería en múltiples aspectos.



Debo expresar mi agradecimiento a D. **Alberto Gil**, de **DALPER S.L.** por conseguir las muestras de **ROCKMORE**, en diseños poco usuales, a D. **Manuel Álvarez**, de **SANDVIK**, por hacer lo propio con el fabricante que representaba y a D. **Francisco Benítez**, de **ATLAS COPCO**, por sus atenciones extraordinarias con el fungible del carro de perforación en la mina de Los Santos. En este apartado, debo mencionar también a D. **José Ángel Sánchez**, economista de **INSERSA**, por realizar las complejas gestiones comerciales para la importación de material de perforación desde China, con destino a la mina de Los Santos.

Quisiera agradecer a D. **Emilio López Jimeno**, Doctor Ingeniero de Minas, su visita al túnel de A Malata y sus comentarios y valoraciones sobre la perforación, así como las gratas veladas sobre minería que pudimos compartir los meses que duró la obra. Junto a él, debo mencionar a D. **Andrés Gudín Bohler**, de **MAXAM CORP. S.A.U.**, Ingeniero de Minas, tercer miembro de nuestras tertulias. Los datos geológicos del túnel de A Malata fueron cedidos por D. **Benigno Antuña Álvarez**, Ingeniero de Minas de la **CONFEDERACIÓN HIDROGRÁFICA DEL NORTE**, con quien he tenido la suerte de compartir varios trabajos sobre túneles y me ha animado a publicar alguno de ellos. Parte de nuestro trabajo conjunto sobre el túnel de A Malata ha sido incluido en Congresos Internacionales sobre ejecución de túneles en 2009 y publicado por D. Carlos López Jimeno en el volumen 16 de Ingeo-Túneles.

Casi toda la descripción geológica de la Mina de Los Santos, así como las figuras y los datos de SIEMCALSA, fueron cedidos por D. **Pedro Rodríguez**, de **PREHENITA S.L.**, eminente Geólogo y un todo un referente en la minería metálica española. En este apartado quiero citar también a D. **José Manuel Prada**, Geólogo, gracias al cual, pude conocer en detalle el proyecto de Los Santos en la primavera de 2007 y seis meses después iniciar una nueva experiencia minera a cielo abierto en la cual se completó este trabajo investigador.

He de agradecer también a **CARBONAR S.A.**, en cuya explotación inicié mi andadura profesional en 2001 y a su Director, D. **José María Rivas Cid**, que me hayan permitido seguir recorriendo este camino vital por la minería desde 2008.

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



Esta tesis es testimonio de uno de los tramos de esta andadura (2003-2008) que estoy seguro no hubiera sido posible sin el rigor y respeto por el trabajo que supieron inculcarme en mi primera experiencia minera.

No quiero dejar de mencionar a mi hermano, D. **Gonzalo Mayoral Fernández**, Ingeniero de Minas, gracias a cuyo consejo estudié esta carrera y que siempre me ha animado a seguir formándome más allá de la titulación universitaria, así como a mis padres, **Roberto Mayoral** y **María Ángeles Fernández**, a quien les debo mucho más que la vida.

Finalmente, el agradecimiento más importante ha de ser para la persona sin cuyo apoyo y paciencia no habrían sido posibles todos los párrafos anteriores: mi esposa. Dña. **María Teresa Fernández González**, Ingeniero de Minas, que no sólo ha soportado mis interminables jornadas de trabajo, sino que ha sido quien me ha animado a reanudar la elaboración de la tesis cuando ésta se hallaba en dique seco. Además, ha colaborado activamente en la presentación y en la fase final de redacción de la memoria.

A ella le dedico este trabajo.

A todos gracias.

Rubén Mayoral Fernández.

Septiembre de 2011.



1.- OBJETO DE LA TESIS.

1.1.- PREFACIO

Dentro del amplio campo de estudio y trabajo de la ingeniería de minas, la actividad que da su nombre a nuestra carrera, origen histórico de la profesión y por lo tanto cabecera de referencia del resto de disciplinas que dimanen de la misma, no es otra que la explotación de minas.

Singularmente vinculada a la explotación de minas, se encuentra la ejecución de obras subterráneas, cuyo origen histórico, técnico y funcional, también lo encontramos en el laboreo de minas, concretamente en la ejecución de diversos trabajos propios de la minería subterránea.

La generación de huecos subterráneos, ya sea como infraestructura necesaria para la posterior explotación minera, o encuadrada dentro de la ingeniería civil, ha sido siempre un reto humano y técnico al servicio de la sociedad. Este servicio puede explicarse funcionalmente en cualquiera de los dos casos: bien como extracción de minerales necesarios para la obtención de materias primas necesarias para el desarrollo tecnológico y creación de riqueza dentro de la sociedad en cuyo seno se desarrolle dicha actividad, o bien mediante la construcción de infraestructuras necesarias para este desarrollo y contribuyentes a la generación y distribución de bienes por parte del resto de actividades que conformen el tejido económico de esa sociedad.

Desde este doble punto de vista, al autor de la presente tesis le parece importante ahondar en el conocimiento de esta actividad, tanto como la técnica y el ingenio humano nos permita. Por lo tanto, considera que cada paso que cualquier profesional del ramo pueda avanzar en cualquiera de los múltiples aspectos que conforman esta disciplina, supone un nuevo sillar que añadir a la enorme pirámide de conocimiento y experiencia que nos sustenta como servidores de la sociedad, y nos hará más eficientes en el desarrollo de esta importante labor.



1.2.- OBJETIVO ÚLTIMO.

Volviendo sobre el prefacio, al autor le gustaría repetir el siguiente párrafo, haciendo referencia a la actividad minera y ejecución de obras subterráneas:

“...parece importante ahondar en el conocimiento de esta actividad, tanto como la técnica y el ingenio humano nos permita. Por lo tanto,... (el autor) ... considera que cada paso que cualquier profesional del ramo pueda avanzar en cualquiera de los múltiples aspectos que conforman esta disciplina, supone un nuevo sillar que añadir a la enorme pirámide de conocimiento y experiencia que nos sustenta como servidores de la sociedad, y nos hará más eficientes en el desarrollo de esta importante labor.”

Este párrafo contiene, a pesar del estilo metafórico y de forma general, el objeto último de esta tesis doctoral.

Como Ingeniero de Minas, al margen de la finalidad estrictamente profesional de la formación inherente a este oficio, existe una componente científica propia de cualquier disciplina del ramo de las ciencias aplicadas, como son las ingenierías. El ejercicio de la profesión, constantemente nos arroja guantes que suponen nuevos retos, de cuya superación se pueden obtener conclusiones de carácter más general o extrapolables a un conjunto más amplio que del que formamos parte. Estos retos profesionales resueltos mediante el trabajo y capaces de aportar algo nuevo, o de mejorar lo ya existente, son los que una vez superados hemos denominado metafóricamente “sillares”. Hoy serán los últimos en la cúspide de la pirámide (continuando con el símil arquitectónico), pero con el paso de las generaciones y a medida que se ensanche la base de la misma para llegar más alto, constituirán el soporte sobre el que se edificarán nuevos niveles de conocimiento.



1.3.- JUSTIFICACIÓN DEL DOBLE ENFOQUE TÉCNICO Y ECONÓMICO.

En nuestro sector, la investigación fuera de la actividad aplicada es escasa. Para realizar proyectos de investigación relacionados con la minería, se necesitan no sólo campos de pruebas de un tamaño difícil de introducir en un laboratorio, sino también equipos costosos de reproducir a escala y presupuestos muy elevados. Ya trabajemos a escala o con equipos reales, estamos abordando ensayos muy caros con cargo a unos presupuestos universitarios o de investigación que en nuestro país, y concretamente en este sector, son muy limitados.

España es un país que destina una menor proporción de su riqueza a la investigación aplicada que otros países más desarrollados. Concretamente en el campo de la minería apenas existen departamentos ni fundaciones dedicadas a la investigación, fuera de las Universidades que imparten estudios al respecto. A la escasez de fondos públicos (pues el patrocinio privado es casi inexistente) que se destinan a tal fin, tenemos que sumar la poca o contraproducente publicidad que de nuestro sector se hace en la sociedad. La minería tiene actualmente más detractores que defensores, debido a circunstancias medioambientales, laborales, culturales y sociales. Esta desproporción entre defensores y detractores tiene su reflejo en las propias administraciones públicas que gestionan la gran mayoría de los presupuestos destinados a investigación. Es por ello, que la escasez de recursos disponibles tenemos que multiplicarla por un factor de reparto muy desfavorable para nuestra disciplina.

Por lo tanto, los avances en investigación, en la mayoría de los casos, deben llevarse a cabo de la mano de la empresa privada. El investigador, realice su labor o no en el seno de la empresa, debe ir casi siempre de la mano de ésta, pues es ésta quien le financia. La empresa privada no sólo se convierte en el modo de vida del investigador, sino que es quien permite que las investigaciones puedan concluirse o extenderse en grado suficiente para poder aportar nuevas ideas, resultados, diseños o cualquier manifestación de conocimiento aplicable al sector dentro del cual nos desenvolvemos.



Bajo esta perspectiva diferenciamos dos tipos de investigador: por una parte, quien dedicado profesionalmente a la propia actividad investigadora, consigue aunar objetivos en sus trabajos con alguna empresa que le financie; por otra parte, el profesional que desempeñando su actividad profesional dentro de la compañía minera (o de construcción relacionada) se encuentra un nuevo reto que implique el desarrollo de trabajos de investigación para su superación. Ambos profesionales, con diferentes perfiles y motivaciones, publicarán su trabajo de una forma o de otra, una vez superado y aportadas las conclusiones a quien financia la investigación (o simplemente aplicados los resultados). Quizá los objetivos personales del investigador no sean los mismos. El primero puede que haga público su trabajo como “modus vivendi” para conseguir un nuevo patrocinio para una nueva investigación, mientras que al segundo sólo le sirva para aumentar su satisfacción profesional y su rendimiento en la empresa.

Esta tesis constituye el ordenamiento y publicación de los trabajos realizados por el autor sobre la perforación, concretamente en el estudio de su optimización y de los desgastes del material fungible. El autor de esta tesis se considera más próximo al segundo perfil de investigador que describíamos en el párrafo anterior, que al primero. Desde la finalización de sus estudios ha venido desarrollando su actividad profesional dentro del campo de la minería (tanto subterránea como a cielo abierto) y de la ejecución de obras subterráneas, encontrándose no pocos retos susceptibles de ser punto de partida de trabajos de investigación como éste que nos ocupa. Pero por las circunstancias expuestas y buscando el equilibrio entre el servicio a la empresa y el desarrollo de esta actividad investigadora, ha elegido la perforación por la gran importancia no sólo técnica, sino también económica que ésta tiene para el desarrollo de su trabajo.

Se ha deseado enfocar este trabajo no sólo bajo el punto de vista de la ingeniería, sino ante todo desde una perspectiva de la optimización técnico-económica como reza el título de la tesis. En los apartados siguientes, se desarrollarán diversas ideas del autor sobre ingeniería presupuestaria, presentando algunos datos reales que ponen de manifiesto la importancia de la perforación, y que se consideran de vital importancia. Las hipótesis presupuestarias que expondremos más adelante, justifican la elección de esta óptica financiera



situándola al lado de la investigación técnica propiamente dicha, en igualdad de condiciones.

Este doble enfoque queda perfectamente reflejado en el título de la tesis: “Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos. Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación »

1.4.- OPTIMIZACIÓN TÉCNICO-ECONÓMICA DE PERFORACIÓN DE BARRENOS EN TERRENOS HOMOGÉNEOS.

La perforación es un aspecto clave dentro del campo de la minería y obras subterráneas. No sólo como aspecto técnico concreto, sino por la enorme repercusión que tiene dentro de los presupuestos y costes totales de explotaciones mineras de todo tipo y obras de ejecución de túneles. Este peso específico presupuestario puede ser cuantificado y sobre tal extremo se entrará con mayor detalle en el capítulo 2.

En este apartado sólo se mencionará sucintamente, que su importancia en la optimización técnica y económica de la explotación minera o de la obra de tunelación es capital. Esta duplicidad de enfoque, técnico y económico, resume las tendencias actuales en este campo, ante la escasez de recursos técnicos de las empresas mineras y de construcción y las ineludibles obligaciones presupuestarias.

Aunando ambos argumentos, queda probado que la perforación es la componente de coste de la actividad, de mayor peso específico en todo el proceso. Por lo tanto a la hora de destinar recursos a la contención del coste y mejora, es la primera actividad sobre la que el profesional del negocio minero debe actuar. Los resultados en la optimización de esta labor en concreto, tendrán mayor repercusión positiva sobre el conjunto y por lo tanto con la misma inversión conseguiremos mejores resultados.

Una vez determinado que ha de ser sobre la perforación, sobre la actividad que se debe actuar en primer lugar para mejorar los resultados empresariales



(técnicos y económicos), se ha de decidir sobre qué parte de la compleja tecnología de perforación se debe realizar el primer y/o mayor esfuerzo.

1.4.1.- Reducción de coste.

En los capítulos 2 y 3 se describirá la tecnología de perforación, ahondando en los tipos de perforación que son objeto de esta tesis. Bajo un enfoque meramente presupuestario, se puede definir la perforación como la adición de varios conjuntos de coste, integrados y coordinados por la dirección técnica de la explotación u obra. Analizando las posibilidades de mejora de unos y otros se debe elegir sobre cuál se obtendrán mayores resultados con menor esfuerzo. Son los siguientes:

Personal: Los recursos humanos son siempre los más importantes en toda actividad, y sobremanera en aquellas que requieran de una mayor especialización. Puestos en la situación de mejorar la perforación, la elección de recursos humanos es importante y ha de ser la primera en realizarse, pero constituye un campo de trabajo para una investigación técnica, sino que su estudio entraría más bien dentro de la psicología del trabajo. Por lo tanto, no es sobre el personal responsable de la perforación, sobre quien versa esta tesis.

Maquinaria: Después de los recursos humanos la elección correcta de la maquinaria es la decisión más importante. Pero el ingeniero de minas que afronta una obra de ejecución o una explotación minera, desde el punto de vista de la mejora (como se está abordando esta investigación) ya ha superado la etapa de elección de la maquinaria (es objeto de los estudios de viabilidad y estrategia de inversiones de la obra-mina, es decir, no se puede a medio túnel o durante la explotación variar el tipo de maquinaria, salvo que las condiciones generales hayan variado en cuantía suficiente para justificar semejantes costes) Por lo tanto, se considera que la variable “maquinaria” es una hipótesis fijada, y como tal se han desarrollado todos los trabajos de campo e investigación aquí expuestos.

Consumos de material: es evidente, que fijadas como hipótesis de trabajo las variables “personal” y “maquinaria”, a criterio de este trabajo, la única variable que



queda es la de los consumibles. Concretamente, en la perforación, el consumo mayor se produce en material fungible de perforación (acero y metal duro) en los diversos elementos necesarios para la misma.

Energía: Por otra parte y con cuantía nada despreciable, está el coste energético. El suministro de energía para la perforación supone una componente del coste mayor incluso que el de metal, pero no será objeto explícito de esta tesis, aunque sí implícito. Entraría dentro de la ingeniería de producto de las máquinas de perforación el ahorro energético y el profesional que desempeña su labor minera no tiene mucho recorrido en este aspecto.

Por todo lo expuesto, y visto la posibilidad de actuación sobre los distintos tipos de coste que integran la perforación, es en los consumos de material en los que se centra esta tesis.

1.4.2.- Aumento de rendimientos operativos.

El otro gran factor que lleva a la optimización es el aumento de rendimientos operativos que reduce el coste específico. Evidentemente si con los mismos recursos se es capaz de perforar más metros, y por lo tanto de avanzar más rápido nuestros desarrollos y nuestra producción, se está reduciendo el coste específico implícitamente, al repartir los costes indirectos, que generalmente tienen una variabilidad temporal (salarios de estructura, instalaciones, etc) entre un mayor número de unidades sobre las que amortizarlos.

También se reducen los costes directos al aumentar los rendimientos operativos y se incrementan los ingresos por unidad de tiempo. Con esto, la empresa consigue mayores beneficios al aumentar los ingresos soportados por el mismo coste.

El aumento de los rendimientos operativos (metros de desarrollo / día ó toneladas de producción / día) pasa por la mejora de cada uno de los procesos que integran la línea productiva. Se verá en el capítulo 2, el papel importante que juega la perforación en la minería y obras subterráneas, y como es ésta, de entre todos los



aspectos técnicos diferenciados, el más importante y que mayores recursos consume. Por lo tanto, la mayor repercusión de mejora de rendimientos operativos, se conseguirá actuando sobre la perforación.

1.4.3.- La boca de perforación: aumento de rendimiento y reducción de coste.

Se ha llegado a la conclusión, que la optimización pasa por la conciliación equilibrada entre el aumento de rendimientos operativos y la reducción de costes.

Actuar sobre uno solo de estos dos aspectos, no lleva necesariamente a una mejora. Elegir siempre los aprovisionamientos más baratos, puede hacer utilizar material de peor calidad, empeorando los rendimientos y elevando los costes fijos asociados, así como produciendo menor número de activos (ya sean toneladas o metros de galería). Si el detrimento de ingresos, en su valoración monetaria, supera a la reducción de coste (al margen de sinergias con otras partes de la empresa y estrategias que se pueden ver afectadas) en realidad no se ha mejorado sino empeorado la situación. Por otra parte, aumentar los rendimientos los más posible, al coste que sea, puede llevar a la empresa a “morir de éxito”, es decir, conseguir unos resultados asombrosos en cuanto a producción o desarrollos, pero a un coste muy por encima de los ingresos que implica esa actividad.

El aumento del rendimiento de perforación no es otra cosa que el incremento de los metros perforados por unidad de tiempo. Por lo tanto, con la misma maquinaria y el mismo personal (en definitiva, fijando los factores que ya habíamos mencionado en el apartado sobre costes) se ha de ser capaz de aumentar la velocidad de perforación. Esto sólo puede conseguirse con mejoras tecnológicas en la misma.

De entre todos los elementos que integran la tecnología de perforación, que describiremos más adelante, el que tiene una mayor influencia en la velocidad de perforación es la boca de perforación. Manteniendo el diseño de barrenas, adaptadores y manguitos, el cambio en el diseño de bocas de perforación, puede implicar variaciones muy grandes en la velocidad de perforación (del 100% sin ir a



casos extremos), siempre condicionado por el tipo de terreno. Sin embargo, manteniendo la boca de perforación, los cambios que hagamos en cuanto a barrenas, manguitos y adaptadores, apenas influyen en la velocidad de perforación (salvo caso de material defectuoso, que realmente no transmita correctamente las acciones del martillo a la boca de perforación, pero en estos casos entraríamos dentro del estudio de los errores o defectos, no de la mejora de lo técnicamente coherente)

Tipo de material	Consumo	Peso relativo
Boca escariadora	7.075,64 €	9%
Bocas perforación	33.266,85 €	42%
Barras de perforación	27.720,00 €	35%
Manguitos y Adaptadores	11.038,29 €	14%
Total	79.100,78 €	100%

Tabla 1: Consumo total y peso relativo de material fungible en el avance de galerías en la mina de Boinás durante el año 2005. Fuente: INSERSA.

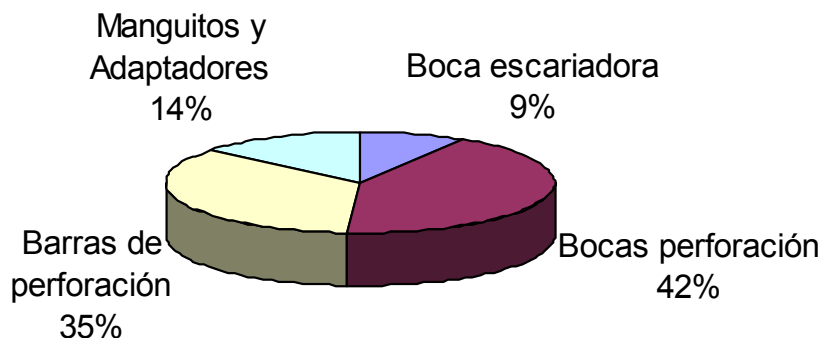


Gráfico 1: proporción del coste total de material de perforación de cada uno de los diferentes tipos de accesorios de perforación en el avance de galerías en la mina de Boinás durante el año 2005. Fuente: INSERSA

Por lo tanto, se llega a la conclusión de que para aumentar los rendimientos operativos del proceso, el primer elemento sobre el que se debe aplicar los recursos



de mejora, o sobre el que se debe ejercer mayores esfuerzos, es la investigación de la mejora de la boca de perforación.

Por otra parte, la boca es también el accesorio de perforación que supone un mayor gasto de material fungible. Véase un ejemplo real del gasto total realizado en fungible de perforación para jumbos en un túnel (túnel de A Malata, que describiremos ampliamente) y en el avance de galerías de un mina metálica subterránea, concretamente de la mina de Boinás.

Tipo de material	Consumo	Peso relativo
Boca escariadora	1.608,10 €	7%
Bocas perforación	15.228,00 €	65%
Barras de perforación	6.247,00 €	26%
Manguitos y Adaptadores	494,00 €	2%
Total	23.577,10 €	100%

Tabla 2: Coste relativo de de material fungible durante la ejecución de la boca "A Malata" del túnel "A Malata-Cabo Prioriño" realizado con perforación y voladura

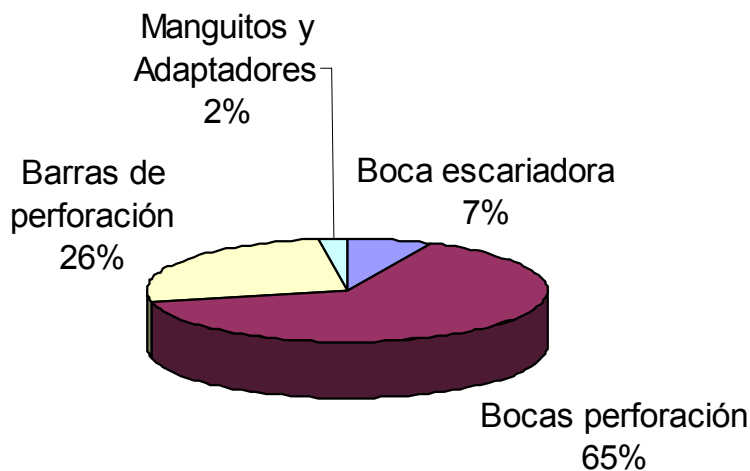


Gráfico 2: proporción del coste total de material de perforación de cada uno de los diferentes tipos de accesorios de perforación en durante la ejecución de la boca "A Malata" del túnel "A Malata-Cabo Prioriño" realizado con perforación y voladura.

Fuente: INSERSA



Gráficamente se ve la mayor influencia en el coste de las bocas de perforación. Aunque están seguidas de cerca por las barras de perforación, ya se ha dicho que la influencia en la velocidad de perforación es mucho mayor por parte de la boca que de la barra. El accesorio que reúne la dualidad de ser capaz de aumentar el rendimiento de forma sustancial y a la vez ser el más influyente en el coste, es la boca de perforación.

El fin de este razonamiento no es otro que fijar el objetivo de esta tesis: conseguir la optimización técnico-económica de la perforación, actuando sobre las bocas de perforación.

1.4.4.- Perforación en terrenos homogéneos.

El diseño de boca de perforación va a ser elegido en función de las características del terreno, con el objetivo de conseguir la mayor velocidad de perforación a parámetros constantes. El presente trabajo persigue la optimización de todo el proceso de perforación, estableciendo una sistemática de trabajo, contrastada a través del trabajo de investigación que se expone. Esto conlleva la realización de muchos y muy exhaustivos ensayos. Los resultados de estos ensayos, sólo son comparables si se mantienen constantes el resto de factores. Y de entre todos los parámetros que intervienen en la velocidad de perforación, el que mayor influencia tiene es el terreno a perforar. Para cada diseño, la velocidad de perforación va a depender de la dureza, la abrasividad del terreno, la resistencia de la boca al desgaste, etc... Los resultados de los ensayos sólo son comparables, si se fijan también las características del terreno.

Es por ello que se ha decidido añadir el subtítulo "... en terrenos homogéneos". Las conclusiones del proceso que se describe en esta memoria, son válidas si los resultados de los ensayos son comparables. Por lo tanto, de no ser así, no cabría validar los resultados de optimización, dado que se basan en sucesivas comparativas entre diferentes diseños.

En los tres grandes campos de estudio que se han utilizado para la toma de muestras, ensayos y en definitiva todo el trabajo de campo (Mina subterránea de



Boinás 2005-2006, Túnel de A Malata 2006-2007, Mina a cielo abierto Los Santos-Fuenterroble 2007-2008) se han buscado siempre macizos homogéneos. Esta circunstancia es tan importante, que cuando se observaron heterogeneidades en el terreno, susceptibles de variar significativamente la velocidad de perforación, frente a la familia de ensayos que se venía realizando hasta ese momento, se suspendieron y aplazaron los mismos, llegando incluso en alguno de los casos a quedar incompleta la investigación, por falta de macizo de características homogéneas a lo recogido anteriormente sobre el que perforar. El haber continuado la investigación en estas circunstancias, hubiera falseado los resultados echando por tierra todo el trabajo logrado hasta ese momento.

1.5.- BÚSQUEDA DE LEYES DE DESGASTE PARA BOCAS DE PERFORACIÓN.

Durante la ejecución de los arduos trabajos de campo de esta tesis sobre la optimización de la perforación con jumbos, surgió la idea de completar el trabajo con un nuevo objetivo que no tenía notoria repercusión sobre la optimización económica, pero sí sobre la técnica: el estudio de los desgastes de las bocas de perforación.

Tras manejar un gran número de muestras en la investigación y contemplar durante muchas horas los desgastes producidos en las mismas para desechar las bocas al final de la vida de las mismas, pareció interesante comenzar a medir esos desgastes. Una vez reunidos datos se hizo un tratamiento de la información somero, que arrojó algunos resultados y de donde surgió este objetivo secundario, pero no por ello menos interesante.

Así pues, se decidió completar el estudio con una nueva familia de ensayos encaminados a la búsqueda de una sistemática en el desgaste de las bocas de perforación de botones, fijados el resto de parámetros. El objetivo era ser capaces de establecer un modelo o unas leyes que nos permitieran, en el futuro, y de forma exitosa, predecir cómo sería el desgaste de una boca durante su trabajo de perforación y sobretodo, cómo sería su comportamiento al final de su vida útil, directamente relacionado con el desgaste de la misma.



1.6.- OBJETIVOS.

Esta tesis doctoral presenta un doble objetivo que le da título:

- “Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos”: en esta parte, que ocupa prácticamente la totalidad de esta tesis, se pretende establecer un sistema experimental y deducir unos parámetros, que permitan determinar mediante un valor fijo, qué diseño de boca de perforación es óptima para unas condiciones de terreno homogéneas, bajo el doble enfoque técnico y económico.

- “Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación”: es esta segunda parte, se busca mediante un análisis gráfico de datos experimentales reales, establecer o fijar el tipo de comportamiento que tienen los niveles de desgaste en las bocas de perforación, de cara a futuras investigaciones sobre un hipotético modelo predictivo que permitiera determinar una función de desgaste (en caso de ser este comportamiento asimilable a una función matemática conocida), para un modelo de boca determinado.



2.- INTRODUCCIÓN

2.1.- LA MINERÍA Y LAS OBRAS SUBTERRÁNEAS A LO LARGO DE LA HISTORIA.

Son múltiples los autores que han ahondado en la historia de la minería y de la ejecución de obras subterráneas. No es objeto de esta tesis extenderse en la historiografía del ramo, pero sí es interesante hacer una síntesis de la evolución histórica del sector que da origen a este trabajo y a la vez ahondar en algunas de las ideas expuestas en el prefacio.

2.1.1.- Prehistoria.

Es evidente que la minería es anterior a la ingeniería civil. Mientras que los orígenes de la actividad minera se remontan al Paleolítico, las obras públicas no se pueden considerar tales hasta la época histórica.

En la Edad de Piedra ya se pueden encontrar actividades mineras en numerosos yacimientos arqueológicos repartidos por distintas áreas de nuestro planeta. Dado que es en África donde se ha podido localizar un mayor número de restos paleolíticos, y sobretodo los más antiguos, es en este continente donde podemos situar el origen de la minería. Esta minería estuvo asociada a la búsqueda de distintos tipos de roca para la manufactura de herramientas de piedra, por parte del “homo hábilis” (una antigüedad de entre 2,5 y 1,5 millones de años), “*primer homínido que maneja herramientas*” (Leakey, 1964). Posteriormente, el “homo erectus” (entre 1,8 millones y 300.000 años) desarrolla la industria lítica a través de la cultura “achelense” y se convierte necesariamente en prospector y minero, “*para buscar materiales de mejor calidad con los que desarrollar la bicefalía de sus instrumentos y la consecución de filos más delgados y tenaces*” (Arsuaga J.L. y Martínez, 1998) La minería se extiende por el mundo a la vez que los homínidos, llegando a Europa y España.

A medida que los yacimientos arqueológicos son más recientes, se encuentra más y mayor información sobre restos mineros. La persecución del sílex, por sus



buenas características en cuanto a *dureza, predicción de la formación de lascas y cortante filo* (Eiroa, J.J., 1999), se convierte en una actividad inherente a la presencia de hombres paleolíticos y se desarrolla hasta el final del neolítico. La primera referencia de una mina prehistórica no lítica, es la “Cueva del pico” en Swazilandia, donde los neandertales hace 43.000 años extraían óxidos de hierro para producir pigmentos ocres. En Europa, los restos mineros neandertales se reducen a esta industria lítica y fundamentalmente a la búsqueda de sílex.

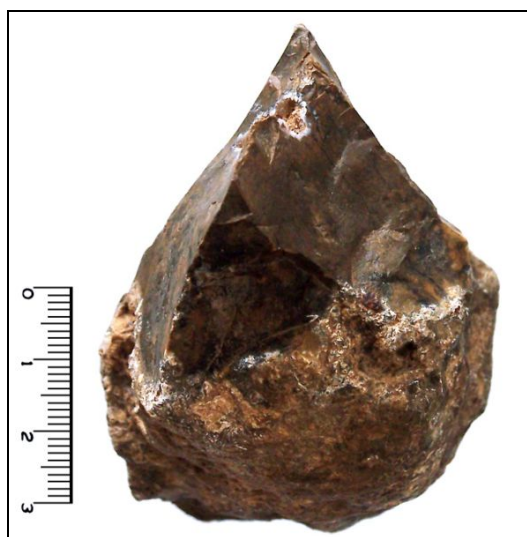


Ilustración 1: Hacha paleolítica confeccionada con sílex.

Los primeros vestigios de minería subterránea, ya a cargo del “homo sapiens” los encontramos en Europa en múltiples manifestaciones. El agotamiento de los yacimientos superficiales de sílex, llevó a los hombres del neolítico a “*profundizar pozos de hasta 15 m*” y por medio de niveles “*seguir los módulos de pedernal*” como se refleja en la Mina de Rijckholt, Países Bajos (Armengol, Espí y Vázquez, 2005)

En España se ha podido estudiar la minería neolítica en detalle gracias al yacimiento de “Casa Montero” en Vicálvaro, Madrid, donde se *han localizado más de 2500 pozos de extracción de sílex* (Consuegra, Gallego y Castañeda, 2004) de diámetro de hasta 9 m y profundidad de hasta 1,4 m. Estas explotaciones se desarrollaron hasta la edad del bronce en la península ibérica.



2.1.2.- Edad antigua.

Entrando en la época histórica, aparecen las primeras obras públicas, bien documentadas de mano de la civilización sumeria, que floreció entre los ricos valles del Tigris y el Éufrates. Estas primeras civilizaciones comienzan su andadura histórica en el 4.000 a.C. y desarrollan una amplia tecnología gracias a la invención de la metrología y la escritura cuneiforme (véase Isaac Asimov: “El Cercano Oriente” Ed. Alianza Editorial, 1968). Es en la antigua Babilonia donde se encuentra documentado el primer túnel (realmente un falso túnel excavado en zanja y recubierto después) de la historia, que unía el Palacio y el Templo de Belos, excavado bajo el Éufrates y ordenada su construcción por la mítica reina Semíramis en el 2200 a.C., citado por Estrabón y Herodoto y ejecutado tal y como describe Diodoro de Sicilia dos milenios después en sus crónicas:

“Entonces, desviando el río, ella construyó un pasadizo subterráneo desde un palacio hasta el otro, y haciéndolo con ladrillo cocido, ella revistió las cámaras abovedadas en cada extremo con betún caliente hasta que consiguió que el espesor de este revestimiento fuera de cuatro codos...”

“Las paredes laterales del pasadizo tenían un espesor de veinte ladrillos y doce pies de altura con exclusión de la bóveda de cañón, y la anchura de paso era de quince pies.”

Los egipcios desarrollaron su civilización entre el 3.000 a.C. y la conquista macedonia que inicia el periodo helenístico (siglo IV a.C.) con notables progresos en obras públicas, pero con vagas incursiones subterráneas documentadas, salvo construcciones funerarias, todas ellas en terrenos ripables de gran estabilidad geotécnica (aunque muchas de estas obras están revestidas de ladrillo, inventándose así el sostenimiento definitivo del hueco subterráneo) De cualquier forma en la arquitectura egipcia que ha llegado a nuestros días, encontramos importantes trabajos subterráneos con sentido religioso, como se plasma en el templo de Abu Simbel, erigido por Ramsés II.



En Asiria y Canaán, desde el siglo X a.C. está documentada la existencia de canales subterráneos para la conducción de agua. Por lo tanto, se puede atribuir a las culturas prístinas de Oriente Medio el nacimiento de las obras subterráneas con finalidad práctica (y por lo tanto buscando la mejora socioeconómica del grupo humano que las construye) en oposición a las finalidades meramente religiosas, ya sean de culto o funerarias.

La minería sigue siendo una actividad humana fundamental en este nacimiento de la historia desde el neolítico tardío, desarrollándose extraordinariamente en todas las civilizaciones mediterráneas. En la península ibérica, hay una actividad importante durante el periodo “calcolítico” (el que va de la edad de piedra a las de los metales). El primer metal en ser obtenido por el hombre es el cobre, por su bajo punto de fusión, al alcance de los hombres de finales del neolítico. Así en el tercer milenio antes de Cristo comienza la época de los metales. Posteriormente, en función de la capacidad de conseguir tecnológicamente mayores temperaturas (soplado de aire con fuelles, mejores combustibles) se van obteniendo el bronce (aleación de estaño y cobre fortuita en sus orígenes, sin duda) y finalmente el hierro. Ya *“los antiguos faraones del tercer milenio enviaban expediciones a Timma y Sinaí en busca de turquesas y cobre, extrayéndolos mediante pozos de entre 4 y 8 m de profundidad”* (Armengol / Espí / Vázquez, 2005)

Micénicos, Fenicios y Griegos heredan y desarrollan la minería egipcia y cananea, completándola con las experiencias metalúrgicas del centro de Europa. Tiene mayor relevancia su capacidad de intercambio y transmisión de conocimiento a través del comercio y la navegación mediterránea, que sus progresos documentados en cuanto a tecnología minera.

Es la civilización romana la que realmente se especializa en la obtención de metales y otras materias primas mineras, en mayor medida a costa de sus conquistas militares en torno al Mediterráneo. Los romanos introducen en la minería una *“mecanización incipiente”*, motivada por el desarrollo de otras técnicas afines, *“como la topografía, los ingenios hidráulicos y la organización del trabajo”* (Blanco Freijeiro, 1966). La minería romana alcanza en Hispania cuotas de excelencia



desconocidas en el mundo Antiguo. De hecho, es la cultura romana la que sienta las bases de la minería tal y como la conocemos.



Ilustración 2: Vista panorámica de la explotación romana a cielo abierto de "Las Médulas" (León), donde se aprecia el resultado del método de explotación por "ruina montium"

También son los romanos grandes constructores de túneles y obras subterráneas. Heredan la tecnología de excavación y fortificación de los etruscos, empleando galerías subterráneas con fines militares ya en el asedio a Veyes (396 a.C.) En las ciudades romanas no sólo encontramos importantes obras de canalización, alcantarillado y acometidas de agua para el consumo de la población, sino que incluso se constata la ejecución de emisarios subacuáticos lacustres. No dejaremos de citar las celebérrimas "catacumbas" de Roma, donde se escondían los cristianos en los años de las persecuciones y que aún hoy suponen una atracción turística de la capital del Tíber. Entre sus obras más impresionantes en esta materia,

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



destaca el túnel de Pausilippo, cerca de Nápoles, con 1500 m de longitud para dar servicio a una calzada romana.

La idea original de esta tesis doctoral parte de un problema técnico de perforación (que describiremos y desarrollaremos en el capítulo correspondiente) en la mina subterránea de oro de Boinás en el año 2005. La minería aurífera asturiana actual está muy relacionada con la investigación arqueológica de la minería romana, que se desarrolló con gran éxito en el suroccidente asturiano en los primeros siglos de nuestra era. De hecho, uno de los principales métodos de prospección que han empleado las compañías de investigación minera en la prospección de oro en el occidente de Asturias, ha sido la arqueología minera. Por lo tanto, es interesante destacar la interconexión entre esta breve introducción histórica y la tesis doctoral que nos ocupa, en este punto concreto de la misma. El conjunto se relaciona así, con uno de sus elementos menos relevantes pero no por ello menos interesante. Este hecho es la constatación de que la historia siempre es madre de todos los sucesos posteriores, incluso de los más dispares en cuanto a disciplinas de conocimiento se refiere.

Por lo tanto, no podemos evitar mencionar la minería aurífera en tierras de los astures como claro ejemplo de minería romana, diremos que cada tipo de yacimiento cuenta con distintas técnicas de extracción, siendo este punto donde los especialistas no se ponen de acuerdo, manteniendo posturas divergentes, y en ocasiones opuestas: así, para Sánchez-Palencia (1982) *“en los yacimientos primarios se utilizarían cortas a cielo abierto, trincheras, lavado superficial y minado, mientras que en los secundarios se aplicarían las técnicas de bateo, lavado superficial, surcos convergentes, zanja, canales, cortas de arrastres, cortas de minado al aire libre o ruina montium y minería subterránea”*. Por su parte Sáenz Ridruejo y Vélez Gómez (1974) se refieren *“al sistema de los arados o valleos, al de la ruina montium o las fucaronas, al de las coronas u ocelos, al de las conchas de erosión, a las trincheras y a la red de canales”*

A pesar de la disparidad en la descripción de los métodos de explotación, queda de manifiesto que los romanos sí poseen una importante tecnología minera con diversos métodos de explotación que combinaban la minería a cielo abierto con



la subterránea. Todos los autores coinciden en que la minería romana, no sólo introduce una innovación tecnológica importante, sino que supone una auténtica revolución en el campo de la prospección, no tanto en el estudio de la metalogenia, como en la aplicación práctica de sus métodos prospectivos para la localización de yacimientos, tanto primarios como secundarios, explotables.



Ilustración 3: Bocamina de una mina de oro romana en Navelgas (Asturias)

Los romanos combinan la minería subterránea con las explotaciones a cielo abierto, cuyo mayor y mejor conservado ejemplo es el complejo minero de Las Médulas, donde se combinan galerías y estructuras subterráneas con canalizaciones de agua y grandes cortas excavadas mediante *ruina montium*.

2.1.3.- Edad Media.

La minería medieval recoge la herencia romana-visigótica y no introduce grandes mejoras tecnológicas en los métodos de explotación, aunque sí en el uso de herramientas. La construcción de núcleos urbanos, castillos y construcciones religiosas, tanto catedrales e iglesias cristianas como mezquitas musulmanas, a lo largo y ancho de los reinos peninsulares, hace proyectarse con especial importancia la industria de la roca ornamental. Es especialmente importante la continuidad de la minería metálica en Sevilla y Huelva a lo largo de la época de dominación musulmana, fuente de riqueza de las comarcas asentadas sobre la faja pirítica



española, que con buen criterio potenciarían los reyes de Castilla tras la conquista. (Pérez Macías J.A., Carriazo Rubio J.L., 2007)

También se desarrollaron desde la época Omeya hasta bien entrado el S. XIV los yacimientos de hierro y zinc de la zona de Alquife (Granada) y Motril (Granada) (Martín Civantos 2006).

Aunque la pólvora aparece en la Península en el sitio de Algeciras por Alfonso XI de Castilla en 1343, al ser empleada por los árabes del reino nazarí como propulsor para su artillería, y ya se había fabricado en Inglaterra y Alemania desde 1340, su aplicación se limitó al uso militar hasta el Renacimiento. En 1403 se empleó por primera vez para minar los muros de una ciudad en el sitio de Pisa (Italia), pero su aplicación minera aún tardaría siglos en llegar.

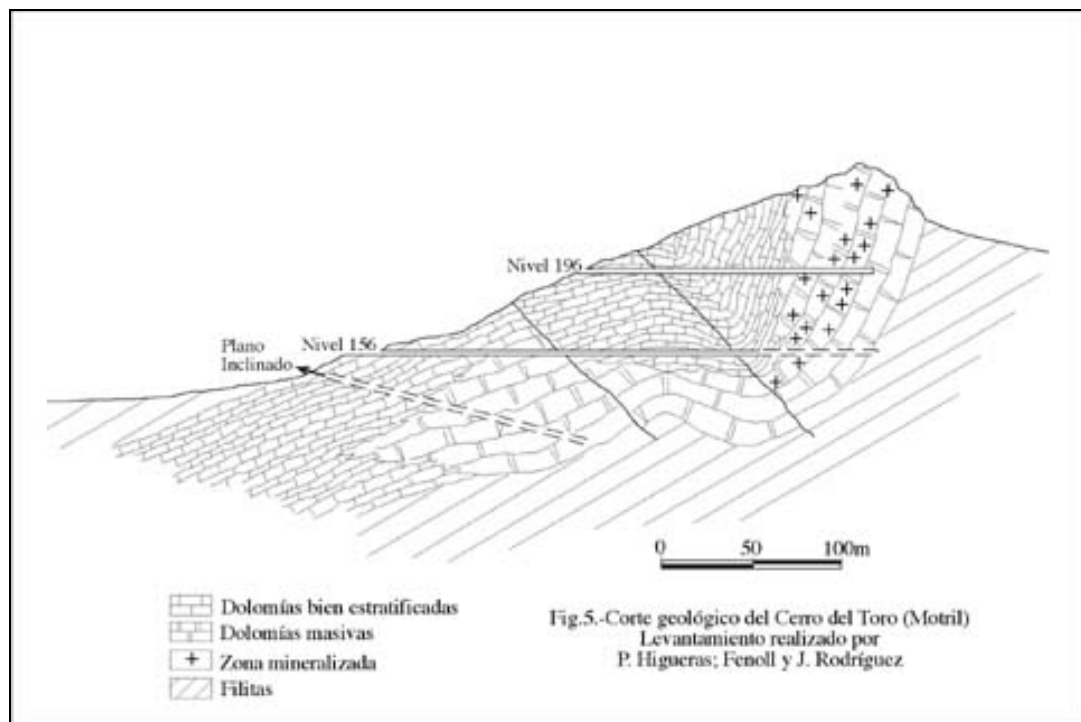


Ilustración 4: Corte geológico de la mina de Blenda (Esfalerita) del Cerro del Toro (Motril) explotada a lo largo de la Edad Media en la España andalusí (José María Martín Civantos, 2006)



En el campo de la tunelación no se encuentran grandes referencias en la bibliografía consultada sobre las obras subterráneas medievales, salvo la ejecución de túneles hidráulicos de pequeña sección en el norte de África y en los reinos musulmanes de la Península Ibérica.

2.1.4.- Edad Moderna.

En 1556, el alemán Georg Bauer (latinizado como Georgius Agrícola) edita su famoso “De re metallica” que es un compendio de doce volúmenes, con carácter enciclopédico, que recoge todo el saber de su tiempo en tecnología minera.



Ilustración 5: Grabado sobre labores mineras contenido en “De re metallica” de Georg Bauer, más conocido por su nombre latinizado "Georgius Agrícola"

Es interesante recorrer las páginas de estos volúmenes, donde se encuentran detalladas descripciones de mecanismos de ventilación, extracción, transporte, metalurgia, así como múltiples láminas ilustrativas de métodos extractivos, todo tipo de labores y descripción de herramientas. Durante la elaboración de la introducción de esta tesis, se ha manejado y podido consultar la traducción al inglés de Herbert Clark Hoover y Lou Henry Hoover (The Mining Magazine, Salisbury House, Londres, 1912) Al autor le gustaría destacar la gran capacidad didáctica de Agrícola, así como el detalle de sus láminas. De esta obra se obtiene una idea muy clara sobre la



minería de la Baja Edad Media y la primera centuria de la Edad Moderna, basada completamente en el arranque mecánico, muy condicionada por la ripabilidad de los terrenos y la concentración de las menas en rocas de muy bajas cualidades geotécnicas.

En 1475 se documenta el primer túnel moderno de uso civil no minero: la galería de Buco di Viso, de 75 m de longitud. Se tardarían cinco largos años en su ejecución completándose en 1480.

En la Península Ibérica, el primer túnel de la Edad Moderna del que se tienen referencias es la mina de Daroca, construida en la villa del mismo nombre entre 1555 y 1570 por Pierres Bedel. El túnel tiene 600 m de longitud, 6 m de anchura y altura variable entre los 7 y 8 m. El túnel, se construye *para conducir y desviar las aguas torrenciales que venían castigando la villa aragonesa* (Juncá Ubierna, 1990)

La pólvora negra fue usada por primera vez en minería en un pozo de una mina de plata de Banská Štiavnica, Eslovaquia, en 1627. En este mismo pueblo se estableció la primera academia de minería del mundo en 1762, bajo el patrocinio de la reina Maria Teresa de Austria. Este hecho marca un punto de referencia importante para esta tesis doctoral, ya que el uso de la pólvora como sustancia generadora de energía para el arranque de rocas, implica la generación de un alojamiento para esa pólvora prensada que se convirtió en antecesora de los explosivos. Aparece el barreno, como perforación cuya finalidad es contener la sustancia química generadora de la energía, en este caso la pólvora. Por lo tanto, se encuentra en esta introducción histórica un segundo punto de partida de esta tesis, de origen muy diferente al primero, pero introductor de la tecnología que origina la discusión técnica que se extenderá ampliamente a lo largo de la misma.

La introducción de la pólvora en la minería permitió aumentar las productividades y mejorar las técnicas mineras, incrementando así la generación de materias primas y sentando las bases de la incipiente Revolución Industrial. Se abre así un periodo clave en la historia de la humanidad, no sólo por la revolución tecnológica y mejora de las condiciones de vida que ello implicaba, sino también por los importantísimos cambios sociales que la Revolución Industrial estaba por traer.



Esta mejora de las técnicas mineras, se extendió rápidamente a la ejecución de obras subterráneas, construyéndose en 1707 el túnel “Urnerloch” en los Alpes, obra de Pietro de Ticino.

2.1.5.- Edad Contemporánea.

El tránsito de la Edad Moderna a la Edad Contemporánea a través de la Independencia de los Estados Unidos (1776) y de la Revolución Francesa (1789), no es sino la consecuencia de los enormes cambios socioeconómicos que implicaron las mejoras tecnológicas de una Revolución Industrial incipiente. La consecución de libertades universales en algunos estados, el desarrollo del capitalismo y el enriquecimiento de la burguesía, permitieron un mayor acceso a la cultura y la ciencia, así como un mayor patrocinio de la misma, aumentando así la velocidad de desarrollo (aceleración tecnológica) de la humanidad (Cook, Chris: “Historia Universal”, Alianza, 1994)

2.1.5.1.- Aparición del Ferrocarril y de los grandes túneles.

El desarrollo del ferrocarril como medio de transporte, no sólo introdujo mejoras en el transporte de la sociedad industrial-revolucionaria, sino que introdujo una necesidad de líneas ferroviarias, que por sus trazados de suaves pendientes y curvas amplias, no pueden adaptarse, ya en su proyecto, a la orografía de los lugares por los que discurren. Debido a esta circunstancia, el desarrollo de los ferrocarriles en Europa, supone un acelerador importante de la evolución de la tecnología de ejecución de túneles. El primer túnel ferroviario (para una línea hipomóvil) fue el de Terre-Noir, en Francia, de la línea Roanne-Adrezieux, construido en 1826, con 1476 m de longitud, 5 m de altura y 3 m de anchura.

La primera referencia de ejecución de túneles en Inglaterra, se encuentra en 1825, cuando Marc Brunel excavó el túnel bajo el Támesis entre Rotherhithe y Wapping, utilizando una rudimentaria tuneladora patentada por él mismo. Se trataba de una máquina semimecanizada en cuyo seno trabajaban los operarios mediante



arranque manual. El túnel no fue inaugurado hasta marzo de 1843, por la reina Victoria, tras casi veinte años de obras y dificultades. (Parcher 1999).

Su hijo, Isambard Kingdom Brunel fue designado por su padre como ingeniero jefe de la excavación del túnel y aprovecharía los conocimientos adquiridos en obras posteriores, convirtiéndose en el ingeniero más famoso de la revolución industrial británica. Los primeros túneles ferroviarios en Gran Bretaña son obra de Isambard Kingdom Brunel, en la línea de ferrocarril entre Liverpool y Manchester. Fueron dos túneles, uno de 4,8 km y otro de 1,6 km. Aunque hoy sean distancias relativamente cortas de ejecución sencilla, resultaron una auténtica proeza para su época.

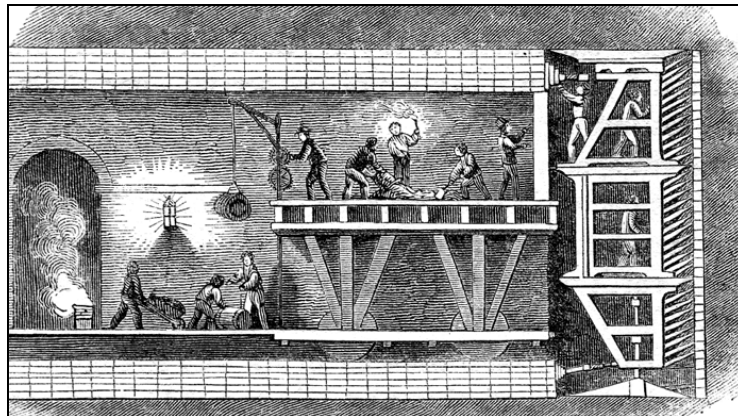


Ilustración 6: Grabado de la época sobre la tuneladora de Brunel empleada en el primer túnel bajo el Támesis.

Ya en la segunda mitad del siglo XIX se produce un avance impresionante con la construcción de los grandes túneles alpinos de ferrocarril. Los nombres de Mont Cenis, San Gotardo y Simplón constituyen la triada en la titánica lucha de perforar los Alpes y que marca el punto de mayor tensión en la Historia de los túneles hasta ese momento.(Juncá Ubierna 1990) Baste recordar que la longitud respectiva de estas galerías es de 12,6 km, 15,2 km y 19,7 km y los medios disponibles eran todavía modestos, aunque ya se utilizaron perforadoras de aire comprimido (obra de Sommeiller) y explosivos rudimentarios.

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



En Estados Unidos, la revolución industrial sigue una evolución paralela a la europea, construyéndose los dos túneles bajo el río de Chicago en 1869 y 1871. También en Norteamérica, a finales del siglo XIX se haría famoso el túnel de Saint Clair por ser el primero en utilizar un escudo de 6,45 m de diámetro para unir la orilla estadounidense con la canadiense bajo el canal de Saint Clair.

2.1.5.2.- La nitroglicerina y los explosivos modernos.

La nitroglicerina fue sintetizada en el año 1846 por el químico italiano Ascanio Sobrero, descubriendo así la sustancia que serviría de base a los explosivos modernos.

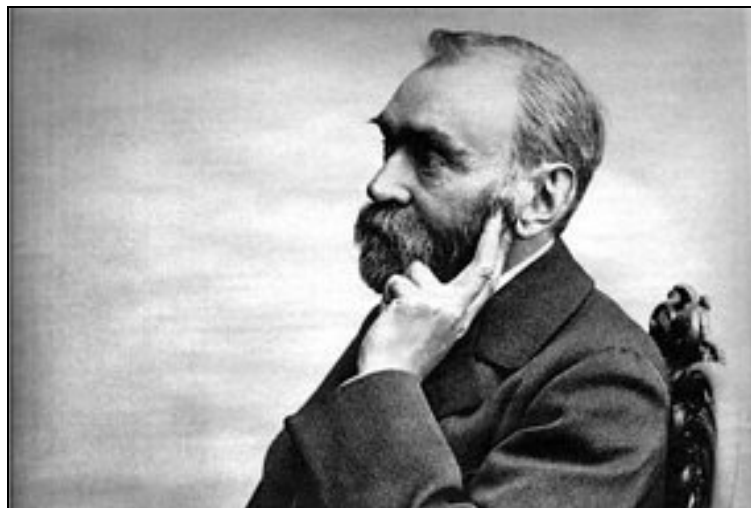


Ilustración 7: Alfred Nobel, inventor de la dinamita y con ella de los explosivos modernos.

En 1867, el sueco Alfred Nobel ideó absorber la nitroglicerina por una materia porosa e inerte como el sílice, polvos de ladrillo, arcilla seca, yeso, carbón, etc. buscando una mezcla estable que le permitiera utilizar el enorme poder explosivo de la nitroglicerina, disminuyendo el riesgo de su manipulación. Inventó así la dinamita, compuesta por nitroglicerina y arenas diatomeas (con alto contenido en dióxido de silicio). La invención de Nobel, que él mismo patentó un año después de su descubrimiento, no sólo le permitió amasar con su fabricación una de las mayores



fortunas de su tiempo, sino que introdujo en la industria, y especialmente en la minería y ejecución de obras subterráneas, una nueva revolución tecnológica.

En Estados Unidos, en la década de 1860, se empleó por primera vez nitroglicerina en la excavación del túnel de Hoosac.

2.1.5.3.- La minería y obra subterránea contemporánea.

Con la invención de la dinamita y los explosivos modernos, contemporáneos a importantes avances en disciplinas como la neumática, la hidráulica, la electrotecnia, la electrónica, la geología y la mecánica de rocas a partir de mediados del siglo XIX, la minería y la ejecución de obras subterráneas experimentarán en apenas unas décadas un avance muy superior al camino recorrido por la humanidad en los dos millones de años anteriores.

La minería seguirá proveyendo de materias primas a toda esta industria en expansión, incluyendo la tecnología descrita de fabricación de túneles. Es en el siglo XIX cuando se puede fijar la transformación del arte de ejecución de obras subterráneas en la tecnología de tunelación tal y como la conocemos hoy en día en sus diversas variantes. La humanidad verá entrar el siglo XX conociendo ya los métodos de perforación y voladura así como la excavación mecánica y la excavación mediante tuneladoras, de forma que a partir de entonces ya no prima el desarrollo de nuevos métodos, sino la introducción de continuas mejoras en cuanto a maquinaria, materiales, seguridad, organización del trabajo y todas aquellas disciplinas anexas a la ingeniería de estas obras.

En cuanto a las técnicas mineras, sería muy extenso describir la proliferación de la actividad minera a lo largo del siglo XIX, pero no se puede dejar de mencionar la importancia de las grandes cuencas de carbón, en torno a las cuales se asentaron las mayores industrias siderúrgicas que perviven hasta nuestros días. No ha de olvidarse que en la época decimonónica, los combustibles fósiles fueron la única fuente de energía de relevancia (especialmente con capacidad para atender la gran demanda energética de una gran industria, todavía poco eficiente) así como materia prima para la obtención de productos siderúrgicos. Por otra parte, la gran



revolución de las infraestructuras, no sólo con el tendido de vías férreas, sino también con la demanda de acero para la construcción naval, así como de locomotoras y maquinaria pesada industrial.

También se inicia la era del petróleo por estas fechas, que provocaría, junto con la minería, importantes movimientos geopolíticos en el futuro, especialmente en los imperios coloniales asiáticos y africanos de las potencias europeas, el incipiente imperio japonés y la propia Norteamérica.



Ilustración 8: Las guerras anglo-boers (1880-1902) son un claro ejemplo de conflicto bélico originado por el control de las materias primas y los yacimientos minerales en los Imperios Coloniales de finales del S. XIX y principios del XX, que desembocarían en la primera Guerra Mundial.

Estas tensiones supranacionales por el control de las materias primas, junto a los nacionalismos exacerbados derivados de la filosofía Hegeliana y enfrentados con el socialismo, el comunismo y otras ideologías de clase, universales y por lo tanto contrapuestas a los nacionalismos, desembocarían en las dos Guerras Mundiales, que han sido sin duda el hecho histórico más relevante de la Edad Contemporánea y que suponen (especialmente el segundo conflicto, gestado sobre la equívoca resolución del primero) la gran hoguera de cuyas cenizas renacen las

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



naciones y sociedades democráticas modernas tal y como hoy se conocen (aunque algunos países tuvieran un recorrido más largo a través de regímenes dictatoriales o de partido único desde el final del conflicto hasta la democracia actual)

Mucho más relacionado con el control de las materias primas (y por lo tanto con la minería) que con la confrontación de ideologías, están los deficientes procesos de descolonización de África, Oriente Próximo y Asia, que aún hoy en día generan conflictos de influencia a nivel mundial y que han impedido a muchos países de estas áreas, entrar en la comunidad internacional con pleno derecho hasta hace pocos años.

No se ahondará en la descripción de la tecnología del Laboreo de Minas a lo largo del XIX, porque sería extenderse en exceso fuera del tema de esta tesis. Dentro de la tecnología minera, el presente trabajo se centra en la perforación en concreto, por lo que merece la pena dedicar un capítulo introductorio propio sobre este aspecto.



2.2.- EVOLUCIÓN HISTÓRICA DE LA TECNOLOGÍA DE PERFORACIÓN DE BARRENOS.

2.2.1.- Desde los orígenes hasta el siglo XIX.

Existen referencias a la perforación de pozos a lo largo de toda la historia. En el apartado anterior se han descrito sucintamente métodos mineros neolíticos y posteriores que se limitaban a la excavación de pozos como método de extracción (Consuegra / Gallego / Castañeda, 2004). Es evidente que el ser humano desarrolló sistemas de perforación anexos a la mera excavación de huecos con medios mecánicos. Las tecnologías de perforación a lo largo de la historia irán variando a medida que se requieran nuevas necesidades para nuevos tipos de taladros.

El primer sistema de perforación que nos encontramos en la historia es la perforación por percusión. En el siglo III a.C. está documentado el uso de perforaciones por percusión en el Egipto helenístico, para la confección de pozos de agua, guía de otras excavaciones o comunicación de excavaciones subterráneas. También en el antiguo Egipto hay indicios de perforación por rotación, empleando la torsión de cordeles de cáñamo sobre una estructura base (Isaac Asimov: “Los egipcios” 1967)

En Asia, también existen indicios de la existencia de métodos muy refinados de perforación por rotopercusión, con sistemas de extracción de ripio a través de tubería de madera en China. La invención de los lodos de perforación, sin que esté datada con exactitud, se puede situar en China hace 2.000 años.

La historia de la perforación de pozos, está muy ligada a la ejecución de pozos de agua en los periodos históricos preindustriales y especialmente a la perforación petrolífera a partir de la Revolución Industrial y la invención del motor de explosión. En 1859 Edwin Drake perforó el primer pozo de petróleo en Pensilvania (Estados Unidos). Pero no se entrará en la historia de esta tecnología, sobre la que abunda la literatura, ya que no es la perforación petrolífera ni de sondeos (independientemente de la finalidad de los mismos, ya sean hídricos, parte de obras



de cimentación, pilotaje o de investigación minera y geotécnica) el objeto de esta tesis, sino la perforación de barrenos.

Se define barreno como “agujero relleno de pólvora u otra materia explosiva, en una roca o en una obra de fábrica, para volarla” (Diccionario de la Real Academia Española, 22ª Edición) Por lo tanto, esta reseña debe comenzar en Banská Štiavnica, Eslovaquia, en 1627, donde se emplea por primera vez la pólvora con usos mineros. Dado que los primeros barrenos para la voladura de rocas son taladros cortos, los primeros métodos de perforación combinan los esfuerzos de rotación y percusión con medios mecánicos rudimentarios, similares a los descritos en “De re metallica” (Agrícola, 1556) cuya única evolución tecnológica en los casi cien años transcurridos habían sido las mejoras del hierro en la fabricación de las herramientas empleadas. Estas primeras perforaciones eran de ejecución tan costosa, que hasta 1644 sólo se dieron 44 barrenos en toda la comarca minera (Ezquerro, 1839)

No es hasta el siglo XIX, con el uso del aire comprimido como elemento de transmisión de energía y la invención de la dinamita como explosivo de segura manipulación, cuando la perforación de barrenos deja de ser un “arte minero” para convertirse en una auténtica tecnología.

En 1839, el Ingeniero de Caminos e Ingeniero de Minas Joaquín Ezquerro del Bayo, edita un manual de Laboreo de Minas, que supone un interesante compendio en nuestra lengua donde realmente se detalla la ejecución de barrenos. Se describen las herramientas y usos para la ejecución del “*quebranto de rocas mediante barrenos cargados con pólvora*” (Ezquerro, 1839) Este ingeniero de minas describe perfectamente el origen de la perforación de barrenos, marcando el emboquille con la “punterola” y el “martillo” y a continuación abocando la barrena, que no es más que una punterola estriada en el extremo y plana por detrás para golpear con el martillo. Así, los mineros del siglo XIX sujetaban la barrena, descargaban el golpe y a continuación giraban la barrena con sus manos, dotándola así de una rotación primigenia que no era sino un cambio de posición de ataque del extremo cortante. Se está ante una perforación rotoperkusiva en que la energía



procedente del operario se transmite a la herramienta de corte a través de la barrena.

El trabajo de Ezquerro es tan interesante que incluso plantea el problema de ingeniería que da título a esta tesis. Ya detalla la cantidad de punterolas que un picador debe introducir en la mina por relevo, hace una estimación de consumo de las mismas y describe diferentes diseños de barrenas, muy influenciado por la tecnología alemana de la época (Ezquerro era miembro de la Real Academia de Minería de Sajonia).



Ilustración 9: Retrato de Joaquín Ezquerro del Bayo.

Los trabajos de Ezquerro recogen el conocimiento de los mineros españoles de su tiempo, recopilando toda la información de su época sobre la importante minería metálica de la Sierra de Almagrera (Ezquerro del Bayo, J.: “Descripción de la Sierra de Almagrera y su riqueza actual”, Anales de Minas II, Madrid 1841)

La tecnología de perforación de barrenos se desarrollará a lo largo del periodo decimonónico sin mayores adelantos que la mejora de los materiales siderúrgicos



hasta la introducción del aire comprimido y la aparición de los martillos de perforación neumáticos.

2.2.2.- La aparición del Metalduro.

Una nueva revolución tecnológica en este campo de estudio llegaría con la aparición del carburo de tungsteno o carburo de wolframio. El carburo de wolframio fue descubierto por el químico y Premio Nobel francés Henri Moissan en 1897. Buscando conseguir diamante artificial, mezcló partículas metálicas de wolframio y de azúcar (por su contenido de carbono), calentando la mezcla a alta temperatura. El resultado fue una masa azul oscura de una gran dureza: el carburo de wolframio. Sin embargo aunque registró su descubrimiento e identificó los componentes, su extrema fragilidad lo hacía inoperante. No sería hasta el año 1923 cuando unos ingenieros de la fábrica berlinesa de bombillas Osram (con licencia de General Electric, quien poseía las patentes) lograron sintetizar un producto a base de carburo de wolframio utilizando como aglomerante un 10% de cobalto. El cobalto dio tenacidad a la aleación resultante lo que permitía su uso industrial. De ese modo, culminaron su búsqueda de varios años para producir un "metal duro como el diamante" (en alemán: Hart Metall Wie Diamant, de ahí el nombre común de Widia con el que más tarde se patentaría).

El fabricante de acero Krupp, proveedor de Osram, se mostró de inmediato interesado en el descubrimiento y compró en 1925 los derechos de producción. Krupp quiso desarrollar el invento aplicándolo también como material para herramienta de corte. En recuerdo de la motivación de sus descubridores, patentó este nuevo material con el acrónimo WIDIA (Wie Diamant), pero antes tuvo que librar una batalla legal con la empresa alemana Walter (de Tübingen), que había desarrollado un material similar llamado DINYT. Hubo un acuerdo entre Krupp y Walter: este último renunciaba a sus derechos sobre el nuevo material, y a cambio Krupp se comprometía a no fabricar herramientas de fresado durante 40 años.

Las primeras herramientas de corte se mostraron en la Feria de Leipzig en 1927 en el stand de la empresa Robert Zapp, distribuidora universal por entonces de todos los productos Krupp. Para economizar el material, las herramientas se

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



construían con el mango de acero y en el extremo se soldaba el filo de Metalduro. Su inventor fue Walter Dahwil, ingeniero Jefe de Desarrollo en el nuevo departamento de Krupp, y servía para torneear piezas de fundición gris e hileras de metalduro.

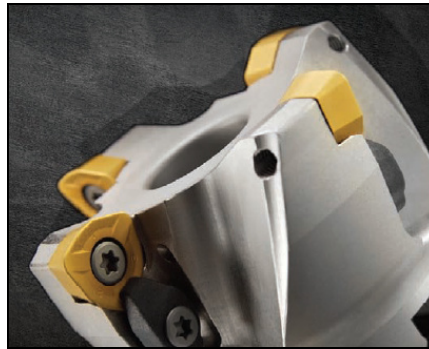


Ilustración 10: Insertos de metal duro sobre matriz de acero en una herramienta de corte.

Paralelamente, General Electric desarrolló su propio Metalduro. En 1925, bajo la dirección de Samuel Hoyt, se creó un departamento en Michigan llamado Carbolloy, con objeto de producir este material a un coste menor. Hoyt consiguió reducirlo a la cuarta parte en menos de 5 años. El material perdió entonces su aura de metal exótico y empezó a ser considerado por los ingenieros para desarrollar nuevas aplicaciones, entre ellas la perforación de rocas que es objeto de esta tesis.

Durante los años 30, la empresa Distribuidora Krupp y General Electric acordaron un cartel que excluía la competencia. Krupp no interferiría en los negocios americanos de GE, y GE no entraría en el mercado europeo. Durante unos años se mantuvo un precio artificialmente alto que reportó grandes ganancias a ambas compañías. Este cartel germano-norteamericano tuvo gran influencia en la minería, especialmente en la española. No sólo sirvió para crear toda una nueva tecnología de materiales de perforación, sino también para desarrollar ampliamente la minería del wolframio en países ricos en este mineral. Esta minería significó un motor importantísimo para la economía española del periodo de entreguerras, convirtiendo en prósperas comarcas mineras a diversas zonas del noroeste de España (Stevens, 1999)



La Segunda Guerra Mundial y la carrera armamentística que le precedió, supusieron un nuevo empujón al sector del Metalduro y sus aplicaciones en minería. En 1942, la compañía sueca Sandvik comienza la fabricación de herramientas soldadas marca Coromant (Acrónimo de Corona y Diamante) Corona era la marca comercial con la que se conocían los aceros rápidos (High speed steel, más conocidos como HSS) de Sandvik en la época. Sandvik, originaria de una zona geográfica de amplia tradición en minería metálica y obras subterráneas (y por lo tanto en perforación en rocas duras) desarrolló ampliamente sus productos de aplicación minera, siendo en pocos años líder de este sector.

A Coromant-Sandvik le debemos la invención de las bocas de botones de perforación, que serán objeto principal de estudio de esta tesis.

2.2.3.- De la introducción del aire comprimido a los martillos hidráulicos.

Como ya se ha descrito citando las descripciones de Ezquerro en la Sierra de Almagrera, la perforación se realizaba a mediados del siglo XIX con toda una gama de barrenas de hierro y martillos manuales de mangos flexibles y de corta longitud, para poder realizar con precisión y agilidad en las pequeñas secciones subterráneas la labor de golpeo.



Ilustración 11: Grabado idealizado de la ejecución de voladuras en la excavación del túnel de Hoosac (<http://www.mindfully.org>)



El aire comprimido se presenta como sistema transmisor de energía para la mina en París en la década de 1860. Su expansión mundial es tan rápida como eficiente su uso.

En 1861 se ejecuta el túnel del Monte Cenis, primero en atravesar los Alpes con perforación y voladura. En este túnel ya se utilizan martillos neumáticos muy rudimentarios, diseñados por Sommeiller. En 1866 se culmina la ejecución del túnel de Hoosac, en Estados Unidos, con el mismo método, empleando los rudimentarios y pesados primeros martillos de perforación. Luego llegarían los citados gigantes alpinos de San Gotardo y Simplón.

En 1870, los fabricantes de material de perforación Ingersoll y Rand, construyeron su primer martillo de perforación, recogiendo las experiencias previas europeas. El diseño constaba de dos pistones y una válvula que iba alternando el paso del aire comprimido de uno a otro para conseguir el golpeo, pero a través de un engranaje, que accionaba el mecanismo. Esta invención abrió un amplio espectro de nuevos problemas a resolver: la elasticidad de las barrenas por una parte, el problema de que el engranaje no soportaba los esfuerzos, la propia energía de propulsión del mismo etc. Para las herramientas de aquella época, el método era especialmente agresivo y poco efectivo (Lees, 2001)

En Europa, hay varios diseños de martillos de perforación de mediados del siglo XIX. Uno de ellos corre a cargo de Mokean, en Suiza, para la ejecución de túneles en el país alpino. Pero su elevado peso lo hace poco útil para minería. El alemán Carl Sachs aportaría su propio diseño que tampoco tuvo éxito. (Lees, 2001) El primer martillo de diseño similar a lo que conocemos hoy en día, con pistones libres que golpean la barrena, accionados directamente por el fluido transmisor de energía, es el del ingeniero de minas sueco Schramm, a cuyo diseño se le planteaba el problema de la regulación de la frecuencia de golpeo, que era tal que lo hacía difícilmente practicable. A pesar de los inconvenientes, estos diseños se extendieron pronto por todo el mundo, especialmente en la minería metálica, dada la alta dureza de las rocas a perforar, que requería de cualquier sistema mejor que el manual por complejo que éste fuese.



En Estados Unidos, los diseños de Ingersoll y Rand se fueron mejorando y en 1877, en California, ya estaba extendido el uso de martillos de aire comprimido. Rand Drill Company funda en Nueva York una fábrica de martillos en 1887, publicitando en esta época sus modelos “Slugger” y “Little Giant”, así como sirviendo con los equipos de perforación, los compresores y accesorios correspondientes (Lees 2001)



Ilustración 12: Simon Ingersoll, artífice de los primeros martillos de perforación neumáticos en Estados Unidos.

La perforación con aire comprimido se desarrolló ampliamente a través del mundo anglosajón a finales del siglo XIX, con el desarrollo de la minería metálica en los imperios coloniales. La carrera armamentística europea que precedió a la Primera Guerra Mundial y la fuerte industrialización en torno a la siderurgia y metalurgia, hizo que la demanda de metales y combustibles fósiles se disparara en los últimos años de la centuria, provocando incluso varias guerras coloniales entre los imperios de la época. Comenzaron las grandes prospecciones y puesta en marcha de proyectos mineros en Canadá, Australia y Sudáfrica, sentando las bases de lo que hoy en día son los países líderes en tecnología minera. En 1876, en Nueva Gales del Sur y Queensland (Australia) ya se patentan sistemas de aire comprimido y martillos de barrenar para las minas de oro del norte del país. En la feria de Sydney de 1880, Ingersoll presenta sus nuevos diseños, muy

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



perfeccionados. El desarrollo de la tecnología es exponencial y en la feria de Melbourne, en 1888 encontramos diversos fabricantes como los británicos Hayle y Robinson y los norteamericanos McBullock de Chicago. (McCarthy 1985)

Paralelamente, aunque su origen no fue la construcción exclusiva de elementos de perforación, en estos tiempos aparecen grandes compañías industriales que supondrán el futuro de esta tecnología. Sandvik fue fundada 1862 por Mr Göran Fredrik Göransson para la fabricación de aceros y AB Atlas nace en 1873, fundada por el joven ingeniero sueco Eduard Fränckel como fabricante de raíles para ferrocarril.

En 1905 el ingeniero Gustav Ryd inicia la producción del primer martillo neumático de perforación de roca Atlas, accionado por pistón, mejorando los primigenios diseños mencionados, especialmente tras la invención de un nuevo tipo de válvula similar a las que se emplean hoy en día. Previamente, en 1902 se había iniciado la construcción de compresores Atlas.

En 1905, la formación de la compañía Ingersoll-Rand, crea un gigante del diseño y construcción de martillos, aunque en esta industria no se formaría un cartel exclusivo como se comentó en la primera época del Metalduro, ya que se ha visto que desde los inicios proliferaron los fabricantes y abundaron las patentes sobre esta tecnología. La no exclusividad de las patentes, origina que a lo largo del siglo XIX la evolución de los martillos de perforación sufre una aceleración continua con la puesta en marcha de nuevos sistemas tecnológicos, desarrollados por diferentes fabricantes, hasta desembocar en el martillo de accionamiento hidráulico en 1970, más extendido hoy en día.

La especialización de AB Atlas en aire comprimido y generación de energía, les hizo irrumpir en el campo de los motores Diesel, creando en 1930 los primeros compresores portátiles del mundo, diseñados por los ingenieros Herman Pyk y John Munck. Este descubrimiento sí supondrá una nueva revolución en la perforación de rocas, al permitir diseñar equipos de perforación móviles, capaces de desplazarse sin necesidad de una instalación industrial de aire comprimido, imprimiendo un

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



nuevo giro y abriendo un nuevo cauce por el que discurrir la perforación minera, y por extensión la perforación de barrenos.



Ilustración 13: Barrenistas perforando con martillo manual neumático, con columna empujadora también neumática.

El paso de la neumática a la hidráulica fue mera consecuencia del desarrollo industrial del siglo XX, de forma que conocidas las ventajas de los fluidos hidráulicos como transmisores de energía, todos los fabricantes optaron por desarrollar sus gamas de equipos de perforación hidráulicos (ya sean termohidráulicos o electrohidráulicos)

Los martillos de perforación hidráulicos aparecieron en 1970 y aún no han desbancado del todo a los neumáticos, aunque es probado que a pesar de su mayor coste, suponen mayores rendimientos de perforación, mayor capacidad de transmisión de energía, mayor durabilidad de los equipos, mayor adaptabilidad a la automatización y menor coste de mantenimiento. En 1974 los fabricantes de maquinaria de perforación comienzan a introducir de forma mayoritaria martillos hidráulicos. Ambos sistemas cohabitan hoy en día tanto en la minería como en la ejecución de obras subterráneas y son pues parte del presente y no de la historia.



2.3.- LA IMPORTANCIA DE LA PERFORACIÓN EN LA ACTUALIDAD.

2.3.1.- Aumento mundial de actividad minera y de construcción.

Como ya se introdujo en el prefacio de esta tesis, la minería y la ejecución de obras civiles son pilares básicos sobre los que se sustenta la prosperidad de las sociedades actuales. No sólo sirven como medio técnico para mantener los altos niveles de riqueza y actividad económica de los países desarrollados, sino que son uno de los instrumentos principales a través de los cuales los países en vías de desarrollo han conseguido iniciar el camino de la convergencia tecnológica, económica y social.

La globalización económica, la mejora de las comunicaciones y capacidad de gestionar mercados a nivel mundial empleando las herramientas de transmisión de datos a través de la red, la mejora de los transportes y los necesarios cambios políticos y culturales, han permitido a muchos países iniciar un camino de mejora tecnológica y económica desconocido en la historia de la humanidad por su celeridad. Muchas naciones, tras haber pasado varias décadas desestructuradas por la rápida y no siempre eficaz descolonización que siguió a la Segunda Guerra Mundial, y tras haber superado las fricciones internas entre grupos políticos, étnicos o religiosos, han alcanzado el clima de estabilidad necesario para permitir a su industria y tejido socioeconómico despegar en su crecimiento en busca de la convergencia con los países desarrollados. Así, estados que hasta hace poco eran clasificados por la OCDE como países subdesarrollados, entran hoy día en el enorme saco de los países en vías de desarrollo, a la vez que otros que iniciaron su andadura antes o en mejores condiciones iniciales ya se pueden incluir entre las naciones más desarrolladas del mundo.

La minería y ejecución de obras civiles están directamente ligadas a este desarrollo.

Por una parte, la explotación de los recursos minerales ha permitido a estos países, no sólo conseguir materias primas necesarias para su industria, sino también aumentar sus exportaciones a países más desarrollados, con precios

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



ventajosos derivados de los bajos costes de explotación, directamente relacionados con el retraso socioeconómico de su población. El aumento de las exportaciones y la captación de divisas ha permitido que sus sistemas financieros se adapten a los mercados mundiales y mejorar las balanzas de pagos, así como reducir su dependencia exterior. Además, en el caso concreto de la minería, muchos de estos países de menor grado de desarrollo, que habían vivido situaciones de guerra civil o alta inseguridad durante décadas, cuentan con los mejores yacimientos del mundo en todo tipo de menas, dado que por un mero razonamiento estadístico, en el caso de que la riqueza geológica fuera equiparable en todos los continentes, han comenzado a explotar hace pocos años sus yacimientos, mientras que en Europa, como ya se mencionó en la introducción histórica, se llevan extrayendo desde hace dos mil años y doscientos años en Norteamérica.

Además de los procesos de extracción y concentración de minerales de todo tipo, se ha de tener en cuenta que los mismos factores que impidieron a lo largo de la historia reciente la puesta en marcha de proyectos mineros, también frenó notablemente las actividades de investigación, por lo que muchas riquezas minerales aún están por descubrir, algo poco probable en Europa o Norteamérica.



Ilustración 14: Mina de oro en Indonesia. Fotografía de Randy Olson. (National Geographic 2009)



La explotación de los recursos en los países subdesarrollados, suele estar en manos o ser propiciado (al menos tecnológicamente) por grandes compañías multinacionales de origen europeo o del mundo anglosajón. Pero a medida que la riqueza de las actividades mineras revierte en el país huésped, éste mejora su capacidad de influencia y negociación, consiguiendo cada vez mayor participación, bien sea a través de empresas propias, o bien sea mediante regalías impuestas por los gobiernos a las empresas extranjeras. Si se sigue la evolución de la prospección y extracción petrolífera a lo largo del siglo XX, se ven ejemplos ya consolidados, que incluso han llevado al grado máximo el nivel de desarrollo, de estas situaciones actuales que se están describiendo. Es el caso de Arabia Saudí, Kuwait, Qatar ó Emiratos Árabes Unidos (Yergin D. 1992).

Una vez que los países en vías de desarrollo comienzan a generar riqueza propia en mayor escala, se debe poner en marcha la construcción de infraestructuras que permitan a la nación seguir tejiendo su tela de araña económica, propiciando el mercado, el transporte y la evolución del resto de actividades. Por lo tanto, aquí aparece el otro objeto que se menciona, ligado a este desarrollo: las obras públicas. Parte de la riqueza generada y captada por los gobiernos en vías de desarrollo, ya sea vía impuestos, regalías ó participaciones en las empresas explotadoras de los recursos, se invierte directamente en el propio país a través de las infraestructuras.

En las tecnologías de construcción, de nuevo son los países desarrollados quienes al principio de esta etapa invertirán en las grandes obras, pero generando con su actividad una cesión de tecnología implícita en el propio trabajo y facilitando la aparición de empresas locales, en defensa de sus costes de explotación, pero capacitándolos para que al cabo de una generación, el propio país pueda incluso autoabastecerse en servicios de construcción. Este proceso que parece ser lógico y sencillo e ir en contra de los intereses de las grandes economías mundiales, es inevitable y ello se deduce de la mera observancia de la historia reciente de nuestro planeta.



Ilustración 15: Tuneladoras Lote-1 de los Túneles de Pajares (www.adif.es)

Además, este crecimiento se retroalimenta, puesto que los países en vías de desarrollo, a medida que aumentan su crecimiento económico, requieren de mayor cantidad de materias primas de todo tipo, por lo que aumenta la demanda de actividad extractiva minera a nivel interno y también mundial.

2.3.2.- La importancia de la perforación.

Dentro del sector de la minería y la obra pública, la perforación es, sin duda, una de las labores más relevantes de esta actividad. El movimiento de tierras es el primer paso dentro de toda excavación civil y no siempre los terrenos son ripables. Su excavabilidad obliga en muchos casos al uso de explosivos para su arranque. De igual forma, no se concibe la actividad extractiva minera moderna sin el uso del explosivo, estando incluso arraigada en la cultura popular de nuestra sociedad la asociación de ideas “minería-explosivo”. Esta dependencia técnico-económica de nuestra sociedad del uso de materias explosivas en el arranque, implica el mismo grado de asociación con la perforación, ya que tanto en cielo abierto como en labores subterráneas, la tecnología de voladuras está asociada indisolublemente a la tecnología de perforación.



Es indudable que el campo de las perforaciones es muy amplio y no se puede restringir el mundo de la perforación a su uso para la ejecución de barrenos para voladuras. Entre los usos más frecuentes de la perforación se pueden destacar:

- Prospección y extracción hidrocarburos.
- Exploración minera.
- Pozos de agua.
- Inyecciones y cimentaciones.
- Aprovechamientos geotérmicos.
- Perforación para voladura.
- Anclajes para estabilidad de terrenos.
- Sostenimiento en obras subterráneas.
- Microtunelación para introducción de servicios en áreas urbanas.
- Conducciones de ventilación.
- Pozos de transporte.

Pero no es objeto de esta tesis el hacer un recorrido por la perforación en general, sino que se ceñirá al estudio de un apartado concreto, como es la perforación para voladura.

2.3.3.- Perforación de barrenos. Perforación para voladura.

Dentro de la tecnología de perforación y voladura existen diversas teorías y escuelas. No vamos a ahondar en este campo que es de estudio obligado para los ingenieros de minas. Simplemente expondremos una breve reseña introductoria en la línea de los apartados anteriores.

Se debe distinguir, dentro de la perforación para voladura, entre los trabajos de exterior o a cielo abierto y los trabajos subterráneos. Se puede hacer esta clasificación siempre teniendo en cuenta que en cualquiera de los dos tipos existen perforaciones de barrenos de gran diámetro y perforaciones de pequeño diámetro.

La diferenciación entre barrenos de pequeño y gran diámetro, proviene directamente de la tecnología de voladuras que se aplique. Para más información

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



sobre este aspecto se recomienda los trabajos de Richard L. Ash en 1963, donde se detalla en función de la teoría de voladuras que se emplee para el cálculo la clasificación de los barrenos. También se pueden consultar las publicaciones de Langefors y Khilstrom sobre el tema y los artículos publicados por J.C. Konya a lo largo de los años setenta en distintas revistas especializadas.

Simplemente se quiere poner de manifiesto que el diseño del barreno de perforación, objeto de la misma, depende del cálculo o diseño de la voladura que se necesite hacer. Como hemos dicho, no se ahondará en la teoría de voladuras, dado que no sólo no es objeto de esta tesis sino que la extendería innecesariamente. Se va a partir del barreno como objeto, independientemente de cómo se llegue a su diseño. Sí se distinguirá a lo largo de este trabajo entre perforaciones subterráneas y perforaciones a cielo abierto, dado que la maquinaria empleada, factor importantísimo en toda la investigación realizada para la elaboración de esta tesis, sí está condicionada plenamente por esta circunstancia.

La ejecución de barrenos de exterior o a cielo abierto, se realiza con diferentes tipos de perforadoras en función del diámetro y longitud del mismo. El medio más extendido de perforación y voladura es el carro de perforación convencional. La parte de esta tesis que versa sobre la perforación de exterior, se ha hecho sobre los trabajos de campo obtenidos con un carro de perforación Atlas ECM 660 IV, cuyas características detallaremos en el apartado correspondiente.

En trabajos subterráneos, dada la limitación de los huecos y de las cargas de los barrenos por otros factores, se suele trabajar con diámetros menores. En trabajos de avance de obras lineales, ya sean galerías de estructura y preparación en minas o ejecución de túneles, se emplean fundamentalmente jumbos. En trabajos de producción de minería, el espectro de perforadoras es mayor, pudiéndose utilizar los mismos jumbos de preparación, perforadoras de producción de barrenas extensibles o carros de perforación similares a los de exterior adaptados a las circunstancias subterráneas. La parte de esta tesis que versa sobre trabajo subterránea y que es la más extensa, se ha realizado con jumbos de dos brazos Tamrock 205-40.



2.4.- EVOLUCIÓN RECIENTE DE LA OBRA SUBTERRÁNEA Y LA MINERÍA EN ESPAÑA.

2.4.1.- El crecimiento pujante de un sector minoritario.

En la ejecución de túneles se unen dos sectores de pujante interés social y económico. Por una parte, la elevada aceleración del grado de desarrollo del país en los últimos años ha generado sucesivos planes de construcción de infraestructuras acometidos por diferentes Gobiernos, con el fin de modernizar el país, mejorar el tejido de comunicaciones y favorecer el crecimiento económico con el abaratamiento de los transportes y la mejora de la logística a todos los niveles.

Por otro lado las sociedades occidentales tecnológicas, como la nuestra, se han concienciado a través de sus instituciones, de la necesaria protección del medio y la obligada reducción de impacto ambiental de nuestra actividad sobre el planeta, para preservar la supervivencia de la propia civilización.

Así, el aumento de desarrollo de infraestructuras, unido a la necesidad de construir esas infraestructuras alterando lo menos posible el medio que las acoge, ha hecho proliferar la presencia de obras subterráneas en la mayoría de los grandes proyectos de ingeniería de nuestro país.

Tradicionalmente, la tunelación era una actividad minoritaria dentro del sector de la obra pública en nuestro país, restringido a un pequeño grupo de especialistas, con tecnología proveniente de otros países con mayor tradición y supeditado siempre al intervencionismo de otros sectores de la obra pública. Pero el desmesurado aumento de las obras subterráneas en España, motivado por las circunstancias expuestas en el párrafo anterior, ha generado en los últimos 20 años una especialización en el sector, que ha hecho pasar a la tecnología de tunelación de un plano secundario a desempeñar un papel preeminente en todas aquellas obras lineales con tramos subterráneos.



Ilustración 16: Fotografía de un túnel de autovía, con excavación en avance y destroza. Obsérvese la sección irregular del túnel con sostenimiento primario en espera del revestimiento definitivo. Fotografía cortesía de INSERSA (2006)



Ilustración 17: Jumbo semirrobotizado Atlas Copco L2C trabajando en el frente del túnel (Túnel de Gobantes, línea Córdoba-Málaga de Alta Velocidad. INSERSA, 2003).



En obras lineales, cada vez es mayor el porcentaje de obra proyectada en desarrollos subterráneos, especialmente en regiones donde la orografía es más abrupta. Hoy en día, las grandes obras viales consisten casi exclusivamente en autovías y líneas férreas de alta velocidad. Este tipo de construcción implica radios de giro más amplios en las curvas y pendientes más suaves, por lo tanto presentan mucha menor adaptabilidad a la orografía. Esto unido a que España es el segundo país más montañoso de Europa después de Suiza, facilita la proliferación de trazados con infinidad de tramos subterráneos.

También cobra mayor importancia la tunelación dentro de los grandes proyectos civiles, por su repercusión presupuestaria. El metro de túnel para el mismo ancho de vía o calzada, tiene un coste diez veces superior (como mínimo, en función de múltiples circunstancias se puede superar este ratio) al coste de obras a cielo abierto. Por lo tanto, su peso en los presupuestos es mucho mayor y la importancia dentro de la obra se dispara. Además, su complejidad técnica también obliga al consumo de mayores recursos que las unidades de obra en exterior, por lo que desde el punto de vista técnico también ha ganado en importancia. Finalmente, la tunelación introduce un factor de riesgo muy elevado en las obras, ya que es muy difícil predecir el comportamiento geomecánico de los macizos, y esa incertidumbre aumenta con la profundidad del desarrollo. En cambio, las obras a cielo abierto se desarrollan íntegramente en horizontes de suelos conocidos, fáciles de caracterizar y de modelizar, con lo que el riesgo de inconvenientes posteriores es mucho mayor.

En resumen, se concluye que la obra de túnel es más cara, más difícil y entraña mayor riesgo. Estos tres factores justifican el elevado grado de desarrollo y perfeccionamiento que está alcanzando la tecnología de tunelación en nuestro país, tanto en el campo de actuación de la ingeniería en la fase de proyecto, como en las posteriores fases de ejecución.

2.4.2.- Planteamientos recientes en la ejecución de proyectos mineros.

La minería en Europa experimenta una situación difícil debido a los altísimos costes de explotación implícitos a su ejecución en el seno de un país desarrollado. La proliferación de la minería en países en vías de desarrollo, e incluso en naciones



subdesarrolladas que recientemente han alcanzado la estabilidad y seguridad necesarias para el inicio de la actividad minera, ha provocado la presencia en el mercado de una gran cantidad de materias primas de elevada calidad con costes de producción muy bajos, lo cual permite a las compañías mineras manejar márgenes más amplios para costear el transporte hasta los centros de consumo de estas materias primas.

La globalización económica hace pues, que las grandes compañías mineras sobreexploten estas circunstancias, haciendo aún más difícil la pervivencia de proyectos europeos, dado que los yacimientos del viejo continente (algunos explotados desde épocas ancestrales) ya han sido “descremados” hace tiempo y las condiciones técnicas en que se desenvuelven son cada vez más difíciles. Si a la dificultad técnica de producción y la existencia de leyes más bajas en la mena, se le añaden los elevados costes de personal, por los altísimos salarios medios de un país como España en comparación con cualquier otro que se encuentre en vías de desarrollo, se encuentra un decorado que hace aún más difícil económicamente el mantenimiento de la actividad minera.

Por otro lado y como ya se comentaba en el apartado anterior con el caso del diseño de obras lineales, los niveles de calidad ambiental que una sociedad moderna como la nuestra se exige a sí misma, hacen, que a los costes de explotación de cualquier proyecto minero se le tenga que sumar un elevadísimo coste medioambiental. Este coste recoge tanto las medidas de control de emisiones, supresión de contaminantes, protección de acuíferos y restauración de escombreras y cortas mineras, como los costes financieros de la provisión de avales millonarios que las administraciones públicas obligan a suscribir a las empresas mineras como garantía de seguridad ambiental. Este último aspecto ha proliferado en los últimos años tras el desastre de Aznalcóllar, conocido por todos y donde la empresa explotadora (Boliden) no se hizo cargo del elevado coste económico de la recuperación ambiental de la zona afectada.

Esto ha provocado que los grandes proyectos mineros que en el pasado hicieron de nuestro país un centro de referencia de la minería mundial, hayan ido disminuyendo su presencia en número y tamaño, manteniéndose sólo aquellos

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



sectores de bajo valor añadido que hacen imposible el transporte del mineral desde otras ubicaciones geográficas (como son el sector de los áridos y de algunos minerales industriales), los sectores de importancia estratégica soportados por las ayudas gubernamentales (minería energética) y aquellos proyectos en los que se ha conseguido establecer una viabilidad económica a pesar de todos los factores adversos, bien por los buenos precios de mercado, la situación estratégica, o las innovaciones técnicas que hagan posible su eficiencia económica.

Dentro de este último sector, se encuentran diversos proyectos de minería metálica, a la que está ligada gran parte de esta tesis doctoral. En los años en que se ha elaborado el presente trabajo (entre 2005 y 2010) apenas se han desarrollado en España dos proyectos de minería metálica subterránea: las minas de oro de Boinás y Carlés, en Asturias, propiedad de la sociedad de capital canadiense Río Narcea Gold Mines; y la mina de sulfuros polimetálicos, zinc y cobre de Aguas Teñidas, en Huelva, propiedad de la también canadiense Iberian Minerals.



Ilustración 18: Corta de Mina "Cobre las Cruces" en Sevilla. Fotografía del autor.

Las industrias extractivas a cielo abierto han conseguido rendimientos de explotación mejores por su menor coste y sus economías de escala. En este periodo se han desarrollado los proyectos de "Agua Blanca", en Badajoz, propiedad de la canadiense hasta 2007 y sueca desde entonces (grupo Lundin Mining) Río



Narcea Recursos; “Cobre Las Cruces”, explotada por la chilena CLC y “Los Santos”, propiedad de la australiana Daytal Resources, del grupo Heemskirk.

A diferencia de lo que se dijo en el apartado anterior sobre la ejecución de túneles y siendo válidos argumentos similares, la minería subterránea no siempre es más difícil en cuanto a ejecución, puesto que las grandes excavaciones que implica la minería de superficie, pueden generar problemas geotécnicos de envergadura incluso mayor que los de minería subterránea. No siempre es más cara, dado que el coste medioambiental de las explotaciones a cielo abierto es elevado y el ratio de explotación mineral-estéril puede ser tan bajo como permita la viabilidad del proyecto. Pero estadísticamente sí entraña mayor riesgo, sobretodo de recuperación de las inversiones, por el elevado coste de la ejecución de las infraestructuras subterráneas, previo a la explotación, y en general la mayor incertidumbre de los modelos geológicos en profundidad, así como los mayores costes energéticos. Estos tres factores justifican el elevado grado de desarrollo y perfeccionamiento que está alcanzando la tecnología de explotación a nivel mundial, tanto subterránea como a cielo abierto, tanto en el campo de actuación de la ingeniería en la fase de proyecto, como en las posteriores fases de ejecución.

Dado que es el coste salarial y financiero, en cuanto a avales y seguros, uno de los mayores lastres que arrastran los proyectos mineros en nuestro país, la tendencia de las compañías mineras a la hora de invertir en España es a mitigar en lo posible parte de este sobrecoste. Analizando el pasado reciente de la minería española, el crecimiento salarial experimentado por las grandes empresas mineras en los últimos veinte años y las enormes cargas sociales de que se rodearon fue motivo de declive económico y cierre en muchos casos. Las modernas empresas mineras del sector de minería metálica que hemos puesto como ejemplo, ya que es sobre la que se ha desarrollado gran parte de esta tesis, han optado por evitar las cargas sociales tendiendo a la contratación del mayor número de servicios a su actividad por parte de otras sociedades. Así no sólo se evita tener una gran masa salarial, sino que se limita el riesgo de la empresa.

La tendencia ha sido utilizar empresas contratistas en los trabajos técnicamente más complejos y de mayor riesgo. Dado que se está hablando de



compañías o proyectos de nueva implantación en España, no cuentan con personal formado, por lo que es más ventajoso el empleo de la tecnología de los contratistas, quienes pueden situar en la obra a personal cualificado desde el primer día, reduciendo así la siniestralidad y mejorando los rendimientos. Por lo tanto, en todos los proyectos mencionados se ha contado (o al menos en su fase inicial) con la colaboración de contratistas de ejecución de obras subterráneas, movimiento de tierras o de minería en general, para la explotación de los yacimientos. El uso de empresas de mayor cualificación y la exigencia en los contratos mineros de pólizas de seguro acordes con la actividad a desarrollar, también reduce el coste y riesgo financiero para la empresa propietaria de la concesión.

2.5.- LA IMPORTANCIA DE LA OPTIMIZACIÓN TÉCNICO-ECONÓMICA.

En el caso del sector de túneles, al aumentar el volumen de obra y el volumen económico asociado a labores subterráneas, proliferan las empresas de ejecución, bien de nueva formación o bien como departamentos creados desde la base de otras ya existentes.

En el caso de la minería, aunque parezca paradójico, la circunstancia contraria provoca el mismo efecto. Al disminuir notablemente el número de proyectos mineros en ejecución, los contratistas que históricamente se han dedicado o han soportado gran parte de su actividad sobre este sector, salen al mercado de la ejecución de obras subterráneas aumentando así la competencia. Los escasos concursos de licitación de obras mineras existentes, son mucho más disputados aún que lo eran en el pasado, dado que el proyecto minero tiene unas condiciones presupuestarias más interesantes generalmente que la obra pública, unido a que la demanda de contrataciones por parte de las empresas especializadas se mantiene ante la escasez de oferta por parte de los explotadores.

Este aumento de competencia obliga a una diferenciación que impondrá el mercado a las empresas. La diferenciación se puede realizar por dos vías:

- Especialización: da buenos resultados en la ejecución de obras difíciles, poco habituales y cuyo volumen es pequeño e impide a las empresas de



nueva formación o poco experimentadas tener actividad suficiente como para especializarse. Esta vía es empleada por empresas provenientes de la minería subterránea fundamentalmente, en la que la enorme versatilidad de las labores permite formar a un personal polivalente y especialista a todos los niveles. Este factor es imprescindible para seguir optando a la realización de proyectos mineros. Es difícil que empresas de nueva creación o provenientes de la construcción sean capaces de alcanzar un grado de especialización suficiente para desarrollar con éxito la explotación de una mina subterránea, con las peculiaridades que ésta presenta.

- Precio: las circunstancias económicas priman en la contratación. Obras subterráneas cuyo volumen es muy grande a nivel nacional y persisten a lo largo de los años, permiten a empresas trabajar con medios menos especializados, aumentar sus rendimientos y bajar el coste para mejorar los precios ofertados. Es un ejemplo la ejecución de túneles de alta velocidad. Se ha desarrollado tal volumen de metros de túnel para la alta velocidad ferroviaria en los últimos años, que ha llegado a ser una sección de túnel relativamente “fácil” para quien la ejecuta, ya que el gran volumen ha permitido tener mucho sobre lo que mejorar y un continuo campo de pruebas para comprobar los resultados. En las licitaciones se debería valorar convenientemente el coste del riesgo en la contratación (riesgo en origen por la falta de especialización del contratista elegido) y sumarlo al precio. Esta es una práctica difícil, cargada de subjetividades y que requiere un gran conocimiento por parte de los licitadores y una gran experiencia, especialmente en la licitación de proyectos mineros. Por desgracia para el sector, esta valoración se suele obviar dando lugar a enormes sobrecostes en la fase de ejecución del proyecto, que no estaban previstos y que suelen terminar siendo asumidos por el explotador.

Las empresas no pueden basar su desarrollo en apostar por diferenciarse sólo en precio o especialización. El éxito o la supervivencia de la empresa dentro del sector, pasa por combinar en grado óptimo ambos factores. Quien apuesta sólo por

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



la especialización, corre el peligro de no ser capaz de seguir la evolución de los precios de mercado, reduciendo su volumen de obra hasta desaparecer. Quién, por el contrario, apuesta únicamente por la reducción de costes y mejora del precio, corre el riesgo de contratar obras subterráneas con presupuestos temerarios, sensibles a cualquier error motivado por su falta de especialización y que pueden dar al traste con las obras a corto plazo y con la supervivencia de la empresa a medio o largo plazo. Por lo tanto, la búsqueda de este equilibrio será vital, no sólo para mejorar los resultados, sino incluso para la supervivencia de la empresa.

El mayor reto para todos los profesionales que desarrollan su labor dentro del sector de la minería y las obras subterráneas, es ser capaz de establecer una mejora continua que permita abaratar costes a la vez que se aumenta la especialización. Estos conceptos son, a priori, antagónicos. La mayor especialización siempre implica un mayor coste a corto plazo, ya que requiere de mejores equipos y por lo tanto más caros, personal más cualificado y en consecuencia mejor pagado y técnicas más precisas, que pueden sobrellevar la aplicación de tecnologías más costosas.

En el marco de esta mejora continua, se encuadra el presente trabajo de investigación y elaboración de tesis doctoral. Muchas veces, la necesidad de abaratar costes obliga a disminuir los recursos presentes en las obras. Así, el trabajo que antaño desempeñaba todo un equipo técnico formado y cualificado, ha de ser hoy desarrollado por una sola persona, bien es cierto que asistido por las nuevas tecnologías (ordenadores, programas informáticos, comunicaciones, etc.) que permiten aumentar mucho el rendimiento de cada profesional. Sin embargo, esta escasez de recursos humanos impide llevar el control y la técnica propia de la obra hasta los niveles de exigencia que permiten hacerlo las actuales tecnologías, necesario para conseguir una especialización continua.

Es por la falta de recursos humanos, por la que muchas empresas de ejecución de obra subterránea, descuidan el control exhaustivo de la técnica de muchas labores, saturada su ya dilatada jornada laboral con la gestión y ejecución de proyectos complejos y con problemas diarios. Esta investigación nace de la

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



necesidad de no perder ese rigor científico-técnico aplicada al trabajo diario, para conseguir el difícil binomio que forma la especialización y la reducción de costes.



3.- ANTECEDENTES.

3.1.- LA PERFORACIÓN EN LA MINERÍA Y OBRAS SUBTERRÁNEAS.

3.1.1.- Tipos de Excavación

El arranque de rocas o excavación, tanto en la ejecución de trabajos subterráneos, lineales o no (ya sean túneles, pozos, cámaras, chimeneas, galerías, planos inclinados, etc. como parte de alguna obra pública o explotación minera) como en los trabajos a cielo abierto (por extensión, tanto en minería a cielo abierto como en excavaciones para obras civiles) se puede clasificar de acuerdo al método de excavación en dos grandes grupos:

- Excavación mecánica: indicada en aquellos macizos rocosos en que es posible el arranque mediante medios mecánicos de cualquier tipo, ya sean rocas medias-duras (excavadas con equipos potentes de corte como las tuneladoras de roca), medias y blandas o rocas formadas por materiales duros pero con niveles de alteración o factores que reducen su calidad geotécnica.
- Excavación con perforación y voladura: requiere el uso de explosivos. Indicada para rocas duras en las que el arranque mecánico es imposible, bien sea por la inoperancia técnica o por el bajo rendimiento del avance.

Dentro de la excavación mecánica, existen diferentes tipos:

- Excavación convencional con máquinas de ataque puntual: martillos rompedores, cabezas de rozado, ripper, dientes, retroexcavadoras, palas cargadoras, bulldócer, traíllas y mototraíllas etc.
- Excavación convencional con máquinas de ataque puntual y minado continuo: minadores continuos o rozadoras, cepillos y rozadoras en explotaciones mineras de rocas blandas, rotopalas en minería de cielo abierto, etc.



- Excavación integral subterránea con tuneladoras: en que se realiza la excavación y sostenimiento primario (a veces incluso definitivo) en un proceso continuo, integrado en un tren que arrastra la propia máquina de excavación tras de sí. La cabeza arranca por corte, ejerciendo la reacción de empuje contra su fijación al terreno por mecanismos electrohidráulicos (gripers). A su vez, hay varios tipos de tuneladoras. Se pueden clasificar con escudo abierto o cerrado, con trabajo a presión normal o hidroescudos, EPB's, cabezas rozadoras para suelos o cortador para roca, etc. Como no es el método que nos ocupa no vamos a entrar en su descripción.
- Excavación integral subterránea con hincas o microtuneladoras: con el mismo principio de excavación en la cabeza que las tuneladoras, el empuje se lo comunica a la propia cabeza una maniobra de anillos deslizantes que actúan como sostenimiento y son empujados desde el exterior con un equipo hidráulico. Se emplean en pequeños diámetros (< 2,5 m)

Como no es la excavación mecánica el tema que ocupa esta tesis, no se ahondará más en estos sistemas.

La excavación con perforación y voladura está indicada, como se ha dicho, para terrenos con mayor competencia geotécnica. La minería y la excavación para obras públicas comparten sistemas y tecnología a grandes rasgos, salvo por la dimensión de los equipos en algunos casos y ciertas peculiaridades de ciertas minerías como puede ser los condicionantes de ventilación particulares o la presencia de atmósferas explosivas (minería del carbón) En la ejecución subterránea de avance de obras lineales (túneles y galerías) los métodos mecanizados de perforación y voladura en el arranque son idénticos tanto en minería como en obra civil. Se emplean jumbos y de perforación, ya sean electrohidráulicos, termohidráulicos o neumáticos. El procedimiento de perforación y arranque mediante el uso de explosivos es común a los diferentes usos. Este es el tipo de excavación que requiere de la perforación de barrenos y sobre la que se ha realizado esta tesis.



Ilustración 19: Túnel paralelo en excavación: “El Aguilón”, para Autovía A-7, tramo Cartagena-Vera (INSERSA) Dos métodos enfrentados: a la izquierda se ve un martillo realizando excavación mecánica y a la derecha el jumbo atacando la otra boca con perforación y voladura (Fotografía INSERSA 2006)

3.1.2.- Caracterización geotécnica del macizo. Índices geotécnicos.

Son muchos los autores que detallan diferentes clasificaciones y criterios en cuanto a establecer dónde está la frontera entre la excavación mecánica y el arranque con explosivos. Desde la primera clasificación de Langefors y Khrilstrom hasta las calificaciones mediante índices geomecánicos que se utilizan hoy en día hay una larga lista de métodos. Hemos seleccionado los más frecuentes.

La evolución de la mecánica de rocas, ha perfeccionado y extendido el uso de los índices geotécnicos, entre los que destacan por su aplicación los de Barton, Bieniawski y Laubscher.



3.1.2.1.- Barton.

Barton, en 1974 estableció su propia clasificación. En esta clasificación se catalogan los macizos rocosos según el denominado índice de calidad Q, basado en los seis parámetros siguientes:

R.Q.D. Rock Quality Designation (RQD)

Numero de familias de juntas (J_n)

Rugosidad de las juntas (J_r)

Meteorización de las juntas (J_a)

Presencia de agua (J_w)

S.R.F. Stress Reduction Factor (SRF)

Mediante los 6 parámetros indicados, se define la calidad del macizo rocoso mediante la formula:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF}$$

Los resultados obtenidos son: la dimensión equivalente, el valor Q, calidad del macizo rocoso y en función del cual se establece los métodos de excavación y el sostenimiento recomendado para el túnel dependiendo del valor de Q.

3.1.2.2.- Bieniawski

El más extendido hoy día en España es el de Bieniawski. Así este autor, en 1976 establece el índice RMR (Rock Mass Rating) en función de los siguientes parámetros:

Resistencia de la roca intacta

RQD (Rock Quality Designation)

Espaciado y naturaleza de las discontinuidades.

Condiciones hidrológicas.

Orientación de las juntas.



Acudiendo con estos datos a las tablas que él mismo estableció, se determina también el índice, el método de excavabilidad recomendado o viable y también se emplea para la elección de los tipos de sostenimiento.

3.1.2.3.- Laubscher

Existen otras clasificaciones geomecánicas corregidas como la de Laubscher, que es una modificación de las de Bieniawski (1976, 1979) y está basada en experiencias en explotaciones mineras, generalmente en roca dura y a profundidades elevadas, donde las tensiones naturales e inducidas por la explotación juegan un importante papel.

Además de la consideración de los campos tensionales, las aportaciones de Laubscher van dirigidas a los efectos de las voladuras así como a la influencia de la meteorización en los macizos rocosos.

El índice de calidad del macizo rocoso se obtiene como suma de los cinco parámetros siguientes:

R.Q.D. Rock Quality Designation

I.R.S. Resistencia de la roca intacta

Índice del espaciado de las juntas

Estado de las juntas

Flujo de agua

Se realizan una serie de ajustes dependiendo de:

La meteorización

Tensiones de campo e inducidas

Cambios tensionales debido a la propia explotación

Tipo de excavación y orientación respecto a la estructura geológica

Efecto de las voladuras



Los resultados obtenidos son: el valor del RMR, clase, subclase y descripción del macizo rocoso y el diseño del sostenimiento y excavabilidad dependiendo del RMR.

3.1.3.- Elección del método de excavación.

Desde el punto de vista estrictamente geotécnico, existen métodos comunes que se basan fundamentalmente en el análisis de parámetros geotécnicos como los descritos o características del macizo como las que se utilizan para el cálculo de estos parámetros.

A modo ilustrativo y por orden cronológico destacamos algunos de ellos:

3.1.3.1.- Langefors y Khrilstrom.

Ya Langefors y Khrilstrom, en su “Voladura de rocas” (1968) fijan un criterio sencillo en función de la abrasividad o contenido equivalente de cuarzo de la roca. Langefors y Khrilstrom establecen:

Menos de un 40% equivalente de sílice: la excavación mecánica es viable económicamente.

Entre un 40% y un 60% equivalente de sílice: Posible, bajo la influencia de parámetros geotécnicos.

Entre el 60% y el 80% equivalente de sílice: Posible con costos altos y rendimientos reducidos. Otras circunstancias deberían indicarlo.

Más del 80% equivalente de sílice: Inviabile económicamente.

Esta clasificación parece demasiado simplista. No es el tipo de criterio que se emplea hoy en día en los proyectos de obras subterráneas, pero al autor le parece interesante reflejarlo aquí, porque da una primera visión introductoria de la filosofía que seguirán autores posteriores. Lo más extendido son las tablas de elección de método en base a criterios geotécnicos más elaborados.



3.1.3.2.- Método de Franklin

Aunque anterior al de Atkinson, este método de 1971 ya introducía dos parámetros para caracterizar el macizo:

El índice de Resistencia Bajo Carga Puntal (I_s)

El índice de Espaciamiento entre Fracturas (I_f)

Con estos dos datos tomados de los testigos geotécnicos, Franklin establece una gráfica Resistencia-Tamaño donde establece los métodos de excavación en función del sector del gráfico donde coincidan los puntos de funcionamiento

3.1.3.3.- Weaver.

En 1975 Weaver establece otro método determinando la ripabilidad de un macizo rocoso mediante la valoración de siete factores:

Espaciamiento entre juntas

Continuidad de juntas

Relleno en las juntas

Velocidad sísmica

Orientación de la dirección y buzamiento

Dureza

Alteración

3.1.3.4.- Método de Atkinson.

Atkinson (Universidad de Dirham, 1977) propuso un rango de aplicación para cada tipo de maquinaria en función exclusivamente de la resistencia a compresión simple de las rocas, sin considerar otras características.

3.1.3.5.- Romana



En la ejecución de proyectos de túneles se suelen emplear tablas simplificadas que combinan el índice de Bieniawski (RMR) con la resistencia a compresión simple, para dar a este parámetro mayor peso específico dentro de la elección, ya que la experiencia posterior ha determinado este parámetro de la roca como realmente de mayor peso en algunos casos, que el peso relativo de las tablas de Bieniawski.

En este principio se basa el método de Romana (1981) que propone una clasificación de los macizos rocosos simplificada con el RQD mencionado anteriormente y la resistencia a compresión simple. Con estos datos se entra en una tabla y ésta nos da la excavabilidad.

3.1.3.6.- Tendencias actuales

A la hora de determinar en la fase de proyecto el método de excavación, no se puede ceñir la elección exclusivamente a parámetros geotécnicos. Existen otros factores que pueden ser del todo determinantes, superando incluso en prioridad a los puramente geotécnicos.

En el proyecto o diseño de la obra, ya sea de ingeniería civil o minera, se debe tener en cuenta a la hora de determinar el método constructivo los siguientes factores, según expone Felipe Mendaña en el “Curso sobre excavación de Túneles en roca” (CEDEX 1995):

Características intrínsecas del material básico.

Evaluación de las discontinuidades.

Respuesta esperable de la roca matriz

Respuesta final esperable del macizo.

Los dos primeros puntos sirven para la determinación de índices geotécnicos como los ya descritos y los dos segundos se obtendrán de la modelización y estudio del macizo, la cual se realizará en base a la caracterización geotécnica.



También Carlos López Jimeno, en sucesivas publicaciones sobre la excavación de túneles y voladura de rocas, se ciñe a factores meramente geológicos y geotécnicos. Casi todos los autores consultados sobre esta materia, resaltan estos factores exclusivamente académicos.

3.1.3.7.- Consideraciones del autor.

Desde el punto de vista bajo el cual se ha elaborado esta tesis doctoral, el autor considera que se debe realizar una elección del tipo de excavación en la que no se deje de tener en cuenta la caracterización geotécnica del macizo, pero en la que primen otros factores técnico-económicos que pueden en un momento dado tener mayor peso en la decisión.

Todos estos factores geotécnicos van a englobarse en uno sólo principal y primordial que denominaremos en su conjunto como “caracterización geotécnica del macizo” y añadiremos todos los demás con una somera explicación de cada uno:

Caracterización geotécnica del macizo: determina las diferentes posibilidades. Salvo en casos extremos (hay rocas para las que no existe método mecánico posible y en cambio otras en que la perforación y voladura es técnicamente imposible) no debe ser excluyente y debe arrojar un abanico de posibilidades en base al resto de factores.

Vida útil de la excavación: el comportamiento posterior del macizo y la afección a la excavación debe ser estudiada. En combinación con el sostenimiento y fortificación (especialmente en la ejecución de trabajos subterráneos) debemos determinar un método de excavación que sea acorde con la vida útil del trabajo a ejecutar. Es obvio decir que las obras civiles deben tener una vida de hasta cientos de años en algunos casos, mientras que una preparación minera o la excavación de un talud que es cara libre de la siguiente voladura, puede durar tan sólo un día o unas horas. En el caso de excavaciones de larga vida habrá que proteger y afectar menos al macizo y en trabajos a corto plazo, esta influencia estará más condicionada por la seguridad que por otros factores.



Fortificación, sostenimiento o estabilización de la excavación: métodos de excavación determinados pueden invalidar el sostenimiento o método de estabilización proyectado. En el caso de los túneles y galerías, podemos no tener sección suficiente para el empleo de determinados tipos de sostenimiento, lo que obliga a tender a una excavación más limpia y de menor influencia en el macizo, dentro del abanico que la geotecnia permita. En trabajos a cielo abierto, que el perfil final de excavación se asiente sobre un muro, se complete con rellenos o sea una talud 1:1 seguro, por citar algunos ejemplos posibles, también puede limitar el uso de un sistema u otro.

Seguridad: Muy ligado al anterior punto, pero también afectado por accesos, servicios, personal implicado, afección de servicios externos, interacción con el medio en materia de seguridad, etc.

Disponibilidad de maquinaria: a veces el proyectista se olvida de que lo que él plasma sobre el papel, otros tienen que ejecutarlo con los medios técnicos disponibles. Por lo tanto, una vez superados los filtros anteriores y elegido un posible método de excavación, hay que asegurar que la maquinaria e infraestructuras necesarias para su funcionamiento son aplicables en el marco general de la excavación que se desea realizar.

Infraestructuras: Además de considerar la viabilidad de los equipos, se debe tener en cuenta el resto de condicionantes anexos al trabajo, como pueden ser equipos de bombeo, ventilación en el caso de obras subterráneas, suministro energético (electricidad, aire comprimido) etc.

Medio ambiente: incluidos en este punto cualquier tipo de interacción con el medio, desde los daños medioambientales posibles de la obra por vertidos o afecciones al medio natural, hasta protestas vecinales en la ejecución de trabajos en la proximidad de zonas habitadas.

Presupuesto: Finalmente y siendo el último factor, sí es un factor excluyente. Es decir, todo lo planteado debe encajar en el presupuesto con que se cuenta. De lo contrario se debe replantear la excavación desde la fase de proyecto de nuevo. El



único factor que no es revisable por circunstancias presupuestarias sería la caracterización geotécnica, ya que todas las hipótesis que se emplean en su implementación son ajenas a circunstancias económicas.

Mediante los datos arrojados por todos estos factores expuestos, en la fase de proyecto o diseño se debe establecer si el macizo ha de ser excavado mediante perforación y voladura o excavación mecánica en cualquiera de sus variantes.

3.1.4.- La perforación en túneles y galerías mineras.

La presente tesis doctoral pretende ahondar en uno de los aspectos fundamentales de la excavación mediante perforación y voladura.

Los equipos de arranque mecánico tienen un límite de aplicación en lo referente a resistencia y abrasividad de las rocas. Carlos López Jimeno en su "Manual de Túneles y Obras Subterráneas" (2003) expone textualmente haciendo referencia a la excavación de túneles: *los minadores suelen trabajar en materiales con una resistencia a la compresión por debajo de los 100 MPa, mientras que los topes llegan a los 250 MPa. El arranque con explosivos se suele aplicar a partir de los 80 MPa hasta las rocas más duras, donde por pérdida de rendimiento e incluso por consumo de elementos de desgaste la excavación mecánica es claramente antieconómica. Además, es más flexible frente a los cambios litológicos o trastornos tectónicos de los terrenos atravesados.*

La excavación mediante perforación y voladura es en general más económica que los arranques mecánicos. Tanto en trabajos de excavación a cielo abierto como subterráneos, la versatilidad de los equipos de perforación y voladura hace que siempre que los factores geotécnicos lo permitan, haya mayor tendencia al arranque con explosivos.



3.1.4.1.- Generalidades sobre excavación de túneles y galerías mediante perforación y voladura.

La mayor parte de esta tesis doctoral, y sobretodo la más concluyente se ha realizado sobre los trabajos de excavación de túneles con perforación y voladura. Esta técnica está indicada en avance de túneles por métodos convencionales, donde la excavación y sostenimiento primario se realizan mediante una superposición de ciclos, cada uno de los cuales arroja un pase de longitud variable, excavado y sostenido para garantizar la seguridad del equipo y estabilidad del tramo de túnel o galería antes de iniciar el siguiente avance.

El ciclo de trabajo en la excavación convencional con explosivos, consiste en:

- Perforación de los barrenos de voladura.
- Carga de la pega, conexionado, disparo y ventilación de humos.
- Desescombro y saneo.
- Sostenimiento del pase excavado (hormigón proyectado, bulones, cerchas, paraguas, mallazo, etc, el que se establezca para cada terreno o una combinación de ellos)
- Replanteo topográfico del nuevo avance.

La duración de cada una de las etapas del ciclo dependerá del proyecto que se esté desarrollando. Lógicamente la sección del túnel, la estabilidad de terrenos, afluencia de agua, distancias de desescombro, etc, condicionarán esta duración. Es por lo tanto difícil generalizar sobre cual de las labores tiene mayor peso en el ciclo. Para ello se debe estudiar cada túnel separadamente.

Algunos autores establecen una distribución teórica. Carlos y Emilio López Jimeno establecen la siguiente (1997):

Perforación: 10-30%

Carga del explosivo: 5-10%

Voladura y ventilación: 5-10%

Saneo y desescombro: 15-35%



Sostenimiento: 65-10%

Como vemos, hacen una caracterización del ciclo ligeramente diferente de la que se ha establecido en esta tesis. Esta distribución de tiempos es muy relativa (vemos la amplitud del espectro en cada una de las fases) Para la elaboración de la presente tesis se ha establecido un estudio detallado del ciclo propio, empleando datos reales en condiciones homogéneas de sostenimiento y enfocado desde una perspectiva comparativa entre las diferentes secciones de excavación.

Los autores consultados en la bibliografía, a la hora de realizar este estudio de ciclo, no valoran correctamente la influencia de la sección de excavación en la ejecución de la galería o túnel.

La experiencia profesional en la materia, ha hecho concluir que la sección de excavación no sólo es determinante, sino que a homogeneidad de terrenos a excavar, puede ser mucho más influyente incluso que la tecnología utilizada. La organización del trabajo y selección de equipos en grandes secciones, permite mejoras del rendimiento que no son posibles en pequeñas secciones. Dado que ha sido en galerías de “pequeña sección” (más adelante aclararemos esta clasificación) donde se han realizado los trabajos de campo subterráneos de esta tesis, se ha podido estudiar con detalle y datos reales, esta influencia.

3.1.4.2.- Excavación de túneles y galerías de pequeña sección.

En general, los túneles de pequeña sección presentan una serie de inconvenientes añadidos a la ejecución de los mismos. Hay diferentes clasificaciones que caracterizan los túneles en función de su sección. En general, se suele hablar de túnel de pequeña sección (a veces se extrapola el término minero de galería) a aquellas excavaciones lineales subterráneas de menos de 20 m² de frente; túneles de media sección hasta 40 m² y túneles de gran sección al resto.

No es correcto establecer esta clasificación, pues el que la sección del túnel favorezca en mayor o menor medida a las labores, depende no sólo de la sección, sino también de los equipos utilizados y su adaptabilidad a la sección. Los equipos



de perfil bajo presentan tamaños que les permite trabajar en secciones menores con rendimientos similares a los medios convencionales en grandes secciones. En esta tesis se ha establecido la siguiente clasificación:

- Túnel de pequeña sección: denominaremos así a toda excavación subterránea lineal con pendiente de hasta el 20% (pendientes superiores no aptas para maquinaria rodada serían clasificadas como pozos planos o “rampas”) en que la sección no permita cruzarse en la traza a dos máquinas de las designadas para la obra, ni simultanear dos tareas diferentes en el frente de trabajo.
- Túnel de media sección: toda excavación subterránea lineal con pendiente de hasta el 20% en que la sección permita cruzarse en la traza a dos máquinas de las designadas para la obra, pero no permita simultanear dos tareas diferentes en el frente de trabajo.
- Túnel de gran sección: toda excavación subterránea lineal con pendiente de hasta el 20% en que la sección permita cruzarse en la traza a dos cualesquiera máquinas de las designadas para la obra, y permita la simultaneidad de labores en el frente por cuestiones de gálibo y anchura, independientemente de que otras circunstancias no permitan tal simultaneidad.

En cada una de las tipologías establecidas, habrá unas labores del ciclo que tendrán mayor o menor peso que otras, teniendo en cuenta también la longitud de la obra. Por ejemplo en túneles de gran sección, la versatilidad de combinación de maquinaria en la traza y en los frentes, permite desescombros muy rápidos si se consigue saturar la máquina cargadora con camiones de transporte suficientes, pero presenta un contorno y área de frente mucho mayor, lo que implica un mayor tiempo de perforación, también mayor volumen de sostenimiento, pero mayor operatividad en su colocación. En los túneles de pequeña sección, los desescombros se alargan en caso de distancias por encima de los ratios de rentabilidad de las palas de perfil bajo (lo cual obliga a la excavación de retenes de desescombros subterráneos



anexos al túnel, a unas distancias preestablecidas o como cruces de maquinaria) y la perforación se reduce, aunque aumenta la perforación específica.

También conllevan problemas de drenaje. La pequeña sección del túnel impide la construcción de cuneta, dañando las pistas en caso de circulación de agua. En túneles descendentes con grandes aportes de agua, el poco espacio no permite establecer estaciones de decantación intermedias y se ha de realizar todo el bombeo a través de tubería hasta el exterior, complicando bastante la red de drenaje cuando tenemos aportes significativos a lo largo de la traza ya excavada.

Todo emplazamiento para sostenimiento, montaje de instalaciones o carga de voladura, tiene menor volumen de arranque al que repercute, por lo que se encarece notablemente el coste operativo de todas las labores.

La pequeña sección canaliza la onda de presión de la voladura, aumentando el riesgo de rotura de ventilación e instalaciones por nivel de presión sonora. Igualmente, aumenta los rebotes de fragmentos de escombros proyectados produciendo efectos negativos.

El desescombro, aunque se realice con maquinaria de perfil bajo, se ralentiza por la proximidad de los hastiales y el escaso margen entre la máquina que circula y el resto de instalaciones del túnel, lo que obliga a circular a menor velocidad y exige mayor grado de atención y habilidad del maquinista.

El mantenimiento de pistas se hace más difícil por los problemas de drenaje ya mencionados y la falta de espacio para maniobra de máquinas auxiliares (no se pueden emplear motoniveladoras o bulldozers por culpa del gálibo) lo que obliga a realizar el mantenimiento de las pistas de rodadura con las palas de desescombro, que no están dotadas de regulación lateral para el ángulo del cazo.

Entre las ventajas que presenta el trabajo con voladura en pequeña sección, la más significativa es que la excavación del hueco es definitiva a sección completa y no cabe realizar excavaciones sectorizadas del frente (hablando siempre, claro



está, de terrenos suficientemente competentes como para ser avanzados por perforación y voladura)

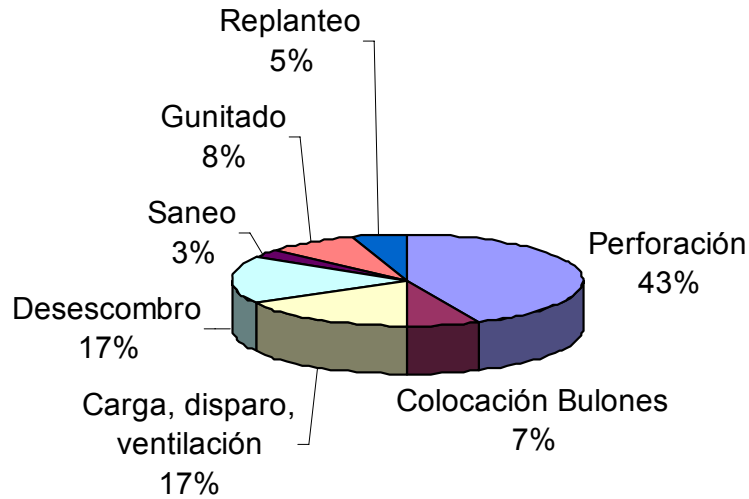


Gráfico 3: Distribución de tiempos en ciclo para un túnel de sección 110 m² (Sección Alta Velocidad)

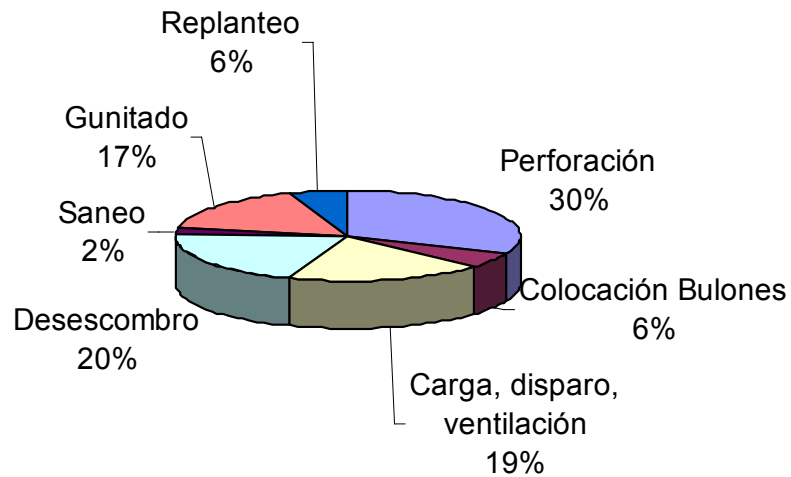


Gráfico 4: Distribución de tiempos en ciclo para un túnel de sección 17 m² (galerías de preparación en minería metálica subterránea)



Para poder cuantificar esta influencia de la sección en el ciclo de trabajo de avance de túneles mediante perforación y voladura, se han confeccionado los gráficos 3 y 4, que representan el peso relativo de cada una de las labores en los ciclos de trabajo de túneles de pequeña y gran sección. Estos diagramas se han empleado reuniendo una gran cantidad de datos de ejecución de túneles de la empresa contratista de obras subterráneas INSERSA (Ingeniería de Suelos y Explotación de Recursos S.A.), algunos de ellos ejecutados total o parcialmente por el autor y otros obtenidos de los archivos técnicos de la compañía, contrastándolos con los rendimientos en los trabajos de avance de galería en la mina subterránea de “El Valle-Boinás” (Asturias) también operada por la empresa INSERSA.

En la elaboración de los gráficos anteriores, se ha sumado el tiempo de perforación del sostenimiento al de perforación de producción.

3.1.4.3.- La importancia de la perforación en la ejecución de túneles y galerías

Tanto en túneles de gran sección como de pequeña, se ve que la perforación es la labor que mayor peso ocupa en una distribución temporal y por lo tanto, dentro del presupuesto del túnel, al margen de los costes operativos que genere, es la labor que mayor coste fijo y de estructura arrastra en el seno de la obra.

Luego, volviendo al planteamiento que se hizo en la introducción, ante la escasez de recursos en obra para poder estudiar con rigor científico todas las labores del ciclo de forma que se consigan reducir costes aumentando eficiencia, se ha de elegir el volcar la mayor atención y esfuerzos en aquellas labores que supongan una mayor influencia en la especialización y el coste. Los diagramas de sectores expuestos muestran cómo es la perforación la tarea que más tiempo consume, luego que mayor peso tiene en el apartado presupuestario de estructura y coste fijo. Actuar sobre el abaratamiento de la perforación permite bajar su coste operativo (que también es elevado) y a la vez reducir la carga presupuestaria estructural de la obra.

Siguiendo este planteamiento surge la necesidad del presente trabajo de investigación. Considerando que es la perforación nuestra tarea más influyente de



cara a la optimización de rendimientos en la obra y para la supervivencia de la empresa, será la labor sobre la que primero habremos de actuar en la mejora continua.

Esto no quiere decir que se abandonen el resto de labores a merced del estancamiento. Evidentemente, todo el ciclo debe ser constantemente mejorado y estudiado. Pero a la hora de tener que elegir dónde destinar recursos (humanos nos referimos, es decir, volcar el tiempo de los técnicos cualificados), en condiciones normales destinaremos más recursos a la perforación y en caso de tener que elegir un orden actuaremos en principio sobre la perforación.

Además, la perforación tiene otro peso específico muy importante. Cuando se habla de especialización y reducción de costes, implícitamente estamos hablando de un aumento del rendimiento. Elevar el rendimiento de perforación es elevar significativamente el rendimiento de producción o avance. Pero además, en terrenos con condiciones geomecánicas que obliguen al uso de perforación y voladura para su excavación, la perforación será quien defina la calidad de la excavación. Calidad en ambos sentidos, calidad de operación garantizando el arranque de toda la longitud perforada y calidad de contorno en la definición del perímetro de galería. Ambos factores están condicionados por la densidad de perforación. Un contorno fino necesita de mayor perforación específica y un cuele que garantice el avance, también implica una perforación específica elevada. Por lo tanto, la calidad de la obra ejecutada va a depender de la perforación en mucha mayor medida que del resto de labores del ciclo, lo cual es una razón mayor para volcar recursos sobre la mejora de la misma.

3.1.5.- La perforación de producción en minería metálica subterránea.

3.1.5.1.- Generalidades sobre la perforación de producción en minería metálica subterránea.

No se ha de dejar de hacer mención en esta tesis doctoral a un tipo de perforación minera, de gran importancia en nuestro país y que también está muy



relacionada con el planteamiento del problema que se describirá en este trabajo, que no es otra que la perforación de producción en minería metálica subterránea.

Existen diversos métodos de explotación subterránea de yacimientos metálicos. Se va a hacer referencia a la excavación mediante explosivos de las masas minerales generando un sistema de cámaras y pilares que da nombre al método de explotación (“room and pillars”) que se ha empleado en todas las minas metálicas subterráneas que se mencionan en la introducción, en la historia reciente de nuestro país. Fue método principal de producción en “El Valle-Boinás” (Asturias), mina en la cual se inició el trabajo que ha desembocado en la elaboración de esta tesis doctoral y hoy en día se sigue empleando en la Mina de Aguas Teñidas (Huelva)

Los bloques de mineral se cortan por distintos niveles a diferencias de cota de geometría variable condicionada por la mineralización. En la mina de Boinás iban desde los 16 hasta los 22 m. Las máquinas de perforación elegidas deben de tener un rango de trabajo adecuado a estas longitudes de barreno.

La perforación no siempre es vertical, sino que muchas veces es inclinada por la geometría de la cámara o la anchura de la misma, por lo que en la mina de Boinás se llegaron a hacer barrenos de hasta 27 m. Además la máquina de perforación debe tener unas desviaciones mínimas a esa distancia, para evitar los errores y sobreperforaciones y la dilución del mineral al llevar los barrenos fuera del bloque mineralizado. La pequeña sección de algunas galerías de preparación en comparación con la anchura del bloque a perforar, obliga a aumentar el número de barrenos para conseguir la forma geométrica del bloque, por lo que se debe reducir el diámetro de perforación para reducir los sobreconsumos de explosivo y las desviaciones en perforación inclinada. Además, las máquinas de perforación deben tener un tamaño que les permita trabajar en la galería de preparación.

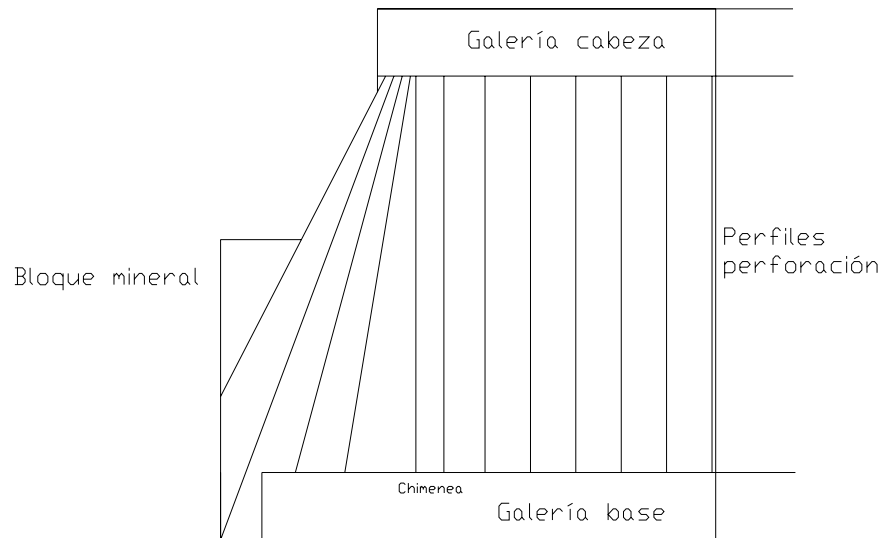


Figura 1: corte longitudinal de una cámara de explotación

Con todas estas limitaciones, el trabajo debe realizarse con perforadoras tipo SIMBA (Atlas Copco) o SOLO (Tamrock), o bien carros perforadores. Los carros de perforación termohidráulicos, los más usuales, a diferencia de los dos tipos de máquina mencionados primero, no han sido diseñados para el trabajo de interior de mina, por lo que presentan bastantes más inconvenientes que las perforadoras tipo SIMBA y SOLO.

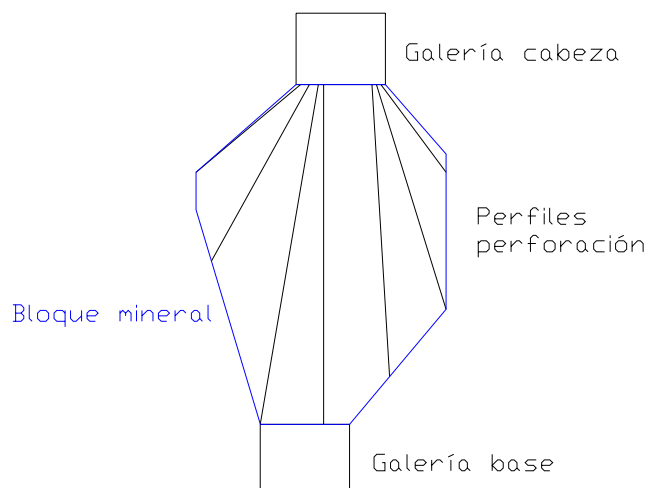


Figura 2: Corte transversal de una cámara de explotación (245-265C Mina de Boinás, 2006)



Una vez realizada la perforación desde las galerías de base y/o cabeza, se van volando los diferentes sectores del bloque mineralizado en función de las necesidades de producción. Se realizan voladuras en banco contra superficie libre.



Ilustración 20: Perforación de cámaras de producción con SIMBA H254 en la mina de oro de Carlés (Asturias)

Para abrir el primer hueco de comunicación de niveles, se excava una chimenea de preparación que une galería de base con cabeza. La perforación se realiza con las mismas máquinas perforadoras que llevan a cabo la perforación de producción, siendo la chimenea la labor más compleja por la elevada densidad de perforación. Se diseña un esquema de tiro propio (en el caso de Boinás, tras diversos estudios se eligió uno similar a un cuele de avance de galería) y se perfora en toda la longitud del bloque, ya sea en vertical o inclinada en función de la cámara a explotar. La carga de la chimenea se realiza por tramos de profundidad variable en función de la dureza de la roca en cada cámara, siendo más conservadores en la carga de avance en terrenos duros y aumentando el avance en terrenos blandos. Hay que ser cuidadoso en el cálculo y la elección de la carga, acomodando la misma al avance permisible en ese terreno, pues una sobrecarga de explosivo



destrozaría la perforación del siguiente tramo, obligando a repetir la perforación de la chimenea.

Una vez se ha avanzado toda la longitud de chimenea, se dan una serie de voladuras de ensanche para generar una cara libre del ancho total de la cámara (hasta 13 m de anchura en algún diseño, lo más habitual fueron 9 m en la mina de Boinás. En la mina de Aguas Teñidas se llegan hasta los 20 m) y el resto de disparos son perfiles de banqueo que van recortando el bloque de mineral de acuerdo al diseño perforado.

Esta perforación, por su peculiaridad, admite diversos sistemas de perforación. Aunque como ya hemos mencionado, las perforadoras de producción (“Atlas Copco Simba” y “Tamrock Solo”) son máquinas de martillo en cabeza, también se pueden emplear martillos en fondo de pequeño diámetro, como fue el caso de la mina de Boinás, donde se perforaron todas las cámaras empleando un carro perforador neumático adaptado a las circunstancias particulares de la mina y dotado de martillo en fondo y barrido directo.

3.1.5.2.- La importancia de la perforación de producción en los proyectos mineros.

Sobra decir que en todas las conclusiones sobre la importancia de la perforación dentro del ciclo de producción, tenidas en cuenta para la excavación de galerías y túneles, aquí cobran mayor importancia aún, dado que es la perforación la tarea crítica en cuanto a diseño, ejecución y coste. Es tan importante que en los índices de productividad empleados en minería metálica subterránea, los volúmenes de masa mineral arrancados no se suelen cuantificar en detrimento de la medición mediante metros lineales de producción perforados.

A modo ilustrativo, introduciremos unos datos obtenidos del estudio económico de viabilidad de una mina metálica subterránea, corregidos con datos reales de explotación. Se trata de una mina explotada en España, mediante cámaras y pilares con mecanización integral y en un macizo típico de minería metálica subterránea de la Faja Pirítica.

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



Dentro del presupuesto total de la explotación (no se facilitan datos monetarios ni se cita el nombre de la mina en cuestión, dado que no se cuenta con la autorización de la compañía para su reproducción) el coste directo de explotación total se reparte de la siguiente manera:

Indirectos comunes: 12,4%
Medios auxiliares: 4,2%
Maquinaria: 43,3%
Consumos maquinaria: 5,1%
Personal: 35,0%

Si por el contrario, desglosamos el coste de maquinaria en las dos labores principales de preparación y explotación tenemos:

Coste de maquinaria en preparación (avance galerías): 34,7% del total.
Coste de maquinaria en producción (cámaras): 44,53% del total.

Dado que estamos hablando de la importancia de la perforación en la minería, en cada una de estas dos partidas, el coste exclusivamente de la perforación tendrá los siguientes pesos:

Coste de la perforación en preparación (avance galerías): 53,4%
Coste de la perforación en producción (cámaras): 49,5%

Es decir, la perforación supone la mitad del coste de maquinaria de la explotación, que a su vez asciende al 43% del coste total de la mina. Luego la perforación representa más de un 20% del coste total de la mina, asumiendo sólo costes de maquinaria, es decir, sin contabilizar consumos ni costes de personal asociados.

Sólo el coste de maquinaria de la perforación de producción, supone el 9,4% del total del coste del proyecto minero. Si se le añaden consumos y personal, este factor asciende hasta el 15%. Se ha de recordar que estamos hablando sólo de



perforación, teniendo en cuenta que todos los volúmenes tienen que ser posteriormente arrancados mediante explosivos, cargados y transportados y los huecos sostenidos, al margen de todos los gastos auxiliares que conlleva la puesta en marcha de un proyecto subterráneo.

Es, sin duda, la partida más importante en materia presupuestaria, además de condicionante técnico de la propia actividad minera (imprescindible en la producción y tarea crítica en todos los procesos de explotación)

3.1.6.- La perforación en la minería a cielo abierto.

3.1.6.1.- Generalidades sobre la perforación a cielo abierto.

Se va a cerrar el apartado de esta tesis dedicado a la excavación mediante perforación y voladura, tratando el tercero de los grandes campos de la perforación que se desarrollaron o emplearon para realizar la investigación, que es la perforación en la minería a cielo abierto.

Todo lo mencionado en el apartado anterior sobre perforación de producción en minería subterránea es aplicable a la perforación minera de exterior, siempre refiriéndonos a la perforación de barrenos para voladura de rocas. Dentro de la tecnología de minado a cielo abierto, no sólo existe la perforación y voladura para el arranque y fragmentación de rocas, sino también debemos mencionar las voladuras que se realizan en roca ornamental para definir contornos o inducir grietas, las voladuras de tronado para facilitar el arranque mecánico (también llamadas prevoladuras), las voladuras de contorno, las voladuras en la producción de áridos, etc.

En esta tesis se han realizado toda una serie de trabajos en una mina metálica (concretamente de wolframio) a cielo abierto. Es por ello que es este tipo de perforación la que se describirá sucintamente en este capítulo descriptivo e introductorio de nuestra investigación.



Ilustración 21: Carros de perforación de martillo en cabeza perforando barrenos para voladura (www.riojaminer.com)

Los fundamentos de la perforación en minería a cielo abierto con martillo en cabeza son esencialmente los mismos que los de la perforación de producción ya mencionada (con martillo en cabeza, entiéndase) Se trata de una perforación a rotopercusión, cuyas características se desarrollan en el apartado posterior. Los martillos hidráulicos de perforación de exterior, son en esencia los mismos modelos que los de perforación de producción o los montados sobre jumbos de ejecución subterránea, independientemente de que éstos sean de mayor potencia o tengan un montaje distinto sobre el carro perforador.

La maquinaria empleada son carros perforadores, generalmente autopropulsados y termohidráulicos, dado que requieren de elevada movilidad para sus desplazamientos por las cortas y es manifiesta la ausencia de instalaciones en este tipo de minas y extremadamente difícil establecer una red para alimentar con potencia suficiente una perforadora electrohidráulica. Se ha de resaltar también que a diferencia de la perforación de interior el barrido suele ser a través de aire y no de agua o mixto, mejorando notablemente el rendimiento de perforación, los diámetros de perforación son mayores (hay mejor disposición para realizar voladuras de gran volumen) para optimizar no sólo la perforación, sino el arranque con explosivos en su conjunto. Los carros perforadores de exterior suelen tener el compresor



incorporado, para poder contar con la movilidad y autonomía que les caracteriza, impulsados, al igual que las bombas hidráulicas y los medios de desplazamiento, por el mismo motor diesel.

3.1.6.2.- La importancia de la perforación en la minería a cielo abierto.

Al igual que se han hecho las consideraciones técnico-económicas pertinentes para subrayar la importancia de la perforación en la minería a cielo abierto, se ha de hacer lo propio, desde el mismo punto de vista presupuestario en el caso práctico que sirvió de escenario para completar esta tesis con un capítulo dedicado a la perforación en cielo abierto.

Los trabajos de esta tesis desarrollados en el seno de una explotación de cielo abierto, se llevaron a cabo en la corta “Los Santos Sur” de la mina de wolframio “Los Santos-Fuenterroble”, ubicada en el término municipal de Los Santos (Salamanca). La mina es propiedad de Daytal Resources (Heemskirk Group) y era operada en su totalidad por la empresa INSERSA (Ingeniería de Suelos y Explotación de Recursos)

Diremos que la explotación a lo largo del primer año de vida de la mina, en el cual se realizó la parte correspondiente de la presente tesis, se llevó a cabo mediante una excavación en corta con bancos de 10 m de altura, voladuras de precorte en contornos y voladuras en banco de arranque. No todas las zonas se explotaron mediante el uso de explosivos. La retirada de la cubierta vegetal y la explotación de algunos estériles y concentrados de baja calidad geotécnica se realizó mediante excavación mecánica. Es obvio que todos los estudios sobre perforación se realizaron en las partes de la mina minadas mediante perforación y voladura.

Desglosando los costes de explotación de la mina de Wolframio “Los Santos-Fuenterroble” se obtiene que el coste operativo total se distribuye de la siguiente forma:

Perforación y voladura de rocas: 56%



Carga y transporte: 31%

Indirectos y estructura: 13%

Es evidente el peso específico de la perforación y voladura dentro del proceso minero. A su vez, desglosando los costes de perforación y voladura, el reparto se hará de la siguiente forma:

Perforación (Maquinaria, fungible y consumos): 46%

Explosivo: 26%

Personal e indirectos (exclusivos de la perforación): 28%

De nuevo se vuelve a ver que es la perforación la tarea de mayor coste dentro del método de arranque elegido.

Multiplicando ambos factores, se ve que la perforación supone el 26% del presupuesto de la explotación. Es decir, se está de nuevo ante un factor técnico en el cual, cada cuatro puntos de mejora que se consiga, reduciremos un punto el coste total de nuestro proyecto. Es sin duda una partida importante y un reto para los técnicos responsables de la actividad minera, de su desarrollo y su gestión, así como pilar fundamental para la puesta en marcha y la propia supervivencia de la explotación.

Son válidos todos los argumentos que se vertieron en esta memoria en el apartado 2.5 sobre la importancia de la optimización técnica y económica de las empresas del sector.

En el caso de la minería a cielo abierto, los márgenes de beneficio para los contratistas mineros son muchos más ajustados que los manejados por los contratistas de interior, debido a los menores riesgos que conlleva la operación y a la mayor versatilidad de las inversiones (sobretudo de la maquinaria) en el caso de tener que reconducir el futuro del proyecto. Se ha de pensar que los contratistas mineros de interior en nuestro país barajan márgenes de beneficio de entre el 5% y el 10%, mientras que en las operaciones a cielo abierto, los horizontes de beneficio no superan el 3%, independientemente de que labores exitosas arrojen resultados



no menos exitosos, superando en ocasiones los estudios y presupuestos y desbordando las previsiones. Pero este estrecho margen es un arma de doble filo para el operador minero, dado que pequeños inconvenientes también pueden dar al traste con la viabilidad de la explotación.

Es evidente que en las circunstancias actuales, en que ya se ha mencionado que los recursos técnicos y humanos para los trabajos de ingeniería, investigación y desarrollo han de ser extremadamente limitados, el gestor de un proyecto minero debe acotar los campos de trabajo en esta materia y limitarse a las partidas presupuestarias más significativas (siempre y cuando exista margen técnico de mejora). En este caso, al igual que en los otros dos que desarrolla esta tesis (perforación en túneles y galerías y perforación de producción en minería metálica subterránea) es la perforación el objetivo crítico de mejora y sobre el que primero se debe actuar, siendo las mejoras en esta partida las que mayor incidencia positiva tengan en nuestro proyecto.

3.1.7.- Tabla comparativa sobre la importancia relativa de la perforación.

En la tabla 3, y a modo de resumen, presentamos las conclusiones de los apartados anteriores sobre la importancia presupuestaria de la perforación.

Estos costes atañen directamente a la perforación, excluidos costes de personal y costes auxiliares de la explotación. Sí están incluidos los consumos de perforación.

Porcentaje presupuestario de la perforación en el proyecto de ejecución	
Preparación (desarrollos) en minería metálica subterránea	7,90%
Producción en minería metálica subterránea (cámaras y pilares)	9,50%
Coste total de la perforación en minería metálica subterránea	17,40%
Coste total de la perforación en minería metálica a cielo abierto	26,00%

Tabla 3: Comparativa peso relativo de la perforación en los ejemplos de proyectos mineros expuestos.

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



En el apartado dedicado al avance de túneles y galerías, se mencionaba una importancia relativa en el ciclo de trabajo de entre el 30% y el 43% dentro del ciclo de trabajo. Este valor no es comparable con los costes directos que se están aquí representando, dado que simplemente hace referencia al peso específico sobre los gastos generales, indirectos, de estructura e incluso de personal en la obra de túnel. Esto es así, porque la polivalencia del equipo humano de ejecución de túnel, hace que todos los operarios participen en todas las labores, al menos así considera el autor de esta tesis que debe ser y así lo dispuso en aquellas obras de las que fue responsable. Con esto se quiere decir que abordado el coste de personal como un conjunto dentro de presupuesto, cargaremos en cada partida presupuestaria, la parte proporcional al tiempo total de ciclo, de los costes de estructura, indirectos, gastos generales y coste de personal. Así, el estudio presupuestario en este caso particular se limitará a determinar el coste de maquinaria y consumos propio de la perforación y añadirle entre el 30% y el 43% de todos los demás costes (recordemos que el tramo entre porcentajes estaba vinculado a la sección del túnel)



3.2.- TECNOLOGÍA DE PERFORACIÓN.

3.2.1.- Fundamentos de la perforación a rotopercusión.

Como ya se adelantó en la introducción, esta tesis se centra en la perforación rotopercutiva. Esta perforación se basa en la combinación de las acciones de percusión, rotación, empuje y barrido.

3.2.1.1.- Percusión.

Los impactos producidos por el golpeo del pistón del martillo perforador, originan unas ondas de choque que se transmiten a la boca directamente a través del varillaje en el martillo en cabeza, o directamente sobre el tallante en la perforación con martillo en fondo. Cuando la onda de choque alcanza la boca de perforación, una parte de la energía se transforma en trabajo haciendo penetrar el útil y el resto se refleja y retrocede a través del varillaje.

La eficiencia de esta transmisión es difícil de evaluar, pues depende de muchos factores, tales como: el tipo de roca, la forma y dimensión del pistón, las características del varillaje, el diseño de la boca, etc. Además hay que tener en cuenta que en los puntos de unión de las varillas existen pérdidas de energía, por reflexiones y rozamientos que se transforman en calor y desgastes en las roscas.

La potencia de percusión es el parámetro que más influye en la velocidad de penetración. La energía liberada por golpe en un martillo puede estimarse a partir de cualquiera de las expresiones siguientes:

$$E_c = 0,5 \times m_p \times V_p^2$$

$$E_c = p_m \times A_p \times l_p$$

Donde:



E_c = Energía por golpe

m_p = masa del pistón

v_p = velocidad máxima del pistón

p_m = presión del fluido transmisor de la energía dentro del cilindro

A_p = Superficie de la cara del pistón

l_p = Carrera del pistón

La potencia de un martillo es pues la energía por golpe multiplicada por la frecuencia de impactos:

$$P_m = E_c \times n_g$$

Donde:

n_g = frecuencia de impactos

El mecanismo de percusión consume de un 80 a un 85% de la potencia total del equipo.

3.2.1.2.- Rotación.

La rotación, que hace girar la boca entre impactos sucesivos, tiene como misión hacer que ésta actúe sobre puntos distintos de la roca en el fondo del barreno. En cada tipo de roca existe una velocidad óptima de rotación para la cual se producen los detritus de mayor tamaño al aprovechar la superficie libre del hueco que se crea en cada impacto.

Cuando se perfora con bocas de pastillas, las velocidades de rotación oscilan entre 80 y 150 r.p.m. con ángulos entre indentaciones de 10° a 20°. En el caso de bocas de botones de 51 a 89 mm (diámetros utilizados para la elaboración de esta tesis), las velocidades deben ser más bajas, entre 40 y 60 r.p.m. que proporcionan ángulos de giro entre 5° y 7°. Las bocas de mayor diámetro requieren velocidades incluso inferiores.



3.2.1.3.- Empuje.

La energía generada por el mecanismo de impactos del martillo debe transmitirse a la roca, por lo que es necesario que la boca se encuentre en contacto permanente con el fondo del barreno. Esto se consigue con la fuerza de empuje suministrada por un motor o cilindro de avance, que debe adecuarse al tipo de roca y boca de perforación.

Un empuje insuficiente tiene los siguientes efectos negativos: reduce la velocidad de penetración, produce un mayor desgaste de varillas y manguitos, aumenta la pérdida de apriete del varillaje y el calentamiento del mismo. Por el contrario, si el empuje es excesivo disminuye también la velocidad de perforación, dificulta el desenroscado del varillaje, aumenta el desgaste de las bocas, el par de rotación y las vibraciones del equipo, así como la desviación de los barrenos.

Al igual que ocurre con la rotación, esta variable no influye de forma decisiva sobre las velocidades de penetración. A medida que el empuje aumenta, aumenta la velocidad de penetración, pero si se supera un cierto valor, lo que hace es disminuirla, al frenar la rotación y dificultar el barrido.

Por lo tanto, el buen rendimiento de perforación no consiste en aumentar el rendimiento unitario de cada uno de estos factores, sino en la búsqueda del punto de equilibrio entre los tres que nos permita alcanzar la mayor velocidad de penetración.

3.2.1.4.- Barrido:

Para que la perforación resulte eficaz, es necesario que el fondo de los barrenos se mantenga constantemente limpio evacuando los detritus justo después de su formación.

El barrido de los barrenos se realiza con un fluido que se inyecta a presión hacia el fondo a través de un orificio central del varillaje y de unas aberturas



practicadas en las bocas de perforación. Las partículas se evacúan por el hueco anular comprendido entre el varillaje y la pared de los barrenos.

El barrido con agua es el sistema más utilizado en perforación subterránea, que sirve, además, para suprimir el polvo, aunque supone generalmente una pérdida de rendimiento del orden del 10% al 20%.

El barrido con aire en martillos en cabeza es más eficiente y se emplea fundamentalmente en la perforación a cielo abierto, donde las medidas de captación de polvo se basan en un aspirador y no en el riego directo.

3.2.2.- Martillos de perforación.

El martillo de perforación o perforadora, en el caso de los martillos en cabeza, genera el efecto de percusión y rotación, además de actuar como elemento intermedio de paso y regulación de barrido. En el caso de los martillos en fondo, sólo producen el efecto de percusión y cabeza de barrido, siendo la rotación transmitida a través del varillaje desde la cabeza de rotación, que sí estará en cabeza.

3.2.2.1.- Martillos neumáticos.

Los martillos accionados por aire comprimido fueron los únicos martillos en el mercado hasta 1970. Hoy en día, aún coexisten con las perforadoras hidráulicas, pero las ventajas de estas últimas han hecho que prácticamente supongan una fracción minoritaria de las perforadoras en el mercado.

Un martillo neumático consta básicamente de:

Un cilindro cerrado por una tapa delantera, que dispone de una abertura axial donde va colocado el elemento portabarrenas, así como un dispositivo retenedor de las varillas de perforación.



El pistón que con su movimiento alternativo golpea el vástago o culata, a través de la cual se transmite la onda de choque a la varilla.

La válvula que regula el paso de aire comprimido en volumen fijado y de forma alternativa a la parte anterior y posterior del pistón.

Un mecanismo de rotación, bien de barra estriada o de rotación independiente.

El sistema de barrido, que consiste en un tubo que permite el paso del aire hasta el interior del varillaje.

Estos elementos son comunes a todos los tipos de martillos existentes en el mercado, variando únicamente algunas características de diseño: diámetro del cilindro, longitud de la carrera del pistón, conjunto de válvulas de distribución, etc.

Estos martillos funcionan con la misma presión del aire para el mecanismo de impacto que para el sistema de barrido. Conforme aumenta la profundidad del barreno y el peso de los detritus se requiere una mayor presión del fluido de barrido, pues de lo contrario se producirá una peor limpieza de los taladros.

3.2.2.2.- Martillos hidráulicos.

Una perforadora hidráulica consta básicamente de los mismos elementos constructivos que una neumática. La diferencia más importante entre ambos sistemas estriba en que en lugar de utilizar aire comprimido, generado por un compresor accionado por un motor diesel o eléctrico, para el gobierno del motor de rotación y para producir el movimiento alternativo del pistón, un motor actúa sobre un grupo de bombas que suministran un caudal de aceite que acciona dichos componentes.

Los martillos hidráulicos se clasifican de acuerdo con la potencia generada por su mecanismo de impacto. Esta potencia da una idea del rendimiento del

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



equipo, pues a mayor número de kW le corresponde normalmente mayor velocidad de penetración.

Por otro lado, cada perforadora hidráulica está vinculada a un varillaje de una dimensión específica. Ésta es el diámetro óptimo para soportar las tensiones generadas por el mecanismo de impacto del martillo. La armonía entre perforadora y varillaje proporciona una optimización de la velocidad de perforación, junto con una vida de servicio más prolongada del varillaje.

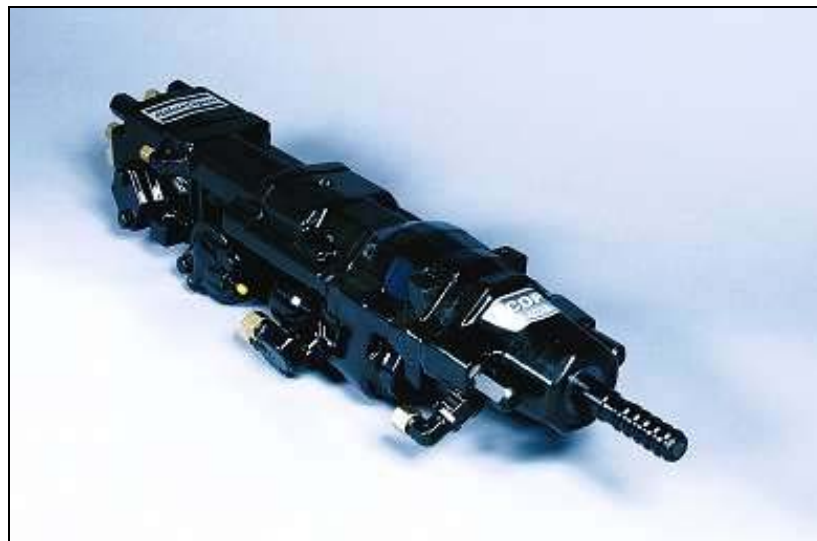


Ilustración 22: Martillo hidráulico Atlas Copco COP 3038 de 30 kW que incorporan los jumbos L2C y L3C de Atlas Copco.

Los grupos de martillos hidráulicos que se consideran son:

Martillos ligeros: con potencia de impacto de 6 kW, se utilizan con varillaje integral para perforar barrenos de 33 a 38 mm de diámetro.

Martillos medios: con potencias de impacto de 7,5 kW, para varillaje R32 y diámetros de perforación de 38 mm

Martillos pesados: con potencias de impacto de 15 a 20 kW, para varillaje R38 y diámetro normal de perforación de en torno a 45 mm.



Martillos de alta potencia: con potencia máxima de hasta 40 kW, utilizado para la perforación de mayor diámetro (hasta 115 mm)

Las razones por las que la perforación hidráulica ha supuesto una mejora tecnológica sobre la neumática son las siguientes:

Menor consumo de energía: Las perforadoras hidráulicas trabajan con fluidos a presiones muy superiores a las accionadas neumáticamente y además, las caídas de presión son mucho menores. Se utiliza, pues, de una forma más eficiente la energía, siendo sólo necesario por metro perforado 1/3 de la que consumen los equipos neumáticos.

Menor coste de accesorios de perforación: la transmisión de energía en los martillos hidráulicos se efectúa por medio de pistones más alargados y de menor diámetro que los correspondientes a los martillos neumáticos. La onda de choque es más uniforme en los hidráulicos donde se producen niveles de tensión más bajos. Así se disminuye la fatiga sobre el acero y una serie de ondas secundarias de bajo contenido energético que también afectan a la estructura del metal. En la práctica se ha comprobado que la vida útil del varillaje se incrementa para las perforadoras hidráulicas aproximadamente un 20%.

Mayor capacidad de perforación: debido a la mejor transmisión de energía y forma de la onda, las velocidades de penetración son de un 50% a un 100% mayores que las de los equipos neumáticos.

Mejores condiciones ambientales: los niveles de ruido en una perforadora hidráulica son menores a los generados por una neumática, debido a la ausencia del escape de aire. Además, en las labores subterráneas no se produce la niebla de agua y aceite en el aire del frente, mejorando el ambiente y la visibilidad del operario. Por otro lado, la hidráulica ha permitido un diseño más ergonómico de los equipos, haciendo que las condiciones generales de trabajo y seguridad sean mucho más favorables.



Mayor elasticidad de la operación: es posible variar dentro de la perforadora la presión de accionamiento del sistema y la energía por golpe y frecuencia de percusión.

Mayor facilidad para la automatización: estos equipos son mucho más aptos para la automatización de operaciones, tales como el cambio de varillaje, mecanismos antiarranque, robotización, etc.

Mantenimiento: los componentes internos de los martillos hidráulicos tienen un entorno de aceite hidráulico limpio y filtrado. El sistema está completamente aislado del exterior y el desgaste de las piezas es mínimo. Los martillos hidráulicos requieren por lo tanto un menor mantenimiento.

3.2.2.3.- Martillos neumáticos manuales.

Aunque su uso ha ido disminuyendo con la introducción de la mecanización, aún hoy en día se emplean en pequeñas secciones y labores mineras subterráneas, por lo que nos parece interesante dedicarle un breve apartado.



Ilustración 23: Martillo neumático de perforación acoplado a empujador de columna neumática.



Las perforadoras manuales tienen la empuñadura cerrada para poder ser manejada con una sola mano. El accionamiento es totalmente neumático, mientras que el barrido puede realizarse con agua y/o aire. La presión de agua debe ser siempre inferior a la del aire para evitar inundar e inutilizar el martillo.

Las barrenas se fijan a las perforadoras por medio de retenedores en forma de aldaba.

Los diseños se diferencian en los sistemas de válvula utilizados, oscilantes o tubulares, y mecanismo de rotación, barra estriada o rueda de trinquetes. Sus pesos varían entre 20 y 40 kg y los consumos de aire entre 50 y 100 l/s, con frecuencias de impactos entre 30 y 50 golpes por segundo.

Para amortiguar el ruido del escape pueden colocarse silenciadores que rodeen a las camisas de los cilindros; los silenciadores apenas afectan a las velocidades de perforación y reducen el nivel de ruido en unos 7 dB.

3.2.3.- Sistemas de avance.

Son los mecanismos que producen el esfuerzo de empuje sobre la sarta de perforación y la boca. Existen diversos tipos en función de la máquina sobre la que vaya montada la perforadora:

Empujadores o columnas de perforación (neumáticas): Es un pistón de doble efecto. Está compuesto por dos tubos, uno exterior de aluminio o de un metal ligero, y otro interior, generalmente de acero, que es el que va unido a la perforadora. El tubo interior actúa como un pistón de doble efecto, controlándose su posición y fuerza de empuje con una válvula que va conectada al circuito de aire comprimido.

Deslizaderas de cadena: este sistema de avance está formado por una cadena que se desplaza por dos canales y es arrastrada por un motor hidráulico a través de un reductor y un piñón de ataque. La cadena actúa sobre al cuna del martillo que se desplaza sobre el lado superior de la deslizadera. Este sistema es



sencillo, pero presenta un gran inconveniente y es la dificultad de conseguir un avance suave cuando las penetraciones son pequeñas o en el emboquille de los barrenos. Además, si se rompe la cadena en una perforación vertical, se caerá el martillo con la sarta.

Deslizaderas de tornillo: El avance se produce al girar el tornillo accionado por un motor. Este tornillo es de pequeño diámetro en relación a su longitud y está sujeto a esfuerzos de pandeo y vibraciones durante la perforación, por lo que no se pueden emplear con longitudes grandes (es usual no superar los 1,8 m) Es más seguro y permite mayor regulación que los sistemas de cadena, pero es delicado y muy limitado en longitud.

Deslizaderas hidráulicas: Un cilindro hidráulico empuja la cuna del martillo, desplazando la perforadora a través de la deslizadera. Son simples y robustas, fáciles de controlar y precisas. Tienen capacidad para perforar a grandes profundidades y adaptables a gran variedad de máquinas y longitudes. Su inconveniente es el elevado precio frente a los otros sistemas expuestos y la necesidad de un sistema hidráulico para su accionamiento, independiente del martillo.

3.2.4.- Fungibles de perforación:

Se ahondará en la perforación con jumbo o carro de perforación, con martillo en cabeza que es sobre la que versa esta tesis doctoral.

La sarta de perforación está constituida en general por los siguientes elementos:

Adaptador de martillo

Manguitos

Barrenas

Bocas



Enumerados en orden de avance desde el martillo hasta el fondo del barreno. Hoy en día existen diferentes combinaciones entre cada uno de estos elementos, estando extendido el uso de barrenas integrales (con el elemento de corte incorporado y por lo tanto sin posibilidad de usar boca), barrenas M-F (Male-Female) que no requieren manguito para su acople, etc.

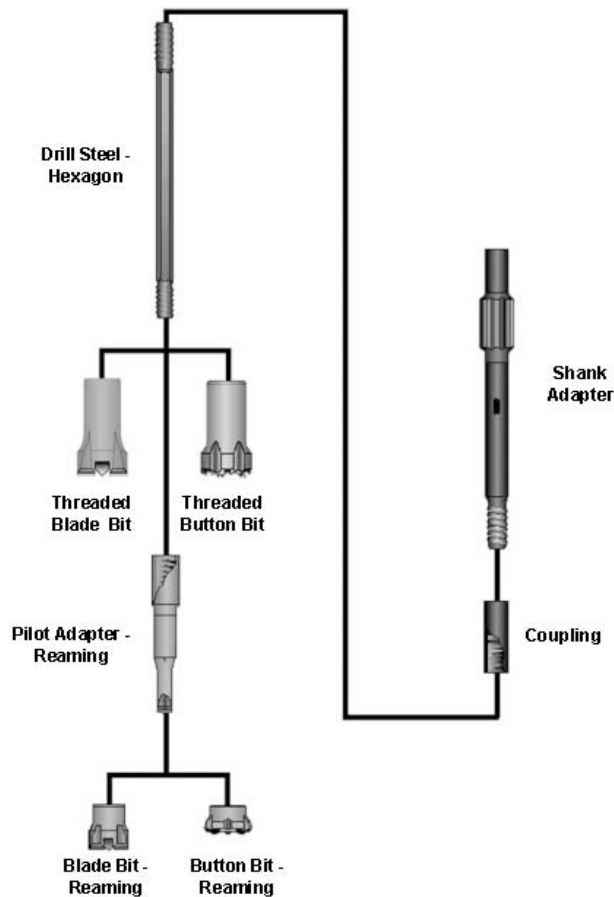


Figura 3 : Sarta de perforación de tunelación o avance de galería formada por adaptador de martillo, manguito, barrena y bocas

3.2.4.1.- Materiales y tratamientos:

Los aceros empleados en la fabricación de estas herramientas deben ser resistentes a la fatiga, a la flexión, a los impactos y al desgaste de las roscas y culatas. Lo ideal es usar aceros con un núcleo no muy duro y una superficie endurecida y resistente al desgaste. Esta estructura se consigue en la práctica de



dos formas: aceros con alto contenido en carbono, como el empleado en las barras integrales, y aceros de bajo contenido en carbono, usados en varillas o barrenas, adaptadores, manguitos y bocas.

Entre los tratamientos a los que se someten los aceros destacamos por ser los más usuales:

Endurecimiento superficial HF (Alta Frecuencia)

Carburación.

Bombardeo con perdigones de acero para aumentar la resistencia a la fatiga.

Tratamientos anticorrosión.

En cuanto al metal duro de los botones e insertos de las bocas, se fabrica a partir de carburo de tungsteno y cobalto por técnicas de polvometalotécnica. Este material se caracteriza por su alta resistencia al desgaste y tenacidad. La unión entre el acero y el metal duro se puede hacer con soldadura en las bocas de insertos y por contracción o presión en el caso de las bocas de botones.

3.2.4.2.- Tipos de roscas.

Las roscas tienen como función unir las culatas, los manguitos, las varillas y las bocas durante la perforación. El ajuste debe ser eficiente para que los elementos de la sarta se mantengan bien unidos con el fin de conseguir una transmisión directa de energía. Sin embargo, el apriete no debe ser excesivo pues dificultaría el desacoplamiento del conjunto de varillas cuando éstas fueran retiradas del barreno.

Las características que determinan la facilidad de desacoplamiento son el ángulo del perfil y el paso de rosca. Un paso mayor junto a un ángulo de perfil menor hará que la rosca sea fácil de desacoplar, comparando diámetros similares.

Los principales tipos de rosca son:

Rosca R: se usa con barrenas de hasta 38 mm y perforadoras potentes de rotación independiente. Tiene un paso corto de 12,7 mm y un ángulo de perfil



grande. Esto significa que cuanto mayor es el diámetro más difícil es su desconexión.

Rosca T: Es adecuada casi para todas las condiciones de perforación y se usa en diámetros de varillas de 38 a 51 mm. Tiene un paso mayor y un ángulo de perfil menor que hace más fácil el desacoplamiento que con la rosca R. Además, uno de los flancos presenta un gran volumen de desgaste que le proporciona una gran duración.

Rosca C: Se usa en equipos de 51 mm con barras grandes. Tiene un paso grande y ángulo de perfil semejante al de la rosca anterior.

Rosca GD ó HL: tiene unas características intermedias entre la R y la T. Posee un diseño de perfil asimétrico denominado de diente de sierra y se usa en diámetros de 25 a 57 mm.

La elaboración de esta tesis se ha hecho íntegramente, tanto en la perforación con jumbos como en la perforación a cielo abierto con carros de perforación, con roscas R y T.

3.2.4.3.- Adaptadores.

Los adaptadores de culata o espigas son aquellos elementos que se fijan a las perforadoras para transmitir la energía de impacto y la rotación del varillaje. Existen 3 tipos de adaptadores:

De Arrastre Leiner: usado con barrenas de entre 25 y 32 mm. Presenta dos estrías enfrentadas diametralmente. Se usa en pequeños martillos y también en martillos neumáticos.

De Arrastre total o tangencial: se usan en perforadoras neumáticas con pistones de entre 100 mm y 120 mm.



Estriados: Se emplean en diámetros de 38 mm a 50 mm usualmente, con martillos de rotación independiente y teniendo entre 4 y 8 estrías.

Cualquiera de ellos puede incorporar barrido central o lateral. El más usual es el central, donde el agua de inyección pasa a través de un orificio central hacia las barrenas. Los adaptadores de barrido central incorporan retenes hidráulicos alojados en la cabeza de inyección del martillo que abrazan el tramo liso del adaptador consiguiendo la estanqueidad periférica para asegurar que el barrido sea impulsado a través del orificio central. En los adaptadores de barrido lateral, la espiga lleva orificios de barrido entre las estrías del mismo.

Las pequeñas perforadoras neumáticas suelen usar barrenas integrales, que incorporan una pequeña culata en la parte trasera evitando tener que utilizar este accesorio.

Todas las perforadoras utilizadas en esta tesis incorporaban adaptadores estriados de barrido central.

3.2.4.4.- Varillaje.

Los elementos de prolongación de la sarta de perforación son las varillas o barrenas. Nosotros vamos a centrarnos en el uso de barrenas, no de tubos (empleados en otros tipos de perforaciones, como los sondeos, triconos o martillos en fondo y que reciben en su conjunto la misma denominación de varillaje)

Las barrenas convencionales empleadas por los martillos en cabeza, que son las empleadas en esta tesis, pueden ser hexagonales o redondas. Todas incorporan un orificio axial central destinado a comunicar el barrido a la siguiente barrena o directamente a la boca en caso de ser una única varilla o ser la última.

Las barras se designan por una nomenclatura que define cada una de las tres partes habituales de que constan:



Extremo roscado posterior, del martillo o adaptador: es el más ancho por lo general, y es el primero que se representa.

Diámetro de la barrena o del hexágono (diámetro entre caras exterior)

Extremo roscado anterior, destinado a la boca. Es más estrecho (o igual) que el extremo posterior.

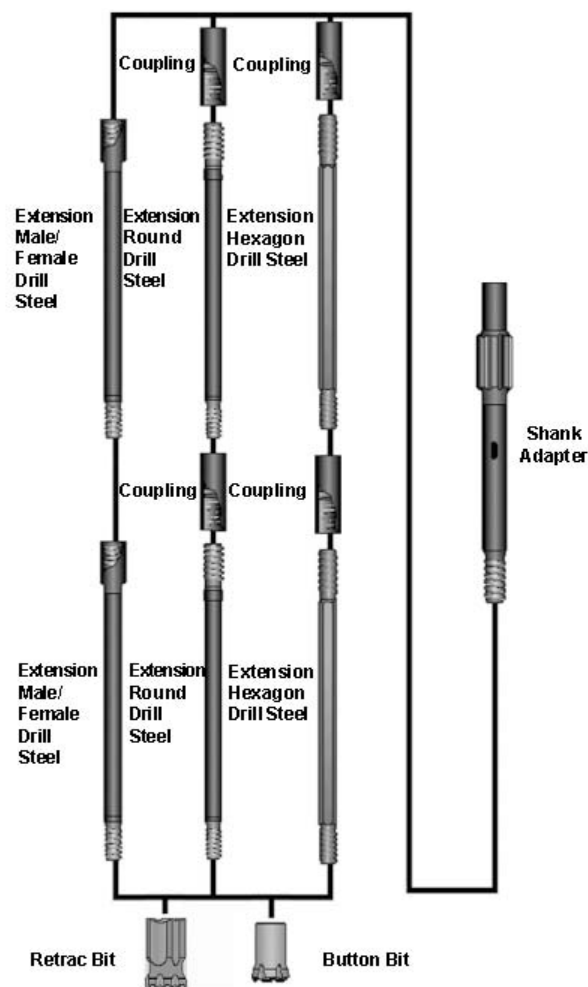


Figura 4: Sarta de perforación típica de producción donde vemos la diferencia entre barrenas integrales M-F tipo Speedrod y las barrenas convencionales con manguitos de acoplamiento. Éstas últimas se han representado en sus dos variantes: hexagonales y redondas.



Así de acuerdo a esta nomenclatura, por ejemplo la barra T38-H35-R32 (que fue la más usual en la perforación con jumbo realizada para esta tesis doctoral) será una barra hexagonal, con hexágono de 35 mm, rosca tipo T de diámetro 38 mm en su parte posterior (la de la culata o adaptador) y rosca tipo R de diámetro 32 para las bocas.

El resultado de estos diseños de barrena es un producto que nos permite soportar una elevada fuerza de impacto y rotación en su parte posterior, manteniendo un aceptable diámetro de rosca para utilizar bocas del diámetro adecuado a la perforación. Los modernos diseños incorporan incluso una superficie de transición más delgada entre el cuerpo hexagonal y la rosca para la boca, que confiere mayor resistencia a los esfuerzos de flexión.



Figura 5: Accesorio centrador (izquierda) para evitar desviaciones del varillaje como la representada en la derecha.

Además de las barrenas integrales para pequeños martillos, mencionadas antes, también existen las barras tipo “speedrod” que son diseños macho-hembra, con manguito incorporado, simplificando la extensión de barras en la perforación. Estas barrenas mejoran la transmisión de energía al eliminar una junta por barra, aumentando la velocidad de penetración, pero suelen ser menos fiables, especialmente frágiles en perforaciones muy duras o cuando los parámetros de perforación (rotación, percusión y empuje) no están bien equilibrados. Esto es



debido a la menor pared de la rosca hembra frente al manquito convencional. Mientras que una barra convencional puede durar entre 1400 y 1600 m (según datos de catálogo de Atlas Copco 2007 para una roca media en minería metálica) un barra extensible tipo Speedrod apenas dura entre 600 y 800 m (misma fuente, Atlas Copco, 2007)

3.2.4.5.- Manguitos.

En la perforación con carros de perforación, la longitud de los barrenos no permite utilizar una única barrena y debemos emplear un mecanismo de prolongación de la perforación, es necesario el uso de manguitos hembra-hembra para prolongar las barras que presentan rosca macho-macho (salvo que usemos el sistema speedrod)

Existen muchos tipos de manguitos:

Simple o calados: un tubo roscado interiormente con la rosca única de la barrena y liso exteriormente.

Con semipunte: Es el mismo manguito con un tope central de forma que las barrenas no puedan roscar más allá del centro geométrico del manguito asegurando la calidad del roscado.

Con puente o tope central: El roscado hembra del manguito es independiente por ambos extremos.

Con estrías: para facilitar la entrada y salida del barreno y la evacuación del ripio de perforación por el barrido.

Con aletas de gran diámetro: Se emplean en barrenos largos de gran diámetro con el objetivo de estabilizar y centralizar las varillas para minimizar las desviaciones en la perforación, cuando la diferencia entre el diámetro del barreno y el de la barra es considerable.



3.2.4.6.- Bocas.

Las bocas son el elemento más determinante en la velocidad de perforación, una vez fijados los parámetros de percusión, rotación y empuje, y son el objeto de estudio de esta tesis. Se va a realizar una breve descripción de este elemento en la misma línea de la realizada para el resto de elementos de la perforación.

Las bocas están constituidas por una matriz de acero de bajo contenido en carbono sometido a diversos tratamientos de dureza, tenacidad y resistencia a la corrosión, sobre la que se disponen los insertos de corte, de metal duro. En cuanto al metal duro de los botones e insertos de las bocas, se fabrica a partir de carburo de tungsteno y cobalto por técnicas de polvometalotecnia. Este material se caracteriza por su alta resistencia al desgaste y tenacidad. La unión entre el acero y el metal duro se puede hacer con soldadura en las bocas de insertos y por contracción o presión en el caso de las bocas de botones.

Estos insertos, como ya se ha mencionado, pueden ser de dos tipos:

Pastillas: pequeñas placas alargadas que se disponen en la boca como si de cuchillas se tratase, insertas o soldadas en la matriz. Lo habitual es la disposición en cruz, con cuatro plaquitas de carburo de tungsteno dispuestas en ángulo recto. También, en algunos diseños se disponen en X (ángulos de 75° y 105° alternos)

Botones: los insertos son cilíndricos en la base o culata y su fabricación se realiza por contracción o presión en frío, consiguiendo mejores fijaciones de los botones a la matriz. En el lado externo, los botones pueden tener forma esférica o balística. Los diseños son tan múltiples y diversos como se verá en capítulos posteriores.

Las bocas de botones están más extendidas en la perforación en minería y obras subterráneas que las de pastillas. Con las bocas de botones se puede ir a diseños de mayores diámetros, sin perder eficiencia en los pequeños. En general, las bocas de botón redondo (esférico) están indicadas en rocas más abrasivas y las



bocas balísticas en rocas más blandas, donde consiguen mejores velocidades de penetración.

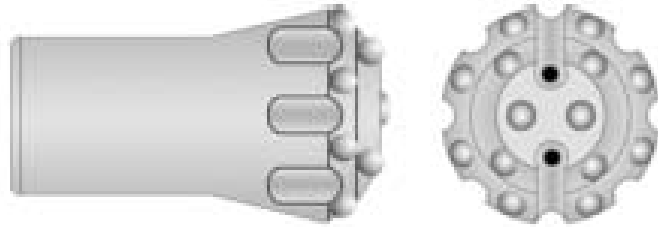


Figura 6: Vista frontal y lateral de una típica boca de botones

La boca recibe la energía de percusión directamente del golpeo de la barrena contra el fondo de la boca, por lo que es importante en los diseños asegurar el contacto entre el extremo de la barra y el fondo interno de la boca.

Las bocas disponen de una serie de orificios centrales y laterales, así como canales en algunos casos, por los que se inyecta el fluido de barrido para remover los detritus y extraerlos por los canales al uso, siendo arrastrados por el propio barrido hasta el exterior del barreno.

Las bocas tienen una pequeña conicidad, siendo la parte más ancha la que está en contacto con la roca, con el fin de contrarrestar el desgaste que sufre este accesorio y evitar un ajuste excesivo con las paredes del barreno.

Existen múltiples bocas de diseño especial. Mencionaremos las dos más importantes y habituales:

Bocas retráctiles: se usan en aquellas formaciones rocosas donde las paredes de los barrenos tienden a desmoronarse y por lo tanto es preciso evitar atranques y pérdidas de varillaje. Disponen de estrías y dientes por detrás del frente que permiten realizar la limpieza en retroceso. Una variante de la boca anterior es la boca retráctil de faldón largo, con las que el corte en retroceso es más intenso y al tener un diámetro constante en todo su cuerpo se consiguen barrenos más rectos.

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



Bocas escariadoras: se utilizan para abrir los barrenos centrales en los cueles paralelos, desde 64 mm hasta 127 mm. Estas bocas se utilizan con barras piloto o con barras de extensión a adaptadores piloto. Poseen un orificio central troncocónico que permite que éstas se sitúen por detrás de la piloto de menor diámetro.



3.3.- PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA. ORIGEN DE ESTA TESIS.

Los trabajos iniciales sobre optimización de perforación que sentaron las bases de esta tesis se desarrollaron en la mina metálica subterránea de Boinás, propiedad de Río Narcea Gold Mines Ltd., en el invierno de 2004-2005, como respuesta urgente ante un problema técnico y de coste que ponía en peligro la propia supervivencia de la explotación.

Tras un año de trabajos en los desarrollos de infraestructura, acceso a mineral y preparación de la mina por parte del operador minero INSERSA (Ingeniería de Suelos y Explotación de Recursos S.A.), se atravesó con seis galerías de preparación un terreno dentro del skarn de contacto, donde se centraba una mineralización explotable, que debía ser minado mediante cámaras y pilares en el futuro. Este macizo a través del cual se debían construir las galerías en cuestión, supuso realmente un problema de coste y rendimientos enorme, dado que la resistencia a la perforación y la agresividad sobre el material de perforación era tal, que prácticamente detuvo el desarrollo de toda esa zona de la mina.

El tiempo de perforación para barrenos de idéntica longitud, aumentó un 500% sobre los datos de skarn fresco más desfavorables que se conocían. La durabilidad de las bocas disminuyó tanto en ese terreno, que una boca de botones nueva, con un diseño específico para rocas duras y abrasivas (común), en ocasiones no era capaz de finalizar el barreno de 4 m en condiciones de perforar, perdiéndose muchos de ellos con la boca y teniendo que repetirse.

Los resultados no sólo fueron nefastos en perforación, sino en el resto de labores anexas en las que las características geotécnicas de la roca tienen alguna influencia, tales como el desescombro con palas de perfil bajo, que sufrieron en el metal antidesgaste de sus cazos y sobre los neumáticos, los efectos devastadores de este tipo de roca.

Si hasta ese momento, no se había cuantificado adecuadamente la importancia de la perforación, este suceso esclareció el concepto que se ha



desarrollado en los capítulos anteriores de esta tesis y concienció rápidamente sobre la necesidad de volcar todos los esfuerzos posibles en superar esa situación.



Ilustración 24: Detalle de la perforación con jumbo en skarn fresco en la mina de Boinás, en la preparación de cámaras a cota 225. La roca de tonos verdes que se aprecia en la fotografía es el skarn de extrema dureza, cuya perforación fue origen del problema que dio paso a la investigación que aborda esta tesis (Fotografía del autor)

La búsqueda de bibliografía y consultas sobre situaciones similares en otras minas en cualquier parte del mundo resultaron absolutamente estériles. No se encontró nada publicado sobre situaciones similares y rocas tan destructivas en este tipo de minería. Los contactos con los fabricantes de bocas de perforación, arrojaron múltiples argumentos comerciales, pero casi ninguno técnico que soportara un análisis reposado de su contenido. Muchos de ellos presentaron su alternativa en un plazo más o menos corto (unos días) pero que no eran más que propuestas comunes, recurriendo a los tipos de boca más habituales en los catálogos para rocas duras y abrasivas sin aportar nuevas ideas, dado que esos diseños de boca ya se estaban probando desde el primer día que apareció el macizo en nuestro frente con parcos resultados. La única bibliografía que se encontró, que hiciera comentarios sobre la durabilidad de las bocas o su utilidad detallada, fueron los manuales de perforación de los propios fabricantes.



Tras realizar un primer estudio de campo serio y encontrar no pocas contradicciones en ciertas aseveraciones que se tenían por ciertas, se llegó a un acuerdo de colaboración con uno de los fabricantes suministradores de accesorios de perforación: Boart Longyear. Esta compañía, desplazó a un especialista de producto con dilatada experiencia en el diseño de bocas de perforación, a las instalaciones de la mina. El autor de esta tesis, junto con Jack McGrath (Boart Longyear), inició un proceso intensivo de pruebas, toma de datos y ensayos de perforación con los jumbos que trabajaban en ese macizo de extrema dureza. Tras días de pruebas, muchos ensayos y pocas horas de sueño, se consiguieron alcanzar conclusiones interesantes, que permitieron conseguir pequeñas mejoras, con las que atenuar la enorme catástrofe desde el punto de vista técnico, económico y logístico (no se era capaz de aprovisionar de material de perforación de calidad, en cantidad suficiente, ante la gran demanda en pocos días que se había generado) que se estaba viviendo en aquellos días.

A estas mejoras que se consiguieron gracias a la inestimable colaboración de Jack McGrath, se le unió posteriormente su propuesta de diseño de boca. Con los datos recogidos en Asturias, McGrath volvió a Irlanda donde siguió trabajando en la alternativa idónea desde el punto de vista técnico, hasta seleccionar qué producto de su amplia gama de bocas de perforación podía mitigar aceptablemente la enorme dureza del macizo. Boart Longyear actualizó un diseño de boca, que aparecerá en los trabajos posteriores de esta tesis, importado de una mina de oro en Canadá que años atrás había atravesado una situación similar y para la cual se había diseñado este prototipo. El nuevo diseño se incorporó a la batería de modelos de bocas de perforación de la mina, siendo empleado en terrenos de extrema dureza y gran agresividad con las bocas y permitió hacer posible el paso de este macizo (y sus niveles inferiores desarrollados meses después) con velocidades de perforación muy bajas y durabilidad aceptable.

Tras haber superado aquel trance, el autor comenzó a considerar que si la minuciosidad y detalle con que se había actuado ante este problema, se sistematizaba y adecuaba a una situación más generalista, se podía establecer un

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



sistema de optimización de la perforación para todos los terrenos, siempre y cuando estos fueran homogéneos y se fijaran los parámetros de perforación.

Fue de esta forma, como el autor comenzó a realizar esporádicos trabajos de campo sobre rendimientos de perforación, hasta perfeccionar una metodología, que más tarde se emplearía y ampliaría en la elaboración de esta tesis doctoral, ya desde una perspectiva de mayor conocimiento y experiencia en la materia.



3.4.- ANTECEDENTES AL ESTUDIO SOBRE OPTIMIZACIÓN DE LA PERFORACIÓN.

Como ya se mencionó en el apartado anterior, cuando se recurrió a la bibliografía para orientar la búsqueda de soluciones, el resultado fue demoledoramente estéril. No se encontraron entre las publicaciones consultadas y bibliografía del ramo, nada que relatara experiencias similares a las que estábamos intentando superar. Así pues, el problema técnico que origina o da vida a esta tesis doctoral, se tuvo que superar tan sólo con la metodología desarrollada y la colaboración inestimable de Jack McGrath (Boart Longyear).

Posteriormente, durante la elaboración de esta tesis, se realizó una más exhaustiva campaña de búsqueda de información sobre perforación, tecnología de la perforación, diseño de bocas de perforación y estudio de desgastes. Se han encontrado algunos trabajos publicados, interesantes, que sirvieron para dotar de una base teórica necesaria para posteriormente analizar todo el trabajo de campo realizado.

3.4.1.- Estudios del rendimiento de la perforación basados en la abrasividad.

Las primeras publicaciones sobre la destrucción de bocas de perforación y los criterios para su elección u optimización, se basaron íntegramente en la abrasividad de la roca. Los trabajos posteriores sobre el tema se basan en el método de Cerchar y en los trabajos al respecto de la Universidad de Trondheim, que a continuación describimos.

3.4.1.1.- Perforabilidad. Drilling Rate Index. Bit Wear Index.

Para determinar la perforabilidad de la roca se ha determinado el ensayo de perforabilidad denominado Drilling Rate Index (DRI) desarrollado en 1979 por la universidad de Trondheim (Noruega).

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



Este es el único índice de laboratorio que se ha encontrado con relación directa con las hipótesis de nuestra tesis. Por lo tanto el autor de la misma considera relevante incluir una breve reseña del mismo. La información que a continuación reproducimos es la expuesta por Carlos López Jimeno y alumnos en 1987 en "Factores Geomecánicos que influyen en la Selección de Equipos de Arranque", publicado por el Instituto Tecnológico y Geominero de España, que a su vez es síntesis de los trabajos de la Universidad de Trondheim. También se han consultado parte de los trabajos publicados por la propia Universidad de Trondheim, completando esta información.

Para la realización de este ensayo se toma una muestra de 15 a 20 kg con la que se realizan las siguientes pruebas:

Ensayo de friabilidad (S₂₀): Una fracción representativa de 500 g de la muestra troceada entre 11,2 y 16 mm se somete a veinte impactos sucesivos de una pesa de 14 kg que se deja caer desde una altura de 25 cm. Se repite el proceso de 3 a 4 veces y se toma el valor medio del porcentaje de muestra menor 11,2 mm, denominado S₂₀.

Ensayo de perforación (SJ) Con una broca de 8,5 mm de diámetro y 110° de ángulo de bisel, sometida a un empuje sobre la roca de 20 Kg y haciéndola girar 200 revoluciones, se efectúan de 4 a 8 perforaciones en cada probeta. La longitud media de los taladros, expresada en décimas de milímetro, constituye el llamado valor SJ.

Entrando con ambos valores en el ábaco de la figura correspondiente se obtiene el DRI. Vemos que coincide con el valor de friabilidad (S₂₀) cuando SJ es igual a 10 que corresponde a rocas como granitos o sienitas cuarcíticas.

A partir de los datos obtenidos en diversas investigaciones de campo se han diseñado unos gráficos donde se correlaciona la velocidad de penetración conseguida en la perforación de barrenos por cada martillo particular y diámetro de taladro con el DRI característico de la roca.

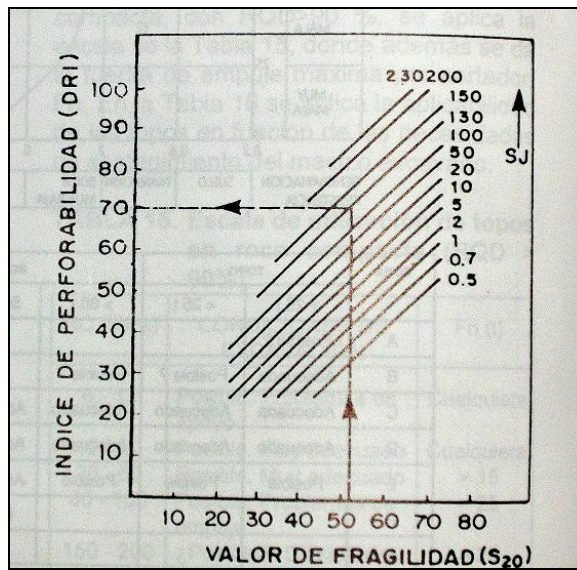


Gráfico 5: Determinación DRI

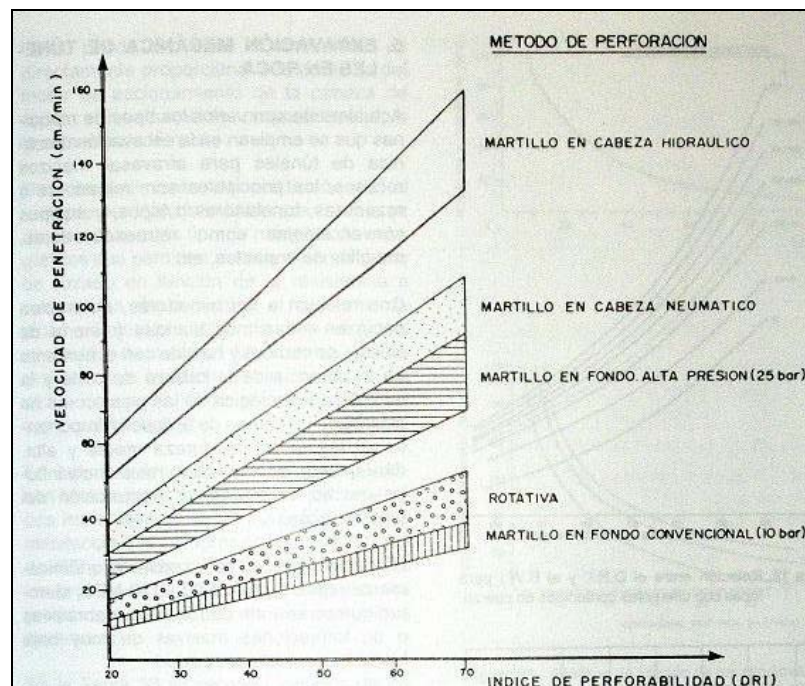


Gráfico 6: Velocidades de penetración en función del DRI

Si se conoce el DRI y la abrasividad de la roca expresada con el índice AVS, puede determinarse un nuevo índice denominado BWI (Bit Wear Index, Bruland et al. 1995) que sirve para estimar la vida de los útiles de perforación.



Estos métodos tienen dos inconvenientes:

Se necesitan dos ensayos de laboratorio para su determinación.

El tamaño de la muestra es relativamente grande si se desean estudiar rocas de diversas localizaciones. Se complica la operatividad.

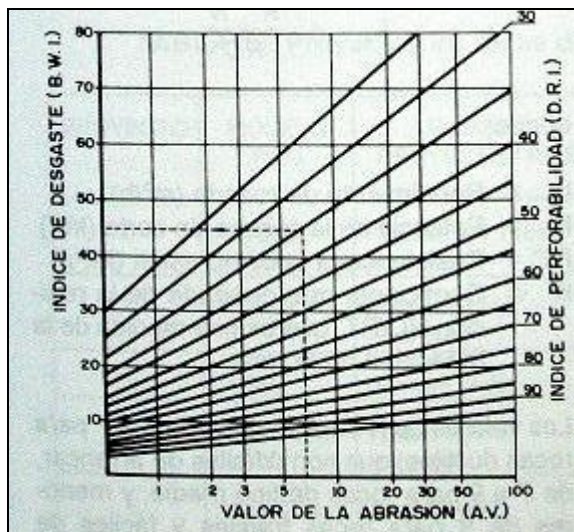


Gráfico 7: Determinación del BWI

A toda esta familia de métodos basados en los índices AVS, DRI, BWI, que son los establecidos para determinar los desgastes y durabilidad del material de perforación, tienen un gran inconveniente al margen de la poca operatividad y lentitud de obtención de resultados para casos prácticos como los que se abordaron en esta tesis. Todos ellos se basan en las características de abrasividad de las rocas. Emplean un único factor, que no es determinante.

En esta tesis el enfoque ha sido siempre el del resultado, sin asociarlo con una característica determinada de la roca a perforar. Es decir, el sistema desarrollado en el presente trabajo es más práctico y tiene mayor aplicación real.

3.4.1.2.- Método de Cerchar.



El método de Cerchar también intenta establecer un criterio de elección de bocas o picas de excavación mecánica, en función del “coeficiente de abrasividad”.

El ensayo consiste en hacer pasar una aguja de acero terminada en forma cónica con un ángulo de 90° y sometida a la acción de un peso de 7 kg sobre la superficie de una muestra refriendo lentamente una distancia de 10 mm. La abrasividad de la roca se determina a partir del diámetro, expresado en décimas de milímetro de la superficie circular producida por el desgaste del útil.

Así el índice Cerchar, representa un diámetro en 10^{-4} mm. En la siguiente tabla vemos la clasificación de Cerchar en función de este índice:

Clasificación	Índice Cerchar
Extremadamente abrasiva	> 4,5
Altamente abrasiva	4,25 - 4,5
Abrasiva	4 - 4,25
Moderadamente abrasiva	3,5 - 4
Abrasividad media	2,5 - 3,5
Poco abrasiva	1,2 - 2,5
Muy poco abrasiva	< 1,2

Tabla 4: Clasificación Cerchar abrasividad rocas

3.4.2.- Estudios de desgaste en policristalinos de diamante (PDC)-Modelo de Glowka (1970)

Los primeros trabajos de estudio de desgaste en bocas y cortadores de perforación, provienen de la tecnología de perforación petrolífera, especialmente del estudio del desgaste en cortadores policristalinos de diamante (PDC)

A principios de 1970, Larsen-Basse realizó un trabajo teórico revisando la literatura anterior sobre el desgaste de los metales duros y concluyó que la abrasión y la fatiga térmica son las causas principales de la formación del plano de desgaste.

El laboratorio de estudios de desgaste de Jack Tenedor, especialista en la perforación de arenisca, mostró que el desgaste del cortador de PDC depende de la



velocidad de corte y la temperatura alcanzada. El estudio sugiere que la tasa de desgaste en tanto por uno sobre la superficie disponible, aumenta con la temperatura de forma exponencial.

Glowka y La Piedra, discuten también en los años 70 los mecanismos de desgaste para brocas PDC y la dependencia de desgaste de la temperatura de corte. Llegan a conclusiones importantes. Por encima de 1.382 grados F (750 ° C), el desgaste ha demostrado acelerar la causa de deterioro térmico y retirada de grano diamante, resultando la perforación un fracaso catastrófico de corte. A temperaturas inferiores a 1.382 grados F (750 ° C), el principal modo de desgaste se describió con un microchip de desgaste abrasivo incorporado en el cortador. El registro de las tasas de desgaste experimentales frente a la temperatura de desgaste muestra que la tasa de desgaste aumentaba de manera espectacular por encima de 662 grados F (350 ° C). Debido a la tasa de desgaste acelerado por encima de 662 grados F (350 ° C), se define ésta como la temperatura de corte crítico.

Los trabajos de Glowka fueron completadas por Ortega en un modelo posterior mejorado. También establece una función de desgaste empírica basada en datos de laboratorio y de campo, que se utilizó en todos los modelos posteriores consultados.

Glowka establece la función de la respuesta térmica, es la resistencia térmica efectiva de la fresa y es una función de la configuración de corte, propiedades térmicas, y enfriamiento. La temperatura y, por tanto según Glowka, el desgaste de un cortador de PDC también se ve afectada por las virutas de corte o ripio en el caso de la perforación de rocas. En general se acepta que ciertos tipos de lodos sirven para reducir la influencia de los ripios. El modelo presenta la carencia de no predecir el efecto de los ripios de perforación en el enfriamiento del corte. Pero el efecto del ripio y lodos en el enfriamiento del corte puede ser simulado cambiando el coeficiente de transferencia térmica por uno que describa el conjunto. Glowka y otro colaborador, Stone, mostraron la reducción del enfriamiento de la cortadora en función de la velocidad de enfriamiento y de la granulometría del ripio de



perforación, estableciendo unos factores de corrección para pizarras (roca sobre la que trabajaron en sus ensayos)

El grado de desgaste real de un cortador es función de la tensión (fuerza/superficie) de contacto de la perforación y la temperatura

3.4.3.- Trabajos de Sinor-Warren (1989).

Los trabajos de Sinor y Warren, no se desarrollaron sobre bocas de perforación, sino sobre policristalinos de diamante (Polydiamond crystals – PDC) empleados en la tecnología de perforación petrolífera con triconos.

Lo interesante de las publicaciones de Sinor y Warren (“Drag Bit Wear Model” Society of Petroleum Engineers. 1989) es que establecen un modelo de predicción basado en el estudio de una serie de factores para la pastilla o elemento de policristalino de diamante, y exponen una serie de ensayos a posteriori del modelo, comparando los resultados reales con las predicciones.

El modelo de Sinor-Warren utiliza las siguientes variables:

Geometría del cortador.

Tipo de roca.

Distribución de fuerzas que actúan sobre el cortador.

Temperatura de corte.

Velocidad de corte.

Es especialmente interesante, que ya confieren a su publicación un enfoque desde el punto de vista técnico-económico, buscando con su modelo determinar si es más rentable el añadir más o menos metal duro ó diamante. Se describen



diversos trabajos de laboratorio, ensayando la distribución de esfuerzos sobre el cortador, para facilitar datos para el diseño de los equipos más eficiente.

Warren y Sinor describen las pruebas experimentales y modelos analíticos que se utilizaron para obtener una mejor comprensión de la interacción de las variables que determinan el éxito o el fracaso de perforación petrolífera. La publicación consultada, presenta una expansión de sus trabajos iniciales sobre el modelado del desgaste abrasivo del PDC y las observaciones de laboratorio obtenidas sobre los efectos de las distintas distribuciones de las fuerzas dinámicas sobre la boca.

Establecen dos categorías o niveles de desgaste:

- Desgaste por abrasión: es el estado constante que se va generando a medida que perdemos material y conformando sucesivos “pisos” o estados y la degradación gradual de la boca. Es una función de la fuerza aplicada a la cortadora, la temperatura de corte, la velocidad de corte, propiedades de la roca que se está perforando y las propiedades del cortador. El desgaste abrasivo se modeló y se hicieron predicciones relativamente precisas del desgaste detallado sufrido por los cortadores de la boca.

- Desgaste resultado de la carga dinámica de los cortadores: Esta forma de desgaste se caracteriza por astillado, roto, y pérdida de los cortadores. Las variaciones en la carga dinámica pueden ser causadas por cambios bruscos en la columna de perforación, del mecanismo de control de la perforación o por las fuerzas de corte inducida por la interacción entre la roca.

El trabajo de Sinor y Warren se centra sobretodo en la evaluación de la colocación de los elementos de corte para determinar la estabilidad de un diseño de corte. La estabilidad la determinan mediante la evaluación de las fuerzas radiales y circunferenciales que tienden a hacer que la broca gire alrededor de un eje que no sea el centro del barreno, dado que trabajan con tecnología de triconos.

El equilibrio de fuerzas de las bocas PDC, se reconoce tradicionalmente que es determinante para un rendimiento óptimo y no tanto para la duración de la boca.



Su aplicación a los diseños comerciales, históricamente se ha hecho mediante la colocación de las cuchillas en la posición de ubicación geométrica equilibrada. Si las fuerzas radiales que actúan sobre la boca no están equilibradas, la boca tiende a girar fuera del centro, lo que implica un desgaste acelerado. La perforación con desequilibrios de este tipo, en ocasiones, puede resultar en un agujero sobreperforado e incluso desviado, dependiendo de los accesorios estabilizadores que se incluyan en la perforación. El modelo presentado en este trabajo calcula una fuerza de desequilibrio y de la dirección, pero no predice el efecto sobre el rendimiento o el desgaste.

El modelo presentado por Sinor y Warren se basa en gran medida en el de Glowka y los trabajos de Stone para proporcionar una estimación de la temperatura del cortador, relacionándola con la tasa de desgaste del mismo.

Se realiza una regresión lineal, que se utilizó para desarrollar una ecuación para el cálculo de datos presentados por Glowka y La Piedra para una función de refrigeración de los cortadores, algo que estos autores no llegaban a concretar.

Una vez que la temperatura de corte se conoce, la tasa de desgaste es estimada a partir de una relación empírica entre la tasa de desgaste en piedra arenisca de Jack Forks y la temperatura de corte, estimada por las correcciones sobre los trabajos de Glowka. La abrasividad de una formación geológica conocida, se utiliza para relacionar con el modelo la tasa de desgaste en piedra arenisca de Jack Tenedor, a la roca en particular que se está perforando.

Cada corte se divide en una serie de elementos discretos en el modelo. La altura de cada elemento del cortador desaparecido en un espacio de tiempo determinado, se calcula mediante la tasa de desgaste que arroja el modelo.

Como vemos, todos estos trabajos son tremendamente específicos sobre perforaciones petrolíferas realizadas en formaciones rocosas determinadas. Es evidente que modelos como el expuesto no tienen aplicación práctica sobre perforaciones rotopercutivas de barrenos, dado que se han realizado íntegramente sobre la tecnología de la perforación con tricono.



Pero sientan la metodología, especialmente Sinor y Warren de cómo es posible modelizar los desgastes en perforación y de una óptica economicista, similar a la que pretendemos abordar con esta tesis.

3.4.4.- Causas de desgaste en bocas de perforación.

Son especialmente interesantes los trabajos relacionados con la materia del desgaste en bocas de perforación de Plinninger y Spaun de la Universidad de Munich, así como de Thuro, de la Universidad de Zurich.

Estos tres autores han trabajado sobre bocas de perforación de martillos en cabeza. La recopilación de información que realizan, así como las caracterizaciones del desgaste es la primera entrada que hemos encontrado más allá de los estudios de perforación petrolífera, y por lo tanto directamente relacionado con el trabajo sobre el que versa esta tesis. Estos tres autores, por separado inicialmente y en diversos artículos publicados dos a dos o los tres en conjunto, intentan realizar una prediccción del desgaste de las bocas de perforación en jumbos y carros de perforación.

Plinninger y Spaun (2002) establecieron que los métodos sobre elección de bocas de perforación basándose exclusivamente en la abrasividad y en ensayos como el BWI o el método de Cerchar, eran insuficientes.

Ambos autores expusieron sus ideas en una ponencia conjunta junto con el profesor Thuro, de la Universidad de Zurich, en el 9º Congreso de la Asociación Internacional de Ingeniería Geológica y de Medioambiente, en la que tildaban de poco precisa esta determinación en función de la abrasividad y la necesidad de introducir nuevas variables en la optimización del calibre y tipo de las bocas de perforación. Por otra parte, aunque los modelos de desgaste en PDC habían alcanzado un grado de desarrollo importante, como hemos visto, concluyeron que no eran aplicables al desgaste de los insertos o botones de bocas de perforación convencionales.



Al igual que Sinon y Warren, diferencian entre desgaste térmico y desgaste abrasivo de la boca de perforación (especialmente de los insertos o botones de metal duro de la misma) Aunque se describieron sucintamente en el caso de los cortadores PDC, vamos a entrar en detalle de acuerdo a las definiciones de Plinninger y Spaun, que no son exactamente iguales a las consideradas en los PDCs.

3.4.4.1.- Desgaste abrasivo en bocas de perforación.

Es el predominante en la mayoría de los diferentes tipos de roca. Este desgaste incluye desgaste debido a la abrasión estricta (microfragmentos de roca que arrancan fragmentos del útil de perforación) y lo que los autores denominan “adhesión” (material perdido debido a la “soldadura fría” que se produce entre el útil de perforación y la roca, que a su vez es arrancada por el corte) Este desgaste en su conjunto lo podemos definir pues como el debido al contacto entre el útil de perforación puro y el ripio.



Ilustración 25: Boca de perforación con desgaste abrasivo (Fotografía cedida por Jack McGrath, Boart Longyear)

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



El desgaste abrasivo puede ser cuantificado y se puede determinar una función que lo describa. Este desgaste se puede aproximar por una función de una única variable que sea función del ratio entre la dureza de los dos cuerpos en contacto: la roca y el metal duro.

Los profesores Samuels (1962) y Osburn (1969) establecieron por primera vez el concepto aplicado a perforación del ratio “dureza roca/dureza metal” y fijaron que los elementos de perforación debían mantener una diferencia de un 20% como mínimo para obtener un rendimiento aceptable y una durabilidad mínima.

Esta relación entre el desgaste abrasivo y el ratio de durezas se estudió en diversas experiencias de laboratorio. Así, Deketh (1995) y Verhoef (1997) determinaron que en valores bajos del ratio “dureza roca / dureza metal” el rango de desgaste por abrasión se mantiene bajo, casi constante (valores entre 0,4 y 0,7), sufre un aumento espectacular entre 0,7 y 1,1 y por encima de estos valores se mantiene en un nivel de abrasividad tan elevado que el desgaste del elemento de corte lo hace inservible en poco tiempo.

Plinninger y Spaun (2002) con diversas experiencias corrigen sensiblemente los valores determinados por Deketh (1995) y Verhoef (1997) estableciendo los siguientes intervalos:

Ratio durezas roca/metal entre 0,4 y 0,9: Zona de bajo nivel de desgaste abrasivo: zona recomendada de trabajo.

Ratio durezas roca/metal entre 0,9 y 1,15: Zona de aumento crítico del nivel de desgaste: pequeños aumentos de este ratio implican aumentos espectaculares del nivel de desgaste.

Ratio durezas roca/metal entre 1,15 y 1,8: Zona de alto nivel de desgaste abrasivo: no recomendada para la perforación.

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



El comportamiento en cada uno de los intervalos, ha sido estudiado también por el profesor de la Universidad de Zurich Thuro (2002), quien los ha determinado como lineales en cada uno de los intervalos.

Rangos fuera de estos intervalos presentarán problemas macroscópicos (dificultad de perforación o de evacuación del ripio en terrenos muy blandos e imposibilidad de perforación en rangos muy duros)

Se puede hacer una clasificación en función de la escala de Mohs, utilizando el desgaste abrasivo sobre los útiles de perforación como variable. Esta idea ya la vemos reflejada en los trabajos de Osburn (1969) sobre desgaste por abrasión. Así Plinninger y Spaun (2002) establecen en base a lo descrito por Osburn la siguiente clasificación:

Minerales con dureza en la escala de Mohs por debajo de 5,5: No abrasivos para el material de perforación.

Minerales con dureza en la escala de Mohs entre 5,5 y 9: Provocan desgaste abrasivo en la matriz de acero de la boca de perforación, pero no significativamente en los botones de metal duro.

Minerales con dureza en la escala de Mohs superior a 9: Producen rangos de desgaste abrasivo muy elevados sobre la matriz y el metal duro, pudiendo provocar el colapso de la boca. En el caso de la presencia de estos minerales, debemos estudiar los ratios de Deketh (1995) y Verhoef (1997) para evitar trabajar en la zona crítica.

Aunque no son usuales en la naturaleza, existen minerales muy abrasivos que superan ampliamente la dureza del metal duro, como el diamante y el corindón. En estos casos, estas partículas por procesos de microfragmentación desplazan o desgastan la superficie de cobalto que fija las partículas de carburo de tungsteno y facilitan la movilización del carburo en la superficie de los útiles, provocando mayores desgastes. Por lo tanto, pequeñas presencias de estos minerales deben ser también tenidas en cuenta en todas las consideraciones precedentes.



3.4.4.2.- Desgaste debido a fallos macroscópicos de la boca de perforación.

Este tipo de desgaste es muy común y, desde el punto de vista económico, puede presentar incluso mayor repercusión en la perforación de rocas duras que el abrasivo. Es un desgaste difícilmente cuantificable, pero tanto Plinninger y Spaun de la Universidad de Munich, como de Thuro, de la Universidad de Zurich, ya lo clasifican en sus publicaciones. En esta tesis nos parece importante hacer referencia a él, aunque como se verá más adelante tampoco ha sido posible su estudio por ser un hecho accidental, aunque en determinados casos sea frecuente, pero no sistemático. Aquí se incluye el arranque de botones de la matriz, la rotura de ésta, etc. Suelen ser debidos a sobreesfuerzos en la perforación.



Ilustración 26: Boca con desgaste debido a fallos macroscópicos. Obsérvese los daños en la matriz e incluso la pérdida de botones. (Fotografía cortesía de Jack McGrath - Boart Longyear)

3.4.4.3.- Desgaste térmico de la boca de perforación.

No es un desgaste como tal en sí mismo, sino que es un fenómeno que determina directamente los otros desgastes descritos y medibles. El rango de



desgaste por abrasión o de fallos macroscópicos se incrementarán notablemente con el aumento de la temperatura de perforación.

La suma de los efectos de rozamiento del útil y percusión sobre la boca produce elevadas temperaturas en la misma. Estas elevadas temperaturas producen cambios tanto en el acero de la matriz de la boca, como en el metal duro de los útiles de corte. Por ejemplo, en el caso de los botones de carburo cementado, las altas temperaturas desplazan el cobalto del tratamiento de los botones, haciendo menos tenaz el botón y facilitando la microfragmentación del carburo o su desplazamiento.

Por otra parte, en la descripción de Deketh (1995) y Verhoef (1997), hemos visto que podemos determinar los daños sobre la boca en función de las durezas (simplificadamente). Ya Osburn, en 1969 hizo un estudio de durezas en función de la temperatura para útiles de perforación. Osburn estableció las curvas de dureza en función de la temperatura de trabajo para el carburo de tungsteno y el cuarzo, elemento abrasivo presente en casi todas las rocas duras a perforar.

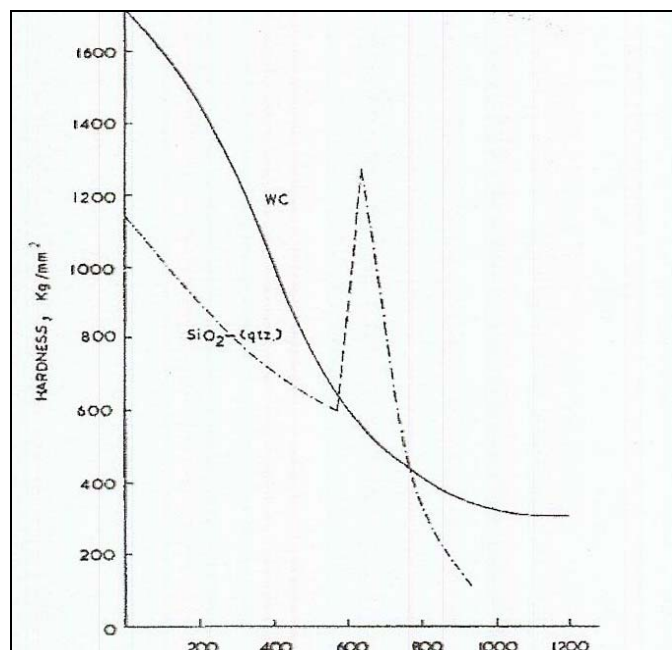


Gráfico 8: Curvas de Dureza-Temperatura para el cuarzo y el carburo de tungsteno (Osburn 1969)



De la observancia de las curvas de Osburn, queda establecido claramente, que a elevadas temperaturas, la dureza de la sílice llega a superar con mucho la del metal del elemento de perforación.

Aunque esas temperaturas de 600°C no se lleguen a alcanzar (los aceros matriz entrarían en fluencia) sí vemos que el ratio roca/metal va aumentando a medida que aumenta la temperatura, por lo que a temperaturas muchos menores (entre 300° y 400°) se podría entrar en la zona crítica de desgaste por abrasividad.

Como vemos, la influencia térmica aunque no es un “desgaste” en sí misma es determinante en el resto de desgastes.

3.4.4.4.- Desgastes debidos a “procesos especiales”

Este tipo de desgaste es citado por Thuro y Plinninger en sus publicaciones, como aquel debido a procesos de erosión por cavitación del fluido presente en el barreno, por la abrasión debida a la pulpa que forma el fluido de perforación con el ripio en movimiento o fenómenos similares debidos al barrido.

3.4.5.- Tipos de desgaste en bocas de perforación.

3.4.5.1.- Clasificación de Thuro (1996) con añadidos de Plinninger (1998)

Thuro estableció en 1996 una clasificación con el propósito de tener una caracterización de los distintos tipos de desgaste en las bocas de perforación, asociado cada uno de ellos a las causas de desgaste expuestas en el capítulo anterior.

Esta clasificación fue completada en 1998 por Plinninger y como se verá es susceptible de la introducción de nuevos tipos, en función de cómo se considere la interacción de las causas de desgaste entre sí.

Establecen la siguiente nomenclatura:



A: se designa con esta letra a los tipos de desgaste producidos esencialmente por abrasión.

F: se designa con esta letra a los tipos de desgaste producidos esencialmente por fallos macroscópicos.

T: se designa con esta letra a los tipos de desgaste producidos esencialmente por fenómenos térmicos.

Sp: se designa con este anagrama a los tipos de desgaste producidos esencialmente por “procesos especiales”

Así, cada tipo de desgaste será designado por una letra que hace referencia a la causa fundamental y un número para su caracterización.

La clasificación de Thuro corregida por Plinninger (1998) queda como sigue:

A1: es el desgaste “normal”. Se aprecia una boca con los botones y la matriz desgastados proporcionalmente por el uso sin que haya pérdidas de material ni insertos ni se observe asimetrías o desgastes anómalos. Debería ser el usual en todas las bocas si el uso ha sido correcto y éstas se han cambiado a tiempo. Es función del tipo de roca, fundamentalmente y de su abrasividad.

A2: es la tipología de desgaste de la matriz. Se denomina así aquel desgaste en que aún se conserva en aceptablemente buen estado los botones, y en cambio la matriz sufre un desgaste excesivo. La pérdida de matriz por abrasividad puede hacer sobresalir anormalmente los botones y tender a la pérdida de los mismos (que sería el siguiente tipo de desgaste)

A3: es el desgaste que se caracteriza por la pérdida de botones, debido a defectos de ensamblaje o poca superficie de sujeción de la matriz en torno al botón. Puede ser debido al uso de carburo cementado de mala calidad o presencia de minerales de extrema dureza (o al menos superior a la del carburo, como se



comentaba ya en apartados anteriores) Una vez que se produce la pérdida de un botón, los demás se ven afectados al soportar un esfuerzo proporcionalmente mayor cada uno.

A4: es el desgaste que se caracteriza por la pérdida de diámetro. Botones periféricos, canales de barrido y matriz en su superficie perimetral sufren un desgaste mayor que el frente de la boca, produciéndose una pérdida de diámetro del conjunto. Este desgaste está vinculado según Thuro y Plinninger a la abrasividad de la roca, desviaciones en el barreno e irregularidades o deformaciones del barreno por efecto de la perforación. En esta tesis doctoral se han obtenido otras conclusiones, de forma que pensamos que la causa más relevante del desgaste A4 no está como afirman Thuro y Plinninger en estos defectos, sino que tiene mucha mayor relevancia el ajuste de los parámetros de perforación. Del desgaste tipo A4, se piensa que es causa fundamental, de acuerdo a las conclusiones extraídas en esta tesis, de la sobreperforación o exceso de relación entre presión de rotación y presión de empuje (R. Mayoral 2007)

A5: es el desgaste por exceso del A4, cuando la boca sufre tal exceso de desgaste perimetral que pierde los botones laterales. Como ya comentamos en la clasificación A4, cuando la pérdida de diámetro del perímetro de cortadores es notable, se produce la afección de la matriz, debilitando la base de inserción de los botones y provocando su pérdida.

F1: es el desgaste definido por la rotura de botones de la boca. Es decir, su fijación no ha fallado, pero el carburo se rompe con la pérdida del trozo de botón. No es función de la abrasividad de la roca, sino de su resistencia a compresión y de otros factores, como pueden ser el método de perforación, el tipo de accesorio o boca elegido o defectos del material en fabricación.

F2: es el desgaste caracterizado por la pérdida de botones completos de la boca debido al fallo de la conexión entre matriz y botón.

F3: es el desgaste (más bien deberíamos decir colapso) por rotura de la matriz.



T: sólo establecen un tipo de desgaste térmico. Cuando la boca ha sido sometida durante la perforación a elevadas temperaturas, se aprecian cambios de color significativos en la matriz. Este tipo de daño sobre la boca es el que se recoge como desgaste tipo T.

Sp1: Aquí se engloban las bocas que salen del barreno totalmente destruidas (matriz desgastada, pérdida de botones, pérdida de diámetro, etc.) y no es posible caracterizarlas dentro de los desgastes anteriormente descritos por no ser posible esclarecer o clasificar las causas del desgaste. Ocurre cuando se retrasa en exceso el cambio de la boca de perforación.

Sp2: Es el desgaste por exceso de barrido o por efecto del mismo aunque no se excesivo. Se aprecia una pérdida de matriz en torno a los canales de barrido (sobretudo a los centrales) que puede llegar incluso a descalzar la base de los botones frontales.

3.4.5.2.- Causas de desgaste tipo F (Spaun 2002)

Sobre esta clasificación, el profesor Georg Spaun, compañero de Plinninger, realizó una serie de comentarios en artículos posteriores. Así, Spaun (2002) completa las causas que dan lugar a los fallos por causa de los botones (las tipo F) afirmando que pueden recogerse en los siguientes tres apartados:

Macizos rocosos heterogéneos: aquellos en los que se combinan tramos competentes (geotécnicamente) de elevada resistencia a compresión, con juntas abiertas o rellenas de roca alterada o materiales más blandos.

Tipos de roca heterogéneas en su composición con presencia en la misma de componentes muy duros (Resistencia a compresión superior a 80 MPa) con diámetros superiores a 2 cm, como pueden ser los conglomerados o brechas.



Perforación sobre sostenimientos con presencia de acero (en túneles y avances en terrenos inestables) como puede ser la perforación sobre gunita armada (bien con fibras de acero o bien con malla metálica) o la perforación próxima a paraguas, bulones de sostenimiento, cables inyectados o cualquier otro tipo de sostenimiento que pueda estar presente en la zona de trabajo.

3.4.5.3.- Causas y determinación del desgaste térmico (Steinmüller, 1991)

La incidencia o relevancia del que hemos denominado desgaste térmico en el resto o en el conjunto del proceso de destrucción de la boca, depende directamente del barrido empleado en la perforación. En circunstancias normales, las bocas de perforación se refrigeran eficientemente con barrido hidráulico. Cuando el agua es el fluido de inyección para extracción del ripio (independientemente de que sea impulsada por aire comprimido) y los mecanismos de barrido son eficientes, se consigue mantener la boca por debajo de 40°C que sería una temperatura óptima de trabajo.

Color	Evolución dentro del intervalo de los colores	Temperatura
Amarillo	Amarillo claro, amarillo, dorado	200°-230°C
Marrón-Rojo	Marrón amarillento, marrón rojizo, rojo, púrpura	240°-270°C
Violeta-Azul	Violeta, azul oscuro, azul, azul claro	280°-320°C
Gris	Azul grisáceo - gris	340°-360°C

Tabla 5: Tabla de colores del acero de la matriz de la boca de perforación en función de las temperaturas alcanzadas durante la perforación (Steinmüller 1991)

Cuando el barrido es insuficiente en presión o caudal, la temperatura comienza a ascender hasta que se producen desgastes térmicos (tipo T en la clasificación de Thuro) Como ya hemos citado anteriormente, el desgaste por abrasión y el desgaste por fallos macroscópicos, incrementan sus tasas de crecimiento con el aumento de la temperatura.

Steinmüller en 1991 estableció la temperatura de fallo térmico en torno a los 200°C. Estableció una tabla específica con sus experiencias, donde se muestra una



escala de colores del acero de la matriz de la boca, que nos permite diagnosticar las temperaturas que se han alcanzado dentro del barreno (ver tabla adyacente)

3.4.6.- Correlación entre la vida de la boca y los rangos de desgaste.

Clasificación de Thuro (1996)

De acuerdo a todo lo expuesto sobre desgastes y a sus propios trabajos en la materia, el profesor Thuro estableció una clasificación donde fija unos rangos de desgaste, relacionados con los metros de vida de la boca, asignándole a cada rango vida una determinación. La clasificación está hecha a partir de las conclusiones de la investigación de Thuro, con bocas de entre 43 mm y 48 mm de diámetro y jumbos de martillos hidráulicos en cabeza. Su clasificación se resume en la siguiente tabla:

Rango de desgaste	Vida de la boca (m/boca)	Rango de vida de la boca
Muy bajo	> 2000	Muy alto
Bajo	1500 - 2000	Alto
Moderado	1000 - 1500	Moderado
Alto	500 - 1000	Bajo
Muy alto	200 - 500	Muy bajo
Extremo	< 200	Extremo (no útil)

Tabla 6: Clasificación de Thuro para bocas de 43-48 mm (1996)



3.5.- DESGASTE. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.

Esta investigación se planteó inicialmente como solución a un doble problema. Por una parte la optimización técnico-económica en cuanto a material de perforación (especialmente bocas). Por otra, la determinación entre las bocas más eficientes del diseño más adecuado al macizo, camino que se recoge en los diferentes capítulos. Y finalmente, determinados los diseños óptimos, la búsqueda de las leyes experimentales que puedan describir el desgaste de una boca de perforación.

Encontrar leyes experimentales con una cierta fiabilidad pasa por manejar poblaciones de muestras y ensayos muy extensos, con un estudio de errores que permita comprobar y cuantificar los errores cometidos.

Cuando se acometió esta parte final de la investigación, la ejecución de la boca "A Malata" del túnel estaba tocando a su fin y no se dispuso de tiempo ni macizo suficiente como para elegir una población de muestras y estudiarlas en detalle, dado que nuestro campo de estudio se extinguía. Se pensó que esta investigación podría ampliarse buscando dos nuevos objetivos que nos pudiéramos plantear, que serían:

- Tener varias muestras y realizar un estudio de control más exhaustivo del seguido en esta investigación para contar con datos más fiables y en mayor número, pudiendo así definir las gráficas de rendimiento con mayor número de puntos y buscar su comportamiento real, sin vernos obligados a una aproximación lineal.
- Buscar la distribución estadística que siguen los datos recogidos (aunque este segundo objetivo creemos que es imposible en este tipo de investigación)

Dado que no había posibilidad de desarrollar estos nuevos objetivos, con la amplitud y profundidad que se abordó la anterior, se decidió emplear los recursos disponibles en el estudio del desgaste de las bocas de perforación, mucho más

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



interesante para el objeto de esta tesis y que fue el problema del cual partió en su planteamiento inicial.

Aprovechando la inercia investigadora en las últimas perforaciones del túnel, concretamente a lo largo del último mes de ejecución, aún dio tiempo a realizar una serie de mediciones de desgaste sobre muestras controladas. Se eligieron muestras del diseño B7BR, por haber sido el seleccionado como definitivamente más adecuado para el macizo que nos ocupó. Se usaron muestras nuevas siguiendo las mismas claves de identificación.



4.- METODOLOGÍA EXPERIMENTAL.

4.1.- PERFORACIÓN DE BARRENOS EN EJECUCIÓN DE TÚNELES Y AVANCE DE GALERÍAS. EL TÚNEL DE “A MALATA”.

4.1.1.- Introducción.

Ya se expuso ampliamente en el capítulo 2 la importancia de la perforación en ejecución de túneles y avance de galerías, la problemática de la asignación de recursos y los conceptos de mejora por diferenciación, tanto en control de costes como en aumento de rendimientos. La intención de la presente investigación surge de esa problemática expuesta. Ante la necesidad de iniciar nuestra mejora del ciclo de trabajo de forma inminente y ante la imposibilidad de actuar sobre todas y cada una de las labores con el grado de detalle y rigor necesario, elegimos trabajar sobre la perforación al haber probado que es prioritaria en cuanto a rendimientos y a peso dentro del presupuesto de la obra. Por lo tanto elegimos dedicar nuestros limitados recursos técnicos de control y análisis a esta parte del ciclo.

Cada macizo presenta unas condiciones únicas en cuanto a características geomecánicas, comportamiento, estabilidad, etc. El macizo estará formado por distintas formaciones geológicas, dispuestas en geometrías muy dispares, dependiendo tanto de su génesis como de la tectónica y alteración posterior. El macizo es el elemento resistente a la perforación, por lo que es el factor más importante a la hora de establecer diferencias en el rendimiento. Pero cuando se afronta el proyecto de ejecución de túneles o avance de galerías en minería subterránea, el macizo es un factor sobre el que no podemos actuar. Su invariabilidad, lejos de ser un contratiempo, en el caso de esta investigación presenta una ventaja: convertir una variable (la más influyente en la función de perforación) en una constante.

No es del todo cierto que con nuestra tecnología minera no se pueda influir en las características geomecánicas del terreno. Dentro de la tecnología de tunelación, existen técnicas de consolidación, inyección de espumas, congelación, corte con cámara hiperbárica, etc. Pero todas ellas han sido encaminadas, casi



siempre, a la mejora geotécnica de los terrenos excesivamente inestables o alterados, para su fortificación. En el caso de la excavabilidad, terrenos susceptibles de ser rozados, avanzados con tuneladoras o por cualquiera de los métodos de excavación mecánica que se expusieron en el apartado correspondiente, también se han llegado a utilizar estos métodos para conseguir un corte limpio del terreno. Pero en el caso que ocupa, objeto de esta tesis, que no es sino la perforación de barrenos, la competencia del macizo está asegurada, al haberse elegido un método de avance mediante perforación y voladura. Esta competencia geotécnica de los macizos minados con explosivos, asegura que no exista lugar a técnicas encaminadas a la estabilización de terrenos o modificación de las propiedades geomecánicas del macizo. Puede haber excepciones como el drenaje de niveles freáticos o acuíferos locales o la estabilización de frentes por seguridad de operación.

La geología es una variable sobre la que realmente no se puede actuar. Se debe considerar como un factor fijo, definido por sus características geomecánicas y no se deben destinar los recursos siempre escasos a las actuaciones sobre el mismo en la búsqueda de la optimización de la perforación.

Fijado el factor “terreno”, y considerándolo homogéneo, los aspectos relativos a la perforación, susceptibles de mejora son:

- Equipo a utilizar.
- Material de perforación.
- Personal de perforación.

Es evidente, que sería más objeto de un trabajo de psicología o ciencias del trabajo que de nuestra disciplina técnica, el realizar una actuación en cuanto a la mejora del personal de perforación. Esta sentencia queda reflejada en estas líneas a través del frío prisma técnico bajo cuyo punto de visión están redactadas. La realidad obliga al profesional de la minería a trabajar intensamente en la formación del personal, en la motivación, aumentos de rendimiento, organización y otros

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



aspectos fundamentales del trabajo en equipo. De cualquier forma, esta motivación, mejora continua y tratamiento de los recursos humanos, compete al conjunto del equipo utilizado en la obra, no solamente en perforación, con lo que se excluirá definitivamente de la presente investigación.

Como ya fijamos en el capítulo 1, queda probado que ha de ser el estudio de la boca de perforación el que mejores resultados dará en la optimización técnico-económica, dado que los equipos a utilizar también vendrán fijados por ingeniería presupuestaria, detalle de inversiones, gálbos, rendimientos, operatividades, capacidades y todo un compendio de circunstancias que fija los equipos antes de iniciarse la operación. Sobra decir que inversiones de tal calibre no son reversibles a corto plazo, durante el proceso de optimización productiva que se plantea en esta tesis.

Acotando las circunstancias objetivas que intervienen en la perforación, queda fijado un factor clave en el punto de mira: el material de perforación. La elección del material de perforación, con las restricciones que el equipo de perforación (en el caso de túneles y galerías, el jumbo) pueda imponer, sí es una decisión que influirá notablemente en el rendimiento de perforación. No sólo la búsqueda del material óptimo económicamente en cuanto a durabilidad y rendimiento, sino también el estudio del comportamiento del propio material en su lucha contra el macizo, de cara a introducir o buscar las posibles alternativas o mejoras, deducidas de la observancia de los fallos del existente.

Es difícil sectorizar, como hicimos en el capítulo 1, en qué grado influye cada uno de los factores sobre la perforación, ya que se está hablando de circunstancias no medibles ni dimensionalmente homogéneas, por lo tanto poco comparables, y muy variables de un proyecto a otro. El terreno siempre coloca al profesional en el lugar que le corresponde, por mucha excelencia técnica que éste pueda desarrollar. Los macizos pueden encerrar sorpresas capaces de sojuzgar a cualquier sistema constructivo, al menos en un primer encuentro. En cuanto a equipos, la tecnología de maquinaria de perforación ha alcanzado un nivel excelente de perfeccionamiento, que está realmente muy por delante de las empresas de ejecución, siendo el sector del diseño y fabricación de equipos mineros un sector



capaz de poner en el mercado máquinas capaces de cubrir todas las necesidades de perforación, incluso mucho más allá de donde quien las usa es capaz de llevarlas en la mayoría de los casos. Alejando de nuevo el factor humano, queda más que justificada la investigación en torno al material de perforación.

Cuando hablamos de “material de perforación”, este concepto incluye a todo aquel material fungible (o consumible), es decir, bocas de perforación, barrenas, adaptadores y manguitos. En el capítulo 1, se probó que hay un material que implica el mayor consumo en volumen económico, ya que es el material “fungible” por excelencia: la boca de perforación. Además, es la parte de la sarta de perforación que más influye en el rendimiento.

En el capítulo 1 ya se expuso convenientemente la justificación del estudio de las bocas de perforación y la fijación de los objetivos de esta tesis. En estos capítulos 4 y 5, se pretende desarrollar el método de optimización técnico-económica, objeto de la investigación, en el caso concreto de ejecución de túneles y galerías subterráneas. Para desarrollar la investigación, se realizó un exhaustivo trabajo de campo en la excavación de un túnel a lo largo del año que duró su ejecución. El túnel elegido fue un proyecto de pequeña sección, con lo que su paralelismo con las obras de avance de galería en minería subterránea, nos permite extrapolar los resultados de uno al otro. De hecho, la sección del túnel coincide en superficie con las secciones típicas de avance en estéril de la mina subterránea de Boinás, origen de esta tesis doctoral.

4.1.2.- El túnel de “A Malata”

4.1.2.1.- Descripción general.

Esta parte del trabajo de investigación se ha desarrollado íntegramente en un túnel de pequeña sección, concretamente en la boca “A Malata”, del Túnel para el emisario terrestre “A Malata – E.D.A.R. de Cabo Prioriño”, para la depuración y vertido de Ferrol (La Coruña), de la Confederación Hidrográfica del Norte, adjudicado en calidad de contratista a Acciona Infraestructuras S.A., quien acometió una de las bocas con una tuneladora de escudo abierto y subcontrató la segunda



boca a Ingeniería de Suelos y Explotación de Recursos S.A. (INSERSA) para su ejecución mediante medios convencionales de perforación y voladura.

El túnel está emboquillado en un entorno semiurbano, lo que provocó no pocas complicaciones en el inicio del trabajo con voladuras, realizándose un meticuloso estudio de vibraciones simultáneamente al avance del túnel y desarrollando INSERSA un concienzudo trabajo de diseño y control de voladuras. Se consiguió salvar exitosamente un primer tramo de túnel que discurría a distancias de hasta 23 m de edificaciones con más de cincuenta años de vida en muchos casos, cimentadas sobre el mismo macizo compacto sobre el que se estaban realizando las voladuras.

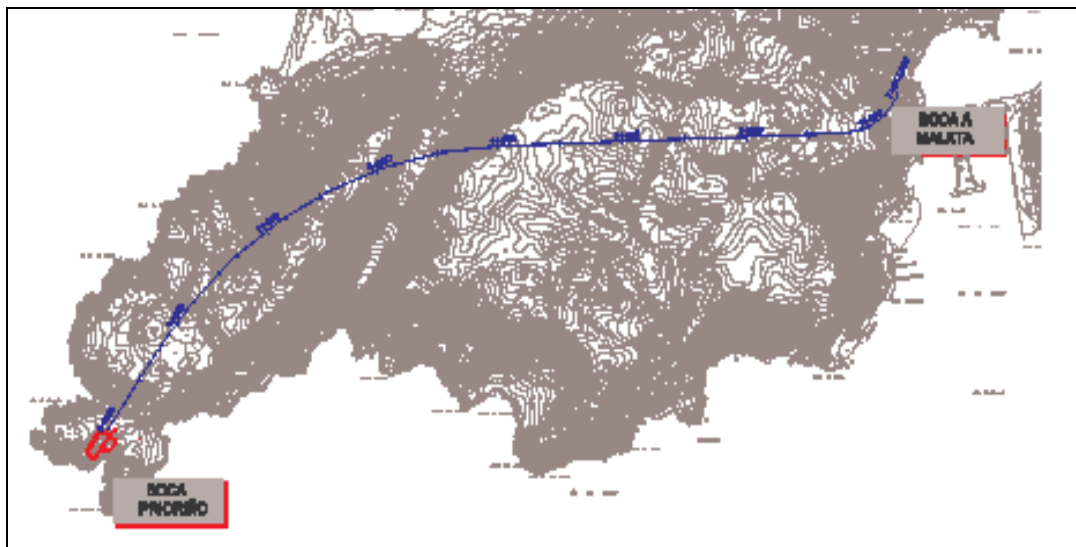


Figura 7: Superposición del trazado del túnel sobre un plano topográfico. La traza enlaza la localidad de A Malata, en el margen derecho de la Ría de Ferrol, con el cabo Prioriño, junto al puerto exterior (Confederación Hidrográfica del Norte)

La obra consistió en la ejecución de la excavación y sostenimiento primario de 950 m de túnel de sección 13,811 m² teóricos y 15,234 m² de excavación de abono. Esta boca, excavada con explosivos, tenía el objetivo de salvar un tramo de curva de radio de giro excesivamente corto, dificultoso para la excavación con tuneladora y una falla de una cierta consideración, discontinuidad capaz de frenar el avance de la tuneladora, con riesgo incluso de pérdida de la misma por su enclavamiento en

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



terrenos de pobre calidad geotécnica. Además, el ataque a dos bocas aceleraría el plazo de finalización del túnel, dados los numerosos retrasos sufridos por la tuneladora en su etapa previa, motivados por fallas y aportes inesperados de agua.

La boca excavada con explosivos se acometió a contrapendiente y constó de 19,277 m rectos en el emboquille, una curva de radio de giro 500 y longitud 534,275 y un tramo recto de 322,552 m hasta el cale coaxial con el tubo de la tuneladora. Todo se desarrolló con la misma sección teórica, incluidos tres culatones de desescombro intermediados en la traza del túnel y un culatón de instalaciones para un transformador de interior, necesario para la instalación eléctrica del túnel.

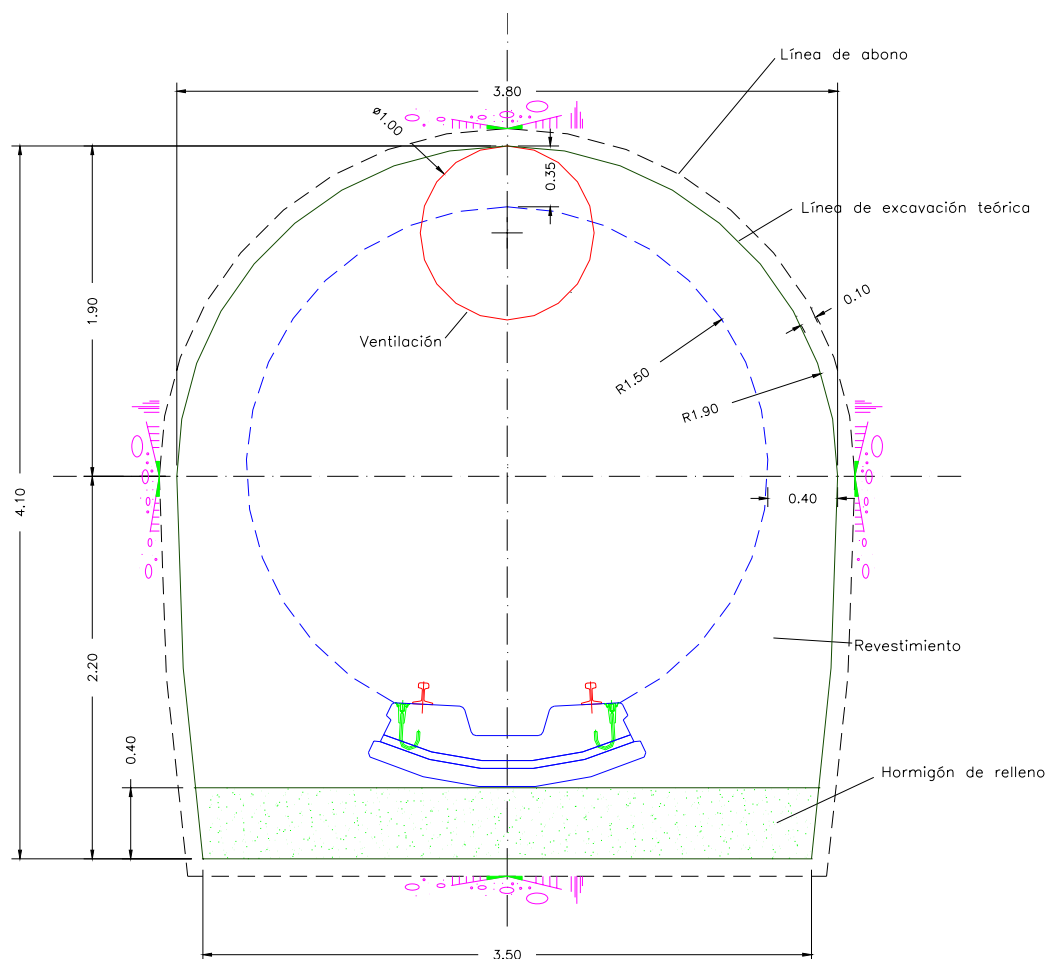


Ilustración 27: Emboquille del túnel "A Malata". Obsérvese lo ajustado de la maquinaria de perfil bajo a la sección (fotografía propiedad del autor)

La sección de excavación de túnel con explosivos se proyectó ligeramente superior a la sección de la tuneladora, motivado por la distancia mínima de seguridad que se debe adoptar entre el límite de acción de la maquinaria y el perfil de excavación.



El túnel se excavó íntegramente a contrapendiente, con inclinación del 0,5% descendente. A priori no se preveían aportes de agua significativos, por lo que se diseñó un sistema de drenaje y desagüe acorde con la evacuación de aguas producidas por la perforación, teniendo en cuenta que el aporte de agua del terreno durante la perforación sería despreciable frente a ésta y durante la fase de desescombro sería suficientemente pequeño para su extracción mezclada con el material. En las fases de sostenimiento, el sistema de bombeo, calculado para el aporte de aguas de perforación, fue más que suficiente para realizar el achique.



Sección de proyecto del túnel "A Malata". Se ha superpuesto en azul la sección definitiva de colector, conseguida mediante revestimiento de hormigón, realizado con encofrado deslizante sobre carro, que se desliza sobre la dovela y los carriles representados (Alberto Fernández 2007, Acciona Infraestructuras S.A.)



Las instalaciones necesarias para la alimentación de toda la maquinaria de túnel se distribuyeron en la sección de excavación como se representa en la siguiente figura:

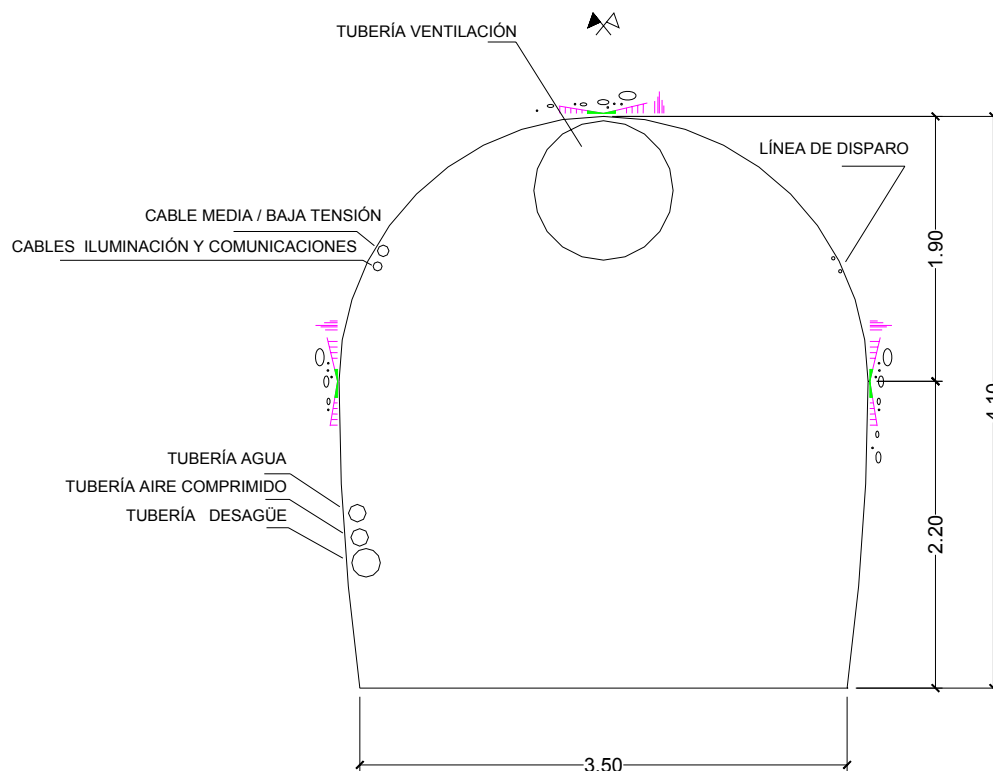


Figura 8: Distribución de instalaciones en la sección para maquinaria de perfil bajo de perforación, voladura y transporte (Rubén Mayoral 2006)

Como se ve en el esquema, tanto las líneas de alimentación eléctrica como la línea fija de disparo se colocaron en los hombros de galería; en hastiales contrarios, porque así lo obliga el reglamento por motivos de seguridad ante la conexión de la voladura y en los hombros de galería, motivado por el radio de acción de la maquinaria de perfil bajo. Las máquinas de desescombro pasan por cada sección treinta veces más que cualquier otra del equipo de excavación. Por lo tanto, se deben disponer las instalaciones para prevenir interferencias con el radio de acción de las máquinas de desescombro. Los cazos utilizados en las palas cargadoras-



transportadoras de perfil bajo son cazos de labios y cantoneras planos, por lo que al ir situadas las líneas a proteger en los hombros de galería, la propia curvatura del perímetro impide el golpeo de cualquiera de los planos que conforman la pala, teniendo en cuenta que su tamaño siempre obliga a llevar una posición centrada en el eje del túnel.

El ciclo de trabajo seguido en el túnel fue el siguiente:

Replanteo de la sección del túnel: al menos una vez al día el replanteo se realizaba topográficamente para evitar la acumulación de desviaciones, tomar las secciones excavadas y corregir los clavos de aproximación. El resto de voladuras, se replanteaban mediante aproximaciones de eje, rasante y arcos.

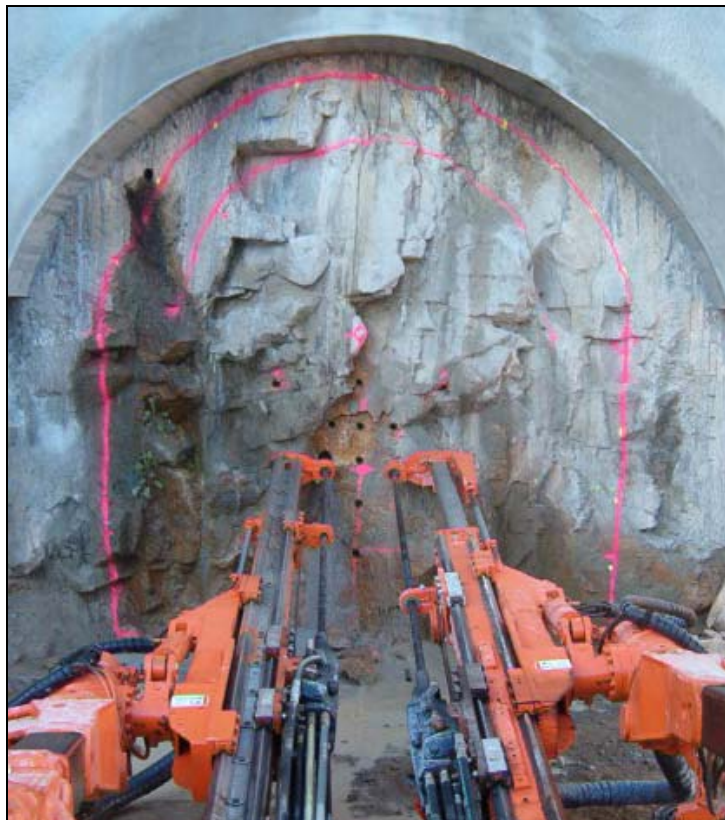


Ilustración 28: Imagen del jumbo perforando con ambos brazos en el emboquille del túnel donde se aprecian las marcas de replanteo. La aparente irregularidad de las mismas es debida a la diferencia de profundidad en el frente de perforación (fotografía del autor)



Marcado de la voladura: Sobre la sección replanteada se realizan las aproximaciones de las diferentes secciones de la voladura con reglas y medidas manuales y se replantean todos los barrenos a perforar, prestando especial cuidado a los tiros de contorno y cuele (este último nos da el rendimiento de avance y el primero la calidad de la excavación)

Perforación: Se realiza la perforación del frente de la voladura y con el brazo extensible del jumbo la de los bulones, en función de la sección tipo de sostenimiento a emplear.

Bulonado: En aquellas secciones tipo que conlleven el uso de bulones de anclaje para el sostenimiento de techo y hastiales, se realizará la colocación de los mismos. En el túnel de "A Malata" se emplearon únicamente bulones expansivos tipo Swellex© Standard de 12 toneladas de carga de rotura.

Carga de la voladura: Completado el sostenimiento se procede a la carga de la voladura y conexión de la misma. Se tira la línea volante de disparo, se conecta a la línea fija y se acciona mediante un explosor desde el exterior del túnel. Durante el disparo ningún operario ni equipo puede permanecer dentro del mismo.

Ventilación: hay un periodo de tiempo muerto en que se espera a que la pipada recorra los metros excavados de túnel y llegue al exterior. Cuando se aprecian condiciones ambientales aceptables, se reanudan las labores.

Saneamiento y riego de la voladura: en ambientes secos, a la vez que los supervisores comprueban el resultado de la voladura y se sanean manualmente los bloques que puedan haber quedado fracturados sin desprenderse totalmente, se procederá al riego de la pila de escombros como medida de lucha contra el polvo.

Desescombro: que en esta sección de túnel, dada la imposibilidad del uso de camiones por el gálibo y la estrechez, y la poca rentabilidad para este proyecto del uso de palas eléctricas de carga continua, se realizó mediante palas cargadoras de perfil bajo. El transporte se realizaba empleando un tren de palas entre los



diferentes retenes intermedios de material (el túnel cuenta con uno cada 250 m, límite económico de recorrido para el tamaño de pala empleado) hasta completar el recorrido con el acopio de exterior situado en boca de túnel.



Ilustración 29: Pala de perfil bajo desescombrando en el túnel de A Malata (Fotografía propiedad del autor)

- Saneo mecánico: una vez limpia la voladura, la pala procede a golpear con su cazo todos aquellos bloques que puedan ser susceptibles de formar futuros lisos y no puedan ser derribados manualmente.
- Gunitado: en aquellas secciones tipo en que se decida realizar sostenimiento con hormigón proyectado, una vez realizado el saneo mecánico y limpieza definitiva, se procede al sellado con gunita y espesor estructural en caso de que el macizo lo requiera.
- Montaje de cerchas: en aquellas secciones tipo que así lo requieran.



La excavación del túnel se realiza mediante una repetición cíclica de esta organización de trabajos, donde el aumento de rendimiento pasa por la mejora de cada una de las etapas en sí misma, ya que ninguna es prescindible y al estar trabajando en túneles de pequeña sección, tampoco son combinables.

En capítulos anteriores, ya se puso de manifiesto la importancia específica en cuanto a tiempos de duración, de cada una de las etapas del ciclo de trabajo. En los diagramas de sectores de este apartado, quedó claro que en túneles de pequeña sección, la perforación, al igual que en los de gran sección, es la parte del ciclo más importante y por lo tanto la primera sobre la que debemos actuar en esta mejora de rendimientos.

Hemos hablado de distintos tipos de sostenimiento empleados: bulones, gunita y cerchas. En el túnel "A Malata" se realizaron tres secciones tipo de excavación en función de tres tipos de terreno estimados, con sostenimiento previsto más pesado a medida que se produce el empeoramiento de la calidad geotécnica del terreno.

Las secciones tipo de sostenimiento empleadas fueron las siguientes:

- Sección terreno tipo A: no se limita la longitud de avance. El terreno no presenta juntas ni rellenos apreciables, está formado por granito compacto, gris, de grano grueso, con ausencia de agua. La calidad geotécnica es alta y no se estima necesario el uso de sellado con hormigón proyectado ni con necesidades estructurales. Se colocan bulones expansivos Standard (12 toneladas de carga de rotura) de 1,5 m de longitud, suficiente dada la pequeña sección del vano abierto.
- Sección terreno tipo B: se limita la longitud de avance a 2,5 m. Es necesario el sellado del terreno con una capa uniforme de 5 cm de gunita. La sección se completa con coronas de bulones expansivos de 1,5 m espaciados 1,45 m transversalmente y colocados en filas alternas cada 1,5 m, al tresbolillo.

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



- Sección terreno tipo C: el espesor de gunita se incrementa hasta 10 cm y es necesario el uso de cerchas metálicas. Se colocaron cerchas con perfil TH-21, de 21 kg/m, atresilladas por cinco redondos de diámetro 32 mm, con solapes de 40 cm y grapa tipo auxi, colocadas en perfil inverso para su llenado con gunita. No se aplican bulones al generarse con las cerchas y el hormigón proyectado un arco estructural. La distancia de posteo elegida fue 1 m.



Ilustración 30: Bulones swellex(c) standard de 12 toneladas de carga de rotura y 1,5 m de longitud (Fotografía del autor)



Ilustración 31: Jumbo barrenando pernos transversalmente al eje del túnel (Fotografía del autor)

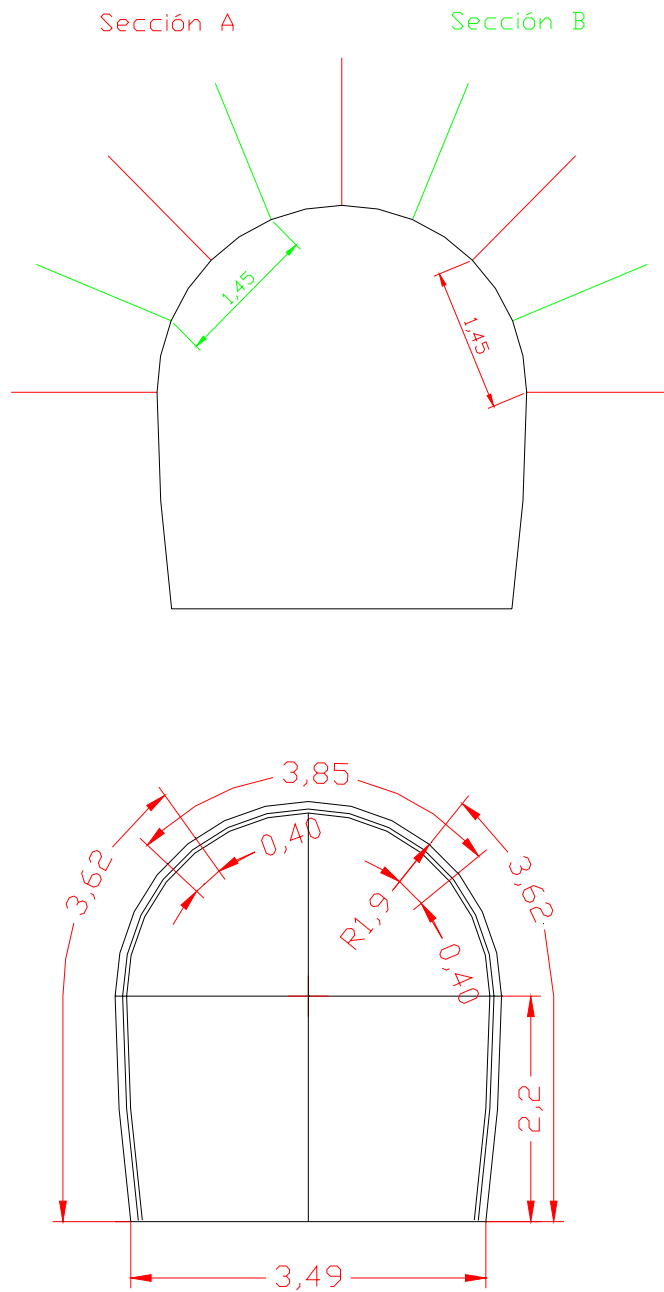


Figura 9: Arriba, disposición de bulonado en sostenimiento tipo B. Abajo, diseño de cercha empleado. Perfil TH-21, calidad 31 Mn4, curvado inverso con solapes de 40 cm. Cada conjunto como el representado suma un peso total de 250 kg (Rubén Mayoral, 2006)



Sobre la descripción de la ventilación, diremos que se empleó un montaje de ventilación de 75 kW con tubería de 1.000 mm., con triple trenzado de tejido antidesgarro, resistencia nominal para una presión de 9 KPa con factor de seguridad 3 y collarines metálicos de un solo aro. Como representan los esquemas de instalaciones que se han adjuntado, la disposición del tubo de ventilación en la sección del túnel fue axial en clave, buscando siempre la disposición que maximice las distancias mínimas de seguridad con el gálibo de todas las máquinas implicadas.

La alimentación eléctrica del túnel se hizo íntegramente de forma autógena con dos grupos electrógenos de 500 kVA's en montaje paralelo, de forma que siempre se asegurara esta potencia en la línea principal del túnel. Una vez superada la distancia a la cual las caídas de tensión en líneas superaban el 5% máximo admitido por el reglamento, se completó la instalación con un montaje de dos transformadores: uno elevador situado en una cabina de transformación exterior, que convertía los 400 V de salida de los grupos en 6000 V y un segundo transformador de mina de 250 kVA's situado en el interior, en un nicho habilitado a tal uso. Ambos estaban unidos por una línea de media tensión a 6000 V, situada en el hombro izquierdo junto al resto de líneas eléctricas. La línea de media tensión estaba protegida por una celda de protección situada en el exterior y toda la instalación contó con un sistema de control de aislamiento. Exteriormente al túnel se dispuso una red de baja tensión para alimentar a las instalaciones externas del túnel (ventilador, compresor, talleres, alumbrado, equipo de presión, vestuario y oficinas)

El suministro de agua limpia se realizó mediante un equipo de presión con acumuladores y dos depósitos de regulación de 10.000 litros que se alimentaban de un enganche de la traída municipal. La red de agua se tiró a lo largo de todo el túnel con tubería de polietileno PN-10 de 63 mm, contando con válvulas espaciadas a lo largo de la traza.

El suministro de aire comprimido se introdujo también a través de una red de tubería alimentada desde el exterior donde se situó calderín y compresor con sus válvulas y tomas respectivas a lo largo de la línea.



Las aguas de achique provenientes de la perforación y del aporte natural del terreno se transportaron al exterior desde los frentes a través de una tubería de desagüe de 110 mm de polietileno para 10 atm. El bombeo se realizó utilizando bombas sumergibles de agua sucia tipo Flygt BS2125. En el frente siempre han de utilizarse bombas capaces de tratar lodos, debido a la inevitable mezcla del agua, ya sea proveniente del macizo o de la propia perforación, con el ripio producido y los finos presentes en las pistas de rodadura del túnel. Dada la pequeña altura manométrica que se tuvo que salvar, se utilizó bombeo directo desde el frente (recordemos que el túnel iba contrapendiente), salvo a partir de los 600 m de traza, en que los aportes del macizo fueron tan importantes en caudal, que fue necesario el uso de una estación de bombeo intermedio formada por dos Flygt BS2125 en paralelo alimentadas por otra bomba análoga desde el frente. La escorrentía, dada la imposibilidad de hacer cuneta por las dimensiones y proceso constructivo del túnel, fue siempre sobre el piso de rodadura.

Las aguas provenientes del frente del túnel se bombearon a una balsa de decantación de lodos, donde se le hacía tratamiento de eliminación de partículas en suspensión por gravedad. Aunque se proveyó a la balsa de desengrasadores metálicos, nunca se apreciaron otros contaminantes en las aguas, en concentración suficiente para ser tratados, que no fueran los sólidos en suspensión. Las aguas, una vez clarificadas, eran conducidas a través de un colector, que se construyó al efecto, a una red autorizada.

4.1.2.2.- Geología y Geotecnia del túnel de A Malata.

4.1.2.2.1.- Litología.

La práctica totalidad de la perforación se ha realizado sobre materiales granodioríticos con distintos grados de alteración, de sano a completamente meteorizado (grado II a V). Este sustrato rocoso se emplaza en la zona como una intrusión longitudinal, siguiendo la dirección regional de las estructuras. La roca encajante es la “Serie de Órdenes”, que en el contacto está muy plegada, con pliegues cuyos ejes están muy inclinados.



El sustrato rocoso granodiorítico se caracteriza por presentar un tamaño de grano medio-groeso, con megacristales de feldespato. El color es blanco, con zonas en las que el feldespato presenta tonalidades rosas.

La composición mineralógica de la granodiorita está formada por cuarzo en un 22-43%, feldespato (microclina y plagioclasa) en un 46-72% y mica (moscovita y biotita) en un 5-16%, con un 1% de minerales diversos (apatito, zircón y opacos).

En zonas puntuales de la excavación se han encontrado pequeños diques de pórfidos altamente fracturados. El pórfido, es una roca ígnea, de grano medio a grueso que está compuesto por un 5% de cuarzo, un 60% de arcilla, un 30% de filosilicato y un 5% de feldespato potásico.

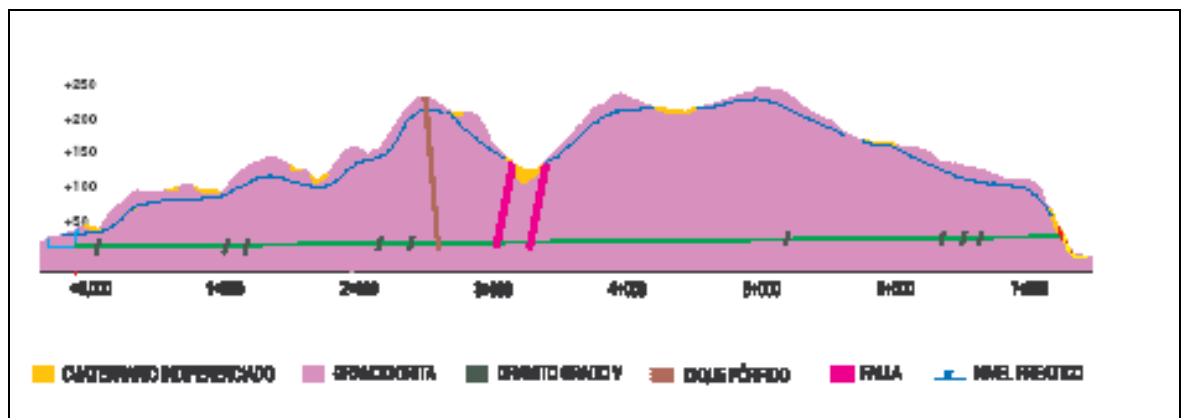


Figura 10: Perfil geológico túnel A Malata (cortesía de Confederación Hidrográfica del Norte)

4.1.2.2.2.- Resistencia de la matriz rocosa.

Mediante el martillo Schmidt o esclerómetro, se ha estimado la resistencia a compresión simple de la roca a partir de la resistencia al rebote de la superficie de la roca ensayada. La mayor parte de los ensayos arrojan valores entre 50 y 100 MPa, pudiendo clasificar el macizo rocoso, según la ISRM, como duro. Estos valores disminuyen notablemente al encontrarnos con zonas altamente degradadas donde los valores máximos obtenidos no superan en ningún caso los 5 MPa.



4.1.2.2.3.- RQD

Los valores de RQD se han obtenido al aplicar la siguiente correlación empírica:

$$RQD = 115 - 3,3 Jv$$

Siendo Jv el número total de discontinuidades por m^3 .

En la mayor parte del túnel excavado, los valores de RQD son elevados ya que el número de fracturas, en muy pocos casos, superan las 10 en un volumen de $1 m^3$. De este modo se puede decir que, en general, estamos ante un macizo rocoso con un RQD que oscila entre 70% y 100%, lo que implica una calidad de la roca entre buena y muy buena.

4.1.2.2.4.- Fracturación

El macizo está muy afectado por las deformaciones tardihercínicas que dieron lugar a la fracturación del macizo rocoso. De este modo la orientación y características de las discontinuidades constituyen, junto a la estructura geológica, los factores que determinan la geometría de la intersección del túnel con el macizo rocoso circundante. Su importancia es fundamental pues incide directamente sobre el tipo de roturas y, por tanto, en los problemas de estabilidad, además de la distribución de tensiones y filtraciones.

4.1.2.2.5.- Hidrogeología.

La permeabilidad del macizo rocoso atravesado está ligada al flujo de agua que circula por las discontinuidades (permeabilidad secundaria). Por otro lado señalar que no se ha observado filtración a través de la matriz rocosa (permeabilidad primaria).



Estas filtraciones otorgan a las discontinuidades un aspecto húmedo en el entorno del relleno pero sin agua libre. Excepcionalmente el relleno se encuentra mojado con goteo ocasional.

Las zonas que presentan un mayor contenido de agua, pequeño flujo aunque en ocasiones sea importante, coinciden con aquellas en la que se produce una mayor meteorización de la matriz del sustrato rocoso, el cual se presenta en algunos casos completamente meteorizado hasta el estado de suelo.

4.1.2.2.6.- Caracterización geotécnica

En lo referente a la caracterización del macizo rocoso predominante en la traza del túnel, se han diferenciado tres tipos de calidades del granito:

Granito sano o poco fracturado.

Granito fracturado o alterado.

Granito muy alterado, jabre, fallas, etc.

En la siguiente tabla se muestran las características de cada una de las calidades del granito.

Tipo de roca	Peso específico (t/m ³)	Cohesión matriz rocosa (kp/cm ²)	Ángulo de rozamiento (°)	Módulo deformación macizo (kp/cm ²)	Coefficiente Poisson
Granito sano	2,4	40	43	120000	0,25
Granito Fracturado	2,2	10	40	35000	0,25
Granito muy alterado	2,2	1-2	36	600-2000	0,30

Tabla 7: Caracterización del macizo granítico del túnel de A Malata (Fuente CHN 2006)

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



Como datos adicionales, podemos destacar que la resistencia a compresión simple media es de 73,64 MPa, y el índice de abrasividad Cerchar es de 3,593.

4.1.2.3.- Equipos utilizados.

Se va a hacer una somera descripción de los equipos utilizados, reservando para un apartado único la máquina que fue objeto para esta investigación, el jumbo de perforación.

4.1.2.3.1.- Desescombro.

Se realizó íntegramente con palas de perfil bajo utilizando acopios intermedios excavados transversalmente a la traza del túnel. Se utilizaron dos equipos:



Ilustración 32: Pala Toro 1250 utilizada en el desescombro del túnel (Fotografía cortesía de INSERSA, 2006)

Pala Toro 1250:

Año de fabricación: 2004

Peso en vacío: 32 toneladas

Motor: Detroit, control electrónico, 300 CV, hidrosfrigerado

Transmisión: Mediante convertidor de par.

Caja de cambios: 4 velocidades con inversor todas ellas

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



Grupos diferenciales: en ambos ejes. Tracción total.

Capacidad de carga (hasta 12 toneladas)

Capacidad de cazo: hasta 6 m³ (se utilizó con 4,5 m³ por la sección de túnel)

Pala Wagner ST 7,5Z:

Año de fabricación: 1997

Peso en vacío: 28 toneladas

Motor: Detroit, control electrónico, 300 CV, hidrosfrigerado

Transmisión: Mediante convertidor de par.

Caja de cambios: 4 velocidades con inversor todas ellas

Grupos diferenciales: en ambos ejes. Tracción total.

Capacidad de carga (hasta 10 toneladas)

Capacidad de cazo: 5 m³



Ilustración 33: Pala Wagner ST 7,5Z (Fotografía del autor)

4.1.2.3.2.- Gunitado

Se empleó una bomba de gunitado con brazo robótico y telemando, concretamente un modelo Putzmeister WKM 103 con brazo Meyco. Esta máquina, aunque parece aparatosa, reunía las dimensiones adecuadas para trabajar en

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



nuestra limitada sección, con el único inconveniente de tener que trasladarse con el brazo extendido y de tener que realizarse el transporte de gunita con palas de perfil bajo pues las hormigoneras convencionales superaban el gálibo máximo del túnel.

4.1.2.3.3.- Labores auxiliares.

Para la acometida de labores auxiliares como la colocación de instalaciones, la carga de la voladura por la parte alta, colocación de tubos de ventilación, etc se empleó una manipuladora telescópica con cesta modelo Manitou 1340 SLT con cesta OSR.2.



Ilustración 34: Robot Putzmeister WKM 103 gunitando en el túnel A Malata (Fotografía del autor)



Ilustración 35: Manitou 1340 SLT moviéndose por la sección del túnel (fotografía del autor)

4.1.2.3.4.- Equipo de perforación.

El jumbo a utilizar y que ha sido la máquina empleada para la investigación que describimos en esta memoria, es un jumbo manual de dos brazos, de perfil bajo, articulado por el centro con cabina extensible, concretamente un Tamrock Minimatic 205-40.

Principales características:

Martillos: HL500S

Potencia martillo: 37 kW

Peso jumbo completo: 20 toneladas.

Año fabricación: 2000

Altura máxima con techo extendido: 3100 mm

Potencia eléctrica: dos motores de 45 kW para bombas perforación, un motor de 10 kW para bomba de agua y uno de 8 kW para compresor incorporado.

El jumbo a utilizar cuenta con dos deslizaderas de 7 m. Dada la sección de trabajo del túnel, en la que el gálibo máximo eran 4,1 m y la necesidad de perforar anclajes de sostenimiento en posición transversal con el eje del túnel, se montó una



deslizadera extensible en uno de los brazos, que en posición recogida alcanza una longitud máxima de 3,7 m, suficiente ya para la perforación de bulones en las posiciones de diseño.



Ilustración 36: Jumbo Minimatic 205-40. Al fondo se observa la viga de atado del emboquille del túnel que nos da idea del tamaño de la sección (fotografía del autor)

La nueva deslizadera permitía por compatibilidad de la cuna del martillo, el uso de las mismas perforadoras que monta el jumbo en origen, las Tamrock HL500S. Por lo tanto, se optó por mantener el mismo modelo de martillo. El accionamiento de la botella que extiende y soporta el vástago adicional del brazo corto, se realiza de forma automática bajo el mando de una caja de cuatro válvulas, durante el proceso de perforación. También se puede realizar la extensión manual desde la consola del perforista. A pesar de mantener el mismo martillo en el brazo extensible, se observó una serie de detrimentos en el rendimiento de perforación, motivados fundamentalmente por la diferencia geométrica entre ambos brazos. Por una parte en el brazo extensible se apreciaron pequeñas pérdidas del paralelismo, producidas por la diferente longitud de los cilindros hidráulicos de avance y extensión, así como su conjunto, para lo que no estaban adecuadamente diseñadas



las botellas del paralelismo. Asimismo, mayores errores en el proceso de emboquille de los barrenos, al realizar el apoyo contra el frente con la botella de extensión de deslizadera y no de prolongación de brazo, mucho más potente y capaz de fijar el brazo contra el frente.

El jumbo Tamrock 205-40 es de accionamiento íntegramente manual, tanto en movimientos como en perforación. La consola de mandos se encuentra situada en la cabina de la máquina sobre el distribuidor principal. En este distribuidor se encuentra una gran parte de las válvulas que regulan en caudal y presión las diferentes líneas hidráulicas así como el paso de unas u otras. Los manuales de los mandos actúan directamente sobre rótulas y bielas que levantan, bajan o desplazan las levas que accionan las válvulas que dan paso a las líneas de presión hacia el movimiento que estemos accionando. Igualmente, los parámetros de perforación se controlan desde la misma consola.

Esta máquina lleva engrase de martillos centralizado por una red de aire comprimido que dimana del propio compresor que incorpora en la parte trasera, junto al motor diesel. El tanque de aceite hidráulico, de 200 litros de capacidad, permite realizar diversos movimientos, incluyendo los gatos de posicionamiento y nivelación, así como la perforación de los dos brazos simultáneamente y en condiciones realmente desfavorables.

Incorpora cuatro bombas de presión montadas en serie dos a dos bajo los dos motores eléctricos principales de 45 kW. La primera bomba del tándem es una bomba de caudal variable, la llamada “bomba de percusión”, la cual autorregula su caudal en función de la demanda o diferencia de carga que tiene en salida frente a la presurización del tanque. Además, es quien da presión al tanque de hidráulico y acumuladores. Esta bomba principal alimenta los movimientos de todos los cilindros hidráulicos de la máquina, así como la percusión de los martillos. Bajo ella se dispone la bomba de rotación. Es una bomba de cuerpo único, de engranajes, cuya función principal es alimentar la rotación de perforación de forma independiente de la percusión y empuje, para que la mayor demanda en estos dos parámetros no motive atranques por falta de rotación. Algunas líneas sensibles del circuito



hidráulico se alimentan también de esta bomba. También está comunicada directamente con el tanque, por lo que colabora en su presurización.

El jumbo cuenta con una quinta bomba de engranajes, parecida a la de rotación, que es accionada por el motor diesel (va engranada directamente en el volante motor), para que el maquinista pueda realizar movimientos limitados de brazos y gatos con el motor diesel, antes de conectarlo eléctricamente. También acciona el enrollador de cable.

La alimentación de agua se produce directamente de la red a una entrada de la bomba del agua, que necesita 2 kg/cm^2 de presión mínima (controlado por un presostato de entrada) para arrancar. Esta bomba eleva la presión de agua a $7\text{-}9 \text{ kg/cm}^2$ (en función de regulación) y la lanza por un circuito de agua a los martillos, concretamente a la cabeza de inyección, donde se realiza la inyección de agua en las barrenas durante la perforación por vía húmeda. El agua también actúa como refrigeración del martillo al circular a través de él.

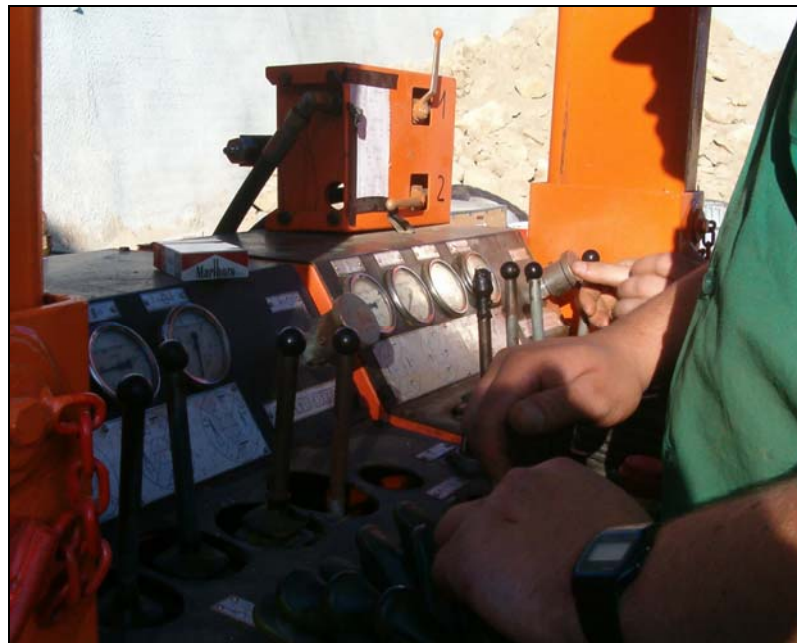


Ilustración 37: Consola de mandos sobre la que se ve el accionamiento manual del brazo extensible, las palancas de movimiento y los mandos de perforación (fotografía del autor)



El compresor del jumbo tiene por única función el engrase de los martillos y el barrido de la perforación. Genera aire comprimido para esta doble función. Entra en carga mediante un presostato cuando los acumuladores de la línea de engrase pierden presión o cuando se acciona la percusión de la máquina para realizar la refrigeración del martillo y el barrido del taladro.

4.1.3.- Descripción del campo de estudio.

4.1.3.1.- Introducción.

Se ha hecho una breve descripción del túnel en el que se desarrolló la parte del trabajo de investigación relativa a la perforación en avance de túneles y galerías. Dentro de las distintas labores que componen la ejecución del túnel con perforación y voladura, la investigación sobre bocas de perforación se realizó íntegramente en la perforación con un jumbo Tamrock Minimatic 205-40 que hemos descrito en el apartado anterior.

4.1.3.2.- Esquema de perforación.

El esquema de tiro sobre el que se realizó la perforación obedece a un cálculo de voladuras acomodado a la geometría de la sección del túnel.

El diámetro de perforación empleado fue de 51 mm (2"). Los cálculos de carga lineal necesaria por barreno para la buena ejecución de la voladura nos llevaron a utilizar calibres de explosivo encartuchado en diámetro 40 mm en algunos casos. Esto, unido al diámetro del tubo conector del detonador (se emplearon detonadores no eléctricos) y al espesor de la caña de PVC que actúa como base del explosivo encartuchado, obliga a usar el diámetro elegido como mínimo posible.

Se barajaron varios esquemas de tiro pero, por no extenderse en exceso, se ha recogido en esta tesis el de la figura anterior, ya que fue el más empleado y la totalidad de las muestras objeto de esta investigación se testaron sobre este esquema. Este esquema de tiro obedece a las secciones de rotura, resumidas



gráficamente en la figura 12, por no alargar la introducción con los cálculos correspondientes.

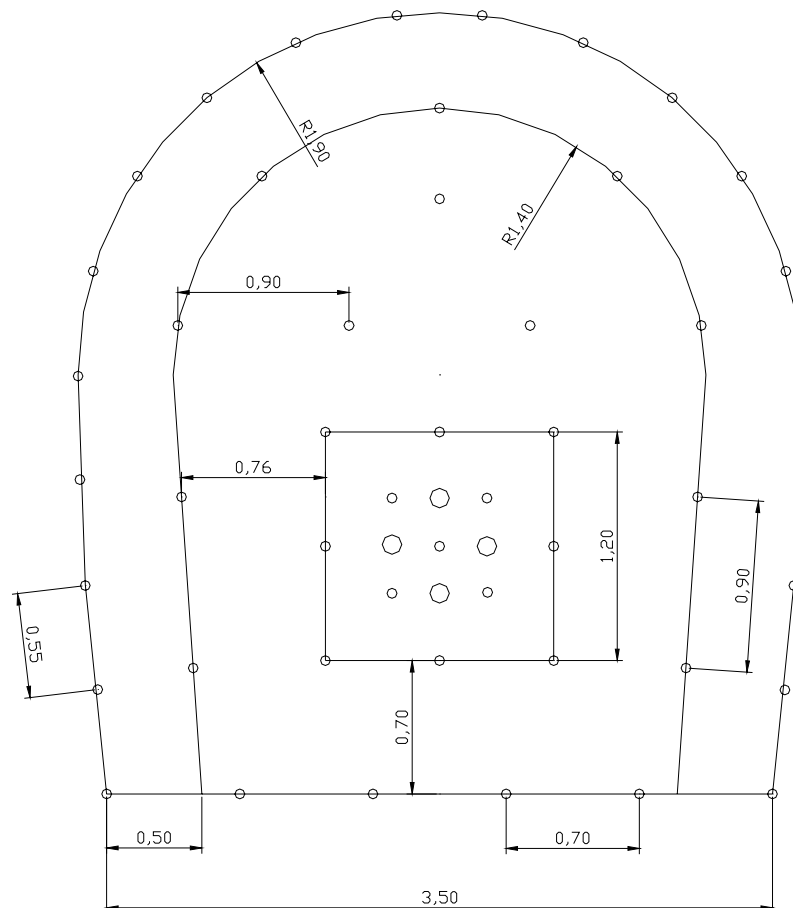


Figura 11: Esquema de perforación del túnel "A malata" (Rubén Mayoral 2006)

Toda la investigación se realizó sobre barrenos para explosivo, es decir, barrenos de 51 mm cuya finalidad era ser cargados durante la voladura. Se desechó de esta investigación la influencia y repercusión de los barrenos quemados o escariados (los 4 ensanchados a mayor diámetro de la sección central del cuele) dado que representan un pequeño porcentaje del tiempo de perforación y se realizan sobre barreno piloto, con lo que no responden de la misma forma a los parámetros de la perforación rotoperkusiva.

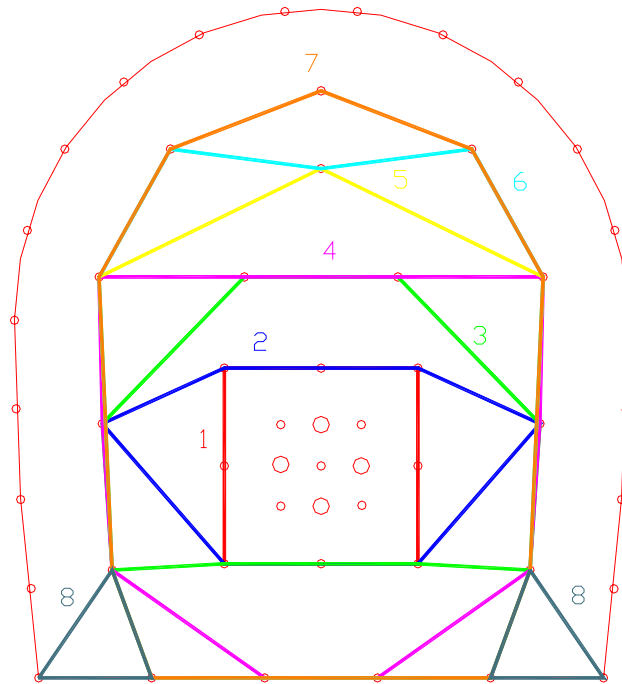


Figura 12: Secciones de rotura de la voladura (Rubén Mayoral 2006)

Aunque en el capítulo de errores se explicará cuantitativamente, se ha de decir aquí que los barrenos seleccionados para las mediciones cronometradas de perforación fueron siempre de cuele, contracuele y destroza, intentando evitar en las mediciones de rendimiento zapateras y barrenos de contorno. Esta selección es debida a la mayor lentitud de emboquille de los barrenos de contorno, por coincidir el perímetro del hueco existente en el que se mueven los brazos de la máquina con la sección a perforar, provocando errores de emboquille y tanteos difíciles de cuantificar y que aumentaban notablemente el nivel de errores, tanto sistemáticos como accidentales. Las zapateras, además, tienen el inconveniente del volumen de escombros o ripio procedente de la perforación que se introduce en el barreno frenando el avance de la misma, dado que son barrenos que siempre llevan pendiente descendente y están emboquillados en el punto más bajo de la galería.

Además, independientemente de las heterogeneidades visibles en algunos frentes, se hicieron todos los ensayos de test de perforación en el sector izquierdo



de la voladura. Esto es debido a que, como ya señalamos en la descripción del equipo de perforación, a pesar de trabajar con dos martillos iguales, el jumbo presentaba una serie de pequeñas diferencias en el brazo derecho, extensible. De usarse ambos brazos por igual, teniendo el derecho un rendimiento conjunto ligeramente menor, se estaría introduciendo un error sistemático importante en cada medición, por la diferencia acumulada entre ambos brazos. Por lo tanto, se eligió el brazo izquierdo, de extensión constante, como el representativo y único a utilizar para la investigación. Es por ello que el campo de estudio se restringiera siempre a barrenos del sector izquierdo de la voladura, es decir, del área de influencia o de alcance de trabajo del brazo izquierdo del jumbo.



Ilustración 38: Cuele perforado de acuerdo al esquema de tiro. Aún se pueden ver las marcas de replanteo (fotografía del autor)

4.1.3.3.- Descripción práctica del macizo.

Una de las ventajas observadas en este túnel al elegirlo como campo de estudio, antes de acometer la presente investigación, fue la relativa homogeneidad de los terrenos. Aunque luego la realidad se desvió ligeramente de los perfiles geotécnicos de proyecto, a priori toda la excavación con explosivos se iba a realizar en el seno de una masa de granito gris medio-blando, de grano grueso, con alto



contenido en sílice y poco grado de alteración, salvo en la montera inicial y zona de emboquille (primeros 30 m de túnel)

Esta condición inicial de homogeneidad suponía una ventaja para la presente investigación, dado que en nuestro planteamiento, el terreno es una variable que hemos de considerar constante. La homogeneidad del terreno en este túnel, hacía comparables los resultados obtenidos en distintas partes de su excavación, pudiendo utilizar una muestra numerosa de resultados para buscar caracterizar el desgaste de las bocas de perforación.

De cualquier forma, una vez iniciados los trabajos el macizo se mostró mucho menos homogéneo de lo que cabía esperar.

Sobre el perfil geotécnico inicial, el macizo estaba caracterizado como un granito gris de grano medio, compacto, sin familias de diaclasas dominantes, sin mayor aporte de agua que la escorrentía de lluvia filtrada a través de grietas en el macizo. Sobre las probetas extraídas del único sondeo horizontal realizado en la traza del túnel, se establecieron unos valores de referencia de resistencia a compresión simple media de 160 MPa, índice de Beniaowski de $65 < RMR < 80$, abrasividad importante y presencia elevada de cuarzo en el granito.

La realidad durante la excavación se hizo bastante más heterogénea. En general, todo el túnel se excavó en condiciones geotécnicas bastante más bajas que las mencionadas. Los RMR llegaron a caer a valores de 30 a 40 en zonas de falla y con gran aporte de agua. El aporte de agua de niveles freáticos (algunos colgados que se llegaron a agotar, otros constantes durante toda la fase de excavación) fue continua los últimos 600 m de traza de túnel, llegando a inundar el túnel en una ocasión, cuando se comunicó la traza a través de una falla con un nivel freático de caudal y presión considerables. Terrenos más competentes que los del perfil geotécnico solo aparecieron en un pequeño tramo de 10 m en que se atravesó un granito compacto con resistencias a compresión de 250 MPa y una resistencia a la perforación y al arranque por explosivos bastante elevada. A título de curiosidad, sin que tenga ninguna relevancia en este estudio pues no fue objeto de test alguno, al final de la obra se atravesaron unos 20 m de formaciones de esquistos y pórfidos



fuertemente diaclasados. El grado de alteración, que en principio solo se pensaba sería considerable en las zonas de poca montera y emboquille (30 primeros metros) se hizo mucho más relevante a partir de los primeros 400 m de túnel, donde las bandas alteradas por circulación de fluidos se convirtieron en una constante hasta el final del túnel.



Ilustración 39: Frente del túnel donde se ve claramente el granito gris fresco y las bandas alteradas asociadas a grietas y circulación de fluidos. Los terrenos de estudio de la primera etapa de test fueron similares al fotografiado. En los test de invierno, los grados de alteración fueron aún mayores y el aporte de agua constante (la fotografía, propiedad del autor, pertenece a los primeros 300 m de túnel que se desarrollaron sin apenas presencia de agua)

La totalidad de los ensayos de esta investigación se realizaron sobre el terreno predominante a lo largo de toda la excavación, por ser el tipo de frente más usual y que durante más días tuvimos disponible. Este terreno fue un macizo medio, con resistencia a compresión simple del orden de 160 MPa, abrasividad no muy alta, tamaño de grano grueso, grados de alteración que a veces variaban de metro en metro, pero siempre en los mismos valores, presencia de juntas centimétricas,



casi siempre con relleno de arcillas y humedad en los rellenos, espaciadas entre 0,4 m y 1,5 m en las zonas más favorables, y dirección de diaclasación predominante a 45° con el eje del túnel una vez dejada atrás la curva.

Aunque parezca por la descripción un terreno con características más bien pobres, los índices RMR en los frentes de estudio se mantenían entre 50 y 60, luego con competencia suficiente para una perforación exitosa.

Los frentes típicos de estudio siempre presentaron buena perforabilidad, facilitada por el tamaño de grano y la resistencia a compresión no muy elevada. Además la presencia de cuarzo no fue proporcionalmente tan alta como auguraba el estudio geotécnico.

4.1.4.- Muestras de Ensayo.

4.1.4.1.- Elección de las muestras.

Las muestras empleadas en esta investigación fueron bocas de perforación de diseños comunes propuestos para este tipo de macizo. Todas ellas fueron bocas de botones, con diseños para terrenos medios y duros.

Existe un largo trabajo previo de determinación de diseños más eficientes realizado en años precedentes en avances de galería de la mina de Boinás, realizado por el autor en su andadura profesional anterior, por lo que se restringió la elección de las muestras de ensayo a aquellos diseños que, a priori, darían una mejor velocidad de penetración en granito, con unos desgastes moderados.

No se contó, en este caso, con asesoramiento técnico por parte de los suministradores, aunque parte de los criterios de elección de los diseños se determinaron en base a conocimientos adquiridos de la experiencia aportada por los diferentes fabricantes que se mencionan en esta tesis. En el capítulo de agradecimientos, el autor espera haber recogido convenientemente a todas estas personas y organizaciones que colaboraron, directa o indirectamente, en este trabajo.



4.1.4.2.- Caracterización de las muestras.

La identificación de las muestras se realizó con un código alfanumérico compuesto por una secuencia de letras y números con una significación concreta. Por ejemplo: B7BR-1.

La primera letra hace referencia al fabricante de la boca de acuerdo a la siguiente lista:

B: Boart Longyear (distribuido directamente por Boart Longyear España)

SR: Secoroc (división de perforación de Atlas Copco)

R: Rockmore (distribuido en España por Dalper SL)

SV: Sandvik (distribuido por Sandvik española directamente)

M: Mitsubishi (distribuido en España por Sumper SL)

El número que lo sigue en la clave hace referencia al número total de botones que presenta la boca. La siguiente clave es un par de letras de acuerdo a las parejas BR o BP que hacen referencia al diseño del botón. BR serán aquellas bocas con botones redondos o hemisféricos, BP hace referencia a bocas con botón parabólico o balístico. El número final de la clave indica el ordinal de muestra testada en cada diseño.

Así, por ejemplo, B7BR-1 sería la primera muestra fabricada por Boart Longyear, dotada de 7 botones (cinco perimetrales y dos centrales) y botón redondo. La distribución del número total de botones entre perimetrales y centrales, no queda reflejada en este código que se ha establecido, ya que no era necesario para diferenciar las muestras entre sí. Ninguna pareja de muestras coincidieron en el número total de botones, fabricante y tipo de botón, variando en su relación número de botones periféricos/número de botones centrales.



Antes de iniciar el estudio, la caracterización de las muestras se realizó no sólo con su identificación, sino con la medida de una serie de características que resumimos en las tablas siguientes. En la primera de ellas se han caracterizado los diferentes tipos de muestra de acuerdo al número de botones, tanto en disposición periférica como central y el calibre de los mismos.

CLAVE	FABRICANTE	NºBot per	Nº Bot cen	Cal Bot p	Cal Bot c
B7BR	Boart Longyear	5	2	11,1	10,1
B7BP	Boart Longyear	5	2	11,1	10,1
B6BR	Boart Longyear	4	2	12,1	9,1
B6BP	Boart Longyear	4	2	12,1	9,1
B9BR	Boart Longyear	6	3	10,1	9
B9BP	Boart Longyear	6	3	10,1	9
SR8BR	Secoroc	6	2	11,2	9,2
R9BR	Rockmore	6	3	10,4	9,6
R8BR	Rockmore	5	3	11,2	10,4
SV9BR	Sandvik	6	3	10	9
SV7BR	Sandvik	5	2	12	10
M7BR	Mitsubishi	5	2	12	10

Tabla 8: Caracterización por el número de botones en disposición periférica y central, así como por los calibres de cada uno de ellos, de los diseños empleados en la investigación.

La primera columna representa la clave de la muestra (sin ordinal, es decir de cada tipo de muestra), la segunda el fabricante, la tercera el número de botones periféricos del diseño, la cuarta el número de botones en disposición central, la quinta el calibre del botón en mm (que no es otra cosa que el diámetro del botón medido en la base de encastre a la matriz), la sexta y última fila recoge el calibre de los botones centrales.

En esta simple caracterización, se puede ver que el calibre de los botones centrales siempre es inferior al de los periféricos, dado que tienen un desgaste mucho menor. Esto es debido a que tienen mucha menor superficie de contacto con el terreno y soportan esfuerzos de empuje y rozamiento circular en torno a un eje más próximo al eje del botón. Por el contrario, los botones periféricos soportan un desgaste por exceso de relación entre rotación y empuje (es un desequilibrio de las



variables de perforación rotoperkusiva que se conoce como “sobreperforación” y que por defecto es el primer desajuste que se produce) y en planos de mayor superficie, por lo que siempre tienen mayor calibre.

En una segunda tabla, hemos recogido ahora las características funcionales de barrido que incorporan los diferentes diseños que se han escogido como modelos de muestras para los ensayos.

CLAVE	FABRICANTE	Tal barr p	Tal barr c	Can barr p	Can barr c
B7BR	Boart Longyear	2	1	2	0
B7BP	Boart Longyear	1	1	2	0
B6BR	Boart Longyear	1	1	4	2
B6BP	Boart Longyear	1	1	4	2
B9BR	Boart Longyear	1	3	6	3
B9BP	Boart Longyear	1	3	6	3
SR8BR	Secoroc	1	1	2	0
R9BR	Rockmore	1	3	6	3
R8BR	Rockmore	2	1	5	0
SV9BR	Sandvik	0	3	6	0
SV7BR	Sandvik	1	1	5	0
M7BR	Mitsubishi	2	1	4	0

Tabla 9: Caracterización de las muestras por la geometría de barrido.

La primera columna representa la clave de la muestra (sin ordinal, es decir de cada tipo de muestra), la segunda el fabricante, en la tercera columna se representa el número de taladros periféricos de barrido, en la cuarta columna el número de agujeros de barrido centrales. En la quinta se recoge el número de canales de barrido en disposición periférica y en la última el número de canales de barrido centrales.

Para mayor comprensión de las disposiciones relativas entre botones y canales de barrido, vamos a reproducir unas fotografías de los diferentes diseños, salvo del modelo B9BP, del cual se consumieron todas las unidades disponibles en los ensayos, antes de realizar las fotografías para esta memoria y no ha sido posible disponer de nuevo de bocas nuevas para realizar la fotografía.



4.1.4.3.- Descripción de las muestras.

4.1.4.3.1.- B7BR

Éste es el diseño más utilizado de Boart Longyear, para rocas con características como las de proyecto del túnel de A Malata. Es un tipo de boca mixto, con buenos resultados en terrenos duros y medios, así como unos canales de barrido muy amplios que posibilitan su uso también en terrenos blandos. Tiene una fiabilidad importante y sólo en situaciones muy extremas se ha asistido a la destrucción de la boca. En terrenos extremadamente duros, el autor ha tenido malas experiencias con el desprendimiento de botones en cuanto se socava la base de la matriz. Fue uno de los dos diseños de boca que se había estandarizado en INSERSA, durante la operación de la mina subterránea de Boinás para el avance de galería, y que sufrió la terrible experiencia inicial contra el skarn fresco de extrema dureza descrito en el capítulo 3.



Ilustración 40: Boca fabricada por Boart Longyear en disposición 5+2 con botón hemisférico (fotografía del autor)



4.1.4.3.2.- B7BP

La disposición geométrica de los elementos obedece al mismo diseño que se ha descrito en la B7BR, pero con botón parabólico, respetando incluso los diámetros de los botones. Presenta una mayor velocidad de penetración, pero menos fiable y tiene una menor durabilidad. En terrenos duros pierde muy rápido los botones y sufre desgastes excesivos en la matriz en torno a la base de los botones. Es una boca más sensible a los desgastes macroscópicos, así como a los niveles altos de desgaste por abrasión (tal como establece Thuro en 1996), frente al desgaste de intensidad más baja por abrasión.



Ilustración 41: Boca fabricada por Boart Longyear en disposición 5+2 con botón parabólico (fotografía del autor)



4.1.4.3.3.- B6BR



Ilustración 42: fabricada por Boart Longyear en disposición 4+2 con botón hemisférico (fotografía del autor)

Este es un diseño poco usual. No se comercializa en España. Se adquirió esta boca en la mina de Boinás, en 2005, como solución de Boart Longyear para atravesar un macizo de dureza extrema (Ver de nuevo capítulo 3)

El origen de este diseño está en minas subterráneas metálicas en Canadá. Aunque la disposición de botones y canales de barrido puede recordar a otros diseños presentes en los catálogos de los fabricantes, las dimensiones de los botones, así como del sistema de barrido, es una evolución realizada por Boart Longyear en colaboración con un consorcio de investigación minera canadiense.

Es una boca lenta, con un barrido muy diferente y que protege mucho la matriz, consiguiendo una durabilidad larga en condiciones extremadamente exigentes. Como hemos dicho, se empleó en la mina de Boinás, para superar un macizo de resistencia a compresión y abrasión muy elevadas, que destruía sistemáticamente el resto de bocas de perforación. Con esta propuesta, se consiguió atravesar con las galerías de preparación esa matriz rocosa, aunque con rendimientos de penetración muy bajos.



4.1.4.3.4.- B6BP

Es el mismo diseño de la muestra anterior, pero incorpora con botón parabólico. Realmente es un diseño contradictorio, porque incorpora un tipo de botón recomendado para terrenos blandos en un diseño de barrido desarrollado para atravesar macizos extremadamente duros.



Ilustración 43: Boca fabricada por Boart Longyear en disposición 4+2 con botón parabólico (fotografía del autor)



4.1.4.3.5.- B9BR



Ilustración 44: Boca de Boart Longyear 6+3 en botón redondo (fotografía del autor)

Esta boca de 9 botones es una propuesta habitual de Boart Longyear para terrenos blandos, en los que se persiguen elevadas velocidades de perforación. Es una boca muy rápida, con buen barrido y muy repartido, capaz de hacer rendimientos muy altos, pero sensible a los cambios de terreno y lenta en terrenos duros, quizá por lo inadecuado del barrido cuando el ripio generado por unidad de tiempo no es tan alto como se espera, descompensando las condiciones de perforación. Dado que los terrenos blandos, están asociados a niveles menores de abrasividad, se economiza en el calibre del botón.

4.1.4.3.6.- B9BP

No se tiene fotos de este diseño. Es la misma boca del apartado anterior con botón parabólico.



4.1.4.3.7.- SR8BR

Esta boca se seleccionó como la propuesta de Secoroc para terrenos duros. Paralelamente a la colaboración con Boart Longyear, durante los acontecimientos narrados en el apartado 3, Atlas Copco (en este caso Secoroc, que por aquel entonces era la división de perforación) desplazó un especialista de producto a la mina de Boinás, ya que se empleaban de forma mixta productos de Secoroc y de Boart Longyear. Tras estudiar el problema y observar las condiciones de perforación del macizo, Secoroc propuso esta boca como su solución a la dureza y abrasividad extrema del skarn fresco que se estaba atravesando. Los resultados no sólo no fueron buenos, sino que se tuvo que retirar la boca del frente tras las primeras pruebas, puesto que aunque se conseguían velocidades de penetración interesantes, la destrucción de la boca era tan rápida como la de los diseños convencionales.



Ilustración 45: Boca fabricada por Secoroc en disposición 6+2 con botones hemisféricos (fotografía del autor)

Aunque es la más rápida en condiciones exigentes, tiene poco barrido y botones demasiado grandes para terrenos blandos. Se sometió a estudio, pensando que el macizo del túnel tal y como señalaba el perfil longitudinal de proyecto iba a ser fundamentalmente duro y abrasivo. Esta boca soporta bien condiciones de alta abrasividad por el gran calibre de sus botones (vease la tabla correspondiente) En experiencias anteriores observamos que adolece de barrido.



4.1.4.3.8.- R9BR

Esta boca es el diseño de Rockmore en la línea del anterior de Secoroc.

Incorpora un botón más central y sobretodo, aumenta el calibre de los centrales en previsión de sobredesgaste por exceso de abrasividad del terreno. Es lenta en terrenos medios-blandos, pero muy fiable en duros y rápida en muy duros.



Ilustración 46: Boca de botones hemisféricos en disposición 5+3 fabricada por Rockmore (fotografía del autor)



4.1.4.3.9.- R8BR

Con un botón más en la periferia, es la propuesta de Rockmore para terrenos blandos. Muy rápida y con un barrido adecuado. Sus botones son demasiado pequeños perdiendo velocidad en terrenos medios o duros antes que sus competidoras, con el avance del desgaste por abrasión.



Ilustración 47: Boca de botones hemisféricos en disposición 6+3 fabricada por Rockmore (fotografía del autor)



4.1.4.3.10.- SV9BR

Es un diseño de Sandvik sugerida para terrenos medios blandos. Es un diseño de roca blanca con barrido y botones mixtos, que soporta muy bien el endurecimiento paulatino. Las experiencias previas y los ensayos de esta tesis doctoral demostraron que es un diseño de compromiso muy eficaz y equilibrado.



Ilustración 48: Boca fabricada por Sandvik en disposición 6+3 con botones hemisféricos (fotografía del autor)



4.1.4.3.11.- SV7BR



Ilustración 49: Boca fabricada por Sandvik en disposición 5+2 con botones hemisféricos (fotografía del autor)

Este es el diseño que Sandvik ha desarrollado para terrenos duros. Sus botones, de gran calibre, tienen un ángulo mayor respecto al eje de avance de la perforación, lo que unido al diámetro superior al resto de bocas elegidas, protege la matriz y soporta tanto terrenos duros como muy duros. No se ha observado problemas de barrido. Aunque sus orificios y canales de barrido puedan parecer escasos frente a otros diseños, puede observarse la profundidad de los mismos, que nos facilita mayor volumen de salida de ripio y fluido de perforación.



4.1.4.3.12.- M7BR

Mitsubishi es un fabricante poco implantado en el mercado español, pero con muy elevada calidad en material de perforación. Esta elevada calidad para volúmenes reducidos, hace que sus precios no sean muy competitivos. Este diseño es muy similar en rendimiento al anterior de Sandvik. Está desarrollado para terrenos duros y presenta la misma disposición de botones y el mismo calibre que la muestra SV7BR. La única diferencia es el perfil de la matriz y la asimetría de los canales de barrido (tiene uno menos que la boca de Sandvik)



Ilustración 50: Boca fabricada por Mitsubishi en disposición 5+2 con botones hemisféricos (fotografía del autor)



4.1.5.- Diseño del trabajo de campo. Procedimiento de ensayo.

El objetivo de esta parte de la investigación era la optimización técnico-económica, a través de la elección de la boca de perforación idónea bajo el doble enfoque (de rendimiento y coste combinados)

Para ello se debía diseñar un procedimiento de ensayo que permitiera determinar las velocidades de perforación (que a la postre son las que definen el rendimiento) y fijar al máximo posible el resto de parámetros que intervienen en la perforación, para poder vincular, de forma significativa, los resultados a la boca, que constituye la muestra de ensayo.

Las velocidades de penetración se determinan fijando una longitud de perforación constante, sobre el terreno elegido, y cronometrando el tiempo que la boca de perforación, a igualdad del resto de variables, tarda en recorrer ese tramo en el avance de la perforación del barreno. Como no es posible realizar mediciones en el seno del macizo, se marcaron las longitudes de barreno en el carrete de latiguillos del brazo, fijando la posición final del martillo, para la medición de perforación requerida. Con este sencillo método, la persona que realizaba la medición de tiempos tenía una referencia de fin de tramo de longitud elegida, al margen de que el barreno pueda tener unos centímetros más o menos por las peculiaridades del frente o del emboquille. El control de tiempos se realizó con un simple cronómetro de mano de accionamiento manual. Los valores se midieron en segundos (véase capítulo de errores: aunque el cronómetro aprecie las centésimas de segundo, no tiene mucho sentido considerar decimales de segundo en los órdenes de magnitud en que nos movimos durante la investigación)

Se eligió la cantidad de cinco tomas de tiempos sobre cinco barrenos consecutivos como cada muestra. El determinar que debían ser cinco y no cuatro ó seis, fue una elección rápida realizada sobre experiencias anteriores. Tras las experiencias de 2004-2005 en la mina de Boinás, que dieron origen a este trabajo, se probaron series de tres, cinco, diez, doce y quince cronometradas. Las series de tres, eran poco significativas, arrojaban valores dispares a veces difíciles de interpretar (en tres barrenos, puede haber una peculiaridad en uno de ellos lo que



malogra el 33% del resultado). Además, aunque una serie de tres es fácil de conseguir sin pausas, en caso de tener que rechazarse una de las tomas de tiempo, reducimos a sólo dos datos la serie de ensayo, lo cual carga demasiado el peso del resultado (50%) sobre un barreno determinado. Las series de cinco dieron buenos resultados y las de diez, doce y quince, son prácticamente imposibles de culminar. Por el elevado número de barrenos consecutivos, rara es la situación en que el brazo, la boca, o los parámetros de perforación no varíen con series tan altas.

Determinado el equipo de perforación, era necesario fijar las condiciones de la misma y asegurar la homogeneidad de los resultados. El jumbo, como ya se comentó en el apartado descriptivo, incorporaba una deslizadera extensible en el brazo derecho. A pesar de mantener el mismo martillo en el brazo extensible, se observaron una serie de detrimentos en el rendimiento de perforación, motivados fundamentalmente por la diferencia geométrica entre ambos brazos. Por una parte en el brazo extensible se apreciaron pequeñas pérdidas del paralelismo, producidas por la diferente longitud de los cilindros hidráulicos de avance y extensión, así como su conjunto, para lo que no estaban adecuadamente diseñadas las botellas del paralelismo. Asimismo, mayores errores en el proceso de emboquille de los barrenos, al realizar el apoyo contra el frente con la botella de extensión de deslizadera y no de prolongación de brazo, mucho más potente y capaz de fijar el brazo contra el frente.

Dado que estas pérdidas de rendimiento no garantizaban que ambos brazos perforaran exactamente en el mismo tiempo, a igualdad del resto de parámetros de perforación y de muestra de boca elegida, se restringieron las pruebas al brazo y martillo izquierdo de la máquina, al objeto de igualar los factores que consideramos fijos y reducir los errores sistemáticos.

Por otra parte, el campo de estudio se restringía al esquema de tiro de avance del frente del túnel. Dentro de la perforación de los diferentes barrenos que integran el esquema de tiro, algunos de ellos presentan una peculiaridad geométrica que dificulta la perforación, en detrimento del rendimiento. Se hace referencia por una parte a los barrenos de contorno, que pueden verse afectados por correcciones de dirección a medio barreno, roces del brazo contra los hastiales del túnel, dificultad



en el emboquille, etc; y por otra parte a los barrenos de zapateras, muy afectados por el exceso de ripios de perforación, ya que no sólo deben extraer los propios de la ejecución de ese barreno, sino también los lodos que por gravedad son arrastrados por el fluido de barrido (agua) hacia el emboquille de los mismos. Este exceso de lodos en las zapateras, la dificultad de su emboquille y la frecuencia de los atascos en estos barrenos especiales, nos hizo desecharlos para el diseño de los ensayos de campo.

Por estos motivos todas las muestras se tomaron en barrenos cargados de cuele, contracuele y destroza izquierda. Se han de diferenciar barrenos “cargados” de “quemados” o vacíos, ya que éstos se escariaban a diámetro superior (102 mm en el caso de A Malata) con lo que no tenía sentido su consideración.

En la primera etapa o fase de la investigación, se partió de muestras nuevas identificadas por las claves descritas en el apartado anterior. Colocada la boca de perforación en la barrena del brazo izquierdo, se realizaron cinco barrenos cronometrados por ensayo. Tras diversos intentos fallidos de conseguir los cinco tiempos significativos por ensayo, debido a múltiples peculiaridades de la toma de muestras que no se pudieron pulir hasta que ésta no se puso en práctica.

De los primeros fallos en la toma de muestras se estableció el siguiente listado de normas, que determinan el detalle del procedimiento elegido para la toma de datos:

- No se debía poner el cronómetro en marcha hasta que el chorro de agua de barrido lateral quede completamente dentro del barreno. Esta medida se adoptó para evitar falsear las cifras con la apreciación subjetiva del emboquille del barreno, el cual depende mucho más (por no decir totalmente) del estado del frente en el punto de replanteo y de la pericia del maquinista que de la muestra en sí.
- En caso de tener que repetirse el emboquille o decrecer el empuje, no se restablecía la marcha del cronómetro hasta que el mando de empuje se situaba en posición automática (presión de empuje constante igual a la



regulada en el mando al efecto) ya que mientras que se realice avance manual, no se equilibran los parámetros de perforación, siendo engañoso cualquier resultado y suele ocurrir en maniobras de limpieza del tiro o de paso de fallas.

- En caso de activarse de forma automática el “sistema antiatranque” del jumbo en el brazo izquierdo, se detenía el cronómetro y no se ponía en marcha hasta que se desactivara la válvula de corte automático del avance. La imposibilidad de perder la muestra una vez se iniciaba el ensayo, obligó en algunos casos difíciles a tomar los datos de esta forma peculiar, parando el crono cada vez que se activaba el antiatranque y volviéndolo a poner en marcha a continuación, llegándose a cronometrar algún tiro en tres o cuatro etapas.
- Se prohibió totalmente realizar movimientos de corrección de dirección de perforación durante los ensayos, para evitar introducir desgastes asimétricos por pandeo de la barrena.
- Se marcó con pintura sobre latiguillos y tensores la posición de final de barreno para eliminar el error de apreciación del corte automático de válvula, que con los niveles de ruido y el barrido del tiro, a veces es difícil de apreciar, pudiendo perderse unos segundos. Para evitar esto, el tiro finalizaba a efectos de cronómetro cuando el martillo rebasaba la marca realizada al efecto.
- Todos los ensayos se realizaron en relevo diurno.
- Todos los ensayos se realizaron en perforaciones útiles.
- Durante el ensayo se mantuvieron constantes siempre las válvulas reguladoras de empuje y rotación. La fijación se realiza con un tornillo prisionero que incorpora el mando en la base, para evitar la manipulación por parte del perforista.



Estas consideraciones se mantuvieron en la segunda fase de ensayo, lo que se denominó “test de invierno”.

Es evidente que todos los datos recogidos, tanto los tiempos invertidos en la perforación por las muestras, como los parámetros de perforación e información anexa importante para la investigación, debía registrarse convenientemente para evitar la pérdida de información.

Para ello, en cada ensayo realizado se rellenó un formulario de toma de datos donde se recogió la siguiente información:

- Nº voladura: para identificar el P.K. exacto y punto del perfil longitudinal donde se produjo ésta con el fin de situarla, especialmente de cara a un futuro contraste de los datos tomados con el perfil longitudinal geológico definitivo que la Dirección de Obra del túnel realice en el futuro.
- Fecha.
- Nombre del perforista.
- Terreno: una somera descripción ideográfica.
- Barrenos: donde se consignan los sectores de la voladura a que pertenecen los barrenos de ensayo.
- Cambios de dureza: se refleja esta circunstancia para ilustrar los posibles pasos manuales de cambios de terreno, que de ser frecuentes falsearían el resultado.
- Presión de avance: lectura del manómetro del cuadro de mandos. La anotaremos con dos cifras. La más baja indica la presión a que se inicia el tiro y la segunda cifra el valor fijado a que se realiza la mayoría de la perforación del barreno.



- Presión de rotación: Se consigna valor máximo y mínimo entre los que oscila el manómetro durante la perforación.
- Presión de percusión: Se recogen los valores mínimos y máximos que acotan el rango de trabajo de la línea de percusión, medido también en los manómetros de la cabina de perforación.
- Cinco tiempos cronometrados correspondientes a cinco barrenos consecutivos, de ensayo con cada muestra.

Sobre los cinco tiempos consignados en cada ensayo se realiza un primer tratamiento directo de la información, calculando la media aritmética de los cinco tiempos de perforación, extrayendo en el mismo momento del ensayo un primer dato de aproximación a resultados. Ésta media también constaba en el registro, por si se observaba alguna anomalía, que obligara a repetir el ensayo en las mismas circunstancias.

Este primer filtro de campo desechó algunos ensayos y fue importante, dado que el tratamiento de la información se hizo con posterioridad a muchas de las tomas de datos, cuando el terreno había cambiado o las condiciones del ensayo dudoso eran difíciles de repetir.

4.1.6.- Primera serie de ensayos.

Las labores de excavación del túnel se iniciaron el 24 de Agosto de 2006. El primer mes y medio estuvo marcado por el complejo trabajo del paso de la traza del túnel bajo un núcleo semiurbano, a través de zonas donde apenas 21 m separaban el frente de voladura de las viviendas (algunas de ellas con 100 años de antigüedad). Una vez salvada esta zona crítica, que exigió de una perforación y voladura diseñada especialmente para conseguir un exhaustivo control de vibraciones, se entró en la zona de curva del túnel, a través del macizo descrito en los capítulos correspondientes.



La primera serie de ensayos se realizó a partir del 3 de octubre de 2006. A lo largo del mes de octubre y noviembre, combinando los ensayos con el avance de labores, se fue realizando la toma de datos de los primeros ensayos sobre la primera serie de muestras. Se sometieron diversas muestras a los primeros ensayos sobre cada una o primarios (partiendo de la muestra nueva), combinados con series secundarias (llamaremos secundarias a las series de barrenos cronometrados realizadas con muestras ya usadas, es decir del barreno sexto al décimo y siguientes) En caso de realizarse series secundarias, también se consignó la vida en metros de la boca testada. Todas las medidas de tiempo están en segundos.

En la primera toma de muestras se realizaron ensayos sobre todos los tipos de diseños descritos en apartados anteriores. En esta primera etapa de la investigación, realizada simultáneamente a la toma de muestras, se buscó la optimización del diseño en base a criterios técnicos y económicos. El objetivo de esta primera fase fue probar qué diseño ó diseños eran óptimos, por medios científicos.

Testada toda la población de muestras y realizado un primer tratamiento de la información, se consiguió seleccionar las bocas óptimas para nuestro macizo.

En este capítulo sólo se recoge el trabajo de campo. Más adelante describiremos el proceso de búsqueda del diseño óptimo a través del tratamiento posterior de la información.

A continuación reproduciremos los resultados de los primeros ensayos, en el formato que se registraron en su momento.



4.1.6.1.- Ensayo 1

ENSAYO-1						
Nº Avance	36					
Perforisa:	Fran					
Fecha:	03/10/2007					
Martillo	Nº1-izq.					
Longitud Barreno (m)	4,4					
Presión avance (bar):	60-80					
Presión rotación (bar):	80-100					
Presión percusión (bar):	75-125					
Muestra:	Tiempos medidos (s) en barrenos consecutivos:					
Denominación	T-1	T-2	T-3	T-4	T-5	Media
B7BR-1	135	145	122	154	142	139,6
B6BR-1	155	164	170	130	151	154

Terreno: Granito competente con juntas más blandas
Barrenos Recorte y contrarrecorte lado izquierdo
Comentarios: No se aprecian cambios de dureza durante la perforación

4.1.6.2.- Ensayo 2

ENSAYO-2						
Nº Avance	40					
Perforisa:	David					
Fecha:	05/10/2006					
Martillo	Nº1-izq.					
Longitud Barreno (m)	4,4					
Presión avance (bar):	70-80					
Presión rotación (bar):	80-110					
Presión percusión (bar):	75-125					
Muestra:	Tiempos medidos (s) en barrenos consecutivos:					
Denominación	T-1	T-2	T-3	T-4	T-5	Media
B7BP-1	130	128	122	137	139	131,2
B7BR-2	145	140	158	172	120	147

Terreno: Granito competente con juntas más blandas
Barrenos Contrarrecorte y contracuele izquierdo
Comentarios: No se aprecian cambios de dureza durante la perforación

4.1.6.3.- Ensayo 3

ENSAYO-3						
Nº Avance	45					
Perforisa:	Fran					
Fecha:	10/10/2007					
Martillo	Nº1-izq.					
Longitud Barreno (m)	4,4					
Presión avance (bar):	70					
Presión rotación (bar):	80-100					
Presión percusión (bar):	75-125					
Muestra:	Tiempos medidos (s) en barrenos perforados consecutivamente:					
Denominación	T-6	T-7	T-8	T-9	T-10	Media
B7BP-1	161	172	184	201	159	175,4
B7BR-2	171	167	174	155	190	171,4

Terreno: Granito competente con juntas más blandas
Barrenos Contrarrecorte y contracuele izquierdo
Comentarios: No se aprecian cambios de dureza durante la perforación

En este tercer ensayo se realizan los barrenos cronometrados después de haber agotado las dos muestras utilizadas en el primer ensayo, en barrenos no testados, en otras perforaciones controladas entre las fechas del segundo y tercer ensayo. Se decide tomar este ensayo cuando se observa que el plano de desgaste (cuando la superficie plana de desgaste del botón supera 1/2 del área total del botón) ya se ha formado con 572,2 m para ambas muestras. En caso de seguir perforando "a muerte", es decir, hasta la destrucción total de la boca, estas dos muestras podrían haber seguido haciéndolo, pero se decidió retirarlas para estudiar su desgaste. Se decidió retirarlas también porque se notaron mucho las carencias en barrido y desgastes en la matriz que podrían provocar la pérdida de boca.



4.1.6.4.- Ensayo 4

ENSAYO-4						
Nº Avance	80					
Perforista:	Alberto					
Fecha:	03/11/2006					
Martillo	Nº1-izq.					
Longitud Barreno (m)	4,4					
Presión avance (bar):	75					
Presión rotación (bar):	80					
Presión percusión (bar):	75-110					
Muestra:	Tiempos medidos (s) en barrenos consecutivos:					
Denominación	T-1	T-2	T-3	T-4	T-5	Media
B9BP-1	125	110	137	140	117	125,8
B9BR-1	115	130	134	112	158	129,8

Terreno: Granito competente. Dureza media.
Barrenos Cuele
Comentarios: No se aprecian cambios de dureza durante la perforación
Se nota mucho el efecto de barrido de estas bocas.

Se realizó con dos bocas nuevas del diseño referido.



4.1.6.5.- Ensayo 5

ENSAYO-5						
Nº Avance	84					
Perforista:	Alberto					
Fecha:	09/11/2006					
Martillo	Nº1-izq.					
Longitud Barreno (m)	4,4					
Presión avance (bar):	75					
Presión rotación (bar):	80-90					
Presión percusión (bar):	70-120					
Muestra:	Tiempos medidos (s) en barrenos consecutivos:					
Denominación	T-6	T-7	T-8	T-9	T-10	Media
B9BP-1	163	175	180	162	170	170
B9BR-1	175	142	152	166	144	155,8

Terreno: Granito competente. Dureza media.

Barrenos Cuele

Comentarios: No se aprecian cambios de dureza durante la perforación

En este quinto ensayo se repitieron las mediciones sobre bocas de Boart Longyear de 9 botones, terminando con 750 m de perforación tras la quinta medición de esta segunda serie, en que el plano de desgaste se consideró suficiente para dar término a la vida útil de la boca.

**4.1.6.6.- Ensayo 6**

ENSAYO-6						
Nº Avance	99-100					
Perforista:	Alberto					
Fecha:	20/11/2006					
Martillo	Nº1-izq.					
Longitud Barreno (m)	4,4					
Presión avance (bar):	80					
Presión rotación (bar):	80-90					
Presión percusión (bar):	70-120					
Muestra:	Tiempos medidos (s) en barrenos consecutivos:					
Denominación	T-1	T-2	T-3	T-4	T-5	Media
B7BR-3	132	125	150	144	154	141
B7BP-2	137	135	123	129	140	132,8
B6BR-2	164	152	139	154	152	152,2
B6BP-1	166	179	139	143	164	158,2
B9BR-2	125	132	120	162	129	133,6
B9BP-2	110	142	123	132	133	128

Terreno: Granito competente, con muchas juntas, dureza media
Barrenos Toda la pega
Comentarios: No se aprecian cambios de dureza durante la perforación
 Se aprecia falta de barrido con la B6BR-2 y B6BP-1

En este ensayo, que necesitó de dos pegas consecutivas para completar todos los barrenos en las condiciones fijadas, se hizo un test general de todos los modelos de Boart Longyear, todas nuevas, teniendo ya segundas medidas de algunas muestras.

**4.1.6.7.- Ensayo 7**

ENSAYO-7						
Nº Avance	105-106					
Perforisa:	Fran					
Fecha:	22/11/2007					
Martillo	Nº1-izq.					
Longitud Barreno (m)	4,4					
Presión avance (bar):	80					
Presión rotación (bar):	80-90					
Presión percusión (bar):	80-135					
Muestra:	Tiempos medidos (s) en barrenos consecutivos:					
Denominación	T-1	T-2	T-3	T-4	T-5	Media
SR8BR	134	148	152	159	131	144,8
R9BR	132	133	129	142	134	134
R8BR	162	141	123	119	152	139,4
SV9BR	121	117	144	120	132	126,8
SV7BR	152	155	142	129	144	144,4
M7BR	155	130	132	123	176	143,2

Terreno: Granito con muchas juntas, dureza media
Barrenos Toda la pega
Comentarios: No se aprecian cambios de dureza durante la perforación
 Se aprecia falta de barrido a la SR8BR

En este ensayo, que necesitó también de dos pegas consecutivas para completar todos los barrenos en las condiciones fijadas, se hizo un test general del resto de diseños disponibles, todas nuevas.



4.1.6.8.- Ensayo 8

En este octavo ensayo, se tomaron tiempos de todas las bocas con 400 m de perforación. Marcadas las muestras, se dejaron alternamente en ambos brazos de jumbo para conseguir comparar rendimientos y desgastes a los 400 m.

ENSAYO-8						
Nº Avance	117-118					
Perforista:	David-Carlos					
Fecha:	30/11/2007					
Martillo	Nº1-izq.					
Longitud Barreno (m)	4,4					
Presión avance (bar):	70					
Presión rotación (bar):	60-80					
Presión percusión (bar):	80-120					
Muestra:	Tiempos medidos (s) en barrenos consecutivos:					
Denominación	T-6	T-7	T-8	T-9	T-10	Media
B7BR-3	144	153	142	142	157	147,6
B7BP-2	147	147	143	141	170	149,6
B9BR-2	148	152	161	155	139	151
B9BP-2	159	152	155	147	150	152,6
SR8BR	164	170	158	161	154	161,4
R9BR	150	152	159	162	157	156
R8BR	162	167	143	160	155	157,4
SV9BR	162	141	139	147	148	147,4
SV7BR	152	157	150	149	162	154
M7BR	148	155	152	164	159	155,6

Terreno: Granito con muchas juntas, más bien blando

Barrenos Toda la pega

Comentarios: No se aprecian cambios de dureza durante la perforación

Una vez controlados los barrenos cronometrados del resto de muestras que conforman el espectro sometido a estudio, se mantienen todas las muestras controladas, midiendo desgastes cada barreno, para conseguir determinar el punto de desgaste “a muerte” que lo certificaremos cuando el plano de desgaste supere ½ del calibre del botón.

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



Cuando se alcanza el punto de desgaste citado, se realizan dos últimas cronometradas para determinar el rendimiento residual de la boca. El resultado es el siguiente:

BOCA	Vida (m)	T-11	T-12	Media
B7BR-3	712,8	172	169	170,5
B7BP-2	616	185	170	177,5
B9BR-2	550	166	178	172
B9BP-2	550	177	193	185
SR8BR	448,8	201	188	194,5
R9BR	545,6	184	165	174,5
R8BR	572	176	177	176,5
SV9BR	686,4	176	180	178
SV7BR	743,6	169	181	175
M7BR	748	172	177	174,5

Las dos medidas de tiempo residual son las dos mejores de varios intentos, ya que el estado de las bocas producía numerosos atranques.



4.1.7.- Segunda serie de ensayos.

Siguiendo los preceptos de la primera, en febrero se realizó la segunda parte de la toma de datos y estudio de muestras. El retraso estuvo motivado por cargas laborales y problemas de primera magnitud en la excavación del túnel, que consumieron íntegramente los recursos técnicos del equipo de excavación. El 29 de diciembre se cortó una falla con el hastial derecho del túnel, que originó un aporte de agua imprevisto, tanto en caudal como en presión. La falta de equipamiento de bombeo acorde con las nuevas necesidades y la imposibilidad de trabajar en el frente inundado, hizo que durante dos semanas se trabajara intensamente sólo en la recuperación del frente. Una vez atajado el problema de achique, aún se tardaron varias jornadas en recuperar el ritmo de avance normal del túnel.

A finales de enero, cuando la situación se estabilizó, se retomó la investigación en torno a la perforación con el resto de ensayos, lo que hemos denominado “test de invierno” a partir del mes de febrero.

4.1.7.1.- Ensayo 9

ENSAYO-9						
Nº Avance	183					
Perforista:	Alberto					
Fecha:	14/02/2007					
Martillo	Nº1-izq.					
Longitud Barreno (m)	4,4					
Presión avance (bar):	60-80					
Presión rotación (bar):	80-125					
Presión percusión (bar):	75-125					
Muestra:	Tiempos medidos (s) en barrenos perforados consecutivamente:					
Denominación	T-1	T-2	T-3	T-4	T-5	Media
B7BR-4	125	130	120	118	134	125,4
B6BR-4	142	144	156	159	148	149,8

Terreno: Granito medio-blando con juntas de jabre
Barrenos Recorte y contrarrecorte lado izquierdo
Comentarios: No se aprecian cambios de dureza durante la perforación

Se realizó con bocas nuevas.



4.1.7.2.- Ensayo 10

ENSAYO-10						
Nº Avance	184					
Perforista:	Rubén					
Fecha:	14/02/2007					
Martillo	Nº1-izq.					
Longitud Barreno (m)	4,4					
Presión avance (bar):	70-80					
Presión rotación (bar):	80-110					
Presión percusión (bar):	75-125					
Muestra:	Tiempos medidos (s) en barrenos perforados consecutivamente:					
Denominación	T-1	T-2	T-3	T-4	T-5	Media
B7BP-3	145	114	119	112	123	122,6
B7BR-5	124	130	141	133	132	132

Terreno: Granito medio-blando con juntas de jabre
Barrenos Recorte y contrarrecorte lado izquierdo
Comentarios: No se aprecian cambios de dureza durante la perforación

En estos dos primeros ensayos de invierno, se identifican dos nuevas muestras para proseguir con el estudio de desgaste. Como en la primera parte de la investigación (como se ilustrará más adelante) se acotaron los diseños más adecuados a la perforación en el macizo, en la segunda fase la población de muestras se redujo cuantitativamente.



4.1.7.3.- Ensayo 11

ENSAYO-11						
Nº Avance	189					
Perforista:	José Luis					
Fecha:	21/02/2007					
Martillo	Nº1-izq.					
Longitud Barreno (m)	4,4					
Presión avance (bar):	70-80					
Presión rotación (bar):	80-110					
Presión percusión (bar):	75-125					
Muestra:	Tiempos medidos (s) en barrenos perforados consecutivamente:					
Denominación	T-6	T-7	T-8	T-9	T-10	Media
B7BP-3	158	172	170	185	177	172,4
B7BR-5	184	166	165	153	160	165,6

Terreno: Granito medio-blando con juntas de jabre
Barrenos Recorte y contrarrecorte lado izquierdo
Comentarios: No se aprecian cambios de dureza durante la perforación

Este ensayo se termina con 646,8 m en que se produce la sustitución de las dos bocas con el mismo número de barrenos cada una. El plano de desgaste ya llega a los valores de retirada.



4.1.7.4.- Ensayo 12

ENSAYO-12						
Nº Avance	196					
Perforista:	Alberto					
Fecha:	26/02/2007					
Martillo	Nº1-izq.					
Longitud Barreno (m)	4,4					
Presión avance (bar):	70-80					
Presión rotación (bar):	80-110					
Presión percusión (bar):	75-125					
Muestra:	Tiempos medidos (s) en barrenos perforados consecutivamente:					
Denominación	T-1	T-2	T-3	T-4	T-5	Media
B9BP-3	133	118	117	104	95	113,4
B9BR-3	112	123	108	120	126	117,8

Terreno: Granito medio-blando con juntas de jabre
Barrenos Cuele
Comentarios: No se aprecian cambios de dureza durante la perforación

Se realiza con bocas nuevas.



4.1.7.5.- Ensayo 13

ENSAYO-13						
Nº Avance	C-2					
Perforista:	Alberto					
Fecha:	01/03/2007					
Martillo	Nº1-izq.					
Longitud Barreno (m)	4,4					
Presión avance (bar):	80					
Presión rotación (bar):	80					
Presión percusión (bar):	70-120					
Muestra:	Tiempos medidos (s) en barrenos perforados consecutivamente:					
Denominación	T-6	T-7	T-8	T-9	T-10	Media
B9BP-3	168	179	174	168	182	174,2
B9BR-3	168	164	155	149	170	161,2

Terreno: Granito medio-blando con juntas de jabre
Barrenos Destroza
Comentarios: No se aprecian cambios de dureza durante la perforación

Siguiendo la sistemática del test de invierno, se llevan las bocas al final de su vida y se vuelve a realizar una medición al final de esa vida, con 673,5 m, que es la reflejada en este ensayo 13.



4.1.7.6.- Ensayo 14

ENSAYO-14						
Nº Avance	201-205					
Perforista:	José Luis					
Fecha:	5-6/5/7					
Martillo	Nº1-izq.					
Longitud Barreno (m)	4,4					
Presión avance (bar):	70					
Presión rotación (bar):	60-80					
Presión percusión (bar):	70-120					
Muestra:	Tiempos medidos (s) en barrenos perforados consecutivamente:					
Denominación	T-6	T-7	T-8	T-9	T-10	Media
B7BR-6	120	128	133	130	118	125,8
B7BP-4	117	123	110	127	138	123
B9BR-4	114	99	125	115	128	116,2
B9BP-4	110	120	121	109	128	117,6

Terreno: Granito con muchas juntas, más bien blando
Barrenos Toda la pega
Comentarios: No se aprecian cambios de dureza durante la perforación

Este test se realiza con una nueva población de muestras Boart Longyear, para seguir recopilando datos de cara a la segunda fase de investigación.

Al igual que se hizo con muestras anteriores, se llevan al final de su vida.

BOCA	Vida (m)	T-11	T-12	Media
B7BR-6	856	174	155	164,5
B7BP-4	550	198	170	184
B9BR-4	566	172	189	180,5
B9BP-4	566	187	192	189,5

Al igual que al final de la primera toma de muestras, en que se llevaron las bocas al final de su vida (plano de desgaste = ½ del diámetro del botón), se hace un último ensayo seleccionando los dos tiempos más eficientes de varios intentos con las bocas desgastadas. Las bocas generan muchos atascos que dificultan esta toma final de muestras.



4.1.8.- Medición de desgastes.

Una vez terminada las fases de ensayo de cada una de las muestras clasificadas, éstas se recogieron para la medición de desgastes de los botones en el momento que se deciden retirar del estudio.

La medición del plano de desgaste se realizó con calibre digital. En la figura siguiente se ha representado la disposición de una boca genérica fuera de escala y la definición del plano de desgaste del botón, el cual lo mediremos como el semieje menor de la elipse que resulta de cortar el botón hemisférico o parabólico por el plano de desgaste que se origine.

Estos planos de desgaste, aunque fueron medidos en muchas muestras a lo largo de muchas etapas intermedias de su vida, sólo consignaremos en el resumen el resultado de aquellas muestras que llegaron al final de su vida en medición controlada.

Los datos se recogen en la tabla siguiente. No se miden valores absolutos sino relativos, es decir, no medimos mm de desgaste sino fracción en tanto por uno del diámetro original del botón que representa la medida. El plano de desgaste se mide siempre en botones periféricos, nunca centrales, dado que son los que primero se desgastan e incluso desaparecen al ser arrancados cuando se desgasta la matriz por la base del botón, no llegando nunca a agotarse los frontales.

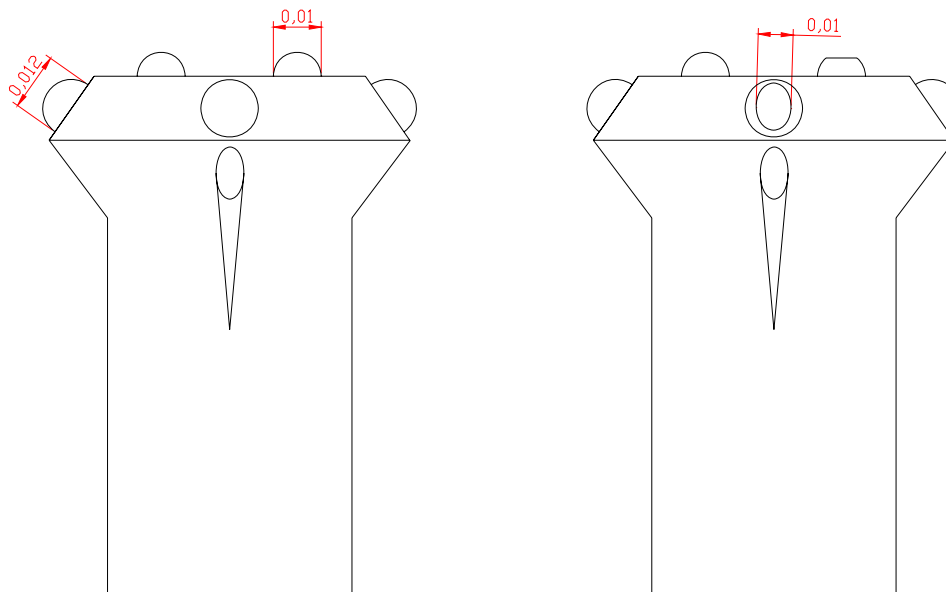


Figura 13: Representación de una boca de perforación genérica vista en alzado y de la medición correcta de los planos de desgaste sobre la elipse que resulta (Rubén Mayoral, 2007)

Se han confeccionado dos tablas (10 y 11) resumen: una para la primera serie de ensayos y otra para la segunda (test de invierno)

BOCA	Vida (m)	Desgaste
B7BR-3	712,8	0,7
B7BP-2	616	0,68
B9BR-2	550	0,65
B9BP-2	550	0,65
SR8BR	448,8	0,52
R9BR	545,6	0,72
R8BR	572	0,6
SV9BR	686,4	0,67
SV7BR	743,6	0,55
M7BR	748	0,6

Tabla 10: Mediciones de desgaste sobre las muestras en los ensayos de la primera serie.



BOCA	Vida (m)	Desgaste
B7BR-6	856	0,75
B7BP-4	550	0,66
B9BR-4	566	0,7
B9BP-4	566	0,65

Tabla 11: Mediciones de desgaste sobre las muestras en los ensayos de la segunda serie.

4.1.9.- Errores en la toma de datos.

Se diferenciarán por una parte los errores sistemáticos originados por los métodos empleados en cada una de las mediciones, para que queden así cuantificados para posteriores tratamientos. Por otra parte, se hará mención a los posibles errores accidentales que hemos identificado a lo largo del trabajo de campo.

4.1.9.1.- Errores sistemáticos.

Errores sistemáticos, es decir, aquellos que introducen los propios métodos o instrumentos de medida, tendremos:

- Precisión del calibre digital en la medida de desgastes y calibres iniciales caracterizados para las bocas: 0,01 mm
- Precisión del cronómetro: 0,01 segundos.
- Error medido en apreciación de inicio de barreno (matriz dentro del taladro) 0,5 segundos (motivado fundamentalmente por el ángulo de visión)

4.1.9.2.- Errores accidentales.

Dentro de los errores accidentales tendremos:



- Los reflejos del cronometrador: difíciles de cuantificar al depender del nivel de atención que a veces se ve mermado por el ruido elevado y la falta de concentración por la monotonía de la penetración de la barrena, así como por las condiciones de luz, que no siempre son óptimas.

- Situaciones de atasco de barrena dentro del taladro: como ya mencionamos, cuando la presión de rotación del jumbo sube por encima del tarado de la válvula de antiatranque, por la resistencia de un atasco en el barreno, se produce un corte automático del empuje, hasta que el barrido del jumbo limpie el atasco y se pueda retomar esa perforación. Para no perder el barreno cronometrado, cuando se han dado esas situaciones, el cronometrador ha tenido que parar el crono cuando actúa la válvula de antiatranque y ponerlo en marcha de nuevo cuando se retoma la velocidad de penetración por acción del mando de avance. No han sido comunes en zonas de macizo homogéneo pero sí ha ocurrido en más de una ocasión perforando frentes más heterogéneos. El error que se acumula es el de reacción del cronometrador cada vez que actúa el antiatranque multiplicado por dos (parada y puesta en marcha).

- Variación de los parámetros de perforación: aunque en la sistemática de los ensayos se prohibió la manipulación manual de la regulación de avance y rotación durante el tiempo cronometrado, a veces fue necesario decrecer/aumentar el empuje con la boca dentro del barreno, por el mal estado del frente. Se han descartado todos aquellos barrenos en que se apreció este error, pero puede haber eludido este filtro algún resultado así por falta de atención del cronometrador.

No se ha seguido una sistemática de cuantificación de errores accidentales, sino que se ha intentado minimizar su influencia, eliminando aquellos ensayos en que se identificó alguno de ellos en magnitud apreciable, especialmente este último.



4.1.10.- Recursos empleados en este capítulo de investigación.

El autor quisiera hacer un breve comentario sobre los recursos empleados en esta investigación sobre optimización de la perforación en obras lineales subterráneas de avance de galerías y ejecución de túneles. A lo largo de los diferentes apartados se han hecho ya comentarios sobre cómo los recursos de ejecución del túnel obligaban a repetir algún ensayo, rechazar muestras y no contar con suficientes mediciones a veces para poder comprobar resultados.

Puede parecer que algunos de los temas tratados se podían haber clarificado más con una tercera serie de ensayos enfocada a cubrir determinados aspectos. Pero se ha de decir que no hubo tiempo material ni posibilidad mejor que la que se empleó en esta investigación.

El conjunto del túnel de A Malata se ejecutó con 43337,1 m de perforación de 51 mm, según los datos recogidos mediante el control de obra. Este dato supone la totalidad de la perforación con un trabajo de 24 horas de lunes a viernes y trabajos en fin de semana en relevo diurno. Si se calcula la proporción de metros realizados durante las 12 horas de relevo diurno de lunes a viernes, se tiene una cantidad de 15477,5 m de perforación.

Por otro lado, si se suman todos los metros de perforación que han sido perforados con muestras de este estudio y controlados (ya sean cronometrados o en recuento para su durabilidad), nos sale una cifra de 11313,5 m.

Fueron empleados en la investigación el 26% de los barrenos de perforación del túnel y el 73% de los barrenos posibles, a priori, de perforación del túnel. Cuando se comenzó este estudio nunca se pensó poder dedicarle más de un 20-30% de la perforación disponible ni más del 10% del total. Por lo tanto, el trabajo de campo ha superado ampliamente todas las expectativas y es suficientemente extenso por no ser posible serlo más. Este éxito fue posible gracias a la inestimable colaboración de todo el personal de INSERSA, como queda recogido en la página de agradecimientos.



4.2.- PERFORACIÓN DE BARRENOS EN MINERÍA A CIELO ABIERTO. MINA LOS SANTOS-FUENTERROBLE.

4.2.1.- Introducción

Ya se expuso ampliamente en los capítulos 1,2 y 3 la importancia de la perforación en la minería a cielo abierto, la problemática de la asignación de recursos y los conceptos de mejora por diferenciación, tanto en control de costes como en aumento de rendimientos. Así como en las obras lineales (túneles y galerías) era primordial la necesidad de mejorar el ciclo de trabajo de forma inminente, por la enorme dependencia de cada labor de la conclusión de la precedente, en la minería a cielo abierto no se tiene un desarrollo lineal de las labores mineras en que cada etapa depende de la finalización de la anterior. Por el contrario, tenemos un amplio campo de trabajo donde se pueden simultanear las diversas labores de perforación, carga y disparo, desescombro y transporte (así como el resto de labores mineras de preparación, saneo, etc.)

En el apartado correspondiente, donde se estudió la perforación en el desarrollo lineal, se eligió trabajar sobre la perforación al haber probado que es prioritaria en cuanto a rendimientos y a peso dentro del presupuesto de la obra. En cambio, al remitirse a las justificaciones expuestas en el capítulo 3, en la minería a cielo abierto no se actúa solamente sobre la perforación por su rendimiento dentro de un ciclo lineal, sino en mayor grado por su peso presupuestario dentro del conjunto de las operaciones mineras.

Por lo tanto, en base a lo argumentado en los capítulos anteriores, se elige dedicar los limitados recursos técnicos de control y análisis profundo al campo concreto de la perforación.

El macizo, ya sea minado en subterráneo o a cielo abierto, presenta unas condiciones únicas en cuanto a características geomecánicas, comportamiento, estabilidad, etc. Como ya se explicó para operaciones lineales subterráneas, el macizo estará formado por distintas formaciones geológicas, dispuestas en geometrías muy dispares, dependiendo tanto de su génesis como de la tectónica y



alteración posterior sufrida. El macizo es el elemento resistente a la perforación, por lo que es el factor más importante a la hora de establecer diferencias en el rendimiento. Pero cuando se afronta el proyecto minero, el macizo es un factor sobre el que no se puede actuar. Por lo tanto, su invariabilidad, lejos de ser un contratiempo, en el caso de esta investigación presenta una ventaja: convertir una variable (la más influyente en la función de perforación) en una constante. La geología pasa a ser por lo tanto una constante. Al igual que hacíamos en el apartado correspondiente, se considera en esta tesis un factor fijo, definido por sus características geomecánicas y no tiene sentido destinar recursos de investigación a las actuaciones sobre el mismo en la optimización de la perforación.

Al igual que planteábamos en el estudio subterráneo, hemos aislado los 3 aspectos relativos a la perforación, susceptibles de mejora:

- Equipo de perforación.
- Material de perforación.
- Personal.

Por los mismos motivos que se descartó actuar sobre la variable personal en el apartado de minería subterránea, se la sigue considerando al margen de este estudio, a pesar de su importancia.

Ya se vio en el capítulo 1, que ha de ser el estudio de la boca de perforación el que mejores resultados nos dará en la optimización técnico-económica, dado que los equipos a utilizar también vendrán fijados antes de iniciarse la operación minera. Al igual que ocurría con la operación subterránea, inversiones de tal calibre no son reversibles a corto plazo, durante el proceso de optimización productiva que planteamos en esta tesis.

Por lo tanto, al igual que en la operación subterránea, se concluye que el objeto de estudio en la optimización que buscamos ha de ser el material de perforación. La elección del material de perforación, con las restricciones que el



equipo de perforación (en el caso de perforación a cielo abierto, el carro de perforación) pueda imponer, sí es una decisión que influirá notablemente en el rendimiento de la perforación. Por lo tanto, en este capítulo de optimización de perforación a cielo abierto, siguiendo el procedimiento de investigación que se validó para la operación subterránea, se abordará la búsqueda del material óptimo económicamente en cuanto a durabilidad y rendimiento.

Cuando se habla de “material de perforación”, este concepto incluye a todo aquel material fungible (o consumible), es decir, bocas de perforación, barrenas, adaptadores y manguitos. En el capítulo 1, se probó que hay un material que implica el mayor consumo en volumen económico, ya que es el material “fungible” por excelencia: la boca de perforación. Además, es la parte de la sarta de perforación que más influye en el rendimiento.

En el capítulo 1 se expuso convenientemente la justificación del estudio de las bocas de perforación y la fijación de los objetivos de esta tesis, basándose en datos de perforación en desarrollos lineales subterráneos. En el caso de la minería a cielo abierto, también son las bocas de perforación el material que más notoriamente va a influir en nuestro rendimiento y coste. Para ilustrar este extremo reproducimos en la tabla siguiente el coste en material de perforación de un mes de producción en una mina metálica a cielo abierto.

Material objeto	Coste	%
Adaptadores	518,00 €	3,70%
Barras extensibles	5.415,00 €	38,68%
Bocas perforación	8.065,00 €	57,62%
Gasto total en material perforación	13.998,00 €	100,00%

Tabla 12: Coste mensual en fungible para una mina metálica de cielo abierto (Los Santos-Fuenterroble, año 2008)

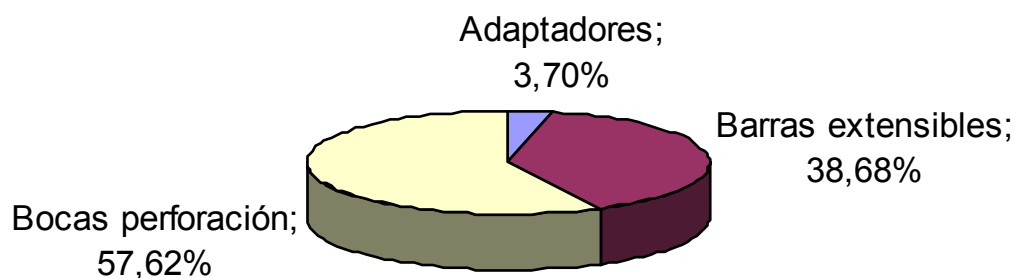


Gráfico 9: Peso relativo de los diferentes elementos de material de perforación en el coste total del fungible para una mina metálica de cielo abierto.

En esta parte del estudio, el objetivo es aplicar el método de optimización técnico-económica, objeto de la investigación, diseñado y desarrollado en los apartados 4.1 y 5.1 (anteriores temporalmente aunque no en el orden de esta memoria) y que supuso el trabajo primordial dentro de la investigación que ha dado lugar a esta tesis doctoral, en el caso concreto de una mina a cielo abierto, contraponiendo así los resultados de este tipo de perforación a los obtenidos para una mina subterránea. Se persigue no sólo optimizar la elección y uso de bocas de perforación, sino también validar el método establecido para otro tipo de operaciones mineras diferentes de las empleadas en su elaboración. Para elaborar esta parte de la investigación, se realizó un exhaustivo trabajo de campo en la apertura de la corta “Los Santos Sur” y explotación posterior de la mina “Los Santos-Fuenterroble” (Salamanca) a lo largo de los 7 primeros meses del año 2008.

4.2.2.- La mina de “Los Santos-Fuenterroble”

4.2.2.1.- Descripción General

La mina de los Santos explota el mineral “Scheelita”, asociado al skarn piroxénico de contacto que aflora en superficie, y de donde se obtiene el wolframio, un mineral semiprecioso de elevados precios de mercados, utilizado en la actualidad en el enriquecimiento de aceros especiales y en la fabricación de filamentos de incandescencia.



La explotación se inauguró oficialmente el 16 de junio de 2008, aunque inició sus operaciones mineras en enero del mismo año. La propietaria de los derechos mineros es la empresa Daytal Resources Spain S.L., filial del grupo australiano Heemskirk, una sociedad especializada en minería, con sede en Melbourne, que cotiza en bolsa y con operaciones e inversiones en los principales países mineros de todo el mundo. Los datos presupuestarios de partida son una inversión inicial de 15 M€ y un presupuesto estimado de 25 M€ para la primera fase de operación.



Figura 14: Situación geográfica de la mina Los Santos-Fuenterroble (Fuente Daytal Resources Spain S.L.)

La mina está situada en el paraje de la peña del Hierro en el término municipal de Los Santos, y El Cabezo, en el término municipal de Fuenterroble de Salvatierra, ocupando las instalaciones de extracción, tratamiento y auxiliares unas 160 hectáreas. Su cercanía a la autopista de la ruta de la Plata y facilidad de accesos, favorece el desarrollo y viabilidad del proyecto, que es el tercer proyecto que se

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



pone en marcha en Europa y que suministrará el 20% del wolframio de la demanda mundial para incandescencia, siendo el cliente el comercializador de concentrados y fabricante de incandescencia “Sylvania”, propietaria de “Osram”.

El yacimiento fue investigado en profundidad entre 1980 y 1986 por una “joint-venture” constituida por “Promotora de Recursos Naturales” y “Billiton Española”. Durante las fases de evaluación se completaron más de 10.000 m de zanjas y 17.800 m de perforación con recuperación de testigo en 230 sondeos. Durante los años 80 se ejecutó una labor subterránea de 825 m de desarrollos de investigación en profundidad, inundada en su mayor parte en la actualidad y de donde se extrae parte del agua utilizada en la planta de tratamiento y para el riego de pistas. También se ejecutó una pequeña explotación a cielo abierto para, entre otras cosas, obtener muestras a granel para estudios metalúrgicos (se extrajeron más de 5500 toneladas de mineral), comprobar las leyes que se obtenían de los sondeos y llevar a cabo estudios de mecánica de rocas.

Tras estas investigaciones se planteó el inicio de la explotación, si bien los precios del wolframio de entonces aconsejaron la paralización del proyecto. Actualmente Daytal Resources ha retomado al apertura de la explotación y el mineral del yacimiento se extrae a partir de cinco cortas a cielo abierto que se irán explotando sucesivamente a medida que se vayan agotando las iniciales y que permitirán acopiar los estériles de las cortas en ejecución en las ya agotadas mediante transferencia.

La producción prevista en las cortas es de 300.000 a 400.000 toneladas por año, con una vida estimada de las mismas de 14 años en base a los recursos y reservas mineras actuales. Los programas de exploración en curso podrían incrementar las reservas del proyecto, planteándose además la posible explotación del yacimiento en profundidad mediante minería de interior.

La operación minera de esta mina la llevó a cabo desde su apertura hasta mediados del año 2010 el contratista minero INSERSA, en su totalidad.



4.2.2.2.- Geología y Geotecnia de la Mina “Los Santos-Fuenterroble”

El área de Los Santos (Salamanca) se sitúa en el centro – norte de la Zona Centroibérica, diferenciada por la gran extensión de afloramiento del Anteordovícico y el carácter discordante del Ordovícico sobre su sustrato Cámbrico y/o Precámbrico; estructuralmente nos encontramos en el Dominio de los Pliegues Verticales de dicha zona, donde las estructuras de la primera fase Hercínica tienen su plano axial subvertical. La orogenia Hercínica afecta a los materiales véndico – cámbricos con una deformación polifásica acompañada de metamorfismo y plutonismo.

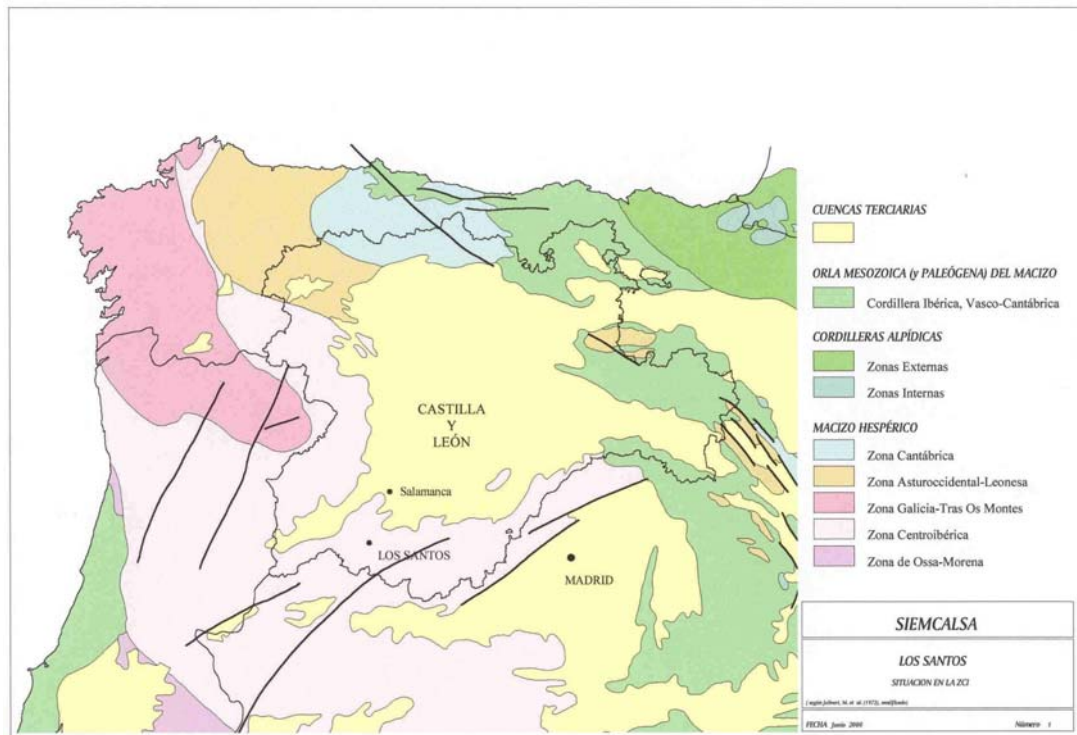


Figura 15: Geología general del Noroeste de la Península Ibérica. Fuente: SIEMCALSA (1999)

El registro sedimentario más reciente está muy poco representado, pues se limita a una formación arcósica y a restos de depósitos siliciclásticos diseminados por el sector norte de la zona, enmarcados en el registro Cenozoico que rellena el suroeste de la Cuenca del Duero. La deformación alpina que fragmenta



transversalmente a los materiales hercínicos, afecta también a la más antigua de esas formaciones pero no al resto.

4.2.2.2.1.- Estratigrafía.

Los materiales más antiguos que afloran en esta región pertenecen al Vendesiense superior – Cámbrico inferior, que de muro a techo comprende cinco formaciones: Formación Monterrubio, Formación Aldeatejada, Formación Areniscas de Tamames, Formación Calizas de Tamames y Formación Pizarras del Endrinal.

El Grupo Valdelacasa comprende para el área de Salamanca – Tamames a las cinco formaciones indicadas con anterioridad. Se apoya discordantemente sobre la Serie Inferior del Domo de las Hurdes, mientras que su límite superior regionalmente es también una discordancia, atribuida en este caso a la fase Sárdica. La Formación Monterrubio y la Formación Aldeatejada suprayacente a ella constituyen un conjunto sedimentario de características litológicas y sedimentarias muy parecidas, con mayor proporción de tramos conglomeráticos en Monterrubio (anecdóticos en Aldeatejada) y de pizarras en la Formación Aldeatejada.

La Formación Monterrubio representa una sucesión de más de 1.500 m de potencia constituida por pelitas y limotitas grises y verdes, pelitas microbandeadas, así como numerosas intercalaciones de areniscas, cuarcitas y conglomerados. Es relativamente frecuente detectar en ella la presencia de “porfiroides” (rocas porfídicas con participación ígnea) y areniscas con anfíbol del tipo hornblenda – actinolita. Los tramos bajos de la formación presentan un aumento progresivo y rápido del metamorfismo y de la intensidad de la deformación, con la consiguiente transformación en micaesquistos y cuarzoquistos meso – catazonales; así como afloran cuerpos graníticos alargados junto a cuarcitas anfibólicas y areniscas feldespáticas en los niveles más profundos de la formación en este sector.

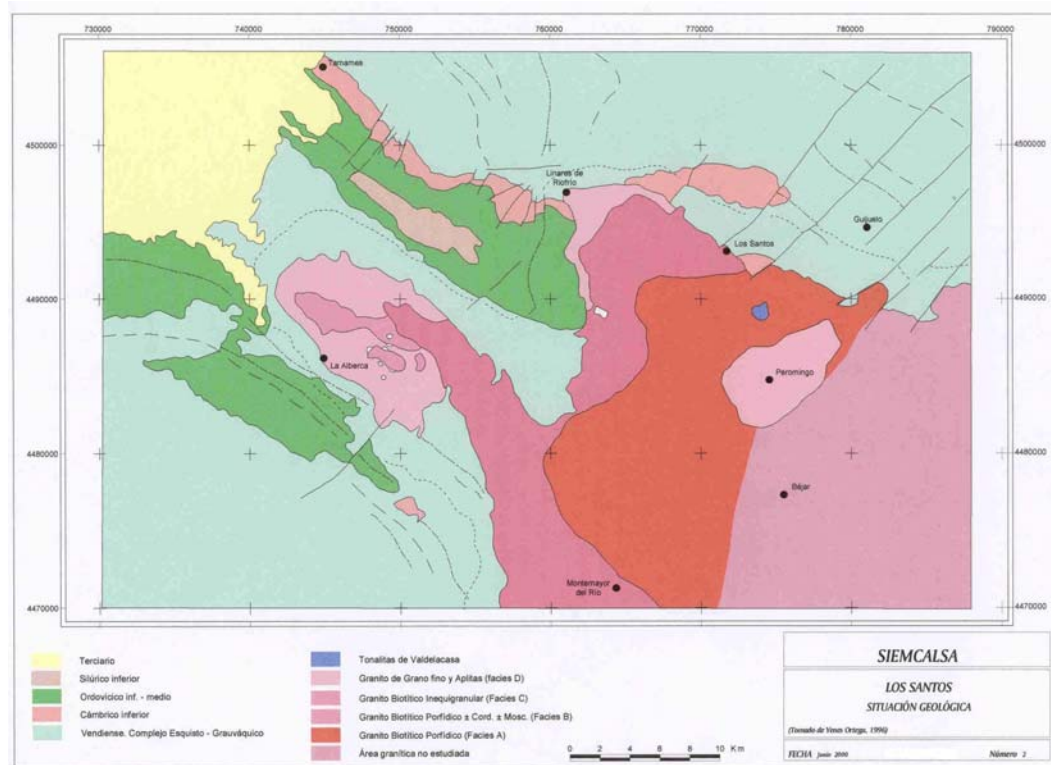


Figura 16: Geología regional del área de Los Santos. Fuente: SIEMCALSA (1999)

La Formación Aldeatejada, se sitúa por encima y concordantemente con la Formación Monterrubio, a partir de una franja de pelitas microbandedas negras y grises de considerable potencia y continuidad lateral, estimándose que alcanza una potencia de hasta 1.600 m. El techo es también un tránsito gradual con la formación suprayacente de areniscas de Tamames, definido por la aparición de niveles cada vez más potentes de areniscas y cuarcitas, con frecuentes huellas de bioturbación. Sus características litológicas son semejantes a las descritas para la formación anterior, aunque varían las proporciones de litologías dentro de la columna sedimentaria. En la Formación Aldeatejada hay un gran predominio de términos limolíticos y pelítico – arenosos, a veces de características masivas, potentes niveles de pizarras microbandedas sobre todo hacia la base y una disminución considerable de los niveles conglomeráticos.

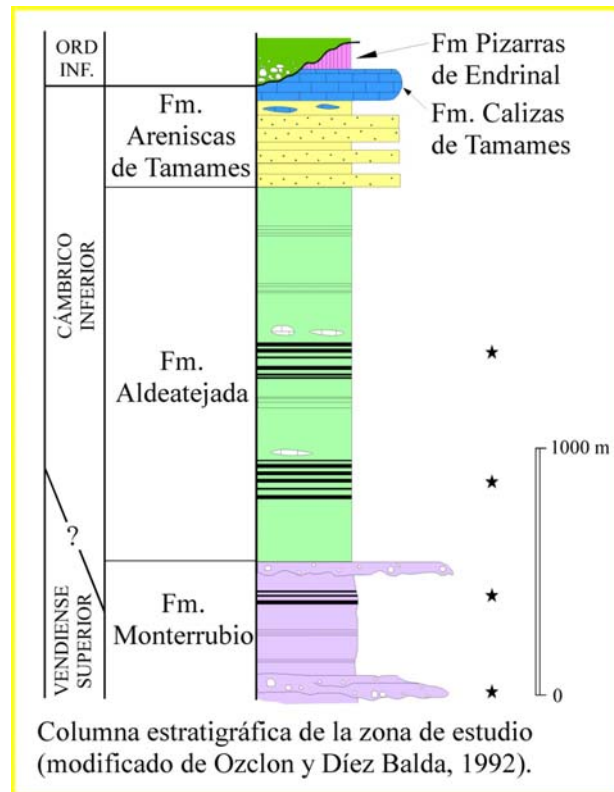


Figura 17: Columna estratigráfica regional. Fuente: Ozclon-Díez Balda, (1992)

La formación “Areniscas de Tamames-Endrinal” es una formación en concordancia con la anterior, constituida por una alternancia de areniscas y pizarras con una potencia aproximada en el área que nos ocupa de unos 550 m. Se puede subdividir la columna en tres tramos en función de la disminución progresiva de la proporción arenosa. La parte basal (200 m) presenta tramos de 0,5 a 3 m, bien estratificados, en bancos de escala decimétrica, con geometría tabular y continuidad lateral al menos a escala de afloramiento; a techo de los bancos se presentan “ripples” de olas y bioturbación. En la parte media, los bancos de areniscas se individualizan, tienen escala centimétrica – decimétrica, alternan con lutitas y marcan el techo de las secuencias negativas (estratocreciente y granocreciente); interpretándose como el resultado de la progradación de cuerpos arenosos en una plataforma marina somera afectada por olas y corrientes. A techo de la formación aparecen “ripples” y superficies de “ripples” aunque predominan los términos lutíticos; pueden aparecer algunos lentejones carbonatados.



Petrográficamente las areniscas son metagrauvascas de grano fino con algunos fragmentos metapelíticos. Están constituidas por cuarzo, clorita plagioclasa y sericita; las metapelitas tienen como componentes más importantes sericita, cuarzo, clorita, moscovita, plagioclasa, feldespato potásico y minerales opacos. Se reconoce en ellas la textura original recristalizada y tectonizada. Son numerosos los restos fósiles encontrados en esta formación, entre ellos trilobites típicos del Cámbrico inferior.

La formación “Calizas de Tamames”, adopta la morfología de un lentejón discontinuo de desigual anchura y aunque parte de ésta pueda deberse al plegamiento, probablemente la formación presenta variaciones de espesor en origen debidas al tipo de depósito que representa; la potencia máxima medida es del orden de 125 m. La Formación Caliza de Tamames – Endrinal está afectada por fuerte recristalización y a veces dolomitización que han hecho perder completamente las texturas deposicionales y sólo se pueden reconocer algunos fantasmas de bioclastos, por lo que el estudio sedimentológico se basa exclusivamente en observaciones de campo. La intensa recristalización es la causa de que en estos sedimentos carbonatados sólo se haya podido distinguir un tipo de facies, conocida como facies de calizas nodulosas. Esta facies se compone de calizas a veces dolomitizadas, nodulosas, de color blanco o rosa, con un elevado contenido en arqueociatos, que está afectada por una intensa recristalización, por lo que sólo se conserva la forma externa de los citados fósiles. Se presenta estratificada en bancos de 30 a 50 cm. de espesor o masiva según las zonas del afloramiento, con frecuencia se encuentra interestratificada y presenta cambios laterales a materiales siliciclásticos, sobre todo pizarras y en menor medida grauvascas. Por último, significar que en la zona de Endrinal se desarrollaba al final del Ovetiense (Cámbrico inferior) un edificio bioconstruido por arqueociatos más en el sentido de montículos que en el de un verdadero arrecife.

Las pizarras de Endrinal es una formación constituida por pizarras arenosas en niveles centimétricos a métricos predominantes hacia la base y pizarras bandeadas que afloran fundamentalmente en el núcleo del sinclinal de Endrinal. Las pizarras bandeadas presentan niveles amarillentos ricos en limonita y pirita



alternando con otros exclusivamente pelíticos. Se le calcula un espesor máximo de 150 m, aunque el real no se sabe ya que el techo no aflora en ningún momento. Probablemente, el depósito de estos sedimentos tuvo lugar en un ambiente intermareal, representando junto con los de la formación infrayacente una secuencia regresiva, ya que el arrecife dejaría de crecer al aumentar el aporte detrítico. En general, estos materiales están fuertemente recristalizados por efecto del metamorfismo de contacto.

4.2.2.2.2.- Petrografía regional.

Realmente este aspecto es más interesante para esta tesis doctoral que la extensa descripción de la geología de la mina anterior. Pero no se quiso entrar en la descripción petrográfica sin ubicar anteriormente la estratigrafía en cuyo seno se encuentran las diferentes rocas, dado que esto condiciona sus propiedades.

En la mina de los Santos, el campo de perforación se va a reducir a rocas ígneas y metamórficas. Entre las rocas ígneas encontramos 3 grandes tipos:

Monzogranitos biotíticos de Valdelacasa.

Monzogranitos biotíticos de Los Santos

Granitoides heterogéneos de la mina.

En detalle podemos caracterizarlos:

Monzogranitos biotíticos de Valdelacasa: Este conjunto plutónico está constituido fundamentalmente por monzogranitos y granodioritas biotíticas porfídicas. La facies predominante de esta unidad está constituida por monzogranitos biotíticos, con porfidismo determinado por la presencia de megacrístales de feldespatos potásicos, en general bien contrastados frente a una matriz de grano medio a grano grueso. El porfidismo es en general denso, parece aumentar de E a W y los megacrístales de feldespatos, muy heterogéneos, pueden



alcanzar los 7 cm. en su dimensión mayor. La matriz suele ser de grano medio (promedio 2 – 3 mm.) pudiendo alcanzar los 5 mm. y tiene gran proporción biotítica (10 – 14 %). Estas rocas son en general más ricas en biotita que las de la unidad de Los Santos. Los enclaves más frecuentes en este macizo corresponden a rocas microgranudas de grano fino ricas en biotita y de coloración gris oscura y negruzca, normalmente de tamaño decimétrico. También y de forma más restringida se encuentran enclaves de rocas metamórficas esquistosas cuya dimensión máxima no excede los 5 cm. El conjunto filoniano asociado a estos granitos es relativamente escaso, únicamente se detectan bolsadas de granitos aplíticos en forma de masas irregulares y algún diquecillo, de escala centimétrica. La mineralogía principal está compuesta por cuarzo, plagioclasa, microclina y biotita. Los minerales accesorios más comunes son apatito, circón y opacos. Entre los minerales secundarios se encuentra clorita, sericita, titanita, epidota y moscovita. El cuarzo constituye cristales gruesos, que suelen estar subdivididos a individuos menores con extinción ondulante y límites irregulares. Es intersticial a la plagioclasa y a la biotita. La plagioclasa forma en general cristales. Puede mostrar inclusiones de biotita y cuarzo. Su composición corresponde a oligoclasa con bordes más ácidos. La biotita constituye el único mineral micáceo en estas rocas. Tiene color rojizo, a castaño amarillento claro, y en ella son frecuentes las inclusiones de prismas finos de apatito y, sobre todo, de pequeños circones. Puede estar variablemente transformada por retrogradaciones a clorita, opacos, esfena, epidota y prehnita.

Monzogranitos biotíticos de Los Santos: Esta unidad granítica está constituida principalmente por monzogranitos biotíticos porfídicos con megacrístales de feldespato potásico. El porfidismo es menos acusado que en los granitos de Valdelacasa y, a escala de campo, la principal diferencia es que el hábito de los megacrístales de feldespato es mucho más alargado (en proporción a la anchura), que tienen una proporción menor de biotita (confiere una coloración grisácea más clara) en torno al 8 – 10 % y que está orientada como los fenocristales de feldespato. El porfidismo está heterogéneamente repartido en bolsadas unas veces, otras en pasillos, los megacrístales tienen hábitos tabulares. La matriz es de grano medio – grueso. No es raro observar enclaves que incluyen a otros. La cordierita (prismática) puede alcanzar tamaños de 1 cm. El cortejo filoniano es escaso y en algún diquecillo de pegmatita se detectó turmalina. La mineralogía principal de estos



granitoides consta de cuarzo, plagioclasa, microclina y biotita. Los minerales accesorios más comunes son moscovita, apatito y circón. Como fases minerales secundarias se encuentran moscovita, sericita, clorita, epidota y feldespato potásico. La plagioclasa más común corresponde a oligoclasa. En contacto con el feldespato potásico se definen bordes ácidos en la plagioclasa. La biotita es el mineral micáceo principal, y forma cristales de menor tamaño que el resto de los componentes principales. Tiene una coloración que fluctúa entre coloraciones rojizo-castaño intensas y amarillento-castaño claro. Puede encontrarse en forma de cristales individuales o formando pequeños grupos policristalinos; tiene abundantes inclusiones de circón de pequeño tamaño y de apatito que en ocasiones son relativamente gruesas. La moscovita se encuentra en forma de plaquitas pequeñas subidiomorfos o alotriomorfos, y en general no suele formar cristales primarios independientes, sino que constituye crecimientos blásticos tardimagmáticos o postmagmáticos sobre plagioclasa, microclina, biotita y cordierita.

Granitoides heterogéneos de la mina: Estos granitoides afloran en una pequeña zona situada al Este de Los Santos formando pequeñas apófisis que intruyen en los metasedimentos del Cámbrico Inferior datado. En algunos casos son leucogranitos de grano fino o fino – medio heterogéneo, de carácter aplítico. En otras situaciones representan apófisis irregulares o diques de leucogranito porfídicos con megacristales de feldespato potásico, prismáticos con tamaños que oscilan entre 2 y 4 cm., homogéneamente repartidos en una matriz de grano medio con escasa proporción de biotita y presencia accesorias de moscovita (histerógena). Esta facies está llena de microenclaves metamórficos de grano fino. Entre los minerales principales de estas rocas encontramos cuarzo, feldespato potásico y plagioclasa ácida, así como biotita y moscovita, aunque realmente los minerales micáceos se restringen a proporciones accesorias. Como minerales accesorios aparecen cordierita, circón, apatito, opacos, topacio y turmalina. Entre los minerales secundarios se encuentra clorita, moscovita, sericita, rutilo y fases opacas. El cuarzo forma cristales equidimensionales de tamaño variable que pueden estar incluidos en los feldespatos. La plagioclasa es oligoclasa ácida. El feldespato potásico en los tipos más comunes se encuentra como intersticiales. Puede estar intensamente moscovitizado e incluye poiquilíticamente plagioclasa, cuarzo y biotita. La biotita en general está relegada a proporciones accesorias, forma cristales con color castaño



rojizo a tonalidades claras amarillentas. La moscovita forma láminas irregulares, y en general se asocia a crecimientos blásticos postmagmáticos en sustituciones sobre biotita, plagioclasa y cordierita, siendo muy potentes las sustituciones sobre el feldespato potásico, en el que forma complejos entramados reticulares.

En cuanto a las rocas metamórficas presentes en la mina, diremos que aparecen en las zonas próximas a los afloramientos graníticos, los materiales carbonatados que se encuentran afectados por el metamorfismo de contacto, observándose una gran diversidad de variaciones texturales, dependientes de la composición original de los sedimentos y de los efectos metamórficos y metasomáticos. Así, pueden encontrarse desde calizas marmóreas, compuestas fundamentalmente por un mosaico granoblástico de calcita de grano fino a grueso, a rocas con un marcado bandeo composicional con bandas carbonatadas y bandas silicatadas en las que se encuentran asociaciones minerales con diópsido, tremolita, wollastonita, plagioclasa, flogopita y grosularia. Como minerales accesorios y de carácter secundario pueden aparecer vermiculita, clorita magnésiana, esfena, serpentina, clinozoisita y epidota, así como cuarzo y feldespatos detríticos en las calizas arenosas.

Las relaciones texturales de estos minerales son complejas, pero en general, en las bandas carbonatadas suelen predominar los mosaicos granoblásticos de calcita, con clinopiroxeno alotrioblástico o subidioblástico dispersos. En las bandas silicatadas las relaciones son mucho más complejas y en ellas el piroxeno se presenta con hábitos granoblásticos heterogranulares, más o menos subidiomorfos, mientras que la grosularia y la vesubiana tienen una marcada tendencia a los desarrollos irregulares que pueden alcanzar dimensiones considerables y a englobar abundantes inclusiones poiquiloblásticas de clinopiroxeno y de otros componentes mineralógicos.

4.2.2.2.3.- Historia Geológica.

Los materiales más antiguos del área sur de Salamanca, correspondientes al autóctono de la parte sur de la zona Centroibérica, son los del Grupo Domo



Extremeño, de gran espesor y compuestos por pizarras, grauvacas y conglomerados alternantes, entre los que se intercalan potentes tramos desorganizados. Constituyen formaciones del Precámbrico terminal (Vendiense, aproximadamente 600 m.a.) afectadas por una tectogénesis cadomiense regional, evidenciada por: discordancias entre el Alcudiense Inferior y el Alcudiense Superior, vulcanismo o plutonismo asociado en forma de ortoneises prehercínicos, y sedimentación de tipo flysch relacionada con depósitos sinorogénicos en un margen pasivo (cuenca de antepaís).

Considerando las descripciones y correlaciones establecidas en el dominio de los pliegues verticales, con posterioridad al plegamiento de los materiales del Domo de las Hurdes (Serie Inferior o Domo Extremeño) y durante la sedimentación del Grupo Valdelacasa (Fms. Monterrubio, Aldeatejada, etc.), habría una estructuración del área por efecto de grandes fallas normales que controlarían dicha sedimentación durante el Vendiense Superior y/o Cámbrico Inferior. Las discordancias preordovícicas y la sedimentación de las series del Tremadoc se interpretan como relacionadas con una tectónica de bloques.

El Grupo Valdelacasa, discordante sobre el Grupo Domo Extremeño, tiene un espesor de más de 4.000 m. y se deposita en una cuenca que evoluciona desde condiciones de plataforma talud a someras (near shore).

La fase preordovícica no presenta evidencias en el área de estudio, aunque adquiere cierto desarrollo en zonas colindantes, donde además de detectarse la discordancia cartográfica entre el Ordovícico y su sustrato, provoca un basculamiento generalizado de los materiales véndico – cámbricos hacia el S y produce pliegues suaves que podrían ser consecuencia del rejuego en dirección de las fallas normales citadas anteriormente. Recientemente, se atribuye un carácter extensional a esta deformación en la que se generarían basculamientos y semigrabens ligados a las fallas normales, que también explicarían la distribución irregular de los depósitos del Ordovícico Inferior (Tremadoc) así como los cambios de potencia o de facies de estas series.



La ausencia de Cámbrico Medio y Superior debe atribuirse a la emersión y regresión que provoca dicha fase de deformación. Sobre el irregular paleorrelieve generado por las deformaciones previas y erosión subsiguiente a la etapa de deformación preordovícica se produce la transgresión postcámbrica, donde se establecen diversos episodios sedimentarios o megasecuencias que conforman el hiperciclo postcámbrico.

En la megasecuencia ordovícica (Hunneberg – Llandeilo, aproximadamente 465 m.a.) se podrían diferenciar tres unidades tectosedimentarias (UTS). Las dos UTS basales reflejarían por una parte el control ejercido por el paleorrelieve (sedimentación fluvio – marina) y por otra, la constancia de facies de la Cuarcita Armoricana (plataforma sublitoral) con un marcado carácter transgresivo en un margen de cuenca extensivo. La tercera UTS, de predominio pelítico en la base y niveles arenosos a techo, manifiesta un avance de áreas sublitorales sobre la plataforma externa. Durante el Ordovícico Superior o bien no se produjo sedimentación o, lo que sería más probable, las series fueron erosionadas antes del Silúrico.

En la megasecuencia Silúrico – Devónico Inferior se diferencian dos UTS. La basal está relacionada con la erosión de la plataforma ordovícica, bien por emersión ligada a la fase tectónica o bien por un descenso relativo del nivel del mar (glaciaciones) y asociada a una etapa de extensión cortical con fracturación y volcanismo asociados. Estos desniveles tectónicos producen cuencas locales y taludes bien desarrollados. La UTS superior, pelítica con vulcanitas en la base y con tramos arenosos a techo, refleja una secuencia de somerización con vulcanismo asociado (lavas básicas con marcado carácter alcalino).

Los materiales hasta aquí depositados (y conservados) tanto precámbricos como paleozoicos son deformados durante la orogenia Hercínica. Esta orogenia es de carácter polifásico (tres fases principales de deformación y algunas estructuras más tardías y menos importantes) y va acompañada de metamorfismo y plutonismo.

Durante la mayor parte del Mesozoico, el Macizo Hespérico representó un área emergida, tectónicamente estable y con relieves poco importantes. La ausencia



de sedimentación durante este período y la actuación de un clima tropical húmedo provocaron la formación de un importante manto de alteración laterítico sobre los metasedimentos y rocas ígneas del zócalo.

La desestabilización de las condiciones tectónicas y climáticas durante la orogenia Alpina da lugar al desmantelamiento de los perfiles de alteración heredados del Mesozoico. Sus relictos quedan acumulados sobre una paleotopografía irregular que es la suma de erosión diferencial y tectónica.

4.2.2.2.4.- Petrografía local de la mina.

La scheelita aparece predominantemente asociada a skarn piroxénico masivo y granudo (de grano fino). El clinopiroxeno es una hedenbergita, según dos estudios realizados con microsonda, uno en el CSIC y otro en el IGME.

El piroxeno evoluciona, a temperatura progresivamente más baja por una parte a anfíbol, y, por otra, a granate + vesubiana. Posteriormente se desarrollan escapolita (presencia de cloro), epidotas, prehnita, ceolitas + adularia. El granate es grosularia, y el anfíbol hornblenda, según los estudios realizados con microsonda.

Se observa la scheelita incluida en piroxeno y otras veces ocurre al revés, por lo que la scheelita ha debido cristalizar simultáneamente con él, con la fase de alta temperatura. Posteriormente ha sido removilizada asociada a anfíbol, o posterior al apatito en venas de talco (Las Cortinas).

En los extremos oriental y occidental del sector de Las Cortinas, la scheelita y wolframita aparecen asociadas a sulfuros masivos. Con el estudio de las probetas pulidas se ha podido deducir la siguiente paragénesis:

Minerales principales: Pirita, arsenopirita (y/o lollingita), pirrotina y calcopirita.

Minerales accesorios: Scheelita, esfalerita, bismuto, bismutina, y marcasita.



Se reconocen dos etapas metalogenéticas, la primera de As-W en la que se han depositado arsenopirita, scheelita y pirita. Posteriormente se han producido una fase de brechificación, en la que se han fracturado estos minerales y a favor de las fisuras y huecos se han introducido los demás minerales de la paragenésis: pirrotina, calcopirita, esfalerita, bismuto y bismutina. Esta segunda etapa es más tardía y de más baja temperatura.

Dentro de esta segunda etapa de sulfuros, la pirrotina parece el mineral más temprano, ya que la calcopirita y la esfalerita rellenan fisuras dentro de ella. La marcasita se ha formado, muy tardía, a expensas de la pirita.

4.2.2.2.5.- Génesis del yacimiento.

Se expone a continuación una hipótesis sobre el origen del wolframio y su concentración en el yacimiento de scheelita de Los Santos. Su confirmación necesitaría de estudios petrológicos y geoquímicos.

En la Formación de Monterrubio (Precámbrico terminal), que se depositó en una cuenca marina creada por un proceso distensivo de tipo atlántico, con depósito de turbiditas y de rocas volcánicas básicas e intermedias, hay numerosos yacimientos estratiformes de scheelita al sur de Salamanca, en esquistos biotítico-feldespáticos, muy ricos en apatito, o en bandas calcosilicatadas (Morille, San Pedro de Rozados, Cespadosa, Guijo de Ávila,...). El wolframio, de fácil transporte en un medio halogenado, estaría ligado a la actividad exhalativa y podría haber sido aportado a la corteza desde el manto.

En el área de Los Santos la granodiorita hercínica de Béjar intruye en profundidad en la Formación de Monterrubio. Según algunos autores los fenómenos de asimilación del granitoide son muy importantes. Bien por asimilación de las rocas de esa formación, bien por removilización del wolframio, éste podría haber sido incorporado al magma, y posteriormente segregado en la fase de diferenciación. En sus contactos los fluidos circularían aprovechando las zonas permeables, ya sean



rocas, diques o fracturas. Las calizas del Cámbrico Inferior constituirían un excelente medio permeable y reactivo, donde el wolframio quedaría atrapado.

Haciendo un símil con la formación del petróleo, la "Formación de Monterrubio" habría actuado como "roca madre" del yacimiento de Los Santos, y los carbonatos del Cámbrico Inferior como la "roca almacén".

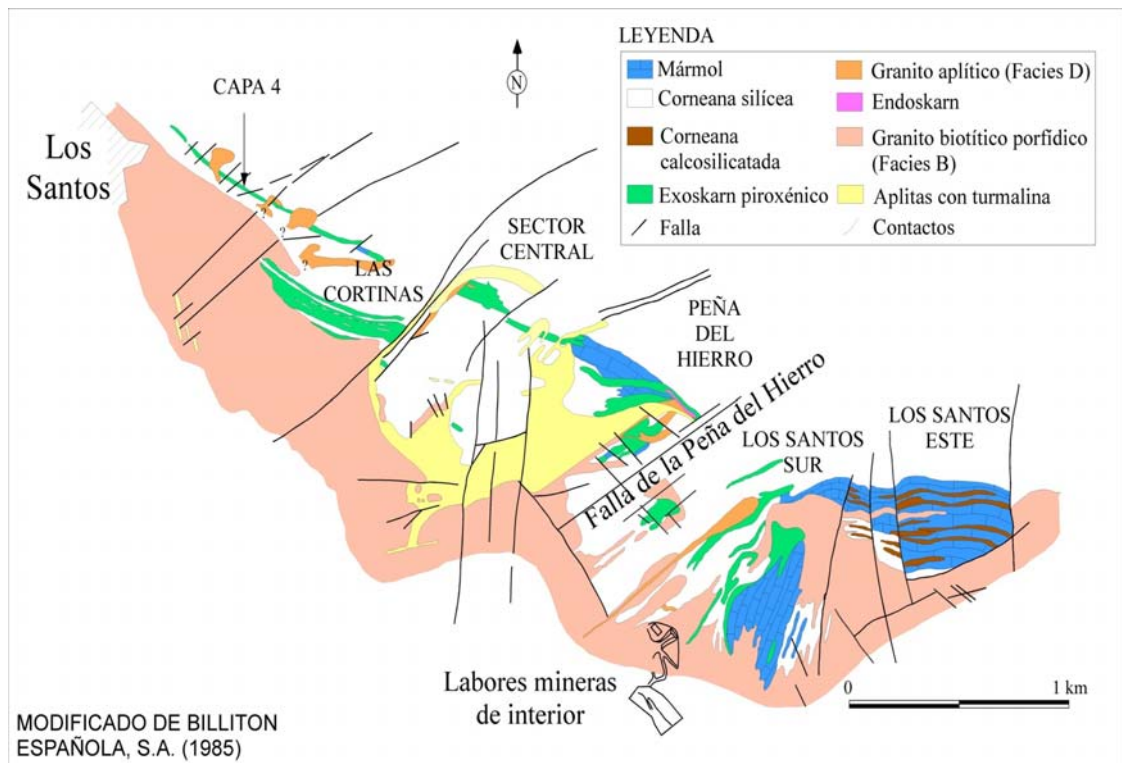


Figura 18: Geología detallada de la zona del proyecto de Los Santos. Fuente: Daytal Resources Spain S.L. (2007) sobre último modificado de Billiton Española S.A. (1985)

4.2.2.2.6.- Geotecnia.

Para estudiar los macizos rocosos que intervienen en el diseño de la mina se realizó un estudio, desde el punto de vista geotécnico, de una serie de sondeos con el fin de obtener la calidad del macizo rocoso, en función principalmente del R.Q.D. (Rock Quality Designation) y la fracturación. En los sondeos, se han orientado las fracturas respecto a un plano de referencia, con el fin de conocer, en una primera aproximación, que número de familias de discontinuidades pueden aparecer en la



explotación. Las propiedades de los materiales se han obtenido de los ensayos de laboratorio realizados sobre muestras escogidas de los sondeos.

Para el estudio de los parámetros geomecánicos se han diferenciado las seis litologías fundamentales (granito, aplita, esquisto, Skarn, calcosilicato y mármol) que aparecen en los cortes y sondeos geológicos y en base a ellas se han realizado los ensayos de laboratorio y se han agrupado los datos geotécnicos obtenidos en los sondeos. Los RQD's resultantes fueron:

LITOLOGIA	RQD %
Granito	90
Aplita	70
Esquisto	70
Calcosilicato	80
Mármol	80
Skarn	70

Tabla 13: Valores de RQD obtenidos de los ensayos sobre material de sondeos.

Fuente: SIEMCALSA-Metales Hispania S.L.

A la vista de los resultados, se puede afirmar que la roca se encuentra sana, está poco fracturada y tiene un R.Q.D. alto. Las familias de discontinuidades que se observan son dos en los granitos y en las aplitas y cuatro en los esquistos, calcosilicatos y mármoles, que incluyen en ellas la esquistosidad. En el Skarn se han medido tres familias.

LITOLOGIA	Densidad Media (t/m3)	Resistencia a compresión simple en Kp/cm2
Granito	2,72	1.366
Aplita	2,65	1.638
Esquisto	2,76	1.012
Calcosilicato	3,07	545
Mármol	2,87	469
Skarn	3,36	1.580

Tabla 14: Densidad y resistencia a compresión simple de las litologías de la mina.

Fuente: SIEMCALSA-Metales Hispania S.L.



Los resultados de los análisis nos indican que, a excepción de los calcosilicatos y los mármoles, el resto de las litologías tienen una resistencia superior a los 1.000 kg/cm², cifra esta similar a la resistencia del granito de los hastiales del campo filoniano de Linares.

En base a los datos geomecánicos se ha realizado una clasificación del macizo rocoso, siguiendo los criterios de Bieniawski, que se presenta en otra tabla.

Variable a valorar:	Granito	Aplita	Esquisto	Skarn	Calcosilic.	Mármol
Resistencia de la roca	12	12	12	12	7	4
R.Q.D.	17	13	13	17	17	17
Espaciado de las juntas	20	10	20	20	20	20
Condición de las juntas	20	20	20	20	20	20
Agua	10	10	10	10	10	10
Orientación de las juntas	-5	-5	-5	-5	-5	-5
Valor R.M.R.	74	60	70	74	69	66
Clase	II	III	II	II	II	II
Descrip. del Macizo	Bueno	Medio	Bueno	Bueno	Bueno	Bueno

Tabla 15: Clasificación geotécnica de Bieniawski para las litologías de la mina de Los Santos. Fuente: SIEMCALSA (1999)

Este autor asigna a cada uno de los parámetros (resistencia a compresión simple, R.Q.D., espaciado de las juntas, condición de las juntas y agua), un valor y por último hace una corrección en función de la orientación de las discontinuidades. La suma de estos valores da el índice de calidad del macizo RMR (Rock Mass Rating), que es bueno para todas las litologías, excepto para las aplitas que da un valor de medio.

Este sistema de clasificación fue ideado para estimar sostenimientos de túneles pero puede ser utilizado para determinar aproximadamente la calidad de los macizos rocosos en relación con cualquier excavación y sostenimiento.

No se ha podido diferenciar la calidad del macizo rocoso en materiales de techo y muro, ya que las diferentes litologías aparecen, indistintamente a techo y muro del mineral, sin seguir una norma estratigráfica.

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



Como resumen se deduce que el material es resistente o moderado, está poco fracturado y la resistencia de las diaclasas es moderada.

4.2.2.3.- Equipos utilizados.

La parte de la operación minera que nos ocupa en la elaboración de esta tesis doctoral es el arranque mediante perforación y voladura, independientemente de que fuera el mismo contratista minero quien acometiera la carga y transporte a cielo abierto.

4.2.2.3.1.- Perforación

La perforación de la mina se llevó a cabo con dos carros perforadores: Atlas Copco ECM 660 IV y Atlas Copco Roc 7-42.



Ilustración 51: Carro de perforación Atlas Copco Roc 742 HC (fotografía del autor)

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



Todos los ensayos de este doctorado se realizaron con el *ECM-660 IV*, por lo que será el que describiremos en este apartado. Es un equipo perforador hidráulico con martillo en cabeza, completamente autónomo y diseñado para perforación de producción en cantera y Obra Pública. El equipo cubre la gama de diámetros de perforación de barreno de 76 mm. a 115 mm. Entre sus características técnicas destacamos:

Longitud:	9.980 mm.
Anchura:	2.470 mm.
Altura:	2.870 mm.
Peso:	13.000 kg
Velocidad máxima desplazamiento:	3,4 Km./h
Pendiente superable:	30°
Oscilación de orugas:	10°
Anchura de la zapata de la oruga:	330 mm.
Altura libre:	420 mm.
Motor	Cummins QSC 8.3 C
Potencia a 2.200 rpm.	260 HP (194 Kw.)
Compresor	GHH-RAND de tornillo
Presión de trabajo	9,5 bar

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



Caudal	10 m ³ /min
Capacidad cambiador	6 varillas de 51 mm.
Longitud de barras:	3,66 m
Longitud total deslizadera:	7.660 mm
Longitud avance:	4.250 mm
Velocidad avance vacío:	0,65 m/s
Fuerza avance:	20 KN
Longitud total brazo extensible:	2760 mm
Extensión del brazo:	800 mm
Ángulo de subida del brazo (Arriba/Abajo)	55° / 20°
Ángulo de oscilación del brazo (Dcha./Izqda.)	55° / 10°
Perforadora:	Montabert HC-158
Energía de impacto:	600 Julios (22 KW)
Nº de golpes / minuto:	2.200
Par de rotación:	1.225 Nm
Velocidad de rotación	170 rpm
Diámetro de perforación	76 – 114 mm

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



Potencia perforadora:	22 KW
Colector de polvo:	SDC-100
Colector de polvo con campana deslizante	
Capacidad de absorción:	28 m3/min
Vacío de aire:	800 m de agua
Área de filtración:	23 m2
Depósito del aceite hidráulico:	200 litros
Depósito de combustible:	400 litros
<ul style="list-style-type: none">- Cabina ROPS / FOPS con aire condicionado y calefacción.- Engrasador automático- Centralizador hidráulico para manguito de 72 mm- Sistema de perforación automática (Montabert).- Cubre cadenas en toda su longitud- Tejas de simple nervio.- Acelerador automático.- Espejo retrovisor trasero.- Luces de trabajo (D:3 / T:1).	

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



- Alarma de marcha atrás.
- Horómetro de martillo.
- Aviso de nivel bajo de combustible y nivel aceite hidráulico.
- Inclinómetro en cabina
- Parada de seguridad en deslizadera,
- Interruptor de parada en asiento,
- Límite temperatura ambiente 52°C.



Ilustración 52: Carro Atlas Copco ECM 660 IV (Fotografía del autor)

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



4.2.2.3.2.- Carga y transporte.

La carga de escombros de voladuras se realizó con retroexcavadoras y el movimiento de material en acopios y labores auxiliares con palas cargadoras frontales.

Las retroexcavadoras que se emplearon fueron:

Volvo EC 700 B

Volvo EC 360 C

New Holland 386

Liebherr 944

Liebherr 954



Ilustración 53: Retroexcavadora Volvo EC700B cargando sobre volquetes articulados Volvo A40E (Fotografía del autor)

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



En cuanto a palas cargadoras:

Volvo 150 E

Caterpillar 950 G

Caterpillar 966 C



Ilustración 54: Pala cargadora frontal Volvo L150E (fotografía del autor)

El transporte se realizó con volquetes articulados, dado que las pendientes y los radios de giro de las pistas de la mina, no aconsejaban el uso de volquetes extraviales rígidos. Por lo tanto se decidió realizar el transporte con volquetes articulados. En zonas de acopio, desbroces, pistas y tajos pequeños se emplearon también camiones 6x6 viales.



Los volquetes articulados empleados en la mina de Los Santos fueron 2 modelos, por una parte los Volvo A40E y por otra el Caterpillar 735.



Ilustración 55: Volquetes articulados Volvo A40E (fotografía del autor)

En cuanto a los camiones viales 6x6 se emplearon hasta 9 camiones de diversos modelos (Mann, Iveco y Mercedes).

4.2.2.3.3.- Arranque mecánico.

La cobertera vegetal y algunos terrenos someros cuyo elevado grado de meteorización empobrecía enormemente sus características geotécnicas, fueron explotadas mediante medios mecánicos. Este arranque mecánico se realizó en algunos casos con los cazos dentados de las mismas retroexcavadoras que realizaban la carga a camión de transporte, en otros casos con bulldózers.

En la mina de Los Santos se emplearon dos tipos de bulldózer, el Komatsu D65 y el Caterpillar D7R, ambos dotados de ripper o rejón para el arranque mecánico.



Ilustración 56: Bulldózer Caterpillar D7R realizando arranque mecánico (fotografía del autor)

4.2.3.- Descripción del campo de estudio.

4.2.3.1.- Introducción

Se ha hecho una breve descripción de la mina en la que se desarrolló la parte del trabajo de investigación relativa a la perforación a cielo abierto. Dentro de las distintas labores que conforman el laboreo de la explotación, la investigación sobre bocas de perforación se realizó íntegramente en la perforación con el carro ECM 660 IV que se describió en el apartado anterior.

4.2.3.2.- Esquemas de perforación.

El proyecto se diseñó con bancos de 10 m, independientemente de que en casos concretos se realizaran voladuras sobre bancos más cortos.

La definición del ángulo de inclinación del banco y la perforación, se realizará de acuerdo a experiencias similares anteriores. Está probado que la inclinación de los barrenos introduce una serie de ventajas como son:



- Mejor fragmentación, desplazamiento y esponjamiento de la pila de material, al mantenerse la piedra constante a lo largo de todo el barreno.
- Reducción del riesgo de descabezamiento de barrenos y los fallos subsiguientes.
- Taludes más sanos y seguros
- Mejor aprovechamiento de la energía del explosivo, con la consiguiente reducción del nivel de vibraciones.

Probada la bonanza de la perforación inclinada, se aconseja que el ángulo de inclinación óptimo para este tipo de terrenos, oscila entre 12° y 18° respecto de la vertical. En Los Santos se partió de 15° de diseño, que en función de los resultados medidos sobre las voladuras que se realizaron, fue variado en un sentido u otro en casos concretos, (con el objeto de mejorar alguno de los factores anteriormente citados)

La sobreperforación está ligada al ángulo de talud y a la naturaleza de los materiales a atravesar. Entre las múltiples aproximaciones a la relación entre sobreperforación y ángulo de inclinación de los barrenos, la más usual es tomar 0,3 veces la piedra real. Los fondos de los barrenos suelen romper de acuerdo a superficies cónicas centradas en el eje del barreno, con ángulos de conicidad que van desde 10° a 30°. Geométricamente, la intersección de estos conos supuestos, coincide con la cota de pie del banco cuando la sobreperforación toma el valor de 0,3 veces la piedra (suponiendo que el espaciamiento no es mayor de 1,4 veces la piedra, que no debe ser nunca y valores de ángulo de inclinación de barrenos de 20°) Para rocas medias-duras (que son la mayoría de las que nos ocupan) se recomiendan sobreperforaciones de entre 0,3 y 0,4 veces la piedra. En cambio, para un ángulo de inclinación de barrenos de 15° que vamos a utilizar, geométricamente, es suficiente con una sobreperforación de 0,3 veces. Buscando la optimización técnico-económica de las voladuras, se tomó la aproximación de 0,3 y en caso de

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



aparición de repiés, se probaría con 0,35 y 0,4. La experiencia determinó en cada caso, cual fue la solución óptima.

La piedra aparente la calcularemos a partir del ángulo de inclinación del barreno (β). En el caso de $\beta = 15^\circ$, la piedra aparente medida sobre la superficie horizontal del banco se calculará a partir de la expresión:

$$B = B' \times \cos \beta = B' \times \cos 15^\circ$$

De donde:

$$B' = B / (\cos 15^\circ)$$

El espaciamiento se determinará a partir de la piedra. Los valores de espaciamiento suelen ser entre 1,15 y 1,30 veces la piedra real, en función de las propiedades del terreno. Para terrenos medios-duros con resistencias a compresión simple del orden de los 150 MPa, los Drs. Ingenieros de Minas Carlos y Emilio López Jimeno, en las fórmulas de cálculo de voladuras propuestas en varios manuales de su autoría, proponen una aproximación de 1,23 veces la piedra, tras recopilar los datos de diferentes fórmulas de cálculo contrastadas con la experiencia. Dado que tenemos un 40% de rocas de resistencia a compresión simple 137 MPa, manifiestamente menos competente, podemos redondear esta aproximación hasta 1,25 veces la piedra.

En la figura 19 se ha representado los diferentes parámetros geométricos que hemos establecido, donde:

B = piedra

B' = piedra aparente

E = espaciamiento

Ángulo respecto de la vertical



Sobreperforación

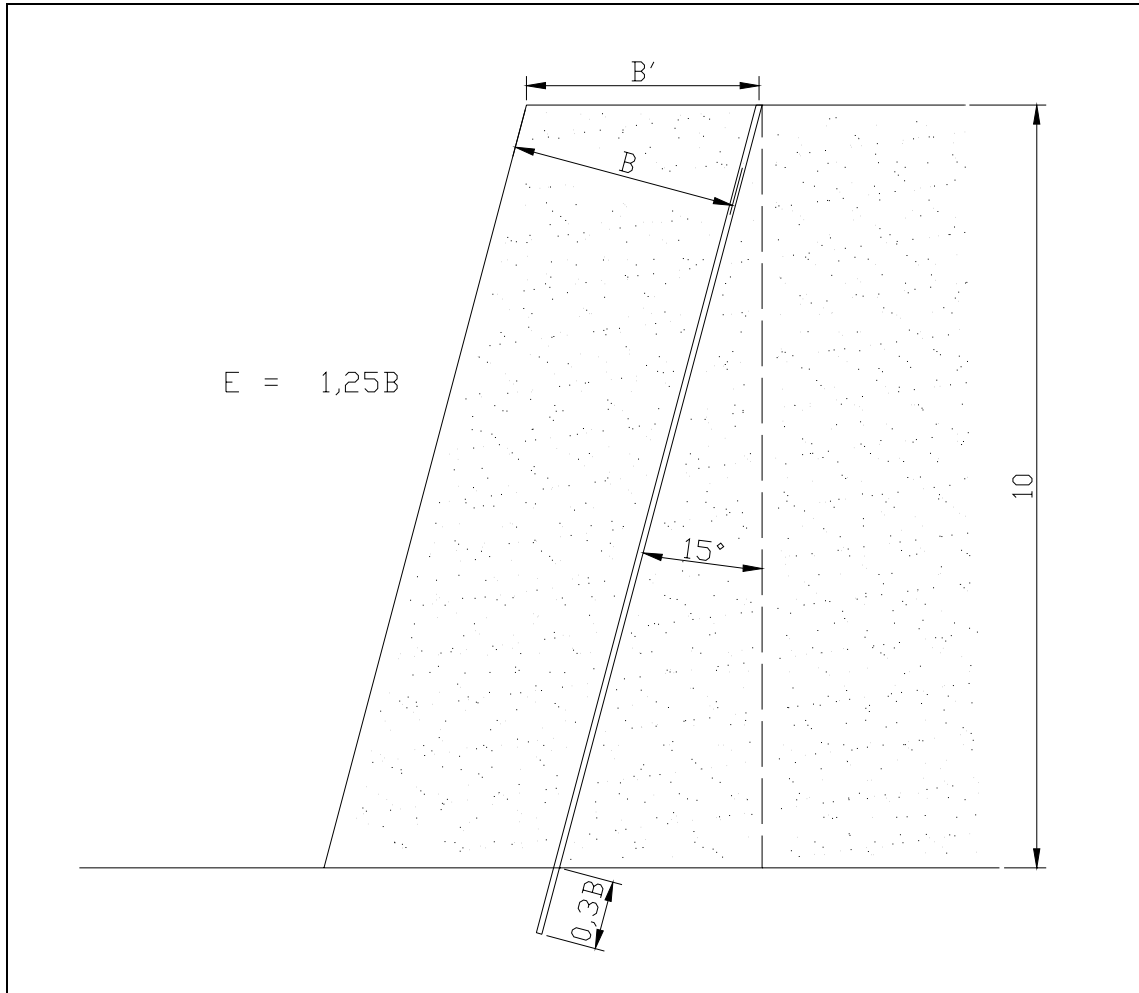


Figura 19: geometría del banco y parámetros geométricos de la perforación (Rubén Mayoral 2007)

Como vemos, la altura de banco son 10 m y la longitud de barreno dependerá en cada caso del diseño particular de cada tipo de voladura, ya que es función de la piedra que depende del tipo de malla elegido.

Para los diferentes diámetros de perforación, las características de la misma queda resumida en la siguiente tabla:



Parámetro	Unidades	Diámetro de perforación			
		76 mm	89 mm	102 mm	115 mm
Piedra (B)	m	2,66	3,115	3,57	4,025
Piedra aparente (B')	m	2,75	3,22	3,7	4,17
Sobreperforación (J)	m	0,8	0,93	1,071	1,21
Espaciamiento E	m	3,325	3,89	4,46	5,03
Longitud de perforación (Lp)	m	11,15	11,28	11,42	11,56
Volumen arrancado (V)	m ³	94,66	129,68	170,84	217,15
Retacado R	m	2,43	2,85	3,26	3,68
Carga de fondo (Qf)	kg	14,56	22,24	32,13	41,65
Carga de columna (Qc)	kg	20	23,84	26,61	29,25
Consumo específico (CE)	kg/m ³	0,365	0,355	0,344	0,327

Tabla 16: Resumen de parámetros de perforación y carga de los diferentes tipos de barrenos para la mina de Los Santos (Fuente: Proyecto de Voladuras Mina Los Santos, Rubén Mayoral 2007)

4.2.3.3.- Descripción práctica del macizo.

La roca a volar (durante el primer año de explotación que nos ocupa) se repartirá en un 40% de corneanas y esquistos, un 40% de skarn mineralizado, 10% de granitos y 10% de calcosilicatos. Corneanas y esquistos la podemos considerar como una roca media dura (137 MPa de resistencia a compresión simple), el granito y el skarn como duras (150-155 MPa) y los calcosilicatos como medias-blandas (87 MPa).

Se puede englobar el paquete de corneanas-esquistos, granito y skarn bajo el mismo tipo de comportamiento geotécnico (medio-duro en torno a 140 – 155 MPa) que suponen el 90% del material a volar. Se tendrá que tratar en un caso independiente las voladuras en calcosilicatos, que por tener una calidad geotécnica muy diferenciada, requerirán de un diseño de voladura independiente sólo para ellos, suponiendo ésta apenas un 10% de las voladuras.



4.2.4.- Muestras de Ensayo.

4.2.4.1.- Elección de las muestras

Las muestras empleadas en esta investigación fueron bocas de perforación de diseños comunes propuestos para este tipo de macizo y perforación. Todas ellas fueron bocas de botones, con diseños para terrenos medios-duros.

Los criterios de elección de los diseños no fueron otros que la extrapolación directa de los resultados y conocimientos adquiridos durante la investigación en avances lineales subterráneos a bocas de mayor diámetro y del tipo adecuado para cielo abierto. Se eligió el diámetro 89 mm que fue con el que mayor número de metros de perforación se realizaron en la mina durante el tiempo en que se realizaron los ensayos.

4.2.4.2.- Caracterización de las muestras.

La identificación de las muestras se realizó siguiendo el mismo código alfanumérico compuesto para las bocas de perforación ensayadas en el túnel de la Malata. Ha de recordarse que era una secuencia de letras y números con una significación concreta, donde la primera letra hacía referencia al fabricante de la boca. Para los ensayos de perforación a cielo abierto, se ensayaron los siguientes fabricantes, cuyos códigos se reproducen a continuación:

B: Boart Longyear (distribuido directamente por Boart Longyear España)

SD: Sinodrills

R: Rockmore (distribuido en España por Dalper SL)

A: Atlas Copco.

Como ya se explicó en el apartado 4.1, el código de letras va seguido de dos números. Por una parte, el número que lo sigue en la clave hace referencia al



número total de botones que presenta la boca. La siguiente clave es un par de letras de acuerdo a las parejas BR o BP que hacen referencia al diseño del botón, redondo (hemisférico) o parabólico (balístico). En este caso se ha añadido en algunas muestras la pareja de letras DC, que hacen referencia a una boca con diseño “Dop-Center”. El número final de la clave indica el ordinal de muestra testada en cada diseño.

Al igual que hicimos con las bocas de perforación del jumbo, antes de iniciar el estudio, la caracterización de las muestras se realizó no sólo con su identificación, sino con la medida de una serie de características que resumimos en las tablas siguientes. En la primera de ellas se han caracterizado los diferentes tipos de muestra de acuerdo al número de botones, tanto en disposición periférica como central y el calibre de los mismos.

CLAVE	FABRICANTE	NºBot per	Nº Bot cen	Cal Bot p	Cal Bot c
B10BR	Boart Longyear	6	4	14	12
B9BR-DC	Boart Longyear	6	3	12	12
SD11BR	Sinodrills	6	5	14	12
A12BR	Atlas	6	4	12,7	12,7
A11BR-DC	Atlas	6	5	12,7	12,7
R9BR	Rockmore	6	3	11	12

Tabla 17: Caracterización por el número de botones en disposición periférica y central, así como por los calibres de cada uno de ellos, de los diseños elegidos para realizar la investigación de optimización de la perforación a cielo abierto.

La primera columna representa la clave de la muestra (sin ordinal, es decir de cada tipo de muestra), la segunda el fabricante, la tercera el número de botones periféricos del diseño, la cuarta el número de botones en disposición central, la quinta el calibre del botón en mm (que no es otra cosa que el diámetro del botón medido en la base de encastre a la matriz), la sexta y última fila recoge el calibre de los botones centrales. Nos hemos limitado a repetir el proceso que se diseñó para la investigación de perforación en desarrollos subterráneos lineales, con el objeto de conseguir resultados homogéneos, y sobretodo, como objeto de esta tesis, validar un método que se ha establecido.



En una segunda tabla, se ha resumido ahora los elementos de barrido que incorporan las diferentes muestras elegidas para los ensayos.

CLAVE	FABRICANTE	Tal barr p	Tal barr c	Can barr p	Can barr c
B10BR	Boart Longyear	0	3	6	0
B9BR-DC	Boart Longyear	0	3	6	0
SD11BR	Sinodrills	2	1	3	0
A12BR	Atlas	0	2	6	0
A11BR-DC	Atlas	1	3	6	3
R9BR	Rockmore		3		3

Tabla 18: Elementos de barrido de las diferentes muestras empleadas en la investigación sobre perforación a cielo abierto.

La primera columna representa la clave de la muestra (sin ordinal, es decir de cada tipo de muestra), la segunda el fabricante, en la tercera columna se representa el número de taladros periféricos de barrido, en la cuarta columna el número de agujeros de barrido centrales. En la quinta se recoge el número de canales de barrido en disposición periférica y en la última el número de canales de barrido centrales.

4.2.4.3.- Descripción de las muestras.

4.2.4.3.1.- B10BR

Es una boca estándar de 89 mm con 10 botones (6 periféricos y 4 centrales), diseñada para terrenos medios-duros, con grandes orificios de barrido y muchos canales periféricos para asegurar la salida del ripio, supuesto abrasivo, objeto de la perforación con este tipo de boca. Los botones periféricos tienen diámetro 14 mm mientras que los centrales sólo 12 mm, siguiendo los mismos razonamientos de fabricación ya expuestos para las bocas de 51 mm de perforación de avance de galería.

Destaca también el gran diámetro de los orificios de barrido centrales.



Sería la boca con menor número de botones para este diámetro en diseños comerciales usuales en España de Boart Longyear, es decir, la propuesta de este fabricante para terrenos duros y abrasivos.



Ilustración 57: Muestra B10BR (Fotografía del autor)

4.2.4.3.2.- B9BR-DC

Es una boca de diámetro y confección de la matriz similar a la anterior, pero con la peculiaridad de ser la versión Dop-Center, es decir, con centro de matriz hundido. Esta variación de diseños se desarrolló en perforaciones a cielo abierto, con la finalidad de que el ripio que el barrido no fuera capaz de evacuar en tiempo y eficacia suficientes, no produjera desviaciones de la perforación. También se le reconoce la virtud de forzar menos el varillaje y desgastar menos los botones periféricos. Consiste en una cámara concéntrica con el eje de la perforación, de sección circular y comunicado directamente con los canales de barrido.

No se cuenta con fotografías de esta muestra, dado que sólo se pudieron conseguir dos ejemplares para la investigación y se perdió el primero de ellos en los primeros metros de ensayo, siendo necesario utilizar el segundo antes de que quedara fotografiado.



En cuanto al calibre de los botones, en este diseño se han reducido los botones periféricos en 2 mm. Dado que este sistema tiene la bondad de desgastar menos los botones periféricos, parece ser que el diseñador ha aprovechado este argumento para reducir coste en carburo de tungsteno.

4.2.4.3.3.- SD11BR

Tampoco se puede ofrecer fotografía de este diseño por haberse consumido todos los ejemplares antes de la recopilación final de información para la elaboración de esta tesis.

Sobre este diseño, diremos que es la propuesta de un fabricante chino. Sinodrills es la marca bajo la cual este fabricante de material de perforación para otras marcas, ha lanzado al mercado sus propios productos.

La boca de Sinodrills de 11 botones es exactamente igual que la de Boart Longyear (B10BR) pero con un botón central más. En cuanto a la mecanización de la matriz y el diseño de barrido, sí existen diferencias notables. Sinodrills apuesta más por un barrido periférico que disminuya el tiempo de presencia del ripio sobre el contorno de la boca, frente a los enormes taladros de barrido frontal de la boca de Boart.

Estas muestras se consiguieron a través de una operación comercial de comercio exterior, unida a la adquisición de otros materiales provenientes de China. Este fabricante no comercializa sus productos en nuestro país, por lo que es difícil obtener, salvo que se realice la gestión comercial como importador por parte del cliente.

Es por ello, entre otros motivos, que no se han podido conseguir más muestras para su caracterización. Tampoco se pudieron conseguir otros diseños de Sinodrills que no fueran éste.



4.2.4.3.4.- A12BR

Es una boca típica para terrenos medios-duros de Atlas, similar a los diseños de Boart y Rockmore mostrados en este capítulo. Presenta un calibre de botón muy particular y propio de Atlas (12,7 mm) intermedio entre los 12 mm y los 14 mm (medidas más extendidas en bocas de este diámetro) No se tiene fotografía de este modelo.

4.2.4.3.5.- A11BR-DC

Es la propuesta Dop-Center de Atlas para minimizar desviaciones y desgastes periféricos, con el fin de aumentar la calidad de la perforación y el rendimiento de la boca al tiempo. En la fotografía se aprecia perfectamente el sistema Dop-Center y el poderoso circuito de barrido (probablemente sobredimensionado para el calibre de los botones)

Los botones, de 12,7 mm son más pequeños que los de sus competidoras, por lo que apuesta más por la eficiencia del barrido que por tener más carburo que desgastar a lo largo de su uso.

Fue la boca que Atlas propuso a la vista de las características de los terrenos a minar, como más adecuada para la explotación de Los Santos.



Ilustración 58: Muestra A11BR-DC. Obsérvese el sector central hundido respecto de plano frontal de la boca, con dos botones frontales incluso y la comunicación directa entre el frente hundido y los canales de barrido (fotografía del autor)



4.2.4.3.6.- R9BR

Esta muestra es un diseño de Rockmore para la perforación de rocas duras. Los botones son de gran calibre (ver fotografía) y el barrido es sencillo pero de grandes taladros y canales profundos y abundantes. Es una boca sencilla, pero que incorpora todas las soluciones para perforar en roca dura.

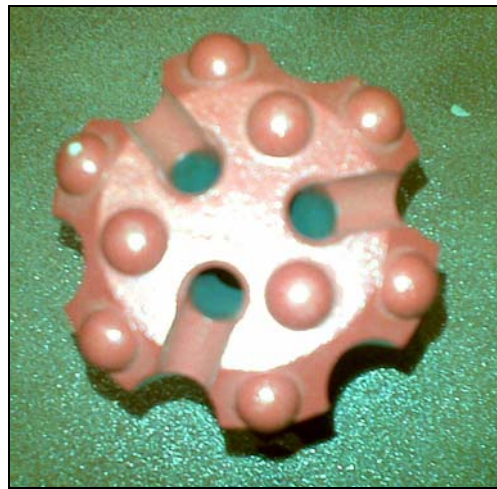


Ilustración 59: Muestra R9BR (fotografía del autor)

4.2.5.- Diseño del trabajo de campo. Procedimiento de ensayo.

El procedimiento de ensayo fue el mismo que el diseñado para las perforaciones en frentes de avance lineales subterráneos, con algunas salvedades que se explicarán a continuación, propias de la perforación a cielo abierto..

Las velocidades de penetración se determinan fijando una longitud de perforación constante, sobre el macizo y cronometrando el tiempo que la boca de perforación, a igualdad del resto de variables, tarda en recorrer ese tramo en el avance de la perforación del barreno. La longitud de perforación se realizó por el número de barrenas extensibles que el carro metía en cada perforación. Uno de los motivos por los que la totalidad de los ensayos se realizaron con el carro ECM 660 IV, fue porque en la cabina del mismo el operador tiene un control automático de la profundidad de perforación en función de las barrenas que se han metido ya en el



terreno y el avance del martillo sobre la deslizadera de la última barrena. Con este sistema, el mismo perforista podía cortar la perforación a la longitud exacta.

El control de tiempos se realizó igual que en el apartado 4.1, con un cronómetro de accionamiento manual. Los valores se midieron en segundos desechando las centésimas por los mismos motivos que se realizó así con el jumbo.

A pesar de que los tiempos de perforación de cada barreno, por su longitud y diámetro, así como por el procedimiento de barrenas extensibles, era muy dilatada, se mantuvo el sistema de cinco barrenos cronometrados consecutivos para cada ensayo, saltando un barreno si la barrena se atascaba o se producían averías o factores externos no computables (sin perder por ello los metros de perforación realizados por la boca en el contaje total) Se ha de pensar que 5 barrenos consecutivos de una boca de perforación en los ensayos de cielo abierto, suponen 65 m de perforación, mientras que en la parte de subterráneo, cada ensayo apenas suponía 22,5 m de perforación. Se están abordando distancias tres veces superiores con un diámetro mayor, es decir, los resultados, aunque más escasos (en el mismo tiempo de investigación se consignan menos resultados) son más fiables y abarcan un mayor espectro.

La homogeneidad en la perforación, en cuanto a diseño, hizo que no se discriminaran barrenos de producción para la realización de los ensayos. Sólo se desecharon los barrenos de precorte, por su menor diámetro (que no por su emboquille o posicionamiento, que en este caso no suponía ningún detrimento de rendimiento)

Con mucha mayor experiencia en el trabajo de campo, dado que se necesitaban tres veces más recursos (tiempo) para poder tomar cada ensayo, se debe comprender que no se pudieran testar más muestras que las representados. Esto unido a que también se perdieron algunas de ellas, siendo más sensible la investigación a la pérdida de una muestra, puesto que empezar de nuevo la investigación sobre una de ellas perdida, podía dar al traste con varios días de trabajo.



Las características del procedimiento fueron muy similares a las tomadas para interior:

- No se debía poner el cronómetro en marcha hasta que la boca completa estuviera bajo tierra, evitando falsear las cifras con la apreciación subjetiva del emboquille del barreno, el cual depende mucho más (por no decir totalmente) del estado del banco en el punto de replanteo y de la pericia del maquinista.
- En caso de tener que repetirse el emboquille o decrecer el empuje, no se restablecía la marcha del cronómetro hasta que el mando de empuje se situaba en posición automática (presión de empuje constante igual a la regulada en el mando al efecto) ya que mientras que se realice avance manual, no se equilibran los parámetros de perforación, siendo engañoso cualquier resultado y suele ocurrir en maniobras de limpieza del tiro o de paso de fallas.
- El carro de perforación no tiene sistema antiarranque, por lo que no es necesario tomar ninguna consideración en este sentido.
- Se prohibió totalmente realizar movimientos de corrección de dirección de perforación durante los ensayos, para evitar introducir desgastes asimétricos por pandeo de la barrena.
- Todos los ensayos se realizaron en relevo diurno.
- Todos los ensayos se realizaron en perforaciones útiles.
- Durante el ensayo se mantuvieron constantes siempre las válvulas reguladoras de empuje y rotación. La fijación es electrónica.

Para recoger la información de cada ensayo realizado, se rellenó un formulario de toma de datos donde similar al empleado en los ensayos del apartado 4.1.

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



- Nº voladura: esta casilla está en blanco, porque los ensayos requirieron de varias voladuras sucesivas. El primer grupo de ensayos abarca 30 barrenos consecutivos, que en la práctica suponen más de 40 (por los desechados por variaciones en las condiciones de perforación) Además la falta de tiempo material obligaba muchos días a suspender la investigación, guardando la muestra para retomarla dos o tres días después.
- Fecha: en blanco por las mismas consideraciones del apartado anterior.
- Nombre del perforista.
- Terreno: dentro de los tipos de la descripción práctica.
- Barrenos: como ya hemos dicho, todos sirven.
- Cambios de dureza: se eligen barrenos en zonas homogéneas, pero el registro debe indicar esta circunstancia en caso de apreciarse a pesar de todo.
- Presión de avance: la mantenemos constante con la regulación electrónica. Se programó un rango de 65-70 bar (más baja que la presión de avance tomada con jumbos que ascendía a 80 bar) Esta regulación no fue alterada de los valores recomendados por el fabricante.
- Presión de rotación: Se programó a 60 bar, que es el tarado que recomendó el fabricante.
- Presión de percusión: Entre 80 y 120, muy similares a las desarrolladas por los martillos del capítulo 6.
- Cinco tiempos cronometrados correspondientes a cinco barrenos consecutivos, de ensayo con cada muestra.



Hemos de mencionar un factor muy importante. La operación de cambio de barrenas es semiautomática en este tipo de carros de perforación. Salvo atasco o caída de la barrena, el tiempo empleado en la misma es siempre el mismo. En estos ensayos de cielo abierto, como realmente lo que buscamos es una magnitud comparativa entre muestras (no valores absolutos) se incluyó en el tiempo de perforación, ya que el detener y arrancar el cronómetro durante la operación de cambio, introduciría nuevos errores sistemáticos con cada cambio de barrenas. Por lo tanto el crono no se detuvo desde que se finalizaba el emboquille del tiro, hasta su finalización. Cada tiro de 13 m supone el uso de 4 barrenas, por lo que se sucede la operación de colocación y enroscado de varilla tres veces durante la perforación de cada barreno.

Sobre los cinco tiempos consignados en cada ensayo se calcula la media aritmética de los cinco, extrayendo en el mismo momento del ensayo un primer dato de aproximación a resultados. Esta media también constaba en el registro, por si se observaba alguna anomalía, que obligara a repetir el ensayo en las mismas circunstancias, antes de que estas se perdieran.

4.2.6.- Ensayos.

La perforación en la mina se inició el 05 de Marzo de 2008. La serie de ensayos se realizó a partir del 26 de Mayo de 2008. Se sometieron diversas muestras a los ensayos sobre bocas nuevas, combinados con series secundarias (bocas usadas con duración controlada) al igual que se hizo con las bocas de interior. En caso de realizarse series secundarias, también se consignó la vida en metros de la boca testada. Todas las medidas de tiempo están en segundos.

En este apartado sólo recogemos el trabajo de campo. Más adelante se aplicará el procedimiento de optimización diseñado para las bocas de 51 mm.

A continuación se reproducen los resultados de los primeros ensayos, en el formato que se registraron en su momento.



4.2.6.1.- Ensayo Cielo Abierto-1

ENSAYO-1 Cielo Abierto						
Voladura						
Perforisa:	Fran					
Fecha:	Mayo-varios					
Longitud Barreno (m)	13,5					
Inclinación (°)	73					
Presión avance (bar):	65-70					
Presión rotación (bar):	60					
Presión percusión (bar):	80-120					
Muestra:	Tiempos medidos (s) en barrenos perforados consecutivamente:					
Denominación	T-1	T-2	T-3	T-4	T-1	Media
B10BR-1	740	783	712	689	705	725,8
B9BR-DC-1	801	790	697	772	823	776,6
SD11BR-1	762	795	810	770	714	770,2
A12BR-1	660	654	751	730	678	694,6
A12BR-DC-1	803	810	778	793	823	801,4
R9BR	645	763	710	698	712	705,6

Terreno: Skarn fresco

Se realizó con bocas nuevas. Se recogieron una serie de anotaciones sobre los desgastes observados en las bocas que reproducimos a continuación:

BOCA	Comentarios
B10BR-1	No hay desgastes apreciables
B9BR-DC-1	Pequeños desgastes en los cantos de la matriz
SD11BR-1	Desgastes en la matriz. Botones bien.
A12BR-1	No hay desgastes apreciables
A12BR-DC-1	No hay desgastes apreciables
R9BR	No hay desgastes apreciables

Tabla 19: Comentarios recogidos sobre las muestras nuevas tras el ensayo 1 de cielo abierto.



4.2.6.2.- Ensayo Cielo Abierto-2

ENSAYO-2 Cielo Abierto						
Voladura						
Perforisa:	Fran					
Fecha:	Mayo-varios					
Longitud Barreno (m)	13,5					
Inclinación (°)	73					
Presión avance (bar):	65-70					
Presión rotación (bar):	60					
Presión percusión (bar):	80-120					
Muestra:	Tiempos medidos (s) en barrenos perforados consecutivamente:					
Denominación	T-5	T-6	T-7	T-8	T-9	Media
B10BR-1	820	888	776	845	902	846,2
B9BR-DC-1	889	960	907	897	1090	948,6
SD11BR-1	933	987	990	1001	907	963,6
A12BR-1	789	912	965	832	845	868,6
A12BR-DC-1	965	876	896	902	880	903,8
R9BR	790	890	812	776	803	814,2

Terreno: Skarn fresco

Este segundo ensayo se hizo sobre muestras con 400 m de perforación acumulada.

Se recogieron una serie de anotaciones sobre los desgastes observados en las bocas que reproducimos a continuación:

BOCA	Comentarios
B10BR-1	Desgaste normal
B9BR-DC-1	Desgaste anómalo. Pérdida 2 botones periféricos
SD11BR-1	Muy gastados botones (próximos a fin vida)
A12BR-1	Desgaste normal
A12BR-DC-1	Muchas imperfecciones en el desgaste, matriz y botones
R9BR	Desgaste normal

Tabla 20: Comentarios recogidos sobre las muestras nuevas tras el ensayo 2 de cielo abierto, en que se recogió el rendimiento de las bocas con 400 m de perforación.



4.2.6.3.- Ensayo Cielo Abierto-3.

BOCA	Vida (m)	T-11	T-12	Media
B10BR-1	675	948	1002	975
B9BR-DC-1	432	1110	1088	1099
SD11BR-1	620	1090	1023	1056,5
A12BR-1	793	980	946	963
A12BR-DC-1	436	948	993	970,5
R9BR	812	992	904	948

Este ensayo consistió en cronometrar dos barrenos en un estado de desgaste de la boca que se preveía pronta su pérdida o retirada de la perforación (plano de desgaste igual o superior a $\frac{1}{2}$ del calibre del botón), consignando los metros y los tiempos para un barreno.

Las mediciones no coinciden exactamente con los dos últimos barrenos de la vida de la boca. Se hicieron varias medidas anotando tiempos y metros cuando los desgastes se apreciaron elevados, de modo que cuando se perdiera la boca se tuvieran al menos dos “tiempos residuales” para consignar en el registro anterior.

4.2.7.- Errores en la toma de datos.

Se tienen dos tipos de errores en el procedimiento de campo. Un tipo son los errores sistemáticos, derivados del método en sí, en cada una de las mediciones. Por otro lado están los posibles errores accidentales, que se han identificado a lo largo del trabajo de campo. Evidentemente, los tipos de error serán idénticos a los ya descritos en el apartado 4.1, con las peculiaridades propias del trabajo con el carro que a continuación se describirán.

4.2.7.1.- Errores sistemáticos.

En cuanto a errores sistemáticos, es decir, aquellos que introducen los propios métodos o instrumentos de medida se tendrán:



- Precisión del calibre digital en la medida de desgastes y calibres iniciales caracterizados para las bocas: 0,01 mm
- Precisión del cronómetro: 0,01 segundos.
- Error medido en apreciación de inicio de barreno (matriz dentro del taladro) 0,5 segundos. Se mantiene el mismo error que se había considerado para el jumbo, aunque aquí el ángulo de visión es mejor, porque pensamos que cualquier otra circunstancia (polvo, molestias producidas por la interacción climatológica, etc) puede hacer perder estos 0,5" de apreciación.

4.2.7.2.- Errores accidentales.

En este apartado se engloban:

- Los reflejos del cronometrador: difíciles de cuantificar al depender del nivel de atención que a veces se ve mermado por el ruido elevado y la falta de concentración por la monotonía de la penetración de la barrena.
- Situaciones de atasco de maniobra dentro del barreno: Aunque el carro de perforación no tiene sistemas antiarranque, como sucedía con la perforación con jumbo, también se producen atascos de maniobra debido a las juntas débiles o a las heterogeneidades del terreno (a veces motivadas por las afecciones sobre le macizo de voladuras anteriores) En estos casos, se detiene el cronómetro cuando el perforista corta el avance por motivo de un atasco y se reanuda la medición cuando el selector de avance se vuelve a fijar en posición automática. El error que se acumula es el de reacción del cronometrador cada vez que se produce esta detención e inicio.
- Variación de los parámetros de perforación: aunque en la sistemática de los ensayos se prohibió la manipulación manual de la regulación de avance y rotación durante el tiempo cronometrado, a veces fue necesario

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



decrecer/aumentar el empuje con la boca dentro del barreno, por el mal estado del terreno (afecciones de voladuras pretéritas). Se han descartado todos aquellos barrenos en que se apreció este error, pero puede haber pasado por alto algún resultado erróneo por falta de atención del cronometrador.

Al igual que se hizo con los ensayos subterráneos, se ha intentado minimizar la influencia de los errores accidentales descartando aquellos ensayos en que se identificó alguno de ellos en magnitud apreciable, especialmente este último.



4.3.- ESTUDIO DEL DESGASTE DE BOTONES.

4.3.1.- Sistemática de la toma de muestras en ensayos de desgaste.

El procedimiento a seguir fue el siguiente. Caracterizada y marcada la muestra nueva, se procedió a realizar barrenos en las mismas condiciones que describimos para la primera parte de la investigación, deteniendo la perforación cada barreno (4,5 m) para realizar mediciones de plano de desgaste con calibre digital. La medición se realizó manual con la boca puesta en la barrena en posición horizontal.

Se ha tomado sólo un decimal en la apreciación del calibre, dada la dificultad a veces de conseguir medir el plano de desgaste en su punto más ancho con mayor precisión.

Consignados los primeros cinco barrenos, se observó que no había variaciones significativas, por lo que se tomaron mediciones cada cinco barrenos y no de uno en uno.

Se analizaron de esta forma dos muestras, B7BR-7 y B7BR-8.

4.3.2.- Resultados.

Los resultados medidos en el terreno se reflejan en la tabla de la página siguiente. Se han consignado para el número de barreno, medición en metros, los planos de desgaste medidos en mm y en la columna “plano” el tanto por uno que representa ese desgaste del calibre del botón.

Algunos fabricantes sugieren que una boca, cuando presenta un plano de desgaste superior al 33% debe ser afilada para devolverle su forma (ya sea hemisférica o parabólica) recuperando así parte del rendimiento en detrimento de su vida. Cuando el plano de desgaste supera el 50% del calibre del botón, la boca debe ser desechada.



En la práctica y en los ensayos realizados en esta investigación, se llevaron las bocas en condiciones de perforar hasta valores del 66%.

Barreno	Metros	Desgastes (mm)			
		B7BR-7	Plano	B7BR-8	Plano
1	4,5	0,00	0,000	0,00	0,000
2	9	0,00	0,000	0,00	0,000
3	13,5	0,00	0,000	0,00	0,000
4	18	0,00	0,000	0,10	0,009
5	22,5	0,76	0,068	0,20	0,018
10	45	2,44	0,220	0,72	0,065
15	67,5	2,95	0,266	1,09	0,098
20	90	3,15	0,284	1,12	0,101
25	112,5	3,42	0,308	2,01	0,181
30	135	3,68	0,332	2,14	0,193
35	157,5	3,92	0,353	2,96	0,267
40	180	4,24	0,382	3,00	0,270
45	202,5	4,34	0,391	3,18	0,286
50	225	4,87	0,439	3,20	0,288
55	247,5	5,04	0,454	3,22	0,290
60	270	5,05	0,455	3,24	0,292
65	292,5	5,16	0,465	3,78	0,341
70	315	5,27	0,475	3,87	0,349
75	337,5	6,17	0,556	3,90	0,351
80	360	6,38	0,575	4,24	0,382
85	382,5	6,41	0,577	4,27	0,385
90	405	6,45	0,581	4,59	0,414
95	427,5	6,53	0,588	4,71	0,424
100	450	6,67	0,601	4,74	0,427
105	472,5	6,88	0,620	5,04	0,454
110	495	7,15	0,644	5,45	0,491
115	517,5	7,36	0,663	5,55	0,500
120	540	7,37	0,664	5,80	0,523

Tabla 21: Resultados de las mediciones de desgaste.



5.- ANÁLISIS DE RESULTADOS.

5.1.- PERFORACIÓN EN AVANCE DE GALERÍAS Y OBRAS LINEALES. EL TÚNEL DE “A MALATA”

5.1.1.- Tratamiento de los datos de campo de la primera serie de ensayos.

Los barrenos cronometrados tomados en grupos de cinco, tal como se reflejan en los registros de los ensayos reproducidos en los apartados precedentes, se ordenaron en tablas para su posterior tratamiento. Ya en origen, si alguno de los barrenos cronometrados estaba sujeto a un error accidental notable, se desechaba y se perforaba un sexto sustitutorio del rechazado. No se apreciaron diferencias de velocidad significativas entre un quinto y un sexto barreno perforados con una muestra nueva.

	CLAVE	FABRICANTE	T1	T2	T3	T4	T5	TOTAL	MEDIA
B7BR	B7BR-1	Boart Longyear	135	145	122	154	142	698	139,6
	B7BR-2		145	140	158	172	120	735	147
	B7BR-3		132	125	150	144	154	705	141
B7BP	B7BP-1		130	128	122	137	139	656	131,2
	B7BP-2		137	135	123	129	140	664	132,8
B6BR	B6BR-1		155	164	170	130	151	770	154
	B6BR-2		164	152	139	154	152	761	152,2
B6BP	B6BP-1		166	179	139	143	164	791	158,2
B9BR	B9BR-1		115	130	134	112	158	649	129,8
	B9BR-2		125	132	120	162	129	668	133,6
B9BP	B9BP-1	125	110	137	140	117	629	125,8	
	B9BP-2	110	142	123	132	133	640	128	
SR8BR	SR8BR	Secoroc	134	148	152	159	131	724	144,8
R9BR	R9BR	Rockmore	132	133	129	142	134	670	134
R8BR	R8BR	Rockmore	162	141	123	119	152	697	139,4
SV9BR	SV9BR	Sandvik	121	117	144	120	132	634	126,8
SV7BR	SV7BR	Sandvik	152	155	142	129	144	722	144,4
M7BR	M7BR	Mitsubishi	155	130	132	123	176	716	143,2

Tabla 22: Resultados primarios (primera serie obtenida del ensayo de cada tipo de muestra partiendo de la boca nueva) ordenado por fabricantes, de la primera serie de ensayos.



El primer tratamiento que se hizo de la información, se realizó en el mismo momento de terminar cada ensayo y es la media aritmética que está representada en los propios registros reproducidos.

El primer valor estudiado fue la relación entre cada uno de los resultados y la media aritmética (para contrastar la validez de la muestra y decidir si algún tiempo debía ser repetido) Como se ha dicho este primer tratamiento se realiza “in situ” durante la toma de datos de los ensayos.

Una vez obtenidos los resultados de muestras nuevas, se decidió que el primer proceso que se debía iniciar es determinar la boca más eficiente (de mayor velocidad de perforación) partiendo del diseño nuevo. A la vista de los resultados, se decidió ordenar estas muestras por rendimiento máximo de penetración, obteniendo la tabla 23.

CLAVE	FABRICANTE	T1	T2	T3	T4	T5	TOTAL	MEDIA
B9BP-1	Boart Longyear	125	110	137	140	117	629	125,8
SV9BR	Sandvik	121	117	144	120	132	634	126,8
B9BP-2		110	142	123	132	133	640	128
B9BR-1	Boart Longyear	115	130	134	112	158	649	129,8
B7BP-1	Boart Longyear	130	128	122	137	139	656	131,2
B7BP-2		137	135	123	129	140	664	132,8
B9BR-2		125	132	120	162	129	668	133,6
R9BR	Rockmore	132	133	129	142	134	670	134
R8BR	Rockmore	162	141	123	119	152	697	139,4
B7BR-1	Boart Longyear	135	145	122	154	142	698	139,6
B7BR-3		132	125	150	144	154	705	141
M7BR	Mitsubishi	155	130	132	123	176	716	143,2
SV7BR	Sandvik	152	155	142	129	144	722	144,4
SR8BR	Secoroc	134	148	152	159	131	724	144,8
B7BR-2		145	140	158	172	120	735	147
B6BR-2		164	152	139	154	152	761	152,2
B6BR-1	Boart Longyear	155	164	170	130	151	770	154
B6BP-1	Boart Longyear	166	179	139	143	164	791	158,2

Tabla 23: Resultados de la primera serie de resultados primarios ordenados por velocidades medias de penetración (relación inversa del tiempo medio invertido por barreno)



A la vista de los resultados, ya se pudieron extraer varias conclusiones. La más importante de todas es que el diseño de 6 botones de gran calibre facilitado por Boart Longyear con canal de barrido central, el caracterizado como B6BR y B6BP, concebido para terrenos duros y muy abrasivos, era inadecuado para nuestro macizo, tanto en diseño de botón hemisférico como parabólico, ya que nos supone incrementos en tiempo de perforación inicial (partiendo de muestras nuevas) de:

- B6BR-2: 26,4 segundos (descenso de rendimiento del 20,99%)
- B6BR-1: 28,2 segundos (descenso de rendimiento del 22,42%)
- B6BP-1: 32,4 segundos (descenso de rendimiento del 25,76%)

Son resultados que, independientemente de su durabilidad, están penalizando la perforación un 20-25% desde el primer momento de inicio de obra. Por lo tanto, de esta primera fase de procesamiento de la información se deduce que estas muestras deben ser retiradas de los ensayos de campo al final de la primera fase. No tenía mucho sentido continuar invirtiendo los recursos de la investigación en estudiar unas muestras que de partida eran menos eficientes que todas las demás.

Otra conclusión que se extrae de este primer tratamiento es que las cuatro muestras de botón parabólico se encuentran entre los seis mejores resultados del test. Por lo que se puede determinar la bonanza del botón parabólico en su rendimiento inicial, en cuanto a diseño. Como ya se dijo en la presentación de las muestras, los diseños parabólicos son más rápidos pero menos durables, de ahí que se recibieran estos primeros resultados con cautela.

Desechadas del estudio las muestras de diseño de 6 botones, se ha considerado el resto como válidas para acometer la perforación del macizo. Se está haciendo con esta selección una primera aproximación técnica.

A continuación, se ordenan todos los resultados de ensayos secundarios. Se han considerado secundarios, aquellos ensayos que no parten de la muestra nueva, sino de una muestra a la que ya le hemos hecho metros de perforación. Para tener



datos comparables de los rendimientos, se eligió una cantidad de metros de perforación que no conllevaran la destrucción de la boca, pero que permitieran medir rendimientos con desgastes apreciables. La experiencia arrojó cifras de destrucción o fallo de bocas por encima de los 500 m, por lo que para asegurar la supervivencia de las muestras se optó por realizar los ensayos en un entorno de 400 m.

Se ordenaron las muestras remanentes, entre las que estaban todos los diseños restantes, excluidas las del diseño de 6 botones eliminado, por orden de mejor a peor tiempo, con la cantidad de metros de perforación elegida (400, unos 90 barrenos, que en terrenos duros hubiera supuesto ya la destrucción de la boca, pero en este macizo todavía se mantenían todas en condiciones de perforar).

CLAVE	FABRICANTE	m	T6	T7	T8	T9	T10	TOTAL	MEDIA
SV9BR	Sandvik	400	162	141	139	147	148	737	147,4
B7BR-3	Boart Longyear	400	144	153	142	142	157	738	147,6
B7BP-2	Boart Longyear	400	147	147	143	141	170	748	149,6
B9BR-2	Boart Longyear	400	148	152	161	155	139	755	151
B9BP-2	Boart Longyear	400	159	152	155	147	150	763	152,6
SV7BR	Sandvik	400	152	157	150	149	162	770	154
M7BR	Mitsubishi	400	148	155	152	164	159	778	155,6
R9BR	Rockmore	400	150	152	159	162	157	780	156
R8BR	Rockmore	400	162	167	143	160	155	787	157,4
SR8BR	Secoroc	400	164	170	158	161	154	807	161,4

Tabla 24: Resultados de las muestras tras el primer corte de viabilidad técnica, para 400 m de perforación.

De un primer vistazo se ve que los tiempos más rápidos se han elevado de 126,8 a 147,4 para la boca SV9BR, que es la que demostró mejor rendimiento, tal como se muestra en esta segunda tabla. Es decir, 400 m de perforación han motivado un descenso de la velocidad de penetración de la boca del 16,25%.

Es importante también corroborar el acierto de haber desechado el descarte de las muestras de seis botones. Se ve claramente que con 400 m de perforación, aún hay cuatro diseños, tres de ellos del mismo fabricante, capaces de perforar más rápido que la boca nueva de 6 botones, luego carece de toda justificación el intento de uso de diseños de 6 botones en nuestro macizo.



También se ve en los resultados de perforación con 400 m que las bocas de mayor número de botones (8 Y 9) se descuelgan algo en rendimiento frente a las de 7 botones, que generalmente al estar dotadas de un barrido de mayor caudal por taladro, con huecos mayores para la extracción lateral del ripio y, sobretodo, mayores calibres de botón, consiguen no solo una mayor durabilidad en terrenos medios-duros (que no es nuestro caso en que la tendencia del macizo se decanta más hacia caracterizaciones blandas) sino también un mayor rendimiento en condiciones de desgaste sensible.

Las bocas de perforación tienen un comportamiento de pérdida de rendimiento que se ajusta a una función no determinada. Pero es evidente que cuando sufren un desgaste excesivo, la aceleración de pérdida de rendimiento aumenta, es decir, cada metro de perforación hace descender la velocidad de penetración con una curva de mayor pendiente. Se considera parte importante del estudio controlar cómo aumenta la pendiente de esta curva rendimiento/m. perforación. Para ello se decidió intentar observar muy bien el final de la boca y conseguir medir su rendimiento al final de la vida de la misma.

CLAVE	FABRICANTE	m	T11	T12	Total	Media
B7BR-3	Boart Longyear	712,8	172	169	341	170,5
B9BR-2	Boart Longyear	550	166	178	344	172
R9BR	Rockmore	545,6	184	165	349	174,5
M7BR	Mitsubishi	748	172	177	349	174,5
SV7BR	Sandvik	743,6	169	181	350	175
R8BR	Rockmore	572	176	177	353	176,5
B7BP-2	Boart Longyear	616	185	170	355	177,5
SV9BR	Sandvik	686,4	176	180	356	178
B9BP-2	Boart Longyear	550	177	193	370	185
SR8BR	Secoroc	448,8	201	188	389	194,5

Tabla 25: Resultados de las muestras conseguidos a la muerte de la boca.

De todas estas muestras controladas, que sobrevivieron a las dos primeras fases, se consignaron los dos mejores tiempos de la vida final de la boca. Ésta se consideraba cuando se perdía o descalzaba algún botón, o bien los planos de desgaste eran tan grandes (0,5 veces el diámetro del botón) que acuñaban la matriz



de la boca contra el terreno, haciendo difícil la perforación con el descenso de rendimiento siguiente reflejado en la tabla 25.

Como reflejan los tiempos consignados, el diseño SR8BR demostró un comportamiento globalmente bastante bajo en todos los barrenos efectuados con un cierto nivel de desgaste. Es decir, mayor número de botones, pero de menor calibre hace caer más el rendimiento con los metros de perforación. Aquí, la boca SV7BR desciende posiciones, pero sigue realizando buenos tiempos. También se quisiera señalar que en bocas desgastadas a muerte, los rendimientos de aquellas que parecen tener mejor comportamiento técnico, tienden a igualarse, como se podrá concluir de la observancia de los resultados que se han expuesto.

Para establecer realmente una curva rendimientos-desgaste, hubiera sido necesario controlar las muestras identificadas en series de cinco barrenos, calcular las medias de la forma que lo hemos hecho, y controlar los 100 ó más barrenos capaz de realizar cada boca, representando después gráficamente los resultados medios cada cinco barrenos (ya que uno a uno daría unas incómodas oscilaciones que nos imposibilitaría el trabajo con la curva) obteniendo así un curva de rendimientos frente a metros de perforación.

En las condiciones de ejecución del túnel, este trabajo exhaustivo no ha sido posible en ningún momento por falta de recursos y operatividad. Por lo que la corrección gráfica de los resultados obtenidos no es posible en esta investigación. De cualquier forma sí se puede, con los tres hitos que hemos marcado (22,5 m perforación, 400 m de perforación, muerte de la boca) realizar una aproximación lineal de dos segmentos por boca, que da una idea comparativa de todos los diseños y cómo van variando su posición.

En el gráfico resultante de esta comparación, representado en la figura siguiente, se puede apreciar de un solo vistazo las diferentes conclusiones que se han ido esbozando a lo largo de los comentarios hechos sobre las tablas de datos recogidas durante el trabajo de campo.

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



Se han suavizado las líneas de tendencia con curvas de radio de curvatura constante, para obtener una aproximación gráfica más realista, ya que nada hace pensar que el comportamiento de desgaste sea lineal y el punto de 400 m de referencia de perforación ha sido fijado de acuerdo al razonamiento expuesto de forma arbitraria, basada en la garantía de poder finalizar los ensayos sin perder muestras, pero nada dice que sea realmente el punto de inflexión de las curvas de desgaste.

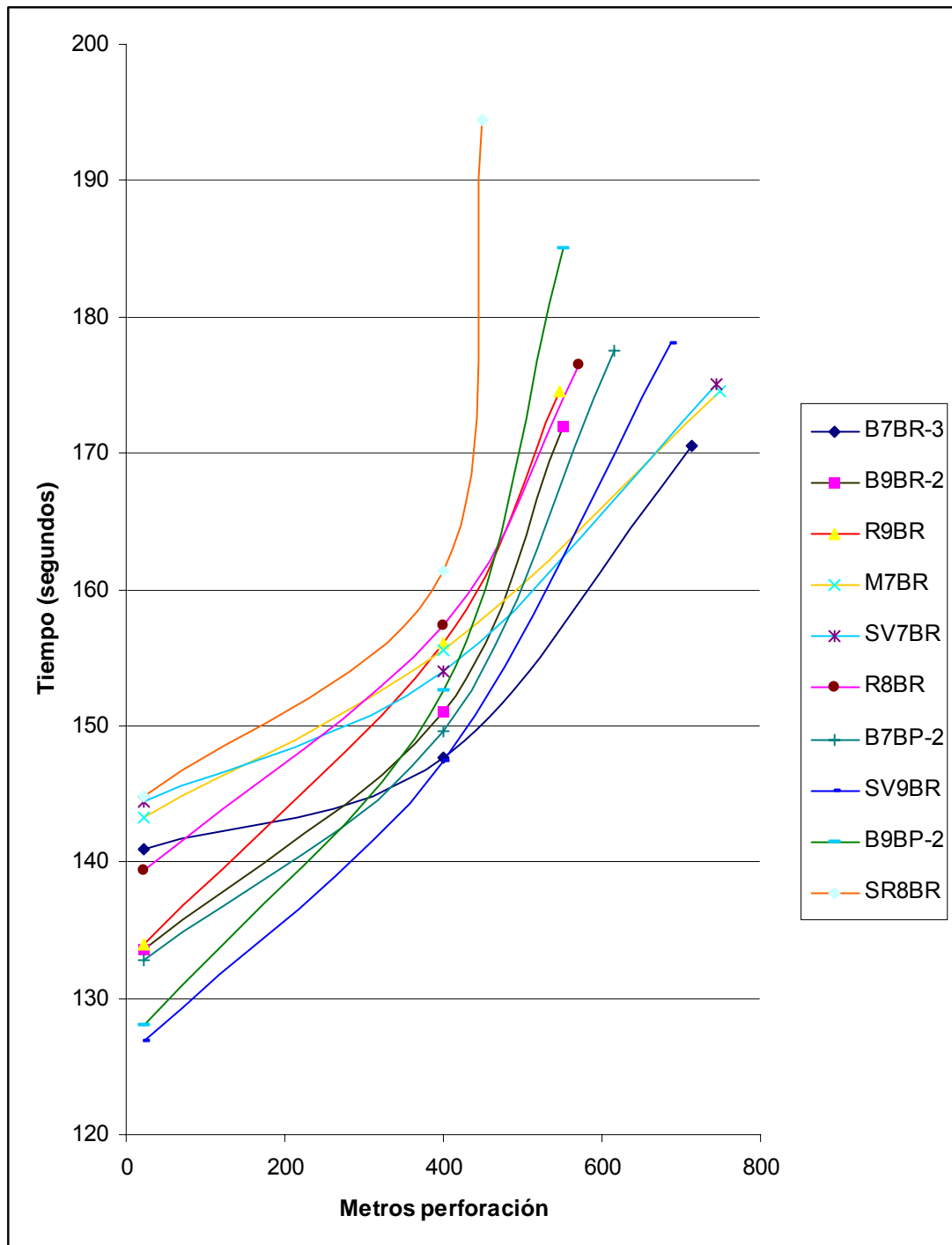


Gráfico 10: Resumen de rendimientos frente a metros de perforación de la boca.



5.1.2.- Conclusiones de la primera serie de ensayos.

La primera de todas ya se ha adelantado y es el desechar el diseño de 6 botones de Boart Longyear, como ya se preveía cuando se presentaron las muestras por ser un diseño exclusivo para terrenos duros y abrasivos, siendo una boca lenta en origen.

Desechadas estas tres muestras, el resto de las sometidas a ensayo culminaron las pruebas hasta la muerte efectiva de cada una de las bocas.

En el gráfico resumen de rendimientos se pueden observar las tendencias de desgaste. Serán más eficientes en su conjunto aquellas curvas que manteniéndose por debajo del haz de curvas, o lo más bajas posible a lo largo de su vida útil, tengan el final lo más desplazado a la derecha posible y con una curva de menor pendiente. Las curvas que tengan menor variación de pendiente son las más estables.

Así, la muestra más fiable, que menor riesgo de variación de rendimiento entraña es claramente la B7BR-3, que se desmarca claramente de la tendencia general de pérdida de rendimiento. Tienen un final más dilatado y eficiente las dos muestras de Sandvik, SV7BR y SV9BR, las cuales recordemos en la descripción de las muestras que tenían botones de mayor calibre. La otra boca que destaca es la Mitsubishi, también de botón más grande, M7BR.

Se ve que las bocas más rápidas en el inicio no son las que terminan su vida con menor pendiente y es la SV9BR, de las más rápidas, la que mejor final alcanza. B7BP-2 se mantiene en muy buenos resultados y es al final de su vida donde sufre mayor detrimento.

Se debe dar mayor valor a los datos tomados al inicio del test y en el punto 400 m, que es un nivel de desgaste que han podido alcanzar todas las bocas en buenas condiciones, mientras que el final de la vida de las mismas, especialmente el barreno en que se retira del servicio, tiene una alta componente de apreciación subjetiva y los tiempos tomados son los dos mejores de varios intentos, por lo que



las curvas que hemos representado se desvirtúan ligeramente al final. Además, dependiendo del número de barrenos de recorte, del estado de los contornos, etc. se pueden perder o desgastar en exceso las bases de los botones en la matriz desvirtuando los resultados, por lo que se considera que la investigación adoleció de datos controlados suficientes para arrojar conclusiones definitivas en la fase final de la vida.

5.1.3.- Optimización técnica.

Se tienen unas conclusiones obtenidas de los resultados, pero es necesario poder cuantificar esta eficiencia con algún valor que permita ordenar las muestras por su eficiencia técnica y así determinar cual es el diseño óptimo.

A la hora de realizar la elección del diseño óptimo, como se ha considerado más fiables los 400 primeros metros de perforación de cada muestra, se va a aproximar linealmente el decrecimiento de rendimiento en este tramo, ya que se tienen datos controlados del principio y del final de este periodo y con dos ensayos puntuales, solo se puede definir una recta.

CLAVE	FABRICANTE	T1	T2	Media
SV9BR	Sandvik	126,8	147,4	137,1
B9BP-2	Boart Longyear	128	152,6	140,3
B7BP-2	Boart Longyear	132,8	149,6	141,2
B9BR-2	Boart Longyear	133,6	151	142,3
B7BR-3	Boart Longyear	141	147,6	144,3
R9BR	Rockmore	134	156	145
R8BR	Rockmore	139,4	157,4	148,4
SV7BR	Sandvik	144,4	154	149,2
M7BR	Mitsubishi	143,2	155,6	149,4
SR8BR	Secoroc	144,8	161,4	153,1

Tabla 26: Muestras ordenadas por la media aritmética más eficiente

Se ve que las muestras SV7BR y M7BR muy favorecidas por el tratamiento gráfico del apartado de conclusiones, están entre las 3 peores de los ensayos si tenemos en cuenta sólo los primeros 400 m que son los realmente controlados. Por lo tanto, el enfoque gráfico del apartado anterior, aunque da mucha información, ha de ser tomado con cautela.



Estas dos muestras son ejemplo de muestras con rendimiento muy bueno al final de su vida, en el tramo que el trabajo de campo no ha permitido controlar. No sería exacto ni justo desechar muestras basándose solo en el rendimiento controlado sin tener en cuenta la duración.

Por todo ello, se ha decidido tener en cuenta los datos de forma combinada. Hasta los 400 primeros metros de perforación controlada, se hará fiable el rendimiento calculado. Se consignará además los metros de duración de la boca estimados, aunque con menor peso en el estudio final, dado que para poder afirmar realmente cual es la duración de la boca, se debería ser capaz de controlar el final de la vida de las muestras correctamente, y contar con varias muestras para hallar medias representativas. Se ha de pensar que muchas muestras que iniciaron su estudio controlado y de duración, no llegaron a los 400 m de vida o se perdieron por diversos motivos antes de poder determinar su vida y medir tiempos. Aunque los recursos destinados a esta investigación han sido mayores y mejores que los que pueda aportar cualquier laboratorio, se necesitaría contar con una mina subterránea o túnel a entera disposición durante semanas para poder hacer metros suficientes a un número representativo de estas muestras, con el que poder determinar el comportamiento final con la fiabilidad que se ha representado el comportamiento controlado de los 400 primeros metros.

Por lo tanto, a la vista de resultados, el orden de boca más óptima técnicamente a boca peor sería el de la tabla anterior, SV9BR, B9BP-2, B7BP-2 y B9BR-2.

5.1.4.- Parámetros de optimización económica.

Una vez establecido un criterio de optimización técnica, se ha de añadir la variable económica. Se realizará la elección de los diseños más apropiados para proseguir el estudio, basado en los criterios expuestos. La decisión última se basará en criterios económicos.



5.1.4.1.- Producto controlado.

Si se enfrentan las velocidades de penetración que son capaces de desarrollar cada una de las muestras, con su precio, a profundidad de barreno constante será tanto más eficiente en el compromiso técnico-económico, aquella muestra que presente un menor producto de su precio por el tiempo medio calculado (inverso de la velocidad a longitud constante) Los tiempos considerados son los que definen la recta controlada del apartado anterior (la definen dos puntos: tiempo de barreno con boca nueva y tiempo de barreno a los 400 m)

Se han ordenado las muestras de acuerdo a ese producto, que se ha decidido llamar “**Producto controlado**” haciendo referencia a su carácter más preciso que el de otros parámetros que se determinarán más adelante. Es un parámetro de comparación, no puede ser tenido como valor absoluto de ninguna magnitud.

CLAVE	FABRICANTE	T1	T2	Media	Pre (€)	V (m/s)	T-400 (s)	Producto
B9BP-2	Boart Longyear	128	152,6	140,3	44	0,0321	12471,11	6173,2
B7BP-2	Boart Longyear	132,8	149,6	141,2	44	0,0319	12551,11	6212,8
B9BR-2	Boart Longyear	133,6	151	142,3	44	0,0316	12648,89	6261,2
B7BR-3	Boart Longyear	141	147,6	144,3	44	0,0312	12826,67	6349,2
R9BR	Rockmore	134	156	145	55	0,0310	12888,89	7975
SV9BR	Sandvik	126,8	147,4	137,1	59	0,0328	12186,67	8088,9
R8BR	Rockmore	139,4	157,4	148,4	55	0,0303	13191,11	8162
SR8BR	Secoroc	144,8	161,4	153,1	54	0,0294	13608,89	8267,4
SV7BR	Sandvik	144,4	154	149,2	57	0,0302	13262,22	8504,4
M7BR	Mitsubishi	143,2	155,6	149,4	72	0,0301	13280,00	10756,8

Tabla 27: Muestras ordenadas por ratio precio / velocidad (producto controlado), representado como el producto del tiempo de una longitud constante (1 barreno) medio calculado por el precio de la boca.

El bajo coste de los diseños presentados por Boart Longyear en proporción a los precios de mercado del año 2006 en que se realizó esta primera fase de test, decantan la balanza hacia los diseños de Boart, tanto en siete como en nueve botones y con botones tanto hemisféricos como parabólicos.



5.1.4.2.- Cociente combinado.

Sin perder de vista el factor de la durabilidad, ahora se combinarán estos datos del precio del rendimiento frente a la duración en metros de las muestras testadas. Si el valor de comparación es el producto de las columnas mencionadas, para 400 m, la comparación entre magnitudes para conseguir un factor que permita ordenar las bocas será el siguiente: Si una boca de producto 6.000 permite realizar 600 m de perforación y una de producto 8.000, 800 m, evidentemente son bocas de eficiencia económica similar. Por lo tanto se dividirá el producto por los metros de perforación obteniendo otro parámetro que se ha decidido denominar “**Cociente combinado**”. Los resultados se consignan en la tabla 28 ordenando las bocas por el valor del parámetro deducido (CC).

Como se ve, la obtención de estos dos parámetros se reduce a fijar variables y liberar la variabilidad de otras.

CLAVE	FABRICANTE	T1	T2	Media	Pre (€)	Producto	Dur (m)	C.C.
B7BR-3	Boart Longyear	141	147,6	144,3	44	6349,20	712,8	8,91
B7BP-2	Boart Longyear	132,8	149,6	141,2	44	6212,80	616	10,09
B9BP-2	Boart Longyear	128	152,6	140,3	44	6173,20	550	11,22
B9BR-2	Boart Longyear	133,6	151	142,3	44	6261,20	550	11,38
SV7BR	Sandvik	144,4	154	149,2	57	8504,40	743,6	11,44
SV9BR	Sandvik	126,8	147,4	137,1	59	8088,90	686,4	11,78
R8BR	Rockmore	139,4	157,4	148,4	55	8162,00	572	14,27
M7BR	Mitsubishi	143,2	155,6	149,4	72	10756,80	748	14,38
R9BR	Rockmore	134	156	145	55	7975,00	545,6	14,62
SR8BR	Secoroc	144,8	161,4	153,1	54	8267,40	448,8	18,42

Tabla 28: Contraste entre muestras introduciendo el factor duración en la última celda

Este factor no debe pesar más que los anteriores por las circunstancias que ya se explicaron anteriormente. La determinación de estos dos parámetros arroja dos métodos diferentes. El “producto controlado” es más preciso, pero emplea menos variables. El “cociente combinado” es más completo, pero en esta investigación, presentará mayor incertidumbre.



5.1.5.- Resultados de la optimización económica.

La combinación de ambos parámetros sirve para corroborar la elección de los diseños de Boart Longyear como los más óptimos económicamente, incluso teniendo en cuenta la durabilidad de las bocas y no sólo su rendimiento.

La determinación del “cociente combinado” permite determinar que las bocas de 7 botones, tanto en botón redondo como parabólico, son más eficientes para nuestro macizo homogéneo.

5.1.6.- Tratamiento de los datos de campo de la segunda de ensayos.

Una vez determinado que son los diseños de Boart Longyear los que presentan una mejor relación rendimiento-durabilidad/precio, se decide seguir dedicando los recursos destinados a la investigación del equipo de ejecución de túnel al capítulo de la perforación, dando un nuevo paso en la búsqueda del diseño óptimo de boca. Por lo tanto se diseñó una nueva serie de ensayos similares para bocas de Boart Longyear.

Al igual que en los primeros ensayos, en los que se determinó los diseños que debían continuar siendo objeto de la investigación en base a criterios técnico-económicos, se realizaron con estas muestras barrenos cronometrados tomados en grupos de cinco, hallando la media aritmética de los tiempos obtenidos. Si alguno de los barrenos cronometrados estaba sujeto a un error accidental notable se desechaba y se perforaba un sexto, contabilizándolo en la posición restante. Como ya mencionamos, al no ser el terreno excesivamente abrasivo, no hay significación entre la diferencia de velocidad de un quinto y un sexto barreno perforado con una muestra nueva.

En la tabla 29 se recogen los resultados para las muestras de Boart Longyear que fueron objeto de estudio en esta segunda serie:



CLAVE	T1	T2	T3	T4	T5	TOTAL	MEDIA
B7BR-4	125	130	120	118	134	627	125,4
B7BR-5	124	130	141	133	132	660	132
B7BR-6	120	128	133	130	118	629	125,8
B7BP-3	145	114	119	112	123	613	122,6
B7BP-4	117	123	110	127	138	615	123
B6BR-4	142	144	156	159	148	749	149,8
B9BR-3	112	123	108	120	126	589	117,8
B9BR-4	114	99	125	115	128	581	116,2
B9BP-3	133	118	117	104	95	567	113,4
B9BP-4	110	120	121	109	128	588	117,6

Tabla 29 : Datos recogidos para las diferentes muestras de la segunda serie de ensayos.

Se ordenaron los resultados de la media como se hizo en la primera serie. Los resultados de las bocas de esta nueva etapa arrojan muchos mejores resultados en cuanto a velocidad de penetración. Estos ensayos se sucedieron a partir de febrero de 2007 y hemos de hacer notar que los frentes de estudio mostraban un mayor grado de alteración, dando no pocos problemas de ejecución al túnel, pero conformando también un macizo más blando, con menor resistencia a compresión (aunque no menor abrasividad) con lo que se consiguieron resultados más rápidos, pero no decrecieron los desgastes. Este tipo de terreno se mantuvo hasta el final del túnel, en que están consignados algunos de los resultados aquí manejados.

Ordenando los resultados:

CLAVE	T1	T2	T3	T4	T5	TOTAL	MEDIA
B9BP-3	133	118	117	104	95	567	113,4
B9BR-4	114	99	125	115	128	581	116,2
B9BP-4	110	120	121	109	128	588	117,6
B9BR-3	112	123	108	120	126	589	117,8
B7BP-3	145	114	119	112	123	613	122,6
B7BP-4	117	123	110	127	138	615	123
B7BR-4	125	130	120	118	134	627	125,4
B7BR-6	120	128	133	130	118	629	125,8
B7BR-5	124	130	141	133	132	660	132
B6BR-4	142	144	156	159	148	749	149,8

Tabla 30: Datos ordenados por rendimiento en los primeros cinco barrenos para las diferentes muestras de la segunda serie de ensayos.



Al igual que en el tratamiento de la investigación sobre la primera serie de ensayos, se prosiguieron realizando perforaciones controladas con las muestras identificadas, consiguiendo otra serie de tiempos cronometrados al final de la vida de la boca, estirando el trabajo de la muestra lo más posible, seleccionando los dos mejores tiempos de los últimos barrenos de la vida de la boca para hallar una media estimativa del rendimiento residual.

En la tabla siguiente se han ordenado ya estos tiempos de las muestras que se han conseguido controlar hasta el final. Es importante reseñar que hay dos de ellas, concretamente la B9BR-2 y la B9BP-3, que en esta parte pudieron ser testadas con mayor detenimiento, consiguiendo cinco tiempos cronometrados del final de la vida de la boca. Del resto de muestras, sólo se tomaron los resultados iniciales y los dos resultados del final de la vida, como se hizo con el primer test. Hay que señalar que en esta segunda fase de la investigación, la operación impidió tomar los tiempos a los 400 m y dado que en esta segunda parte de la investigación se buscaba controlar el desgaste, nos pareció más interesante no desechar las muestras y mantener las muestras controladas hasta el final de la vida de la boca.

CLAVE	T6	T7	T8	T9	T10	Total	MED	m	T11	T12	Total	Media
B9BR-3	168	164	155	149	170	806	161,2	673,5			0	161,2
B7BR-6						0	0	856	174	155	329	164,5
B9BP-3	168	179	174	168	182	871	174,2	673,5			0	174,2
B9BR-4						0	0	566	172	189	361	180,5
B7BP-4						0	0	550	198	170	368	184
B9BP-4						0	0	566	187	192	379	189,5

Tabla 31: Datos obtenidos sobre el final de la vida útil de las bocas.

Dado que las condiciones del macizo han cambiado, se ve que los resultados finales también cambian, aunque la durabilidad de las bocas sigue fluctuando en rangos amplios y similares a los del primer test. Ha de recordarse que ya se mencionó la circunstancia de que el final de la vida es muy subjetivo y puede variar hasta 40 m en función de la facilidad de perforación del frente. Una boca cuñada, en un frente bien saneado, de terreno blando y sin grandes dificultades, puede realizar una voladura completa sin necesitar de ser sustituida.

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



Al igual que se hizo en la primera parte de la investigación, se van a confeccionar unas aproximaciones gráficas del rendimiento consignado para estas muestras. Aquí, la representación gráfica será menos fiable, ya que el punto controlado a los 400 m no fue posible de introducir en la curva, por lo que sólo podremos plantear rectas y con un final tan voluble como hemos comentado. Se representarán los datos de las muestras para la distancia común de 22,5 m de perforación y con un extremo final variable en función de cada una, representado por su tiempo medio en la distancia a que hayan sido capaces de conseguirlo.

Al igual que se hizo con el gráfico de la primera parte de la investigación, la observación comparativa de las diferentes rectas del ábaco que se ha generado, permitirá calificar de más eficientes, aquellas que se mantengan lo más desplazadas hacia el eje de accisas posible y que se prolongue lo más posible. Pero primando siempre su posición relativa a lo largo del eje "Y" frente a la longitud de la recta, que como hemos dicho está sujeta a errores accidentales de tipo subjetivo difíciles de cuantificar.

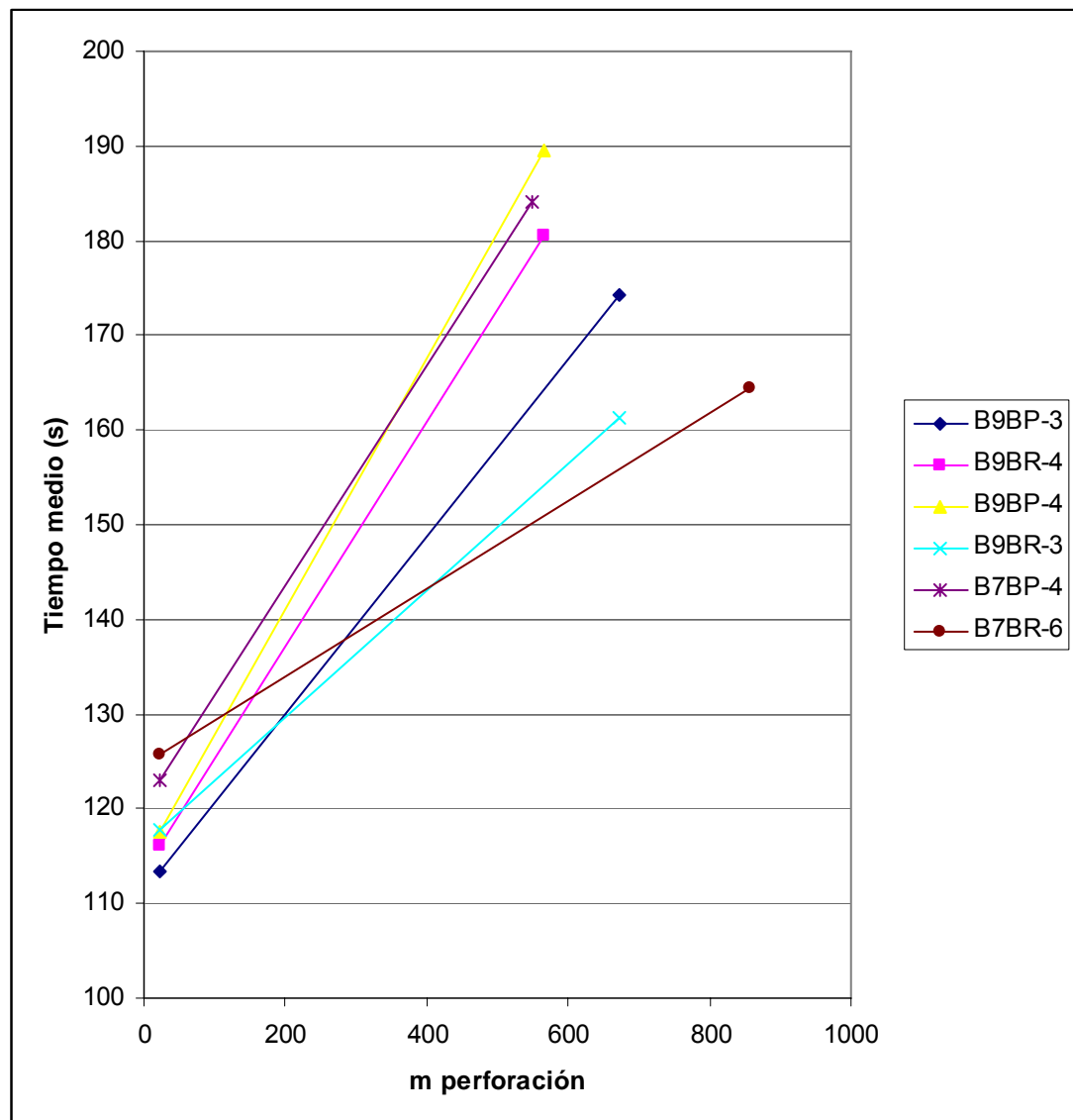


Gráfico 11: Gráfico resumen de rendimientos frente a metros de perforación de la boca

Vemos que la boca que parece tener una pendiente muy estable es la B7BR-6, que es la única boca de 7 botones redondos que se pudo controlar en esta segunda parte del test. A priori, es una boca mixta que aunque es la más lenta en el rendimiento inicial, su mayor calibre de botones y barrido de canales anchos le confiere una durabilidad que no han sido capaces de superar las otras de botón balístico o mayor número de botones.



La otra boca de 7 botones pero con diseño parabólico (B7BP-4) se muestra como la menos eficiente de todas, secundada en su mal resultado por la B9BP-4. La muestra B9BR-4 de mayor número de botones, aunque redondos, es la siguiente en presentar malos resultados. Es siempre más rápida y consigue mayor durabilidad B9BP-3.

5.1.7.- Conclusiones sobre la elección del diseño en la segunda serie de ensayos.

Calculando la media entre ambos tiempos, dividida por la duración de cada una de las bocas (que no es sino la pendiente de las curvas aproximadas del apartado anterior) se puede extraer una valoración cuantitativa comparativa.

	Ti	Tf	Metros	Pdte
B9BP-3	113,4	174,2	673,5	9%
B9BR-4	116,2	180,5	566	11%
B9BP-4	117,6	189,5	566	13%
B9BR-3	117,8	161,2	673,5	6%
B7BP-4	123	184	550	11%
B7BR-6	125,8	164,5	856	5%

Tabla 32: Pendientes de las curvas lineales velocidad de penetración - duración de la boca.

Ordenando los datos calculados:

	Ti	Tf	Metros	Pdte
B7BR-6	125,8	164,5	856	5%
B9BR-3	117,8	161,2	673,5	6%
B9BP-3	113,4	174,2	673,5	9%
B7BP-4	123	184	550	11%
B9BR-4	116,2	180,5	566	11%
B9BP-4	117,6	189,5	566	13%

Tabla 33: Muestras ordenadas por pendiente calculada.

Lo cual justifica cuantitativamente las apreciaciones gráficas. Se ve que los mejores resultados los cosecharon las bocas de botón redondo, tanto la de 7 botones como la de 9 botones. Definitivamente, el botón parabólico, aunque más



rápido en los primeros barrenos, cuando sufre desgaste no es capaz de superar al botón redondo.

De cualquier forma, para asegurar estas conclusiones se adolece de número de muestras, o quizá más datos intermedios que hagan más representativas las que se tienen. La muestra que objetivamente sí mostró una mayor fiabilidad (contrastada con el control de metros de perforación de otras bocas utilizadas en la ejecución del túnel) fue la boca de 7 botones y diseño hemisférico.

Así pues, se puede concluir que las bocas de diseño balístico o con elevado número de botones y barrido rápido, aunque son más eficientes en el inicio de su vida, siguen teniendo un desgaste más acelerado (botón balístico) o una velocidad menor (botón redondo en 9 botones) cuando hay una componente de desgaste elevada.

En terrenos medios-blandos como el que ocupó la segunda serie de ensayos, se ha probado que puede ser más interesante el uso de bocas mixtas o incluso de terreno duro (sin llegar a diseños para condiciones extremas como el de 6 botones que se vieron en el primer test que resultó desechado). Su diseño con botones de mayor calibre y canales de barrido amplios, dan mayor vida a la boca y no llegan a ser rebasadas en un estudio global con los diseños más específicos.

Sería necesario el tener frentes más blandos aún, casi rayando el límite de la excavación mecánica, para hacer realmente óptimos los diseños de terreno blando y en terrenos medios como el que nos ocupó, sigue siendo más interesante el uso de bocas de terreno medio-duro o bocas mixtas.

5.1.7.1.- Producto duración-velocidad.

Sobre los datos recogidos en las tablas anteriores, se puede deducir un coeficiente comparativo, al igual que se hizo para cuantificar la optimización técnico-económica. Se ha decidido llamar a este coeficiente “**producto duración-velocidad**” que es el resultado de multiplicar los metros capaces de hacer la boca



por su velocidad media (o lo que es lo mismo divididos por los tiempos medios controlados).

La boca será tanto más eficiente cuanto mayor sea el producto duración-velocidad.

Se ha de tener cautela con el uso de este coeficiente, ya que como se ha señalado, estos resultados están sujetos a la variabilidad de la apreciación sobre el final de la vida de la boca. Es decir, se está calculando el coeficiente directamente con el valor característico de la pendiente de la recta, pero el punto final de esa recta podría variar sustancialmente si se repiten los ensayos dando lugar a diferentes resultados. Por este motivo, en esta segunda serie de ensayos se intentó tener valores de más de una muestra para cada tipo de diseño. Como se ve en los registros y tablas, tenemos dos muestras controladas de los diseños B9BR y B9BP. En el caso de las muestras tipo B7BR y B7BP, no se pudo llegar a tener datos controlados de una segunda, dado que las que comenzaron el estudio se perdieron antes de los 400 m, a excepción de estas dos.

Se ha de volver a comentar en este apartado que el macizo en esta segunda serie de ensayos, al tornarse más alterado y con mayor número de juntas, mayor diferencia de rellenos en esas juntas y en conjunto mayor heterogeneidad, hizo aumentar el ratio de bocas perdidas en la perforación (así como barrenas) antes de llegar al final de la vida por desgaste. El dilatado tiempo que se necesita para volver a tomar los 400 m de perforación hizo imposible poder contar con una segunda muestra “viva” tras los 400 m de estos dos modelos, antes de la finalización del trabajo de campo.

Se valoró el acortar a 300 m el punto de control de la investigación tras varios intentos fallidos, pero al haber conseguido finalizar el estudio para 400 m con otros modelos, se pensó mantener esta distancia para dotar de homogeneidad al mismo, además de que no había tiempo material de repetir de nuevo los ensayos.

El producto duración-velocidad lo hemos representado en la tabla siguiente.



	Ti	Tf	Metros	Coef
B7BR-6	125,8	164,5	856	5,90
B9BR-3	117,8	161,2	673,5	4,83
B9BP-3	113,4	174,2	673,5	4,68
B9BR-4	116,2	180,5	566	3,82
B9BP-4	117,6	189,5	566	3,69
B7BP-4	123	184	550	3,58

Tabla 34: Muestras ordenadas por el producto duración-velocidad.

Se ve que la boca mixta de 7 botones confirma ser la más eficiente en el conjunto de las testadas. En la tabla ya se ha ordenado las muestras de acuerdo a este coeficiente calculado. Se ha de notar que esta comparación es más veraz, al estar cogiendo un punto medio de una recta en la que los datos con más error están al final de la recta, luego cogiendo el tiempo medio, reducimos el error a la mitad. Se ve también que las muestras de botón redondo se posicionan aún mejor que el botón parabólico. Se confirma la conclusión de que los botones balísticos no son capaces de superar en este tipo de terrenos medios al botón redondo tradicional.



5.1.8.- Estudio de errores.

Como ya se citó en los apartados correspondientes, donde se describían los errores a que estaba sujeto el trabajo de campo, es difícil cuantificar numéricamente los errores en esta sistemática seguida, lo que puede hacer pensar sobre la posible invalidez de algunos de los resultados a causa de los errores.

Para contrastar si las conclusiones obtenidas a partir de los resultados expuestos son válidas, se ha hecho un pequeño estudio de errores sistemáticos y aquellos que accidentalmente puedan ser mesurables.

Tenemos en cada medición los siguientes errores máximos mesurables:

Error sistemático introducido por el cronómetro: 0,01”

Error sistemático tiempo de respuesta humana: 0,5” (en el peor de los casos)

Error accidental provocado por la fortuita entrada en servicio de la válvula de antiatranque: 0,5” (igual que respuesta humana pues es el mismo suceso).

Supóngase el más desfavorable de los casos, en que se tenga que parar el crono dos veces por entrada de la válvula de antiatranque en dos ocasiones. Se sumarían seis errores de apreciación del crono (inicio barreno, paro válvula, inicio válvula, paro válvula, inicio válvula, fin barreno). El mismo número de reacciones humanas tanto en el arranque como en la parada de cada una de las maniobras. En total se sumarían:

- Cronómetro: 0,06”
- Respuesta humana: 1”
- Antiatranque: 2”

Es decir, el error máximo a introducir en el cálculo sería 3,06”. Pero en la primera parte de esta investigación, en los ensayos de otoño, la competencia relativa del macizo permitió trabajar sin situaciones de atasco de barrena (que sí se



dieron en el test de invierno). Por ello, el error real a considerar en este apartado serán sólo 1,02”.

Se ha hecho una cuantificación de todas las medidas en un intervalo de 2,04 segundos para cada medición, centrado en el punto obtenido. Se han representado los resultados obtenidos, marcando sobre la tabla siguiente, en rojo los valores incrementados y en azul los minorados. De la observación de la tabla, ya se ve cómo algunos valores, al introducir la componente de error máxima, ya se solapan con el siguiente intervalo.

CLAVE	FABRICANTE	T1	T2	T3	T4	T5	TOTAL	MEDIA
B7BR-3	Boart Longyear	132	125	150	144	154	705	141
B7BR-3	Boart Longyear	133,02	126,02	151,02	145,02	155,02	710,1	142,02
B7BR-3	Boart Longyear	130,98	123,98	148,98	142,98	152,98	699,9	139,98
B9BR-2	Boart Longyear	125	132	120	162	129	668	133,6
B9BR-2	Boart Longyear	126,02	133,02	121,02	163,02	130,02	673,1	134,62
B9BR-2	Boart Longyear	123,98	130,98	118,98	160,98	127,98	662,9	132,58
R9BR	Rockmore	132	133	129	142	134	670	134
R9BR	Rockmore	133,02	134,02	130,02	143,02	135,02	675,1	135,02
R9BR	Rockmore	130,98	131,98	127,98	140,98	132,98	664,9	132,98
M7BR	Mitsubishi	155	130	132	123	176	716	143,2
M7BR	Mitsubishi	156,02	131,02	133,02	124,02	177,02	721,1	144,22
M7BR	Mitsubishi	153,98	128,98	130,98	121,98	174,98	710,9	142,18
SV7BR	Sandvik	152	155	142	129	144	722	144,4
SV7BR	Sandvik	153,02	156,02	143,02	130,02	145,02	727,1	145,42
SV7BR	Sandvik	150,98	153,98	140,98	127,98	142,98	716,9	143,38
R8BR	Rockmore	162	141	123	119	152	697	139,4
R8BR	Rockmore	163,02	142,02	124,02	120,02	153,02	702,1	140,42
R8BR	Rockmore	160,98	139,98	121,98	117,98	150,98	691,9	138,38
B7BP-2	Boart Longyear	137	135	123	129	140	664	132,8
B7BP-2	Boart Longyear	138,02	136,02	124,02	130,02	141,02	669,1	133,82
B7BP-2	Boart Longyear	135,98	133,98	121,98	127,98	138,98	658,9	131,78
SV9BR	Sandvik	121	117	144	120	132	634	126,8
SV9BR	Sandvik	122,02	118,02	145,02	121,02	133,02	639,1	127,82
SV9BR	Sandvik	119,98	115,98	142,98	118,98	130,98	628,9	125,78
B9BP-2	Boart Longyear	110	142	123	132	133	640	128
B9BP-2	Boart Longyear	111,02	143,02	124,02	133,02	134,02	645,1	129,02
B9BP-2	Boart Longyear	108,98	140,98	121,98	130,98	131,98	634,9	126,98
SR8BR	Secoroc	134	148	152	159	131	724	144,8
SR8BR	Secoroc	135,02	149,02	153,02	160,02	132,02	729,1	145,82
SR8BR	Secoroc	132,98	146,98	150,98	157,98	129,98	718,9	143,78

Tabla 35: Valores incrementados y minorados en el error máximo y centrados en el valor medido



Para tener un estudio capaz de resistir el análisis de errores que hemos propuesto, deberíamos ser capaces de ordenar todos los datos recogidos y conseguir que los tres valores, el obtenido, el de error máximo en un sentido y el de error máximo en el otro, estén agrupados.

CLAVE	FABRICANTE	m	T6	T7	T8	T9	T10	TOTAL	MEDIA
B7BR-3	Boart Longyear	400	144	153	142	142	157	738	147,6
B7BR-3	Boart Longyear	400	145,02	154,02	143,02	143,02	158,02	743,1	148,62
B7BR-3	Boart Longyear	400	142,98	151,98	140,98	140,98	155,98	732,9	146,58
B9BR-2	Boart Longyear	400	148	152	161	155	139	755	151
B9BR-2	Boart Longyear	400	149,02	153,02	162,02	156,02	140,02	760,1	152,02
B9BR-2	Boart Longyear	400	146,98	150,98	159,98	153,98	137,98	749,9	149,98
R9BR	Rockmore	400	150	152	159	162	157	780	156
R9BR	Rockmore	400	151,02	153,02	160,02	163,02	158,02	785,1	157,02
R9BR	Rockmore	400	148,98	150,98	157,98	160,98	155,98	774,9	154,98
M7BR	Mitsubishi	400	148	155	152	164	159	778	155,6
M7BR	Mitsubishi	400	149,02	156,02	153,02	165,02	160,02	783,1	156,62
M7BR	Mitsubishi	400	146,98	153,98	150,98	162,98	157,98	772,9	154,58
SV7BR	Sandvik	400	152	157	150	149	162	770	154
SV7BR	Sandvik	400	153,02	158,02	151,02	150,02	163,02	775,1	155,02
SV7BR	Sandvik	400	150,98	155,98	148,98	147,98	160,98	764,9	152,98
R8BR	Rockmore	400	162	167	143	160	155	787	157,4
R8BR	Rockmore	400	163,02	168,02	144,02	161,02	156,02	792,1	158,42
R8BR	Rockmore	400	160,98	165,98	141,98	158,98	153,98	781,9	156,38
B7BP-2	Boart Longyear	400	147	147	143	141	170	748	149,6
B7BP-2	Boart Longyear	400	148,02	148,02	144,02	142,02	171,02	753,1	150,62
B7BP-2	Boart Longyear	400	145,98	145,98	141,98	139,98	168,98	742,9	148,58
SV9BR	Sandvik	400	162	141	139	147	148	737	147,4
SV9BR	Sandvik	400	163,02	142,02	140,02	148,02	149,02	742,1	148,42
SV9BR	Sandvik	400	160,98	139,98	137,98	145,98	146,98	731,9	146,38
B9BP-2	Boart Longyear	400	159	152	155	147	150	763	152,6
B9BP-2	Boart Longyear	400	160,02	153,02	156,02	148,02	151,02	768,1	153,62
B9BP-2	Boart Longyear	400	157,98	150,98	153,98	145,98	148,98	757,9	151,58
SR8BR	Secoroc	400	164	170	158	161	154	807	161,4
SR8BR	Secoroc	400	165,02	171,02	159,02	162,02	155,02	812,1	162,42
SR8BR	Secoroc	400	162,98	168,98	156,98	159,98	152,98	801,9	160,38

Tabla 36: Valores incrementados y minorados en el error máximo y centrados en el valor medido para los tiempos del control en 400 m.



CLAVE	FABRICANTE	m	T11	T12	Total	Media
B7BR-3	Boart Longyear	712,8	172	169	341	170,5
B7BR-3	Boart Longyear	712,8	173,02	170,02	343,04	171,52
B7BR-3	Boart Longyear	712,8	170,98	167,98	338,96	169,48
B9BR-2	Boart Longyear	550	166	178	344	172
B9BR-2	Boart Longyear	550	167,02	179,02	346,04	173,02
B9BR-2	Boart Longyear	550	164,98	176,98	341,96	170,98
R9BR	Rockmore	545,6	184	165	349	174,5
R9BR	Rockmore	545,6	185,02	166,02	351,04	175,52
R9BR	Rockmore	545,6	182,98	163,98	346,96	173,48
M7BR	Mitsubishi	748	172	177	349	174,5
M7BR	Mitsubishi	748	173,02	178,02	351,04	175,52
M7BR	Mitsubishi	748	170,98	175,98	346,96	173,48
SV7BR	Sandvik	743,6	169	181	350	175
SV7BR	Sandvik	743,6	170,02	182,02	352,04	176,02
SV7BR	Sandvik	743,6	167,98	179,98	347,96	173,98
R8BR	Rockmore	572	176	177	353	176,5
R8BR	Rockmore	572	177,02	178,02	355,04	177,52
R8BR	Rockmore	572	174,98	175,98	350,96	175,48
B7BP-2	Boart Longyear	616	185	170	355	177,5
B7BP-2	Boart Longyear	616	186,02	171,02	357,04	178,52
B7BP-2	Boart Longyear	616	183,98	168,98	352,96	176,48
SV9BR	Sandvik	686,4	176	180	356	178
SV9BR	Sandvik	686,4	177,02	181,02	358,04	179,02
SV9BR	Sandvik	686,4	174,98	178,98	353,96	176,98
B9BP-2	Boart Longyear	550	177	193	370	185
B9BP-2	Boart Longyear	550	178,02	194,02	372,04	186,02
B9BP-2	Boart Longyear	550	175,98	191,98	367,96	183,98
SR8BR	Secoroc	448,8	201	188	389	194,5
SR8BR	Secoroc	448,8	202,02	189,02	391,04	195,52
SR8BR	Secoroc	448,8	199,98	186,98	386,96	193,48

Tabla 37: Valores incrementados y minorados en el error máximo y centrados en el valor medido para los tiempos del control último de la vida de las bocas

El tratamiento que se realizará a estos datos será el de ordenarlos de nuevo como si fueran todos pertenecientes a los ensayos, es decir, repetir el tratamiento de la información y ver cómo los valores afectados de errores máximos en ambos sentidos pueden realmente alterar los resultados de la investigación.



CLAVE	FABRICANTE	T1	T2	T3	T4	T5	TOTAL	MEDIA
SV9BR	Sandvik	119,98	115,98	142,98	118,98	130,98	628,9	125,78
SV9BR	Sandvik	121	117	144	120	132	634	126,8
B9BP-2	Boart Longyear	108,98	140,98	121,98	130,98	131,98	634,9	126,98
SV9BR	Sandvik	122,02	118,02	145,02	121,02	133,02	639,1	127,82
B9BP-2	Boart Longyear	110	142	123	132	133	640	128
B9BP-2	Boart Longyear	111,02	143,02	124,02	133,02	134,02	645,1	129,02
B7BP-2	Boart Longyear	135,98	133,98	121,98	127,98	138,98	658,9	131,78
B9BR-2	Boart Longyear	123,98	130,98	118,98	160,98	127,98	662,9	132,58
B7BP-2	Boart Longyear	137	135	123	129	140	664	132,8
B9BR-2	Boart Longyear	125	132	120	162	129	668	133,6
B7BP-2	Boart Longyear	138,02	136,02	124,02	130,02	141,02	669,1	133,82
R9BR	Rockmore	132	133	129	142	134	670	134
B9BR-2	Boart Longyear	126,02	133,02	121,02	163,02	130,02	673,1	134,62
R9BR	Rockmore	130,98	131,98	127,98	149,98	132,98	673,9	134,78
R9BR	Rockmore	133,02	134,02	130,02	143,02	135,02	675,1	135,02
R8BR	Rockmore	160,98	139,98	121,98	117,98	150,98	691,9	138,38
R8BR	Rockmore	162	141	123	119	152	697	139,4
B7BR-3	Boart Longyear	130,98	123,98	148,98	142,98	152,98	699,9	139,98
R8BR	Rockmore	162,02	142,02	124,02	120,02	153,02	701,1	140,22
B7BR-3	Boart Longyear	132	125	150	144	154	705	141
B7BR-3	Boart Longyear	133,02	126,02	151,06	145,02	155,02	710,14	142,028
M7BR	Mitsubishi	153,98	128,98	130,98	121,98	174,98	710,9	142,18
M7BR	Mitsubishi	155	130	132	123	176	716	143,2
SV7BR	Sandvik	150,98	153,98	140,98	127,98	142,98	716,9	143,38
SR8BR	Secoroc	132,98	146,98	150,98	157,98	129,98	718,9	143,78
M7BR	Mitsubishi	156,02	131,02	133,02	124,02	177,02	721,1	144,22
SV7BR	Sandvik	152	155	142	129	144	722	144,4
SR8BR	Secoroc	134	148	152	159	131	724	144,8
SV7BR	Sandvik	153,02	156,02	143,02	130,02	145,02	727,1	145,42
SR8BR	Secoroc	135,02	149,02	153,02	160,02	132,02	729,1	145,82

Tabla 38: Valores incrementados y minorados en el error máximo ordenados por menor tiempo en la primera fase de test.

Se van a analizar los valores de la tabla, ya que se ve que existen casos en que se producen saltos de posición. Por lo tanto sí cabe haber realizado un estudio de errores.

Las conclusiones obtenidas eran de índole cualitativa, justificando con datos numéricos deducidos de la experiencia los resultados. Para completar este estudio de errores deberíamos de calcular los coeficientes que utilizamos para comparar las bocas con las situaciones máximas de error.



Se ve que las variaciones de resultados, suponen menos de un 1% del valor de las muestras, cuando las varianzas que podemos ver de la toma de muestras son muy superiores. En los márgenes de varianzas aritméticas en que nos movemos dentro de la toma de datos, ésta es muy superior a las estimaciones de error, por lo tanto, la mayoría de las medidas no soportan esta comparación de errores.

CLAVE	FABRICANTE	m	T6	T7	T8	T9	T10	TOTAL	MEDIA
SV9BR	Sandvik	400	160,98	139,98	137,98	145,98	146,98	731,9	146,38
B7BR-3	Boart Longyear	400	142,98	151,98	140,98	140,98	155,98	732,9	146,58
SV9BR	Sandvik	400	162	141	139	147	148	737	147,4
B7BR-3	Boart Longyear	400	144	153	142	142	157	738	147,6
SV9BR	Sandvik	400	163,02	142,02	140,02	148,02	149,02	742,1	148,42
B7BP-2	Boart Longyear	400	145,98	145,98	141,98	139,98	168,98	742,9	148,58
B7BR-3	Boart Longyear	400	145,02	154,02	143,02	143,02	158,02	743,1	148,62
B7BP-2	Boart Longyear	400	147	147	143	141	170	748	149,6
B9BR-2	Boart Longyear	400	146,98	150,98	159,98	153,98	137,98	749,9	149,98
B7BP-2	Boart Longyear	400	148,02	148,02	144,02	142,02	172,02	754,1	150,82
B9BR-2	Boart Longyear	400	148	152	161	155	139	755	151
B9BP-2	Boart Longyear	400	157,98	150,98	153,98	145,98	148,98	757,9	151,58
B9BR-2	Boart Longyear	400	149,02	153,02	162,02	156,02	140,02	760,1	152,02
B9BP-2	Boart Longyear	400	159	152	155	147	150	763	152,6
SV7BR	Sandvik	400	150,98	155,98	148,98	147,98	160,98	764,9	152,98
B9BP-2	Boart Longyear	400	160,02	153,02	156,02	148,02	151,02	768,1	153,62
SV7BR	Sandvik	400	152	157	150	149	162	770	154
M7BR	Mitsubishi	400	146,98	153,98	150,98	162,98	157,98	772,9	154,58
R9BR	Rockmore	400	148,98	150,98	157,98	160,98	155,98	774,9	154,98
SV7BR	Sandvik	400	153,02	158,02	151,02	150,02	163,2	775,28	155,056
M7BR	Mitsubishi	400	148	155	152	164	159	778	155,6
R9BR	Rockmore	400	150	152	159	162	157	780	156
R8BR	Rockmore	400	160,98	165,98	141,98	158,98	153,98	781,9	156,38
M7BR	Mitsubishi	400	149,02	156,02	153,02	165,02	160,02	783,1	156,62
R9BR	Rockmore	400	151,02	153,02	160,02	163,02	158,02	785,1	157,02
R8BR	Rockmore	400	162	167	143	160	155	787	157,4
R8BR	Rockmore	400	163,02	168,02	144,02	161,02	156,02	792,1	158,42
SR8BR	Secoroc	400	162,98	168,98	156,98	159,98	152,98	801,9	160,38
SR8BR	Secoroc	400	164	170	158	161	154	807	161,4
SR8BR	Secoroc	400	165,02	171,02	159,02	162,02	155,02	812,1	162,42

Tabla 39: Valores incrementados y minorados en el error máximo ordenados por menor tiempo en el punto controlado 400 m.



Observando la tabla se ve que las únicas variaciones significativas se producen en la parte baja de la tabla. Por lo tanto hemos de tomar con cautela estas posiciones, pero no son relevantes los cambios en la parte alta.

En esta segunda fase se ve que el estudio de errores hace más estrecho el margen en rendimiento entre las dos primeras bocas. La parte media de la tabla es estable frente a este análisis y de nuevo vuelve a haber cambios en algunos diseños de la zona media-baja. De cualquier forma, aquí se corroboran los resultados de las mejores y peores muestras en cuanto a rendimiento.

Entre las dos primeras, se ven resultados muy igualados, pero que si los trasladamos al capítulo de optimización técnico-económica, la diferencia de precio entre las dos bocas más rápidas, sigue garantizando los resultados obtenidos, estamos comparando un 30% de margen entre los diseños más eficientes de Boart Longyear, cuando las variaciones del producto introduciendo errores no superan el 1%.

Este estudio de errores plantea lo que podría ser objeto de una nueva investigación y que no es otra cosa que el estudio de la distribución a que se pueda asimilar la población de datos acumulados en los ensayos con las muestras controladas.

Como prueba, supongamos que se asemeja a una distribución normal. Se considerarán excluidos del estudio, en una distribución normal, aquellas muestras de las colas de la distribución, es decir, el 95% de las muestras se encontrarán bajo la campana de la distribución. El error máximo se desvía 1,02 de la media. En este caso, el de la muestra de menor valor medio, tenemos que $1,02 / 126,8 = 0,8\%$. No llega el error máximo al 1% en el caso más desfavorable. Ateniéndose a los resultados de las tablas, se debería calcular la varianza de la distribución para cada fila de datos (para cada media calculada) y ver si los errores calculados salen fuera de esa población normal. En caso de ser así para todos los ensayos de cinco tiros (para cada media calculada) se podría dar por correctos los resultados de acuerdo a una distribución de errores normal. Es decir, cada fila de cinco muestras debería corresponderse, en caso de comportamiento normal, con una distribución normal.



Si se toma como expresión para el cálculo de la varianza para poblaciones de cinco muestras la siguiente:

$$\sigma^2 = \frac{1}{5} * \sum (x_i - \mu)^2$$

La desviación típica de la población de muestras será la raíz cuadrada de la varianza.

Al basarse en estos datos, quedará para cada muestra los siguientes resultados:

CLAVE	FABRICANTE	T1	T2	T3	T4	T5	TOTAL	MEDIA	Var	Desv
SV9BR	Sandvik	121	117	144	120	132	634	126,8	99,76	9,99
B9BP-2	Boart Longyear	110	142	123	132	133	640	128	117,20	10,83
B7BP-2	Boart Longyear	137	135	123	129	140	664	132,8	36,96	6,08
B9BR-2	Boart Longyear	125	132	120	162	129	668	133,6	217,84	14,76
R9BR	Rockmore	132	133	129	142	134	670	134	18,80	4,34
R8BR	Rockmore	162	141	123	119	152	697	139,4	271,44	16,48
B7BR-3	Boart Longyear	132	125	150	144	154	705	141	119,20	10,92
M7BR	Mitsubishi	155	130	132	123	176	716	143,2	384,56	19,61
SV7BR	Sandvik	152	155	142	129	144	722	144,4	82,64	9,09
SR8BR	Secoroc	134	148	152	159	131	724	144,8	114,16	10,68

Tabla 40: Medias y varianzas calculadas simulando que la población de datos siguiera una distribución normal.

Evidentemente los datos están en su mayoría fuera de la desviación típica. Ahora habría que analizar los datos de error máximo y comprobar cuantos de ellos caen dentro del intervalo de ancho “desviación típica” centrado en la media. Aquellos valores de error que caen fuera, deberían ser desechados en las tablas que se han analizado.

Todo esto suponiendo que los datos sigan una distribución normal. Luego la determinación numérica de errores y datos válidos para desechar aquellos que no lo fueran pasaría por determinar qué distribución estadística sigue la población de

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



datos. Se podría probar con distribuciones normales no centradas en la media o con otras distribuciones tipo.

Esto abre la puerta de una investigación numérica, pero para la que harían falta muchos más datos y más puntos de control en la toma de datos para su evaluación. Con los ensayos que se han podido recoger, no se puede determinar a qué tipo de distribución estadística se parece el comportamiento de la población.



5.2.- PERFORACIÓN EN MINERÍA A CIELO ABIERTO. LA MINA LOS SANTOS-FUENTERROBLE.

5.2.1.- Tratamiento de los datos de campo.

Se siguió el mismo procedimiento descrito en el apartado 5.1.

El primer tratamiento de la información es la media aritmética que está representada en los propios registros reproducidos. Los resultados se representan en la tabla siguiente:

Muestra	Fabricante	T1	T2	T3	T4	T5	Media
B10BR-1	Boart Longyear	740	783	712	689	705	725,8
B9BR-DC-1		801	790	697	772	823	776,6
SD11BR-1	Sinodrills	762	795	810	770	714	770,2
A12BR-1	Atlas Copco	660	654	751	730	678	694,6
A12BR-DC-1		803	810	778	793	823	801,4
R9BR	Rockmore	645	763	710	698	712	705,6

Tabla 41: Tabla resumen con los tiempos y media aritmética de los mismos, resultado del primer ensayo de cielo abierto.

En los mismos días de los ensayos se observó la relación entre cada uno de los resultados y la media aritmética (para contrastar la validez de la muestra y decidir si algún tiempo debía ser repetido) Como se ha dicho este primer tratamiento se realiza “in situ” durante la toma de datos de los ensayos. En caso de desecharse algún valor por errores accidentales o resultados no justificables, se repitió un sexto barreno cuyo valor sustituyó al desechado. Se observó que en el trabajo con bocas nuevas, no hay diferencia entre los rendimientos de la boca con 13 m más de perforación y la situación de ensayo (es decir, el sexto barreno es tan válido como los otros cinco)

Una vez obtenidos los resultados de muestras nuevas, se determina cual es la boca más eficiente (de mayor velocidad de perforación) sin desgaste. A la vista de los resultados, se ordenan los resultados por rendimiento máximo de penetración, obteniendo la tabla siguiente.



Muestra	Fabricante	T1	T2	T3	T4	T5	Media
A12BR-1	Atlas Copco	660	654	751	730	678	694,6
R9BR	Rockmore	645	763	710	698	712	705,6
B10BR-1	Boart Longyear	740	783	712	689	705	725,8
SD11BR-1	Sinodrills	762	795	810	770	714	770,2
B9BR-DC-1	Boart Longyear	801	790	697	772	823	776,6
A12BR-DC-1	Atlas Copco	803	810	778	793	823	801,4

Tabla 42: Muestras del primer ensayo ordenadas de mayor a menor velocidad de perforación.

Con este primer proceso de ordenación, ya se puede ver que los diseños tipo “Dop-Center” son más lentos que las propuestas convencionales. Las diferencias de rendimiento con la mejor boca testada, que parece ser en su primera respuesta la Atlas Copco de 12 botones hemisféricos convencional para terrenos medios-duros, son del 11% y del 15%. Así como en esta primera parte del proceso, en el capítulo 5.1 ya se optaba por eliminar un tipo de diseño por su bajo rendimiento, en este caso se ha optado por mantener las dos muestras en el estudio por dos razones:

Porcentajes del 11% y 15% de desviación de rendimiento, tras las conclusiones del estudio de interior, se sabe que pueden ser salvables a lo largo de la vida de la boca.

El sistema Dop-Center, presenta entre sus virtudes de diseño el salvaguardar del desgaste los botones frontales externos y los periféricos, por lo que se supone que tendrá que dar mejores valores al final de su vida. No debe ser descartada por los resultados de la muestra nueva.

A continuación, se ordenan todos los resultados del segundo ensayo. En este ensayo no se parte de la muestra nueva, sino de una muestra a la que ya se le ha hecho metros de perforación. Para tener datos comparables de los rendimientos, se eligió una cantidad de metros de perforación que no conllevaran la destrucción de la boca, pero que nos permitieran medir rendimientos con desgastes apreciables. Se decidió mantener el mismo nivel de metros de perforación para el segundo ensayo que se adoptó en el capítulo 5.1. Como se verá de la observancia de los resultados



del tercer ensayo, se asumió un gran riesgo de perder esta parte del estudio, dado que algunas muestras fallaron a los pocos metros de haber superado los 400 m. De hecho, esta decisión de homogeneizar la sistemática entre subterráneo y cielo abierto, hizo que algunas bocas se perdieran y se tuviera que iniciar con una nueva muestra del mismo modelo el control de metros de perforación hasta llegar a los 400 para completar el ensayo. Algunas de las bocas controladas se perdieron con 200 m de perforación por culpa de fallos de perforación o afecciones del macizo.

Los resultados del ensayo 2, se presentan ya ordenados de mayor a menor rendimiento. Previamente también se realizó la comparación con la media aritmética, aunque aquí hay mayor disparidad de valores.

BOCA	Fabricante	T6	T7	T8	T9	T10	Media
R9BR	Rockmore	790	890	812	776	803	814,2
B10BR-1	Boart Longyear	820	888	776	845	902	846,2
A12BR-1	Atlas Copco	789	912	965	832	845	868,6
A12BR-DC-1	Atlas Copco	965	876	896	902	880	903,8
B9BR-DC-1	Boart Longyear	889	960	907	897	1090	948,6
SD11BR-1	Sinodrills	933	987	990	1001	907	963,6

Tabla 43: Resultados del ensayo 2 ordenados de mejor a peor por la media aritmética de los cinco tiempos cronometrados.

Se ve que la mejor de las bocas pasa de 694,6" a 814,2", es decir tiene una pérdida de rendimiento del 17% con el desgaste de los botones. En los resultados de perforación con jumbo, en este dato se tenía un descenso de la velocidad de penetración de la boca del 16,25%. Por lo tanto parece que hay un comportamiento homogéneo entre los dos tipos de perforación rotopercutiva, a pesar de las diferencias de diámetro y macizo (pero este de clasificación media-dura)

Se ha de apreciar también que la mejor de las bocas, con 400 m de perforación, no es más eficiente que la peor de las bocas nuevas. Por lo tanto, para diámetros mayores y perforación a cielo abierto, se puede concluir que entre los diseños testados, no hay tantas diferencias debidas a las diferencias de diseño en sí. Pero esto puede no ser cierto, dado que para los ensayos a cielo abierto, todos los diseños eran indicados para terrenos medios-duros, mientras que en el estudio subterráneo, se incluyeron también diseños para roca media-blanda y



extremadamente dura, es decir, con una población de muestras mayor, se hizo más universal el estudio pero aumentando las diferencias entre los resultados. En este caso, donde se ve que se emplearon menos muestras y menos recursos, la investigación se limitó a aquellas muestras que se pensó podían dar buenos resultados en el macizo.

Como conclusión principal de esta parte del estudio, se extrae que los diseños convencionales de Atlas Copco, Boart Longyear y Rockmore, arrojan mejores resultados con esta componente de desgaste que el resto.

El sistema Dop-Center no consigue mejorar con el desgaste, por lo que concluimos que no es un tipo de boca adecuada para nuestro macizo, ya que no da buenas velocidades de perforación ni al principio ni al final de su vida.

Finalmente, se ve que la muestra “Sinodrills” sufre una pérdida de rendimiento importante con el desgaste.

En la siguiente tabla, se recogen los comentarios sobre el desgaste de la boca recogidos tras el ensayo de campo, donde queda de manifiesto que las tres bocas que hacen mejores tiempos son las que han sufrido un desgaste normal, es decir, pérdida de material en los botones por abrasión hasta formar un plano de desgaste y mayores erosiones periféricas en la matriz que en la parte frontal.

BOCA	Comentarios
B10BR-1	Desgaste normal
B9BR-DC-1	Desgaste anómalo. Pérdida 2 botones periféricos
SD11BR-1	Muy gastados botones (próximos a fin vida)
A12BR-1	Desgaste normal
A12BR-DC-1	Muchas imperfecciones en el desgaste, matriz y botones
R9BR	Desgaste normal

**Tabla 44: Comentarios sobre el desgaste observado en las muestras del ensayo 2
(todas con 400 m de perforación)**

La pérdida de rendimiento de las bocas de perforación se ajusta a una función no determinada. Pero es evidente que cuando sufren un desgaste excesivo, la



aceleración de pérdida de rendimiento aumenta, es decir, cada metro de perforación hace descender la velocidad de penetración con una curva de mayor pendiente. Por lo tanto, al igual que se hizo en el capítulo 5.1, no se debe terminar en el estudio lineal, se debe intentar recoger datos para controlar cómo aumenta la pendiente de esta curva rendimiento/m. perforación. Para ello se estudió el final de la vida de la boca y se midió su rendimiento en esta etapa final de la vida de la misma.

Las bocas se consideraban en esta fase final cuando se perdía o descalzaba algún botón, o bien los planos de desgaste eran tan grandes que acuñaban la matriz de la boca contra el terreno, haciendo difícil la perforación con el descenso de rendimiento consecuente. Con esta finalidad se realizó en ensayo 3, cuyos resultados se resumen en la tabla siguiente (sobre la cual se hicieron todas las consideraciones de las anteriores)

BOCA	Fabricante	Vida (m)	Tiempo residual		Media
R9BR	Rockmore	812	992	904	948
A12BR-1	Atlas Copco	793	980	946	963
A12BR-DC-1	Atlas Copco	536	948	993	970,5
B10BR-1	Boart Longyear	675	948	1002	975
SD11BR-1	Sinodrills	620	1090	1023	1056,5
B9BR-DC-1	Boart Longyear	532	1110	1088	1099

Tabla 45: Resultados del ensayo 3 ordenados de mayor a menor velocidad de penetración al final de su vida útil.

Viendo los resultados del ensayo 3, se determina que la muestra R9BR es la más rápida en todo el tramo final de su vida, que en este caso incluso consigue 412 m adicionales sobre el punto de control del ensayo 2. Es decir, se va viendo que será la boca (con los datos que hemos podido recoger) que mejores resultados obtenga en la optimización técnico-económica.

Los diseños de Atlas Copco se muestran como duraderos y distancian más a su competidor de Boart Longyear con el desgaste.

Vuelve a sorprender los malos resultados de las bocas Dop-Center, que se han demostrado totalmente inadecuadas al macizo de estudio. Apenas superan en su durabilidad el punto de control de ensayo 2, teniendo que realizar no pocos



ensayos con muchas de ellas para poder rescatar estos 2 tiempos del tramo final de su vida.

Como ya se expuso en el capítulo 5.1 para el ensayo subterráneo, para establecer realmente una curva rendimientos-desgaste, hubiera sido necesario controlar las muestras identificadas en series de cinco barrenos, calcular las medias de la forma que lo hemos hecho, y controlar los 100 ó más barrenos de que es capaz de realizar cada boca, representando después gráficamente los resultados medios cada cinco barrenos (ya que uno a uno daría unas incómodas oscilaciones que nos imposibilitaría el trabajo con la curva) obteniendo así un curva de rendimientos frente a metros de perforación.

Al igual que ocurría en el túnel que fue campo de ensayos para el análisis subterráneo, la falta de recursos imposibilitó destinar a esta investigación más tiempo y operaciones de las que aquí se resumen, que ya fueron de un volumen muy importante.

Se puede conformar una curva con los tres puntos de control que se ha establecido, análoga a la realizada en el capítulo 5.1 para las bocas de 51 mm. Así se tiene un valor para los 65 m de perforación, otro para los 400 m de perforación y un tercer valor a muerte de la boca y por lo tanto de posición variable. Con tres valores se puede realizar una aproximación lineal de dos segmentos por boca, que da una idea comparativa de todos los diseños y cómo van variando su posición a medida que avanzan los desgastes.

En la figura siguiente se representa el gráfico resultante de esta comparación. Es una herramienta clara y útil donde se puede apreciar de un solo vistazo las diferentes conclusiones que se han ido esbozando a lo largo de los comentarios hechos sobre las tablas de datos recogidas durante el trabajo de campo.

Se han suavizado las líneas de tendencia con curvas de radio de curvatura constante, para obtener una aproximación gráfica más realista, ya que nada hace pensar que el comportamiento de desgaste sea lineal y el punto de 400 m de referencia de perforación ha sido fijado de acuerdo al razonamiento expuesto de



forma arbitraria, basada en la garantía de poder finalizar los ensayos sin perder muestras, pero no se sabe si realmente es el punto de inflexión de las curvas de desgaste. Sobre este extremo se expondrán más avances en apartados siguientes.

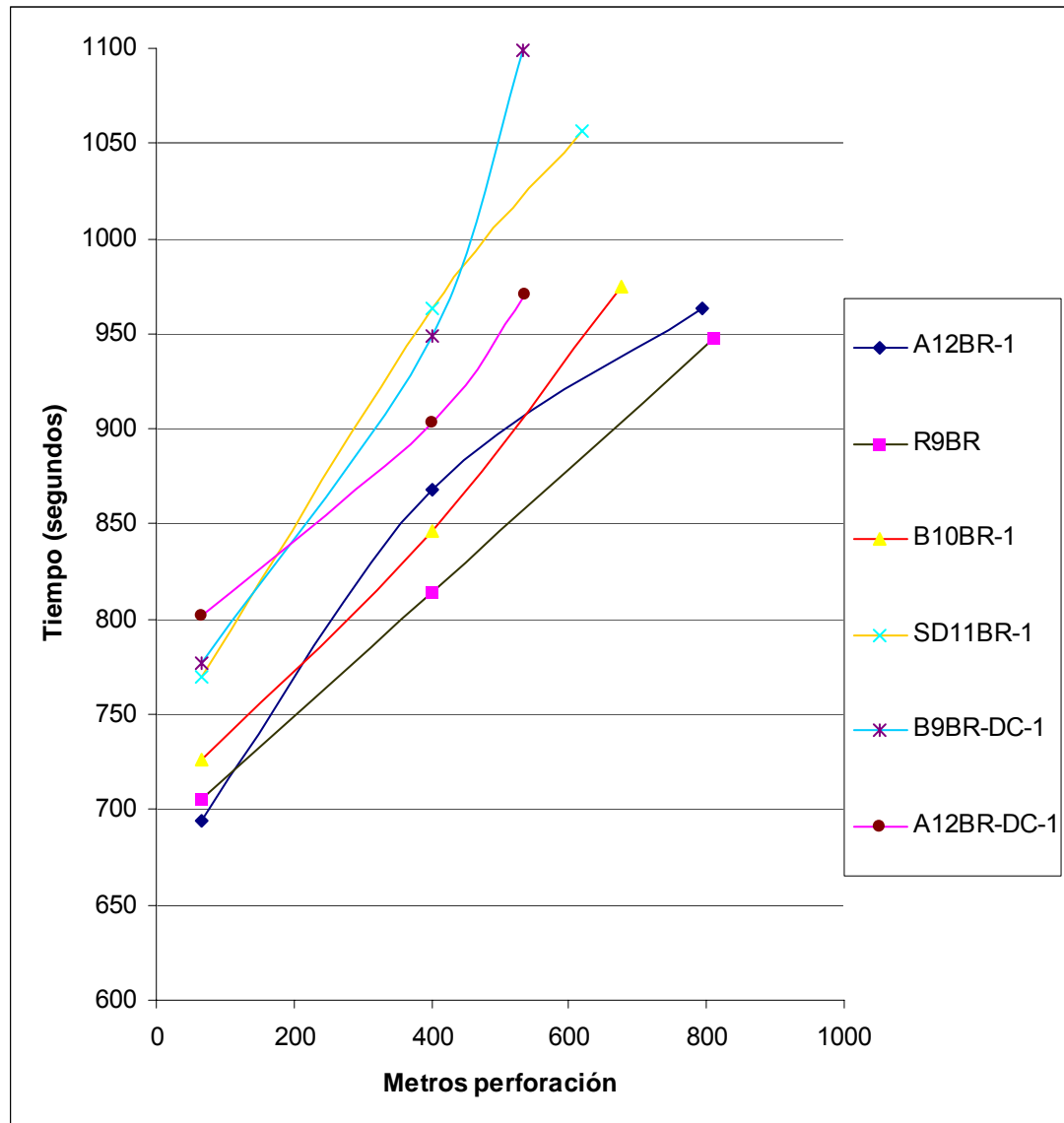


Gráfico 12: Resumen de rendimientos frente a metros de perforación de la boca



5.2.2.- Conclusiones.

A la vista de la representación gráfica de los tres puntos de control y la curva que definen, se pueden extraer una serie de conclusiones. Evidentemente, serán tanto mejores aquellas muestras situadas más a la derecha y abajo en el gráfico metros perforación-tiempo empleado.

Se ve claramente que las muestras Dop-Center, como ya se comentó a la vista de los resultados, son las menos eficientes. De esta aproximación gráfica, se deduce fácilmente que la muestra R9BR es la que mejores resultados da tanto al principio como al final de su vida y además tiene un comportamiento muy lineal, lo que facilita también las predicciones en cuanto a pérdidas de rendimiento. Es, por lo tanto, la boca más rápida, más estable y que más metros hace. Los resultados son evidentes.

La muestra B10BR tiene también un comportamiento estable y lineal. Pero siempre con rendimientos peores que la R8BR. La tercera en discordia sería la boca A12BR, la cual sí tiene un comportamiento casi invertido, mejorando su ratio de pérdida de rendimiento al final de su vida y consiguiendo muchos metros de perforación. Entre estas dos muestras (B10BR y A12BR) las aproximaciones gráficas no dejan claramente establecido cual es más óptima, por lo que se debe esperar al cálculo del “producto controlado” y “cociente combinado”.

La muestra de SD11BR también tiene una curva muy por encima del resto. Deberá también esperar a las valoraciones económicas para ver si puede competir con el resto de bocas ensayadas.

5.2.3.- Optimización técnica.

Siguiendo el método diseñado en el capítulo 5.1, antes de entrar en las valoraciones económicas, se va a hacer un ordenamiento de las muestras por el tiempo medio empleado en la perforación de un barreno en un tramo controlado que permita homogeneizar resultados para todas las muestras.



Muestra	Fabricante	T65	T400	Media
R9BR	Rockmore	705,6	814,2	759,9
A12BR-1	Atlas Copco	694,6	868,6	781,6
B10BR-1	Boart Longyear	725,8	846,2	786
A12BR-DC-1	Atlas Copco	801,4	903,8	852,6
B9BR-DC-1	Boart Longyear	776,6	948,8	862,7
SD11BR-1	Sinodrills	770,2	963,6	866,9

Tabla 46: Muestras cielo abierto ordenadas por media aritmética del tramo controlado.

El resultado de esta tabla puede tomarse por un orden de boca más eficiente técnicamente a menos. En este caso estaba claro el liderazgo de la Boca R9BR y de acuerdo a factores técnicos, vemos que la muestra A12BR supera ligeramente a la muestra B10 BR. Esta igualdad deberá dirimirse con la introducción de la variable económica.

5.2.4.- Aplicación de los parámetros de optimización económica.

5.2.4.1.- Producto controlado

Se ha definido como el producto del precio de la boca de perforación por el tiempo medio realizado por esa boca en el tramo controlado. La boca será tanto más eficiente cuanto menor sea el producto. Lo representamos en la tabla siguiente.

Muestra	Fabricante	T65 (s)	T400 (s)	Media (s)	Precio (€)	Producto
SD11BR-1	Sinodrills	770,2	963,6	866,9	75,92	65815,05
B10BR-1	Boart Longyear	725,8	846,2	786	122,34	96159,24
R9BR	Rockmore	705,6	814,2	759,9	146,88	111614,11
A12BR-1	Atlas Copco	694,6	868,6	781,6	159,12	124368,19
B9BR-DC-1	Boart Longyear	776,6	948,8	862,7	148,76	128335,25
A12BR-DC-1	Atlas Copco	801,4	903,8	852,6	162,44	138496,34

Tabla 47: Muestras de cielo abierto ordenadas por el valor del "producto controlado"

La conclusión es clara. El bajo coste de las bocas importadas de Sinodrills, ha sido capaz no sólo de superar toda la problemática técnica, sino también de distanciar notablemente al resto de bocas. De acuerdo a este producto que no tiene en cuenta la durabilidad de la boca, los muestras SD11BR y B10BR serían las



mejores, desplazando a la R9BR, que había sido la boca mejor técnicamente a la tercera posición.

Pero este producto no tiene en cuenta la durabilidad de la boca y no es, por lo tanto concluyente. Se debe calcular el siguiente parámetro que introduce este factor, para realmente poder hacer la comparación definitiva y ver si las mejoras técnicas son capaces de doblegar a la ingeniería comercial.

5.2.4.2.- Cociente combinado.

Es el resultado de dividir el “producto controlado” entre los metros de perforación capaces de realizar esa muestra controlada.

Los datos obtenidos los representamos en la tabla siguiente.

Muestra	Fabricante	Media (s)	Precio (€)	Producto	Vida (m)	Cociente
SD11BR-1	Sinodrills	866,9	75,92	65815,05	620	106,15
R9BR	Rockmore	759,9	146,88	111614,11	812	137,46
B10BR-1	Boart Longyear	786	122,34	96159,24	675	142,46
A12BR-1	Atlas Copco	781,6	159,12	124368,19	793	156,83
B9BR-DC-1	Boart Longyear	862,7	148,76	128335,25	532	241,23
A12BR-DC-1	Atlas Copco	852,6	162,44	138496,34	536	258,39

Tabla 48: Muestras ordenadas por el resultado del cociente combinado.

Se ve que introducida la variable durabilidad de la boca, los bajos precios del material de Sinodrills, permiten a esta boca seguir siendo la mejor en la conjunción técnica-económica.

5.2.5.- Resultados de la optimización económica.

La combinación de ambos parámetros nos sirve para corroborar la conclusión de que la muestra SD11BR es el diseño de boca óptimo bajo el doble enfoque técnico y económico, a pesar de sus malos resultados en la optimización técnica.

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



Se asiste en este caso a una clara supremacía (en este caso particular) de los criterios económicos sobre los técnicos, cuando sus magnitudes se han combinado.



5.3.- DESGASTE.

5.3.1.- Tratamiento de los datos de campo.

A la vista de los resultados de las dos muestras testadas (ver apartado 4.3), se puede ver que una pondría fin a su vida útil a los 315 m de perforación en teoría, aunque se mantuvo en buenas condiciones hasta los 500 m. Cabe reseñar que estos datos no son comparables con la segunda serie de ensayos, ya que en la parte final del túnel fue encontrado un macizo bastante más competente y con mayor resistencia a compresión que todo el tramo intermedio en que se realizaron los test de invierno. La segunda muestra, probablemente soportó mejores condiciones de perforación, ya que llegó hasta los 517,5 m con un botón teórico útil para la perforación.

Al exigir un número de barrenos amplio para agotar la toma de datos de cada muestra, son necesarias varias perforaciones que conlleven avance de túnel suficiente, como para que haya cambios de dureza en el frente, por lo que hay un desfase notable en desgaste entre una muestra y la otra. Representando la evolución gráficamente:

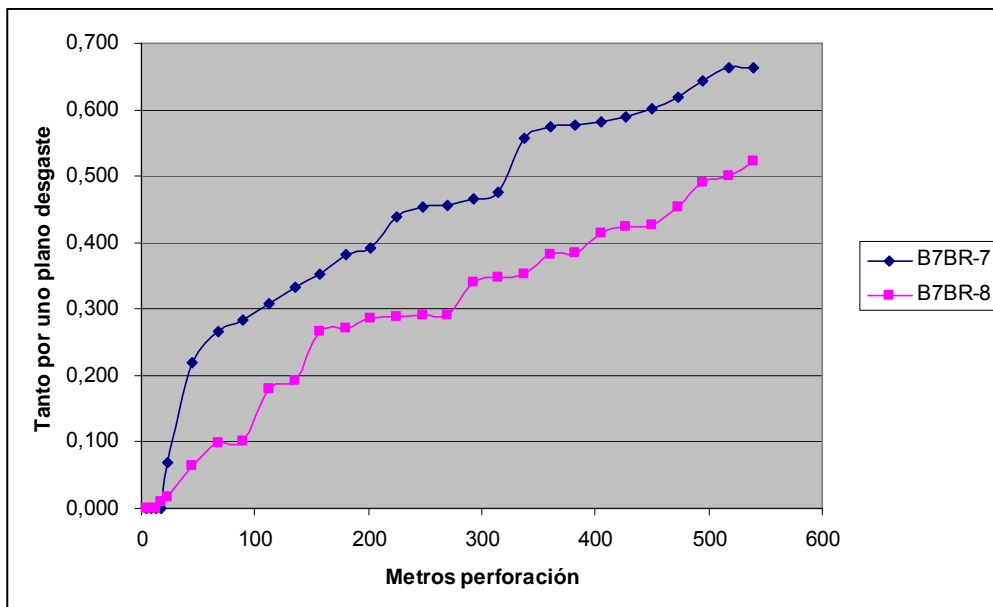


Gráfico 13: Evolución de los resultados de las mediciones de desgaste.



Se ve que hay un tramo de mayor pendiente al principio, mientras que el botón es mayoritariamente esférico y a medida que se forma el plano de desgaste se suaviza el crecimiento de éste. Se ha de hacer notar los cambios bruscos de pendiente en algunas zonas no delimitadas, que no están situados en intervalos concretos, sino que en una muestra y otra aparecen aparentemente aleatoriamente. Se piensa que puede ser debido más a alguna imperfección en un barreno determinado, como puede ser en emboquilles de tiros de recorte, más comprometidos, que realizan un desgaste periférico ocasional.

Por lo tanto no se cuenta con datos suficientes para arrojar una conclusión clara sobre la ley que sigue el desgaste. Habría que llevar a cabo una toma de datos de campo más extensa, ya que más sistemática es imposible.

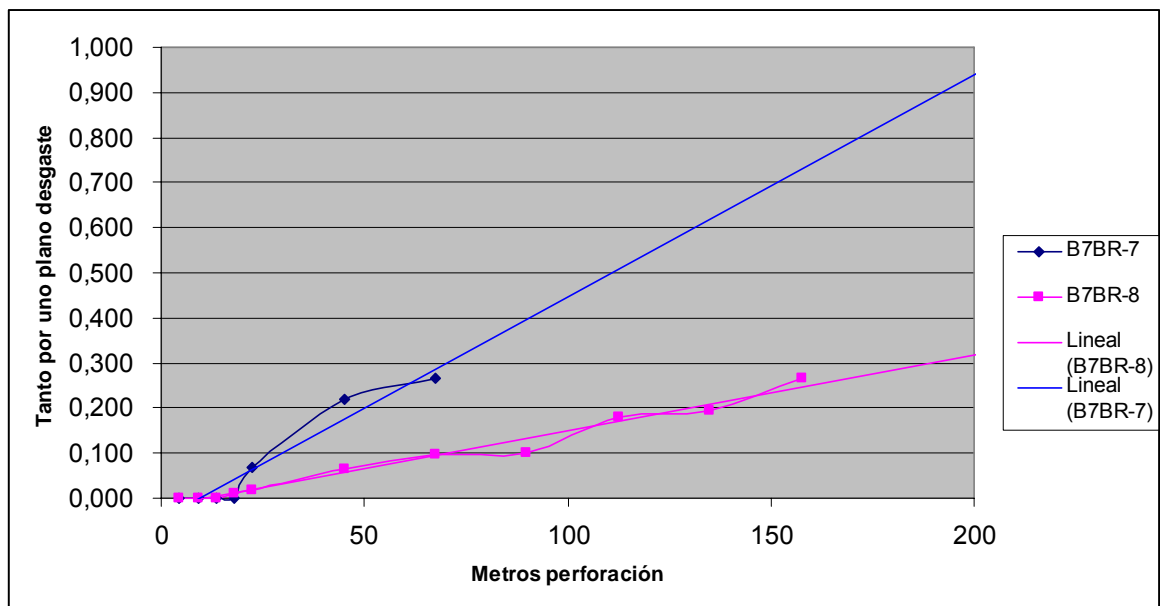


Gráfico 14: Líneas de tendencia del primer tramo de comportamiento lineal.

Sobre los datos encontrados, sólo podríamos buscar una ley polinómica que se amoldara a tener un tramo de mayor pendiente al principio y más suavizada a mayores abscisas, aunque a partir de los 100 – 120 m de perforación, parece que sigue un comportamiento casi lineal. Se podría estudiar el comportamiento en dos



tramos: uno inicial lineal (habríamos de comprobarlo con más muestras y mediciones) y el resto hasta la muerte de la boca. Sí parece que hay un punto de inflexión, en torno a un 25% de plano de desgaste. Aislado gráficamente este primer tramo y aproximándolo por una regresión lineal, obtenemos la representación del gráfico anterior.

Para la muestra B7BR-8 podemos considerar que la línea de tendencia se compromete con un comportamiento lineal de la muestra de datos. En cambio, la muestra B7BR-7, que perforó un terreno ligeramente más abrasivo, no se comporta linealmente en el mismo tramo. Harían falta más datos o un macizo más homogéneo para obtener una ley fiable.

5.3.2.- Conclusiones.

Concluyendo, a modo de resumen:

No se pueden garantizar leyes numéricas o matemáticas que nos permitan predecir la curva de desgaste, con los datos de campo obtenidos.

Ante el comportamiento de las muestras analizadas, sí parece que su desgaste se puede tramificar en un primer sector de mayor pendiente hasta alcanzar el plano de desgaste del 20% y un segundo sector donde se suaviza la pendiente.

A medida que el plano de desgaste se acentúa, la boca es más sensible a cambios de pendiente en la ley que lo rige.



6.- CONCLUSIONES.

6.1.- CONCLUSIONES PREVIAS.

En este apartado se van a resumir una serie de conclusiones que se extraen de los capítulos 1, 2 y 3 y que son punto de partida (algunas elevadas al grado de hipótesis) del desarrollo de esta tesis doctoral.

En el actual marco socio-económico de nuestro país, el futuro de la investigación técnica en disciplinas relacionadas con la minería, pasa por encontrar una simbiosis perfecta entre la propia investigación y la actividad económica de la empresa privada que la ha de financiar. Las Administraciones públicas no destinan recursos investigadores en cuantía suficiente para abordar los elevados costes de la investigación en el sector de la minería y obras subterráneas.

Dado que el objetivo primordial de la actividad empresarial es generar beneficios, se debe abordar la investigación en temas mineros siempre bajo un doble enfoque: técnico y económico. Se ha de introducir la variable económica tanto en las hipótesis del trabajo como en el resto del proceso investigador.

La generación de beneficios en la empresa pasa por el aumento de ingresos a través de la mejora de los rendimientos operativos, reducción de inventarios y reducción de costes. En el sector de la minería y ejecución de obras subterráneas lineales mediante perforación y voladura, dentro de los costes materiales de la empresa, queda probado, mediante el estudio de presupuestos, que el coste de la perforación es el que mayor peso específico tiene entre las diferentes partidas de coste que conforman la operación técnica. Por lo tanto es sobre la perforación, sobre la que la misma cantidad de recursos investigadores alcanzarán una mayor rentabilidad para el mismo grado de desarrollo.

De entre los diferentes elementos que conforman la tecnología de perforación, queda probado que la boca de perforación es, de entre aquellas variables sobre las que se puede influir durante la operación (y que pueden ser investigadas desde un punto de vista técnico), la que mayor influencia tiene sobre la reducción de coste y



el aumento del rendimiento operativo, que se traduce en un aumento de velocidad de penetración durante la perforación.

La elección de los diseños de boca de perforación adecuados para el macizo objeto del trabajo minero, pasa por el estudio del desgaste de la misma. Por ello se deduce que es también necesario investigar el desgaste en perforación a rotopercusión.

Se debe establecer una metodología que permita concluir, de forma científica, la idoneidad de los diferentes diseños de boca de perforación al trabajo que se desempeñe en cada proyecto.

6.2.- CONCLUSIONES SOBRE LA OPTIMIZACIÓN TÉCNICO-ECONÓMICA DE PERFORACIÓN DE BARRENOS EN TERRENOS HOMOGÉNEOS.

Se resumen en este apartado, todas aquellas conclusiones a las que se ha ido llegando a lo largo de los capítulos 4 y 5, con el tratamiento de los datos obtenidos en el trabajo experimental.

Queda establecido un procedimiento de ensayos que permite determinar el rendimiento operativo de la boca de perforación (velocidad de penetración y vida útil de la misma)

Se puede optimizar, mediante un análisis gráfico de los resultados de las distintas muestras de ensayo con el procedimiento citado, el diseño de boca de perforación en cuanto a criterios técnicos.

Se concluye que es posible cuantificar, mediante unos parámetros obtenidos de datos experimentales, la mayor o menor idoneidad de un diseño de boca de perforación, de forma comparativa, en base a un macizo objetivo.

Se deducen estos dos parámetros que serán denominados como “producto controlado (Ver apartados 5.1.4.1 y 5.2.4.1) y “cociente combinado” (Ver apartados 5.1.4.2 y 5.2.4.2) que permiten cuantificar numéricamente esta optimización en la



elección de la boca. Ambos parámetros incluyen la doble componente técnico-económica. Se deducen de los ensayos experimentales descritos a lo largo de todo el capítulo 4. El primero se basa estrictamente en la mejora del rendimiento operativo y reducción de coste (recoge velocidad de penetración y precio) y el segundo combina estos factores con la durabilidad. Por lo tanto estos dos parámetros recogen los tres aspectos que generan beneficio a la empresa: mejora de rendimientos operativos (velocidad de perforación), reducción de inventarios (gestión de consumos en base a la durabilidad de las bocas) y reducción de coste (precio de la boca)

Una vez determinado el fabricante o tipo de diseño óptimo desde el doble enfoque técnico-económico, en el caso de que las variables económicas primen sobre las técnicas, se puede realizar un estudio comparativo más detallado sobre muestras de rango de coste dentro del intervalo que limita la optimización anteriormente deducida. Se deduce un nuevo parámetro de comparación denominado “producto duración-velocidad” que estudiará criterios técnicos acotando la variable precio dentro de un intervalo suficientemente reducido, como para no ser considerada. De acuerdo a este parámetro se realiza una optimización técnica más exhaustiva.

Todo el proceso de toma de datos, elección de muestras, tratamiento de la información y optimización técnico-económica, deducido sobre perforación a rotoperusión de 51 mm de diámetro (voladura tipo de avance de galería) en frentes de avance de túnel con jumbo, es válido para perforación rotopercusiva con carros de perforación termohidráulicos y 89 mm de diámetro (voladura tipo a cielo abierto)

Todo este proceso se aplica a los dos casos prácticos de los cuales se deduce, obteniéndose los resultados de elección de boca descritos en los apartados 5.1.5 y 5.1.7 para el Túnel de A Malata y 5.2.5 para la mina de Los Santos-Fuenterroble.



6.3.- CONCLUSIONES SOBRE EL ESTUDIO DEL DESGASTE EN BOCAS DE PERFORACIÓN.

No podemos garantizar leyes numéricas o matemáticas que nos permitan predecir la curva de desgaste, con los datos de campo obtenidos.

Ante el comportamiento de las muestras analizadas, sí parece que su desgaste se puede tramificar en un primer sector de mayor pendiente hasta alcanzar el plano de desgaste del 20% y un segundo sector donde se suaviza la pendiente.

A medida que el plano de desgaste se acentúa, la boca es más sensible a cambios de pendiente en la ley que lo rige.



7.- POSIBLES LÍNEAS DE INVESTIGACIÓN FUTURAS.

A lo largo de todo este trabajo se han ido extrayendo conclusiones (recogidas a modo de resumen en el capítulo 6) sobre los diversos aspectos que eran objeto del mismo. Es evidente que todo trabajo de investigación es siempre inconcluso, ya que siempre se puede ir más allá de la meta alcanzada o aumentar el grado de exactitud de las conclusiones extraídas.

En esta tesis queda bien definido un método experimental y de cálculo para la optimización técnico-económica de perforación de barrenos bajo unas hipótesis determinadas. El método no sólo se establece, sino que se aplica extensamente a dos casos prácticos definatorios de la actividad minera, obteniendo unos resultados coherentes. En el primer caso (desarrollo de obras subterráneas lineales), es donde se implementa el método experimental, tanto de toma de datos como de tratamiento de la información, y se concluye con la optimización. En el segundo caso (perforación en minería a cielo abierto) lo que se persigue es generalizar o extender las conclusiones del primero y del método de investigación diseñado a un campo más amplio, así como validar los resultados con una segunda experiencia bajo hipótesis similares que pueden ser cualitativamente muy diferentes.

Sobre esta parte de la tesis, que es la más extensa y sobre la que más se ha trabajado, el autor piensa que futuras investigaciones deberán ir encaminadas a buscar dos objetivos:

Refrendar la universalidad del método con nuevas experiencias.

Liberar alguna de las variables que se consideraron fijas como hipótesis, para estudiar la incidencia de ésta sobre el conjunto de los resultados.

En cuanto a la primera, puede no arrojar grandes variaciones en las conclusiones obtenidas, dado que se trabajará en idénticas condiciones, podría ser poco interesante si los recursos empleados se desviarán mucho de la actividad de la empresa patrocinadora o ente investigador. En cambio, sobre la segunda se abre todo un abanico de posibilidades. Entre ellas destacarían dos tipos de estudios:

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



Estudiar la relación entre las características geotécnicas del terreno y los resultados de la optimización. Aquí puede haber tantas posibilidades como variables geotécnicas se quieran liberar.

Estudiar la influencia de la variación de los parámetros de perforación (percusión, rotación y empuje) sobre la optimización de las bocas. Se podrían fijar dos de ellas y hacer variar la tercera. Este tipo de investigación debería realizarse en condiciones de laboratorio, dado que acarrearía problemas técnicos de perforación y un sobrecoste importante si se quisiera realizar en frentes de trabajo reales.

Esta tesis doctoral tiene una segunda parte dedicada al desgaste. Sobre esta segunda parte de la investigación, es sobre la que más trabajos previos se encuentran entre la bibliografía (Ver apartado 3.4) y aunque en este caso se ha abordado el estudio bajo un punto de vista muy concreto y muy práctico, este aspecto está abierto a todo tipo de futuras investigaciones.

En caso de conseguirse condiciones de laboratorio adecuadas, se podrían realizar estudios de desgaste de una boca determinada, controlando el desgaste por abrasión en mayor detalle y con mayor precisión sobre un macizo perfectamente homogéneo, obteniendo así curvas de evolución del plano de desgaste en condiciones más controladas.

Se establecen en esta tesis unas curvas de evolución del plano de desgaste de los botones, donde apreciamos un comportamiento de la boca en dos tramos con un cambio de pendiente. Se puede realizar una investigación numérica o simulación matemática que permita ajustar esta curva por una función determinada.

En caso de identificarse un tipo de función matemática (polinómica, logarítmica, exponencial, etc), se podrían volver a realizar nuevas experiencias para concretar los parámetros de dicha función. Esta investigación requiere de nuevo un elevado consumo de recursos experimentales, pero sería realmente interesante.

Tesis doctoral.

*Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos.
Búsqueda de leyes de desgaste para bocas de perforación.*



Como se ve, esta tesis supone un pequeño avance en el estudio del mundo de la perforación a rotopercusión, y el autor espera que pueda servir en el futuro a otros investigadores como punto de partida para poder ahondar en mayor grado de detalle en los mismos aspectos o incluso incidir en otros nuevos.

Tiene una clara aplicación práctica, que el autor ha desarrollado ampliamente a la vez que se culminaba la investigación, mejorando ampliamente los rendimientos de perforación de las operaciones mineras que estaban a su cargo en los años de duración de la misma y futuros.



8.- BIBLIOGRAFÍA.

- ATKINSON, H. "Hardness tests for rock characterization" Pergamon, Oxford. New York 1993.
- BEAVER P. "A history of Tunnels" Ed. Peter Davies, Londres 1972.
- BLANCO FREIJEIRO, A. "Mineros antiguos españoles" Biblioteca virtual Miguel de Cervantes, 2007.
- BOART LONGYEAR: "HRT Catalogue" – April 2005
- BOART LONGYEAR – Jack McGrath: "Percussive products Drilling Manual" – Boart Longyear 2005.
- BORISOV, SOKLOKOV, GORNOVOI: "Labores Mineras" Ed. MIR, Moscú 1976.
- BRADY, E. y BROWN, E.T.: "Rock Mechanics for Underground Mining" Ed. George Allen & Unwin. Londres 1985
- BRULAND, A: "Project report – Hard rock tunnel boring: drillability test methods" NTNU Trondheim 1998.
- CLEMMAN, R.J. : "The design of percussive drilling bits" Mining & Mineral engineering, 1965.
- COSTES, J: "Máquinas para movimiento de tierras" Editores Técnicos Asociados S.A. Barcelona 1975.
- COOK, C.: "Historia Universal", Alianza Editorial 1994
- CUADRA IRIZAR, L. "Curso de Laboreo de Minas". Fundación Gómez Pardo. Madrid (1974)
- DECKETT H.J: "Wear of rock cutting tools. Laboratory experiments on the abrasivity of rock" Rotterdam. Brookfield 1995.
- EIROA J.J. "Nociones de prehistoria general" Ed. Ariel, Barcelona, 2000.
- EZQUERRA DEL BAYO, J. "Elementos del Laboreo de Minas" Edita Salvador Albert, Madrid, 1839.
- EZQUERRA DEL BAYO, J. "Descripción de la Sierra de Almagrera y su riqueza actual", Anales de Minas II, Madrid 1841.



- FERNBERG, H. ERICSSON M. y otros: "Mining Methods" Ed. Atlas Copco. 2007.
- FRITZSCHE, C.H. "Tratado de Laboreo de Minas. Tomos I y II" Editorial Lábor. Barcelona 1965.
- HOEK E. , BROWN E.T: "Underground excavations in rock" Instn Min. Metall, Londres, 1980.
- ITGME: "Manual de perforación y voladura de rocas" Ed. ITGME. Madrid 1994.
- ITGME: "Mecánica de rocas aplicada a la minería metálica subterránea" Ed. ITGME. Madrid 1991.
- JUNCÁ UBIERNA, J.A.: "El túnel, historia y mito" Colegio de Ingenieros de Caminos, Canales y Puertos, CEDEX, 1990.
- KONYA, C.J. "Proper blasting planning and Techniques" Constructor Magazine, Marzo 1976.
- KURT E.H. "Conventional small drilling equipment" Underground Mining Methods Handbook AIME 1982.
- LANGEFORS U., KHILSTROM B. "The modern techniques of rock blasting" New York 1963.
- LANGEFORS U., KHILSTROM B. "Voladura de Rocas" Edit URMO 1973
- LEES DJ: "Rockdrill Development in Australia" AUCT Nov 2001
- LEES DJ: "History of the Rock Drill" AUCT April 2001
- LÓPEZ JIMENO, CARLOS y otros autores: "Manual de Túneles y Obras Subterráneas" U.D.Proyectos UPM Madrid. Madrid, 2003.
- LÓPEZ JIMENO, CARLOS y EMILIO: "Manual de Perforación y Voladura de Rocas", ITGE, Madrid 1994.
- MAYORAL FERNÁNDEZ, R, GONZÁLEZ, J. "La nueva mina de wolframio de Los Santos-Fuenterroble, Salamanca" Ingeopres, N° 171, Junio 2008.
- MAYORAL FERNÁNDEZ, R, ANTUÑA ÁLVAREZ, B.: "Túneles de pequeña sección excavados mediante perforación y voladura. Boca de A Malata (Ferrol)" Capítulo 16, "Ingeotúneles-Libro 16" U.D. Proyectos E.T.S.I. Minas – Universidad Politécnica de Madrid. Madrid, 2009.



- McCARTHY PL: “Rockdrill Development in Australia” AusIMM Bulletin Vol 290, N° 2 March 1985.
- OSBURN, H.J. “Wear of rock cutting tools” Powder Metallurgy, 1969
- PLINNINGER R, SPAUM G., THURO K.: “Prediction and Classification of tool wear in drill and blast tunnelling”
- PLINNINGER R.J. “Klassifizierung und Prognose von Werkzeugverschleiß bei konventionellen Gebirgslosungsmethoden im Festgestein” Munich University, 2001.
- ROOS, H. H. “Percussion Drill-Jumbos” Underground Mining Methods Handbook. AIME
- SAENZ RIDRUEJO / VÉLEZ GÓMEZ: “Contribución al estudio de la minería primitiva del oro en el noroeste de España” Madrid. 1974.
- SÁNCHEZ PALENCIA F.J. “Prospecciones en las explotaciones auríferas del noroeste de España” N.A.H. 1980.
- SANDVIK: “Rock Drilling Manual – Rock Drilling Tool Applications” – Sandvik Europe, 1989.
- SANDVIK: “Catálogo de perforación en roca”, Sandvik, 2004
- SECOROC: “Drilling Tools Catalogue” – Atlas Copco, 2002.
- SINOR, WARREN. “Drag Bit Wear Model” Society of Petroleum Engineers. 1989.
- STEVENS, DONALD G. “World War II Economic Warfare: The United States, Britain, and Portuguese Wolfram
- TANDANAND S. “Principles of Drilling” Mining Engineering Handbook. AIME 1973.
- THURO, K. “Bohrbarkeit beim konventionellen Sprengvortrieb” Munchner Geol. Hefte 1996.
- VARIOS: “Applied Explosives Technology for Construction and Mining” Atlas Copco. 2007.
- VERHOEF P.N.W. “Wear of rock cutting tools” Rotterdam, Brookfield 1997.
- WESTON. “Rock Drills” 1923
- YERGIN, DANIEL. “La historia del petróleo”. Plaza Janés 1992.



9.- PÁGINAS WEB CONSULTADAS:

- www.geoconsult.es
- www.tunnelbuilder.es
- www.sandvik.com
- www.mining-technology.com
- www.miningandconstruction.com
- www.atlascopco.com
- www.rockmore-intl.com
- www.driller.com
- www.technology.infomine.com
- www.estudiosmineros.com
- www.cervantesvirtual.com
- www.ssgreatbritain.org
- <http://gianfrancoperri.com/papers.aspx>
- www.drillcotools.com
- www.onepetro.org
- www.elmineraldigital.blogspot.com
- www.adif.com
- www.riojaminera.com