



UNIVERSIDAD DE OVIEDO

**Escuela de
Ingeniería de Minas, Energía y Materiales de Oviedo**

Máster en Ingeniería de Minas



Trabajo Fin de Máster

**DISEÑO DE UNA VOLADURA A CIELO ABIERTO PARA
LA PRODUCCIÓN DE ÁRIDOS**

Autor: Javier González Rodríguez

Tutor: Rafael Rodríguez Díez

Oviedo, julio de 2018

ÍNDICE

I. INTRODUCCIÓN.....	6
1 SITUACIÓN DE LOS ÁRIDOS EN CASTILLA Y LEÓN.....	7
1.1 INTRODUCCIÓN	7
1.2 CUARCITA ARMORICANA.....	9
2 CARACTERIZACIÓN DE LA EXPLOTACIÓN.....	10
3 CARACTERIZACIÓN DEL MEDIO	13
3.1 GEOLOGÍA.....	13
3.2 GEOMORFOLOGÍA	17
3.3 HIDROGEOLOGÍA.....	18
4 CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO.....	19
4.1 ÍNDICE DE VOLABILIDAD	21
5 FUNCIONAMIENTO Y CONSIDERACIONES EN VOLADURAS	24
5.1 MECANISMOS DE ROTURA DE LA ROCA.....	24
5.2 FACTORES QUE CONDICIONAN Y AFECTAN AL RENDIMIENTO DE LA VOLADURA	25
5.2.1 PRESENCIA DE AGUA.....	25
5.2.2 TIPO DE EXPLOSIVO.....	25
5.2.3 TIPO DE ROCA.....	26
5.2.4 DIÁMETRO DEL BARRENO: GRADO DE ACOPLAMIENTO.....	26
5.2.5 FRAGMENTACIÓN	26
5.3 DESCRIPCIÓN Y ELECCIÓN DE LOS EXPLOSIVO A UTILIZAR.....	28
5.4 ELECCIÓN DE EXPLOSIVOS.....	30
6 DISEÑO DE LA VOLADURA.....	31
6.1 CÁLCULO DE LA VOLADURA	36
6.2 CARGA Y CONSUMO ESPECÍFICO	40
6.3 PREDICCIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN	40
6.4 INICIACIÓN DEL BARRENO.....	41
6.4.1 SECUENCIACIÓN Y RETARDO	43
6.4.2 SELECCIÓN DE DETONADORES	44
6.4.3 MALLA DE DISPARO	46

7	IMPACTO AMBIENTAL	48
7.1	VIBRACIONES	48
7.2	ONDA AÉREA.....	53
7.3	PROYECCIONES	55
8	PRESUPUESTO	58
9	PREVENCIÓN RIESGOS LABORALES: OPERACIONES CON EXPLOSIVOS.....	59
9.1	TRABAJOS DURANTE LA DESCARGA DE EXPLOSIVO Y CARGA DE LA VOLADURA	59
9.1.1	Descarga y Manejo de explosivos	60
9.1.2	Carga de barrenos.....	61
9.1.3	Retacado	64
9.1.4	Pega.....	65
9.1.5	Disparo del explosivo.....	66
9.2	TRABAJOS DESPUÉS DE LA VOLADURA	67
9.2.1	Visualización de barrenos fallidos.....	68
9.2.2	Taqueo o troceo de piedras.....	69
9.2.3	Eliminación de excedente o explosivo deteriorado	70
9.2.4	Riesgo: Proyección	71
9.2.5	Riesgo: Psicológico	71
10	CONCLUSIONES	72
11	BIBLIOGRAFÍA	73
I.	ANEXO. MAPA GEOLÓGICO DE ESPAÑA 1:50.000 MAGNA HOJA 526 SERRADILLA DEL ARROYO	76
II.	ANEXO. FICHA DE CARACTERÍSTICAS DE LA NAGOLITA	77
III.	ANEXO. FICHA DE CARACTERÍSTICAS DEL RIODIN.....	78
IV.	FICHA DE CARACTERÍSTICAS DEL RIODEL DDX.....	79

<i>Tabla 1</i>	<i>Parámetros de clasificación del RMR</i>	<i>20</i>
<i>Tabla 2</i>	<i>Categorías del resultado del RMR</i>	<i>21</i>
<i>Tabla 3</i>	<i>Resumen de los explosivos utilizados</i>	<i>30</i>
<i>Tabla 6</i>	<i>Cargas específicas de referencia</i>	<i>37</i>
<i>Tabla 7</i>	<i>Factores de fijación de referencia</i>	<i>37</i>
<i>Tabla 8</i>	<i>Esquema de detonador no eléctrico (Bernaola et al, 2013)</i>	<i>42</i>
<i>Tabla 9</i>	<i>Tiempos de retardo entre barrenos, entre filas y con fondo</i>	<i>46</i>
<i>Tabla 10</i>	<i>Tabla de retardos</i>	<i>47</i>
<i>Tabla 11</i>	<i>Valores límite de vibración según la frecuencia y estructura</i>	<i>50</i>
<i>Tabla 12</i>	<i>Factor de corrección del macizo rocoso</i>	<i>51</i>
<i>Tabla 13</i>	<i>Factor de corrección según tipo de estructura</i>	<i>51</i>
<i>Figura 1</i>	<i>Mapa del Potencial Minero de Áridos de Machaqueo en CyL (SIEMCALSA, 2015)</i>	<i>8</i>
<i>Figura 2</i>	<i>Vista en planta de la cantera de Torralba de áridos de cuarcita</i>	<i>10</i>
<i>Figura 3</i>	<i>Imagen del mapa geológico del IGME con la cantera indicada (Visor web MAGNA)</i>	<i>14</i>
<i>Figura 4</i>	<i>Leyenda del MAGNA hoja 526</i>	<i>14</i>
<i>Figura 5</i>	<i>Detalle de la Cuarcita Armoricana</i>	<i>15</i>
<i>Figura 6</i>	<i>Imagen de un sinclinal de la Formación Cuarcita Armoricana.</i>	<i>16</i>
<i>Figura 7</i>	<i>Afloramiento de la Formación Arcosas de la Alamedilla.</i>	<i>17</i>
<i>Figura 8</i>	<i>Vista general del frente de explotación de la cantera en la Sierra de Torralba.</i>	<i>19</i>
<i>Figura 9</i>	<i>Parámetros geométricos para el diseño de la voladura (López Jimeno et al, 2003).</i>	<i>32</i>
<i>Figura 10</i>	<i>Influencias del incorrecto dimensionamiento de la piedra (Muñoz García, 2015)</i>	<i>34</i>
<i>Figura 11</i>	<i>Iniciador de pistón (Bernaola et al 2013)</i>	<i>45</i>
<i>Figura 12</i>	<i>Detonador MAXAM Rionel DDX (Catálogo Rionel)</i>	<i>45</i>
<i>Figura 13</i>	<i>Esbozo de un esquema frontal de una fila (Bernaola et al 2013)</i>	<i>46</i>
<i>Figura 14</i>	<i>Impactos ambientales generados (Muñoz García, 2015)</i>	<i>48</i>
<i>Figura 15</i>	<i>Criterio de selección del tipo de estudio de la norma UNE</i>	<i>52</i>
<i>Figura 16</i>	<i>Predicción de la onda aérea a partir de la geometría y carga</i>	<i>54</i>
<i>Figura 17</i>	<i>Escala dB del nivel de sobrepresión</i>	<i>55</i>
<i>Figura 18</i>	<i>Alcances máximos de las voladuras en banco a partir del consumo específico</i>	<i>56</i>



I. INTRODUCCIÓN

Este trabajo está realizado con el objetivo de desarrollar las competencias necesarias en explosivos que un Ingeniero de Minas podría tener que ejercer durante la explotación de una cantera. Este trabajo se basa en información principalmente proveniente de material bibliográfico, por lo que no representa un caso práctico, sino es una simulación de los posibles datos en una situación real aportando todo el rigor y profundidad posible al tratarse de un proyecto académico. Mediante el proyecto de voladura quedarán definidos todos los aspectos necesarios para la ejecución de esta.

La cantera en la que está basado existe en la realidad, y está destinada a la extracción de áridos para su uso principalmente en la construcción. Se trata de la cantera Torralba explotada por Bermanfe S.L. en las proximidades al municipio de Ciudad Rodrigo, en la provincia de Salamanca de la que soy originario.



1 SITUACIÓN DE LOS ÁRIDOS EN CASTILLA Y LEÓN

1.1 INTRODUCCIÓN

Los áridos son los materiales minerales sólidos e inertes que, con el tamaño de grano adecuado, se usan en la fabricación de productos artificiales resistentes, bien mediante mezcla con materiales aglomerantes de activación hidráulica (cales, cementos, etc.) o bien con ligantes bituminosos. También se incluyen los materiales granulares empleados en firmes de carreteras con o sin adición de elementos activos (bases, subbases, etc.), el balasto del ferrocarril y las escolleras.

Los grandes consumidores de áridos son el sector de la construcción y la obra pública. Los áridos pueden ser naturales, artificiales (residuos de procesos industriales: escorias, cenizas, etc.) y reciclados.

Entre los naturales se distinguen dos grandes grupos:

- Áridos granulares: son gravas y arenas sin consolidar; se extraen mediante pala cargadora y se someten a lavado y clasificación granulométrica.
- Áridos de machaqueo: materiales obtenidos en cantera por arranque de los macizos rocosos, y sometidos a trituración, molienda y clasificación. Las rocas más empleadas son las calizas, aunque también se usan cuarcitas, granitos, corneanas, gneises, ofitas, etc.

En el año 2006 había en Castilla y León unas 245 explotaciones que extraían áridos, bien como recurso principal o bien como subproducto, alcanzando la cifra de 41,9 Mt de producción. Desde entonces hubo una reducción hasta el 2013 dónde se alcanzaron mínimos con 13,5 Mt debido a la crisis financiera. (Siemcalsa, 2013)

Actualmente la recuperación de la actividad minera en Castilla y León está muy condicionada y limitada por el ordenamiento jurídico vigente, particularmente por la legislación de carácter medioambiental y urbanística.

Las normativas medioambientales y urbanísticas que se han desarrollado en los últimos años están dificultando el acceso y el desarrollo de la actividad minera, incluso en el caso de las materias primas consideradas críticas por la UE. Estas normativas en ocasiones contradicen lo establecido en la legislación minera vigente. (Ley 22/1973, de 21 de julio, de Minas y la Ley 34/1998, de 7 de octubre, del Sector de Hidrocarburos).

Es por ello que se hace necesario establecer mecanismos de actuación coordinados entre las diferentes Consejerías competentes en materia minera, medioambiental y urbanística con la finalidad de no cercenar el desarrollo actual y futuro de la minería, ya que en la actualidad la mitad de la superficie de la Red de Espacios Naturales presenta restricciones para el desarrollo de ésta. Especialmente teniendo una documentación enorme de casi todo el territorio, habría que facilitar una mejor gestión y búsqueda de los proyectos geológicos y mineros. (Siemcalsa, 2015).

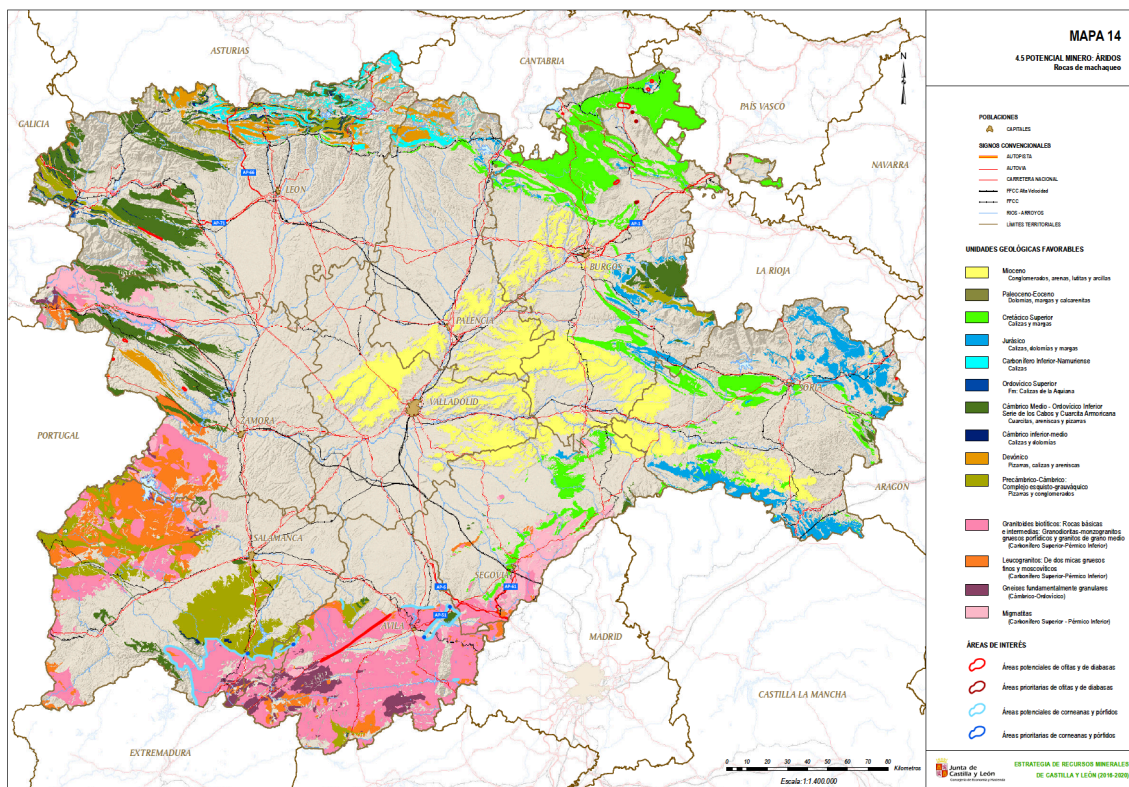


Figura 1 Mapa del Potencial Minero de Áridos de Machaqueo en CyL (SIEMCALSA, 2015)



1.2 CUARCITA ARMORICANA

En concreto, centrando la atención en el conjunto de Formaciones del Cámbrico-Ordovícico Inferior el cuál es predominantemente cuarcítico y constituye una litología muy competente y representa un nivel muy continuo, aparece en todo el territorio de la Comunidad de Castilla y León, incluso en todo el Macizo Ibérico.

Abundan los indicios de actividad pasada en una treintena de explotaciones repartidas fundamentalmente por la provincia de León y, en menor proporción, Segovia, Zamora y Salamanca habiéndose explotado en una quincena de localidades de esta provincia. Actualmente sigue siendo motivo de aprovechamiento situándose igualmente la mayor parte de los recursos de interés se centran igualmente en León con 4 canteras y en Segovia con otras 5 y, en menor grado, en Salamanca con 2 y Zamora con 1.

En relación a la provincia de Salamanca, el material extraído proveniente de esas explotaciones abandonadas se ha venido utilizando para áridos de carreteras, balasto de ferrocarril e incluso para el revestimiento de fachadas. En el Sinclinal de la Peña de Francia, existen buenos afloramientos, llegándose a alcanzar potencias del orden de 250 m. La principal explotación activa se encuentra situada al Norte de Ciudad Rodrigo, en la Sierra de Torralba, en donde BERMANFE, S.L. comercializa cerca de 170.000 t/año con destino al sector de la construcción y las obras públicas.

Las cuarcitas son rocas generalmente masivas, duras, de colores variados, bajo cuya denominación se incluyen tanto las rocas propiamente metamórficas compuestas esencialmente por cuarzo y generadas por la recristalización de areniscas, como aquellas areniscas de cuarzo cementadas por sílice que ha precipitado en continuidad óptica alrededor de los granos. Los procesos metamórficos producen la recristalización de los granos, generándose una disolución-precipitación en sus bordes y contornos, y soldándose sus elementos en una estructura extraordinariamente resistente que constituyen las cuarcitas.

2 CARACTERIZACIÓN DE LA EXPLOTACIÓN

La explotación para la que se diseña la voladura está basada en la Cantera de Torralba perteneciente a la empresa BERMANFE S.L. Se sitúa en la carretera N-620 PK 318 y pertenece al municipio de Ciudad Rodrigo.

El material explotado es cuarcita, concretamente Cuarcita Armoricana definida en los apartados anteriores. Se estiman unas reservas totales en la zona de 5.425.585 toneladas y su producción anual se estima en 170.000 toneladas. Se destina principalmente a áridos de obra civil, especialmente durante construcción de la autopista de castilla A-62. También tiene una gran aplicación como balasto de vías de ferrocarril.



Figura 2 Vista en planta de la cantera de Torralba de áridos de cuarcita

A partir de esta información básica sobre la cantera, se va a poder realizar una estimación preliminar del volumen de producción necesario por cada voladura; y por consiguiente se estimarán también las dimensiones del banco así como el número de barrenos.

Para comenzar se realizan una serie de consideraciones. La primera es que el frente de explotación tiene una altura de 15m, congruente con el tamaño de la explotación y la morfología del yacimiento. Además, este tamaño se considera más económico de operar y menos peligroso. Por encima de esta altura, la pila de material podría ser más alta que el óptimo de la máquina de carga y el frente de difícil acceso para su saneo posterior.

La segunda consideración es que el frente estará constituido únicamente por la litología Cuarcita Armoricana. Considerando las siguientes propiedades:

- $\rho = 2,63 \text{ g/cm}^3$
- $\sigma = 115 \text{ MPa}$

A partir de la producción anual y de la densidad voy a poder conocer cuánto volumen es extraído:

$$\text{Vol. Anual} = \frac{\text{Producción Anual}}{\text{Densidad Roca}} = \frac{170.000 \text{ t/año}}{2,63 \text{ t/m}^3} = 64.638,78 \text{ m}^3/\text{año}$$

$$\text{Vol. Mensual} = \frac{\text{Vol. Anual}}{12 \text{ meses}} = \frac{64.638,78 \text{ m}^3/\text{año}}{12 \text{ meses}} = 5.386,57 \text{ m}^3/\text{mes}$$

Dado el pequeño tamaño de la cantera se presupone la realización de 2 voladuras al mes que serán apropiadas para abastecer las necesidades de producción.

$$\text{Vol. Voladura} = \frac{\text{Vol. Mensual}}{n^{\circ} \text{ Voladuras/mes}} = \frac{5.386,57 \text{ m}^3/\text{mes}}{2} = 2.693,28 \text{ m}^3$$

Si además se considera una relación básica de la geometría del banco como es una relación entre espaciamiento “E” y piedra “V” de 1,25 se podrá hacer una estimación inicial del número de barrenos a ejecutar para arrancar un volumen de roca que satisfaga las necesidades.

$$V_b = E \cdot V \cdot H_b$$

Dónde:

V_b = Volumen desalojado por un barreno en m^3 .

E = Espaciamiento entre los emboquilles de la misma fila los barrenos en m.

V = Piedra o distancia de los emboquilles al frente en m.

H_b = Altura de banco en m.

Partiendo de la ya conocida altura del banco, hay que presuponer las otras 2 dimensiones del paralelepípedo volado por cada barreno. Como punto de partida utilizamos la sugerencia de Guía de Buenas Prácticas en el Diseño y Ejecución de Voladuras en Banco (Muñoz García. 2015):

$$V = 30 \text{ a } 45 \cdot \frac{D}{1000} = 30 \cdot \frac{110 \text{ mm}}{1000} = 3,3 \text{ m}$$

Por lo tanto, el espaciamiento y el volumen por barreno resultan respectivamente:

$$E = 1,25 \cdot V = 1,25 \cdot 3,3 \text{ m} = 4,125 \text{ m}$$

$$V_b = 4,125 \text{ m} \cdot 3,3 \text{ m} \cdot 15 \text{ m} = 204,19 \text{ m}^3$$

Para conseguir ese volumen por voladura, utilizaremos al menos 14 barrenos:

$$\text{Vol. Voladura} = V_b \cdot 14 = 2.858,63 \text{ m}^3$$

El número de barrenos se obtiene dividiendo el volumen por voladura por el de cada barreno:

$$n^{\circ} \text{ Barrenos} = \frac{\text{Vol. Voladura}}{V_b} = \frac{2.693,28 \text{ m}^3}{204,19 \text{ m}^3} = 13,2 \text{ barrenos/voladura}$$



3 CARACTERIZACIÓN DEL MEDIO

3.1 GEOLOGÍA

Geológicamente, el municipio de Ciudad Rodrigo se encuentra en el contacto entre la cuenca terciaria del Duero y el zócalo de la zona Centro-Ibérica del Macizo Ibérico.

La cuenca continental del Duero se sitúa en el noroeste peninsular, y tiene una extensión próxima a los 50.000 km². Comenzó a formarse hace 65 M.a. pero en este área, la época más significativa está en torno al desarrollo del Sistema Central en el Mioceno, y también la Sierra de Torralba dónde se ubica la cantera.

La Zona Centro-Ibérica es la más extensa y heterogénea de las que constituyen el Macizo Hespérico. Se caracteriza por la abundancia de rocas ígneas intrusivas y la heterogeneidad del metamorfismo. Coexisten áreas con metamorfismo de alto grado con otras sin metamorfismo. En su extremo noroccidental, en Galicia y norte de Portugal, existen grandes extensiones de rocas ultrabásicas de origen muy profundo, se sitúa en el manto terrestre. En el resto de la zona predominan rocas precámbricas y cámbricas que constituyen el zócalo sobre el que se depositaron el resto de las rocas paleozoicas. De entre éstas destaca por su uniformidad y extensión la conocida como Cuarcita Armoricana (Ordovícico), que resalta en la región formando grandes relieves cuándo aflora cómo en la Sierra de Torralba.

La ubicación de la zona de estudio está justo estudio Mapa Geológico de España (MAGNA) a escala 1:50.000, nº 526 Serradilla del Arroyo cómo se puede encontrar en los anexos de este documento. Con objeto de obtener una imagen más centrada y representativa el visualizador web de la página del Ministerio permite obtener la imagen.

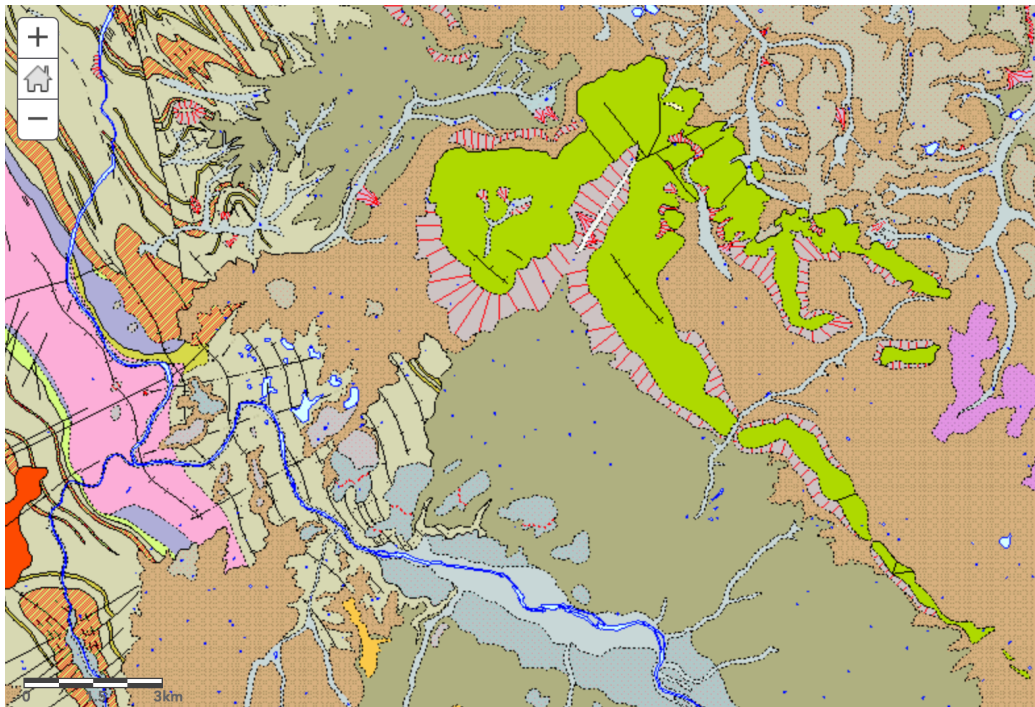


Figura 3 Imagen del mapa geológico del IGME con la cantera indicada (Visor web MAGNA)

LEYENDA

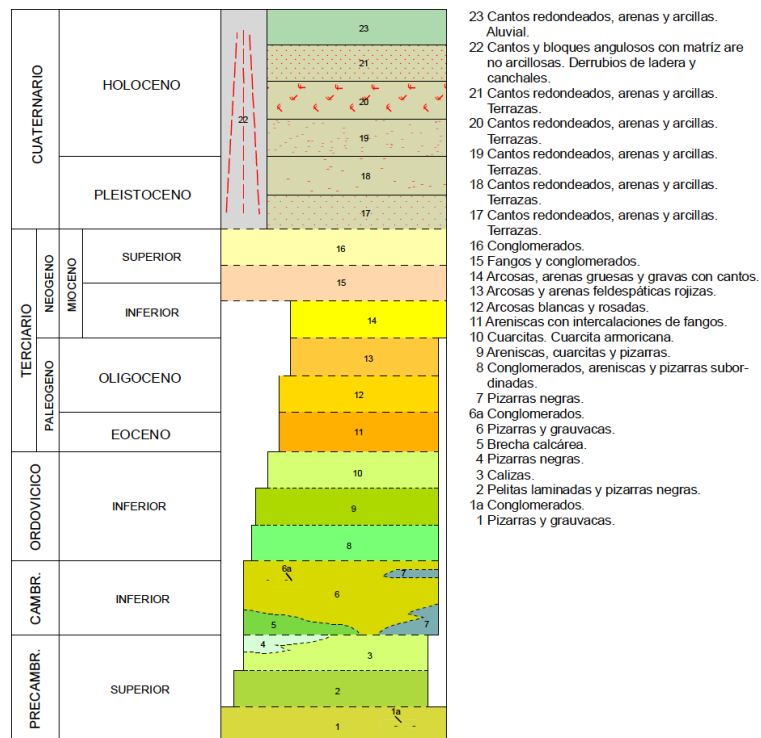


Figura 4 Leyenda del MAGNA hoja 526

Localmente en la zona de estudio solo vamos a encontrar dos o tres formaciones diferenciadas:

❖ **Formación Cuarcita Armoricana:** Se trata de una unidad característica en la Zona Centroibérica, más competente que el resto de la sucesión paleozoica principalmente pizarrosa. Destaca así con relieves en el paisaje, reflejando con claridad las estructuras hercínicas. Estas cuarcitas aparecen bien estratificadas, con superficies planares netas y con ripples a techo de algunos de los bancos. En superficie algunos óxidos les dan colores violáceos, pero al partirlas muestran un color blanco característico. La sucesión puede presentar algunas intercalaciones de niveles pizarrosos con los de cuarcitas masivas, llegando a pasar a techo a arcosas, cómo sucede al Este de la sierra. La potencia en zonas de pliegues verticales, cómo es el caso, está alrededor de los 150-300 m. Su formación sedimentaria es producto de la formación de barras arenosas en condiciones supramareales o submareales de alta energía.



Figura 5 Detalle de la Cuarcita Armoricana



Figura 6 Imagen de un sinclinal de la Formación Cuarcita Armoricana.

- ❖ **Formación Arcosas de la Alamedilla:** se trata de un arcósico y arenoso, que no llega a ser roca por su ausencia de cementación silíceo y que posee un característico color blanco, rosado y hasta verdoso. Se forman entre el Paleoceno y el Eoceno; y estratigráficamente se encuentran sobre la unidad inferior de Areniscas de Salamanca y debajo de las arcosas y arenas feldespáticas rojizas.
 - El primer nivel está: constituido por un nivel conglomerático muy cementado con un intenso color blanco. En su composición todavía se encuentran granos y bloques de esquistos, cuarcitas con una matriz arenosa y una cementación arcillosa.
 - Se componen por cantos y granos redondeados de cuarzo, feldespato potásico y filosilicatos, en secuencias granodecipientes; todos ellos contenidos en distintas proporciones según el tramo de que se trate, ya que existe una clara diferenciación, entre los tramos arenosos con matriz limo-arcillosa y los limo-arcillosos.



Figura 7 Afloramiento de la Formación Arcosas de la Alamedilla.

- ❖ **Formación Derrubios:** Cantos y bloques angulosos con matriz arenosa arcillosa. Derrubios de ladera y canchales. Se trata de depósitos gravitacionales junto a los relieves paleozoicos. Por lo que es una amalgama casi continua de fragmentos angulosos de edades anteriores como pizarras, y cuarcitas de tamaño inferior a 20cm con una matriz areno-arcillosa depositadas a lo largo de todo el suelo, pero con especial concentración en las zonas mencionadas.

3.2 GEOMORFOLOGÍA

Este afloramiento cuarcítico es debido a la presencia de un pequeño sinclinal que ha resistido a la erosión gracias a la dureza característica de la cuarcita armoricana.

La estratificación característica de esta formación del Ordovícico inferior se moldeó al tratarse de un antiguo mar o perillanura, que posteriormente fueron sometidas a grandes presiones durante las orogénias posteriores que provocaron la formación de los sinclinales y de las familias de diaclasas debido a esos esfuerzos.



En la evolución de los materiales del zócalo metasedimentario a lo largo del tiempo han sido plegados, erosionados, fracturados, elevados y afectados por la erosión diferencial.

El plegamiento principal corresponde a la primera fase hercínica que ya encuentra plegados los materiales preordovícicos. Conjuntamente se produce la fracturación tardivarisca que ocasiona las familias de fracturas N10-20°E y N40-50°E, perpendiculares a los pliegues. Con las estructuras erosionadas, a pesar de constituir un resalte respecto a las áreas aledañas en la actualidad por su naturaleza litológica, el ciclo alpino reactiva fracturas, disloca bloques y eleva el conjunto, acentuando la capacidad erosiva de la esorrentía superficial y la incisión lineal.

3.3 HIDROGEOLOGÍA

Esta zona está englobada dentro de la Cuenca Hidrográfica del Duero, con el curso más cercano el río Agueda. La presencia de agua en el macizo está directamente relacionada con las familias de diaclasas hercínicas principalmente. En superficie no son apreciables debido a que la observación se ha realizado en estación seca, no obstante, a pesar de tratarse de un macizo bastante competente a las profundidades de excavación de taladros es probable la presencia de humedades.

4 CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

Cómo se ha definido, el macizo de cuarcita armoricana está constituida por rocas muy duras y sanas, de capacidad portante muy alta, que necesitan voladuras para su apropiada explotación.

La estabilidad frente a la excavación vendrá gobernada por la presencia y la orientación de las diaclasas y fallas respecto la inclinación del frente. Desde el punto de vista de la estabilidad de los taludes, este grupo admite para taludes bajos inclinaciones del tipo 1:2 y 1:3 siempre que no existan condiciones locales que provoquen el descalce de cuñas y bloques formados por las discontinuidades, especialmente en condiciones de trazado oblicuo a la estratificación o esquistosidad.

En este caso las diaclasas van a ser perpendiculares a él y no suponen ningún riesgo, pero los planos de estratificación buzarán hacia el frente con lo que es muy previsible que se produzcan caídas de bloques no peligrosos.



Figura 8 Vista general del frente de explotación de la cantera en la Sierra de Torralba.

A continuación, se cuantifica la caracterización geomecánica por medio de la clasificación Rock Mass Rating “RMR”. Los parámetros del RMR son evaluados por

medio de unos rangos de valores y descripciones que se basan en los siguientes factores:

- La resistencia uniaxial de la matriz rocosa
- Grado de fracturación en términos de Rock Quality Designation (RQD)
- Condiciones de las discontinuidades
- Espaciado de las discontinuidades
- Orientación de las discontinuidades
- Condiciones hidrogeológicas.

Resistencia del material intacto	Carga Puntual	> 10 Mpa	4 - 10 MPa	2 - 40 MPa	2 - 1 MPa	Para rangos bajos de compresión inconfina da			
	Compresión inconfina da	> 250 Mpa	100-250 Mpa	50-100 Mpa	25-50 Mpa	5 - 25 Mpa	1 - 5 Mpa	< 1 Mpa	
Puntuación		15	12	7	4	2	1	0	12
RQD		90 - 100%	75 - 90%	50-75%	25-50%	<25%			
Puntuación		20	17	13	8	3			20
Espaciamiento entre discontinuidades		> 2 m	0,6-2 m	200-600 mm	60-200 mm	< 60 mm			
Puntuación		20	15	10	8	5			15
Condición de las discontinuidades		Superficies muy rugosas No continuas No separadas Paredes impermeables	Superficies levemente rugosas separación menor a 1m paredes levemente permeables	Superficies levemente rugosas Separación menor de 1m paredes altamente permeables	Rugosidades < de 5mm continuas separaciones entre 1 y 1.5mm	Rugosidades > de 5mm continuas separación > 5mm			
Puntuación		30	25	20	10	0			25
Agua subterránea	Flujo por 10 m de túnel	Ninguno	< 10	10 - 25.	25 - 125	> 125			
	Presión del agua en las juntas (Esfuerzo principal mayor)	0	< 0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	> 0,5			
	Condiciones generales	Seco por completo	Húmedo	Mojado	Saturado	Flujo			
Puntuación		15	10	7	4	0			15

Tabla 1 Parámetros de clasificación del RMR

Clases de masas rocosas determinadas con los valores totales					
Valor	100-81	80-61	60-41	40-21	< 20
Clase	I	II	III	IV	V
Descripción	Roca muy buena	Roca buena	Roca media	Roca pobre	Roca muy pobre

Tabla 2 Categorías del resultado del RMR

El macizo queda clasificado según su puntuación obtenida con los criterios de Beniaowski. Ya se sabía tras el estudio geológico, que el macizo está en buen estado, pero de ahora en adelante se considera como una roca muy buena (Clase I) desde el punto de vista geomecánico con la puntuación de 86.

4.1 ÍNDICE DE VOLABILIDAD

A partir de esta calificación de la roca, se puede proceder a la estimación de un parámetro que describe la cantidad de explosivo necesario. El índice de Blastability (Lilly, 1987) resultó de su observación de que los datos sobre la ruptura de rocas eran generalmente de estimaciones de operadores y / o consultores encargados de ejecutar tareas de ruptura de rocas. A día de hoy en la práctica, a pesar de la abundante disponibilidad de información y métodos de recopilación de datos, la experiencia del personal de las distintas ingenierías involucradas es lo que proporciona el material para los estudios de la fragmentación de rocas todavía. La fórmula mencionada es:

$$BI = 0,5(RMD + JPS + JPO + SGI + RSI)$$

Dónde:

BI = Índice de Volabilidad.

RMD = Descripción del macizo rocoso

- Masivo 50
- Fracturado 40
- Muy fracturado 30
- Fracturado dislocado o agrietado 20
- Desintegrado o polvoriento 10

JPS = espaciamento entre planos de las juntas.

- Espaciamiento mayor a la malla de perforación 50
- Espaciamiento de 1m 30
- Espaciamiento de 0.2 a 1m 20
- Espaciamiento menor a 0.2 m 10

JPO = Orientación de los planos de juntas

- Horizontal 10
- Manteado hacia el banco 20
- Perpendicular hacia l cara libre 30
- Manteado hacia la cara libre

SGI = Influencia de peso específico de la roca.

$$SGI = 25 \cdot SG - 50$$

RSI = Influencia de la resistencia de la roca.

$$RSI = 0,5 \cdot \sigma_c$$

RMD	Masivo	50
JPS	Medio (0,1-1m)	20
JPO	Buzamiento coincidente con el frente	40
SGI	$25 \cdot (2,63 \text{g/cm}^3) - 50$	15,75
RSI	$0,5 \cdot 115 \text{ MPa}$	5,75
BI		65,75

A partir de este dato, existe una correlación que permitirá conocer dos parámetros que describen el explosivo necesitado y así realizar una primera aproximación de la cantidad de explosivo que debemos utilizar.

$$CE = 0,04 \cdot BI$$

$$FE = 0,015 \cdot BI$$

Este consumo específico "CE" describe los kg de ANFO por tonelada de roca a utilizar. Todavía habrá que convertirlo al consumo por volumen utilizado en los cálculos habituales multiplicándolo por la densidad de la roca. A su vez, también conoceremos el Factor de Energía "FE".



CE	0,263 kg ANFO/t
CE vol	0,692 kg/m ³
FE	0,987 MJ/t

Si se compara el CE obtenido con las tablas de valores de referencia, vemos que nos correspondería con una roca muy resistente como se aprecia en la siguiente tabla (López Jimeno et al, 1987):

<u>Aproximación</u>	CE [kg/m ³]	
Rocas masivas muy resistentes	0,6	1,5
Rocas de resistencia media	0,3	0,6
Rocas blandas o muy fracturadas	0,1	0,3



5 FUNCIONAMIENTO Y CONSIDERACIONES EN VOLADURAS

5.1 MECANISMOS DE ROTURA DE LA ROCA

La detonación de una carga explosiva dentro de un barreno provoca una liberación súbita de energía por la creación de un gran volumen de gases a alta presión y temperatura.

La energía se traspa a la roca cómo una onda de choque realizando un trabajo mecánico en una serie de fases. Primero se produce una fuerte onda de compresión concéntrica desde el barreno, que pulveriza por completo la roca en un fino anillo que rodea el barreno y con una intensidad decreciente según avanza. Esta onda de compresión tritura la roca mientras su amplitud sea superior a la resistencia de rotura a compresión de esta. Se producen de este modo una serie de grietas radiales de una longitud reducida y finalmente las ondas continúan provocando la vibración en el terreno sin afectar la integridad del material. Cuando la onda alcanza la cara libre, que es una superficie de cambio a un medio de menor densidad, se refleja en la roca como una onda de tracción. Debido a que la resistencia de rotura a tracción de la roca es del orden de 5 a 10 veces inferior a su resistencia a compresión, se produce la fragmentación del material entre el barreno y la cara libre.

A continuación, se produce la expansión de los gases de detonación que utilizan los huecos de las fracturas de la roca provocando el desplazamiento del material. La existencia de caras libres es fundamental para poder fragmentar correctamente la roca. En la mayoría de aplicaciones es necesario comenzar la secuencia por aquellos barrenos adyacentes a una o más caras libres.

La secuenciación de la pega mejora la fragmentación si permite que los primeros barrenos en detonar vayan abriendo sucesivas caras libres a los que irán detonando inmediatamente después.

No se realiza un total aprovechamiento de esta energía para fracturar la roca; sino que existen una serie de comportamientos que provocan pérdidas relacionadas como son:

- Calor residual en los productos de explosión.
- Calor empleado en la evaporación del agua en el interior del barreno.
- Calor consumido en aumentar la temperatura de la roca que rodea la carga.
- Pérdidas de calor a la atmósfera.
- Ruido y vibración.

5.2 FACTORES QUE CONDICIONAN Y AFECTAN AL RENDIMIENTO DE LA VOLADURA

El resultado de la voladura va a estar influenciado por una serie de factores que son:

- Presencia de agua
- Tipo de explosivo
- Tipo de roca
- Diámetro de barreno: Grado de acoplamiento
- Fragmentación

5.2.1 PRESENCIA DE AGUA

La presencia de agua en el barreno imposibilita la utilización de algunos de los explosivos tipo ANFO ya que el nitrato amónico se disuelve en agua. Se podría desahogar el agua y utilizar envoltorio protector si se trata de agua infiltrada, pero en este caso se desestima.

5.2.2 TIPO DE EXPLOSIVO

En función del tipo de explosivo que se seleccione, van a cambiar sus propiedades físicas cómo la densidad que en general se considera proporcional a la concentración de energía. Como también van a afectar el diámetro del barreno y la presencia de agua, se habla mejor de carga lineal por metro de barreno que considera la influencia de estos dos factores.

5.2.3 TIPO DE ROCA

Impedancia característica es el producto de la velocidad de detonación por la densidad del explosivo. Se busca que este parámetro sea superior al característico de la roca a fragmentar, que se define como el producto de la densidad por la velocidad de translación de las ondas P.

5.2.4 DIÁMETRO DEL BARRENO: GRADO DE ACOPLAMIENTO

El trabajo potencial del explosivo es función directa del calor total de explosión, siempre y cuándo se considere el efecto que provoca la energía que depende de con cuanto explosivo se va rellenar el barreno en función de su diámetro.

Este parámetro se puede expresar como el porcentaje de la sección transversal del barreno que queda cargada. Dando lugar a la utilización máxima de esta energía cuando el explosivo llena por completo el volumen del barreno, como sucede con la utilización de explosivos a granel. Cuando se utilizan explosivo encarchutado, existe una cámara de aire entre este y la pared del barreno que provoca una reducción de la presión de detonación efectiva. Se cuantifica con la siguiente fórmula:

$$PB_d = PB \left(\frac{\varnothing_e}{\varnothing_b} \right)^{2,4}$$

5.2.5 FRAGMENTACIÓN

El modelo empírico más conocido es el modelo de Kuz-Ram y Cunningham (Cunningham, 1983). Es el enfoque más utilizado para la predicción de la fragmentación de rocas. Este modelo no simula el crecimiento de la fractura por gas u ondas, sino que simplemente utiliza el diseño de la onda expansiva y los factores de la roca en una ecuación empírica para predecir la distribución del tamaño de la fragmentación. Los resultados de predicción de la fragmentación muestran una buena correlación con los resultados de los modelos numéricos y, por lo tanto, el modelo de Kuz-Ram es una herramienta de predicción de la fragmentación relativa simple y rápida.

Se utiliza la estimación del tamaño medio dado por la fórmula:

$$X_{50} = Fr \cdot CE^{-0,8} \cdot Q_b^{1/6} \cdot \left(\frac{115}{PRP}\right)^{19/30}$$

Donde:

Tb = Tamaño medio de los fragmentos de voladuras (cm).

Fr = Factor de roca.

- Rocas muy blandas $Fr = 3$
- Rocas blandas $Fr = 5$
- Rocas medias $Fr = 7$
- Rocas duras, fisuradas $Fr = 10$
- Rocas duras, homogéneas $Fr = 13$

CE = Consumo específico kg/m^3

Q_b = Carga de explosivo dentro del barreno (kg).

PRP = Potencia Relativa en Peso del explosivo introducido en el barreno
(ANFO = 100, TNT = 115).

Para este cálculo preliminar, podemos utilizar tanto el CE calculado previamente con la fórmula de Lilly, cómo la carga por barreno multiplicando ese valor por el volumen que ocupa cada barreno.

$$Q_b = CE \cdot V_b = 0,69 \cdot 204,19 \text{ m} = 141,23 \text{ kg}$$

Además, existe una correlación para el factor de roca también con las fórmulas de Lilly, en este caso a partir del índice de volabilidad. Esa correlación es:

$$Fr = 0,12 \cdot BI = 0,12 \cdot 65,75 = 7,89$$

Por lo tanto, el resultado de la fragmentación obtenido será:

CE	0,69 kg/m^3
Fr	7,89
Q_b	141,23 kg
PRP	100
X_{50}	26,46 cm

Normalmente, en las canteras de áridos existe una limitación de este tamaño acorde al equipo que se encarga de machacar posteriormente los fragmentos producidos para adaptarlos al uso de destino (López Jimeno et al, 2003). Como referencia se utiliza la fórmula:

$$T_b < 0,8 \cdot AD$$

Siendo AD el máximo tamaño que admite la machacadora.

5.3 DESCRIPCIÓN Y ELECCIÓN DE LOS EXPLOSIVO A UTILIZAR

DINAMITA GELATINOSA

Explosivo que se caracteriza por un contenido de nitroglicerina de en torno al 30 - 40% además de nitrocelulosa, tiene una densidad que varía entre 1,40 - 1,55 g/cm³. Se emplean como carga de fondo, donde trabajan de manera muy eficiente en todo tipo de rocas por su gran potencia, especialmente en rocas masivas de gran dureza. Además, funcionan como iniciador muy potente para explosivos tipo ANFO y emulsiones.

El contenido en nitroglicerina encargado de la sensibilización de la mezcla, también juega un papel contraproducente al poder detonar al sufrir impactos mecánicos. Con lo que hay que tomar especiales precauciones tanto en el transporte como en las tareas de carga al poder haber cartuchos sin detonar.

ANFO

Se trata de una mezcla de nitrato amónico poroso con gasoil. Debido a su consistencia granular y a la solubilidad del nitrato amónico, no es resistente al agua, por lo que su aplicación en barrenos que contengan este elemento está totalmente desaconsejada. El ANFO tiene una densidad muy baja, inferior al agua, en torno 0,8 g/cm³.

Su utilización generalizada es a granel, distribuyéndose en sacos, lo que permitirá ocupar el volumen de barreno en su totalidad. Los problemas por poco acoplamiento quedan solventados al ocupar la totalidad del barreno, pero se debe



de controlar en caso de existencia de grietas y cavidades que podrían generar otros riesgos por proyecciones.

GELES

Son una suspensión saturada de nitrato amónico y otras sales, mezcladas con combustibles y agentes espesantes como la goma guar. La mezcla es resistente al agua sólo cuando está debidamente reticulada. No contienen sustancias explosivas en su formulación.

Se comercializan encartuchados y se encuentran disponibles en diferentes grados de energías. Sus usos pueden ser varios: cebo para ANFO, carga de fondo en barrenos de rocas de dureza media a baja y carga de columna de barrenos con agua.

Su densidad varía entre $1,20 \text{ g/cm}^3$ y $1,25 \text{ g/cm}^3$. Están sensibilizados con burbujas de gas por lo que son propensos a sufrir muerte por presión en determinadas circunstancias.

EMULSIONES

Se trata de un producto que consiste en una emulsión tipo agua en aceite, donde la fase dispersa es una solución acuosa de nitrato amónico y la fase continua es una mezcla oleosa de aceites y ceras. Ambas fases se encuentran estabilizadas por un agente emulsionante dando una mezcla resistente al agua. Al igual que los hidrogeles no contienen sustancias explosivas en su formulación. Dentro de la amplia variedad, cabe destacar que aumentando el contenido de aluminio se mejora el calor de explosión, llegando a superar en RBS a la dinamita.

Su densidad varía entre $1,20 \text{ g/cm}^3$ y $1,30 \text{ g/cm}^3$ y tienen una velocidad de detonación elevada. Se usan como carga de columna reduciendo el contenido en aluminio cuando hay presencia de agua, o también como carga de fondo en la muchas de las voladuras dada su alta capacidad energética. Además, se les añade un elemento sensibilizante que normalmente se trata de burbujas de gas pero en grandes profundidades se utilizan microesferas de vidrio.

5.4 ELECCIÓN DE EXPLOSIVOS

Siguiendo la normativa correspondiente detallada en la ITC 10.0.01, se han escogido para la ejecución de la voladura los explosivos tipo dinamita gelatinosa y tipo ANFO ofertados por la empresa MAXAM.

Carga de fondo

Se decide emplear la dinamita gelatinosa Riodin en formato cartucho de 80 mm de diámetro, 600 mm de longitud, y peso de 4.167 g. Su potencia relativa en peso de 135% respecto al ANFO viene proporcionada en los catálogos de la marca. Por la similitud de las propiedades esta dinamita gelatinosa con la goma o TNT, se considera equivalente en los futuros cálculos.

Carga de columna

En este caso se opta por el explosivo por excelencia en voladuras que es el ANFO bajo el nombre Nagolita. Ya que no hay presencia de agua es la opción ideal, además se dispondrá en sacos a granel.

	Longitud	Diámetro	Masa Ud.	ρ_{exp}	PRP _{ANFO}	PRP _{GOMA}
RIODIN	600 mm	80 mm	4.167 g	1,45g/cm ³	135%	100%
NAGOLITA	-	-	25 kg	0,8 g/cm ³	100%	74%

Tabla 3 Resumen de los explosivos utilizados

En el caso de los explosivos distribuidos en cartuchos, se desconoce la densidad efectiva " ρ_e " dentro de este barreno. Parámetro necesario para poder realizar el diseño de la voladura. Se calcula considerando la masa de un cartucho en un volumen correspondiente al cilindro con el diámetro del barreno:

$$\rho_e = \frac{m}{\pi \cdot \left(\frac{\varnothing_b}{2}\right)^2 \cdot l} = \frac{4.167 \text{ g}}{\pi \cdot \left(\frac{110 \text{ mm}}{2}\right)^2 \cdot 600 \text{ mm}} = 0,731 \text{ g/cm}^3$$

6 DISEÑO DE LA VOLADURA

El método de la carga selectiva (Langefors y Kihlström, 1987), desarrollada principalmente en base a datos obtenidos con rocas duras y diámetros pequeños, tiene en tales circunstancias el mayor grado de verosimilitud. Por lo que se adecúa perfectamente a las características de la roca existente y diámetro elegido. Mediante este método obtendremos una distribución de cargas por tramos del barreno, con objeto de conseguir aproximadamente, una carga de fondo entre 2 y 2,5 veces la energía de carga de columna.

Los requerimientos de cualquier diseño de voladura deben cumplir:

- Ser seguro.
- Garantizar resultados óptimos para las condiciones de operaciones existentes.
- Proporcionar una flexibilidad adecuada.
- Ser sencillo en la práctica.

Se debe llegar a un balance entre el diseño de la perforación, la selección adecuada del explosivo y la secuenciación de cargas para producir la correcta fragmentación del material. La geometría de la voladura se define mediante la determinación de los siguientes factores:

- Posición de los barrenos
- Longitud de cada barreno
- Diámetro de perforación
- Azimut e inclinación de la perforación
- Malla de perforación

A continuación, se definen los parámetros geométricos que se van a utilizar en el cálculo y cómo influyen en los resultados obtenidos (López Jimeno et al, 2003).



Figura 9 Parámetros geométricos para el diseño de la voladura (López Jimeno et al, 2003).

D = Diámetro de perforación

Es el primer parámetro controlable el cual se puede asumir dependiendo del tipo de voladura a realizar. La selección del diámetro adecuado del barreno para cualquier trabajo de voladura, requiere una evaluación de dos partes:

- El efecto del diámetro del barreno en la fragmentación, sobre presión de aire, roca en vuelo y vibración del terreno.
- Influencia en la parte económica específicamente en la barrenación

Cuando se usan mezclas de ANFO/emulsión a granel, se hace un uso más eficiente de la perforación ya que el explosivo ocupa todo el volumen de barreno. Además, el explosivo trabaja sensiblemente mejor en diámetros mayores. En este caso se puede optimizar mejor el coste de perforación por metro cúbico.

H = Altura de Banco

Distancia vertical comprendida desde la superficie horizontal superior a la inferior. La altura está en función del equipo de excavación y carga, del diámetro de perforación, la resistencia de la roca, la estructura geológica, la estabilidad del talud y los aspectos de seguridad.



Las alturas de banco entre 10 y 15 metros se consideran las más económicas de operar y menos peligrosas. Por encima de esta altura, la pila de material podría ser más alta que el óptimo de la máquina de carga y el frente de difícil acceso para su saneo posterior.

La altura afecta al resultado de la voladura de diferentes formas. Si la altura de banco no es suficientemente grande, no se puede alcanzar la piedra y el espaciamiento óptimos. (Muñoz García, 2015)

L = Longitud del taladro

La longitud de perforación o taladro tiene marcada influencia en el diseño total de la voladura, principalmente para el cálculo de diámetro, piedra y espaciado (Exsa, 2001).

Es la suma de altura de banco más la sobre-perforación necesaria por debajo del nivel o rasante del piso. Un buen cálculo de la longitud del barreno garantiza buena rotura final, evitar que queden lomos o resaltos, a su vez evita la rotura secundaria por sobretamaños.

V = Piedra

También denominada burden es la distancia de menor resistencia a la cara libre. Es la distancia desde el pie o eje del taladro a la cara libre perpendicular más cercana. También la distancia entre filas de taladros en una voladura.

Se considera el parámetro más determinante de la voladura. Depende básicamente del diámetro de perforación, de las propiedades de la roca, altura de banco y las especificaciones del explosivo a emplear.

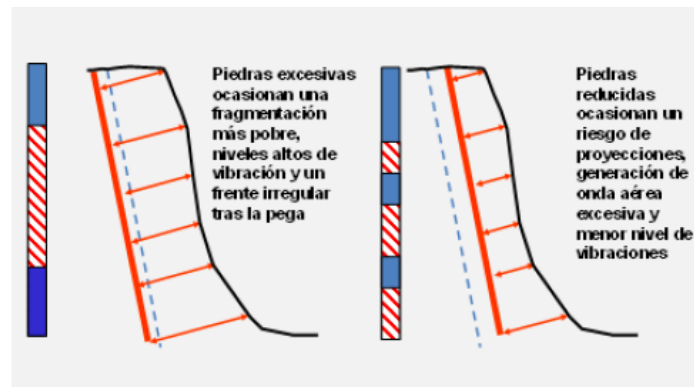


Figura 10 Influencias del incorrecto dimensionamiento de la piedra (Muñoz García, 2015)

Dado la complejidad de su cálculo, se opta por establecer la piedra de diseño en cada condición de voladura como el resultado de un proceso de prueba y error. Se necesita, sin embargo, un punto de partida para comenzar este proceso. Se puede establecer a partir de la siguiente simple ecuación (Muñoz García, 2015):

$$V[m] = \frac{(30 \text{ a } 45) \cdot D[mm]}{1000}$$

E = Espaciamento

Es la distancia entre taladros de una misma fila que se disparan con un mismo tiempo de retardo o con retardos diferentes y mayores en la misma fila.

El espaciamento debe ser entre 1 y 1,25 veces la piedra para una mejor fragmentación. Si B es inferior a 1,25 hay una distribución de la fragmentación más uniforme.

Unos espaciamentos excesivos producen un frente irregular y la fragmentación contendrá una proporción más alta tanto de finos como de sobretamaños. (Muñoz García, 2015)

Sp = Sobreperforación

La sobreperforación define la profundidad a la cual se debe perforar el barreno por debajo del nivel base propuesto, este parámetro mejora la superficie post-voladura y es importante para que para mantener la rasante del piso. Tendrá un valor hasta un máximo de un tercio de la piedra.

Si este parámetro es insuficiente, normalmente obtendrá una superficie con repiés, pero si es excesiva puede crear socavaciones, incremento de las vibraciones, que su vez aumentará los costos de perforación (Exsa, 2001).

R = Retacado

Normalmente el taladro no se llena hasta la parte superior con explosivo; un porcentaje aproximado del 30% se rellena con material inerte el cual tiene la función de retener los gases generados durante la detonación a lo cual se denomina retacado. La principal función de este parámetro es evitar la fuga de gases por la boca del taladro, de esta forma los gases concentrados trabajan en función de la fragmentación. (Exsa, 2001).

Si el taco es insuficiente, además de la fuga parcial de gases se puede presentar proyección de fragmentos y fuerte ruido por onda aérea. Si el taco es excesivo, la energía se concentrará al fondo del taladro, dejando gran cantidad de bloques en la parte superior del barreno, dando como resultado una fragmentación irregular por el fisuramiento natural de la roca.

Lb = Longitud del barreno

Es la suma de altura de banco más la sobreperforación necesaria en el caso de taladros verticales, si hay inclinación es la suma de los tramos con carga y el retacado. Un buen cálculo de la longitud del barreno garantiza buena rotura final, evitar que queden repiés, a su vez evita la rotura secundaria por sobretamaños.

La longitud de perforación tiene marcada influencia en el diseño total de la voladura, principalmente para el cálculo de diámetro, piedra y espaciamiento.

C_f = Carga de fondo

Representa la cantidad de explosivo en kg que se introduce en el fondo del barreno.

C_c = Carga de columna

Representa la cantidad de explosivo en kg que se sitúa entre la carga de fondo y el retacado.

V/H = Inclinación de los barrenos.

Es el ángulo de inclinación que se da a los barrenos durante la perforación, es un parámetro de diseño común en canteras de roca blanda y alturas de bancos altos aproximadamente entre 15 y 20m.

La perforación inclinada, paralela a la cara libre del banco, buscando siempre mantener uniforme la piedra en toda la longitud del barreno, proporciona mejor fragmentación, menor consumo específico de explosivos y dejan taludes pos-voladura con cara libre más estables (Exsa, 2001).

Con la inclinación de los barrenos, la longitud de barreno aumenta, a su vez la sobreperforación disminuye; este ángulo se mide con respecto a la vertical en grados sexagesimales o a partir de la pendiente.

6.1 CÁLCULO DE LA VOLADURA

En los apartados anteriores hemos definido ya algunos parámetros que se utilizan como punto de partida en el cálculo de la voladura como son:

- Altura del banco
- Diámetro del barreno
- Inclinación del barreno
- Relación E/V

Para el uso apropiado de la Teoría de Carga Selectiva se van a utilizar los siguientes datos tabulados respecto a las variables:

- Carga Específico “c”
- Factor de fijación “f”

La carga específica definida como cantidad de explosivo en kg. necesaria para arrancar un m³ de roca es lo mismo que el consumo específico “CE”. A pesar de que se conoce el CE para la litología del banco, se prefiere utilizar estos valores por posibles discrepancias entre los métodos empíricos de cálculo de esta variable. Por lo tanto, en función del tipo de roca y el tipo de operación determinan la cantidad de explosivo necesaria para obtener una fragmentación efectiva.

En voladuras en cantera, este consumo específico suele estar entre 0,3 – 0,5 kg/m³ en materiales duros y competentes como granito o cuarcita. En materiales más blandos y más fracturados de manera natural, el consumo específico está entorno de 0,14 – 0,25 kg/m³ (Rodríguez Díez, 2016)

Macizo Rocoso	c
Granitos o Rocas muy duras masivas	0,6
Caliza	0,4
Margas/Pizarra fracturada	0,2

Tabla 4 Cargas específicas de referencia

Además, se corrige esta carga específica para convertirlo en el factor de roca "k" mediante la siguiente expresión (López Jimeno et al, 2003):

$$k = 0,05 + c = 0,05 + 0,5 = 0,55$$

Por otro lado, el factor de fijación indica la inclinación del barreno. Esta inclinación permite un uso más efectivo de la energía del explosivo en el pie del banco y en la zona del retacado ya que hay una mayor proporción de carga que se orienta hacia la cara libre. Por lo que se utiliza el coeficiente que corresponde:

	f
Barrenos verticales 1:1	1
Barrenos inclinados 3:1	0,9
Barrenos inclinados 2:1	0,85

Tabla 5 Factores de fijación de referencia

Considerando un ángulo de inclinación de 20° la pendiente correspondiente es 3:1.

El mencionado método de carga selectiva se rige por la fórmula:

$$V_{m\acute{a}x} = \frac{\emptyset}{33} \sqrt{\frac{\rho_e \cdot PRP_{GOMA}}{k \cdot f \cdot E/V}}$$

Dónde:

\emptyset = diámetro de perforación en mm.

ρ_e = densidad efectiva del explosivo de fondo, en g/cm³.

PRP_{GOMA} = potencia relativa en peso del explosivo de fondo respecto a la goma.

k = factor de roca.

f = factor de fijación de los barrenos.

E/V = relación espaciamiento / piedra.

\emptyset	110 [mm]
ρ_e	0,731 [g/cm ³]
PRP_{goma}	1
k	0,55
F	0,9
E/V	1,25
$V_{m\acute{a}x}$	3,62 m

La piedra máxima " $V_{m\acute{a}x}$ ", se reduce hasta un valor práctico " V ", para tener en consideración las posibles desviaciones y errores en la perforación.

$$V = 0,85 \cdot V_{m\acute{a}x} = 3,08 \text{ m}$$

El resto de parámetros se calculan en función de este:

❖ Espaciamiento:

$$E = 1,25 \cdot V = 1,25 \cdot 3,08 = 3,85 \text{ m}$$

❖ Sobreperforación:

$$S_p = 0,3 \cdot V = 0,3 \cdot 3,08 = 0,92 \text{ m}$$

❖ Longitud de carga del barreno:

$$L_b = \frac{H}{\cos \alpha} + S_p = \frac{15}{\cos 20^\circ} + 0,92 = 16,89 \text{ m}$$

❖ Retacado:

$$R = V = 3,08 \text{ m}$$

- ❖ Longitud de carga de fondo:

$$L_{cf} = 1,3 \cdot V_{m\acute{a}x} = 1,3 \cdot 3,62 = 4,71 \text{ m}$$

- ❖ Longitud de carga de columna:

$$L_{cc} = L_b - L_{cf} - R = 9,1 \text{ m}$$

Estos resultados han de ser ajustados para que en aquellos tramos de carga en los que se utilicen cartuchos, la distancia sea múltiplo de la longitud de ellos. Por lo tanto, aún se trata de una aproximación. De igual manera que en la práctica se continuará con el ajuste para cada caso en base a la experiencia y a los resultados de las voladuras iniciales.

Utilizando el explosivo de fondo definido en el apartado 5.4 cuya longitud es de 600mm.

$$n^{\circ} \text{ cartuchos} = \frac{L_{cf}}{L_{\text{cartucho}}} = \frac{4,71}{0,6} \approx 8$$

Nº Cartuchos	8
Lcf [m]	4,80
Lcc [m]	9,01
Vol [m ³]	177,78

Además, se puede conocer el volumen desalojado por cada barreno, y por ende, los barrenos necesarios para satisfacer las necesidades de producción.

$$n^{\circ} \text{ barrenos} = \frac{V_{\text{banco}}}{V_b} = \frac{2.693,28}{177,78} = 15,15 \text{ m}^3 > \mathbf{16 \text{ barrenos}}$$

Se necesitarán 16 barrenos que desalojarán un volumen por voladura de 2.844,45 m³.

6.2 CARGA Y CONSUMO ESPECÍFICO

El consumo específico, calculado o utilizado en varias ocasiones previas, es calculado definitivamente una vez se conoce la cantidad de explosivo que se introduce en el barreno.

Primero hay que calcular la carga de cada tramo y explosivo por separado:

- ❖ Carga de fondo: Conocidos el número de cartuchos que se adaptan mejor a la longitud de carga, solo tenemos que multiplicarlos por la masa de cada uno de ellos. El peso de cada cartucho de Riodin es de 4.167 g:

$$Q_f = n^{\circ} \text{ cartuchos} \cdot m_i = 8 \cdot 4,167 = 33,34 \text{ kg}$$

- ❖ Carga de columna: la longitud de carga de columna modificada será rellanada con Nagolita a granel, por lo que se rellenará la sección entera del barreno.

$$Q_c = L_{cc} \cdot \frac{\pi \cdot \varnothing^2}{4} \cdot \rho_{ec} = 9,01 \cdot \frac{\pi \cdot 0,11^2}{4} \cdot 0,8 = 68,48 \text{ kg}$$

Si sumamos ambas:

$$Q_{Total} = Q_c + Q_f = 101,81 \text{ kg}$$

El consumo específico está dentro del rango esperado según el tipo de explotación a cielo abierto con rocas de resistencia media a alta: 0,3-0,6 kg/m³.

$$C_e = \frac{Q_{Total}}{V_b} = \frac{101,81}{177,78} = 0,57 \text{ kg/m}^3$$

6.3 PREDICCIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN

Con los valores definitivos se repite la estimación del tamaño medio de fragmentación para confirmar que cumple con los requisitos.

$$X_{50} = F_r \cdot CE^{-0,8} \cdot Q_b^{1/6} \cdot \left(\frac{115}{PRP} \right)^{19/30}$$

En este caso se utiliza el CE obtenido en el apartado anterior. Para el parámetro de la masa, referimos todo el explosivo a su equivalente en peso de TNT.

$$Q_b = Q_f + Q_c \cdot \frac{PRP_{ANFO}}{115} = 33,34 + 68,84 \cdot \frac{100}{115} = 92,88 \text{ kg}$$

En esta ocasión vamos a utilizar los valores tabulados del factor de roca para un uso más apropiado de la fórmula. Así que tratándose de rocas duras fisuradas utilizaremos $\rightarrow F_r = 10$.

CE	0,57 kg/m ³
Fr	10
Q _b	92,58 kg
PRP	115
X ₅₀	33,29 cm

Obtenemos un valor mayor de la fragmentación por dos razones:

- El factor de roca tabulado es mayor que el conseguido con el índice de volabilidad. por lo que al ser valores genéricos podría estar sobredimensionado.
- La cantidad de explosivo estimada en esta ocasión es 0,64 veces la estimada en esa estimación preliminar.

De igual manera se demuestra que cumpliría con la limitación que le exige un equipo de trituración genérico.

6.4 INICIACIÓN DEL BARRENO

El inicio la voladura o pega se produce mediante sistemas de iniciación. Ha de realizarse de tal forma que la reacción en el barreno sea mantenida y completa para realizar el proceso de fragmentación de la roca correctamente según se ha diseñado.

Para realizar esta operación con precisión, es muy importante seleccionar el iniciador apropiado para el tipo de explosivo con el que se trabaja. Además, se ha

de considerar factores como la facilidad, las características del entorno o la necesidad de una secuenciación determinada.

El método habitual de iniciación es el cebado en fondo. En este caso por sencillez y robustez, se decide realizar la iniciación por medio de detonadores no eléctricos que comenzaran la reacción en la carga de fondo de dinamita gelatinosa Riodin, que es sensible a los detonadores.

Por lo tanto, el cartucho cebo de todos los barrenos consistirá en un cartucho de Riodin al que se le ha introducido un detonador no eléctrico y cordón detonante. La detonación del cartucho cebo transmitirá la energía suficiente al resto de la carga de fondo para producir su detonación y ésta, a su vez, iniciará la carga de columna. Para que se consiga la transmisión de la detonación por simpatía entre cartuchos es necesario asegurar el perfecto contacto entre ellos.

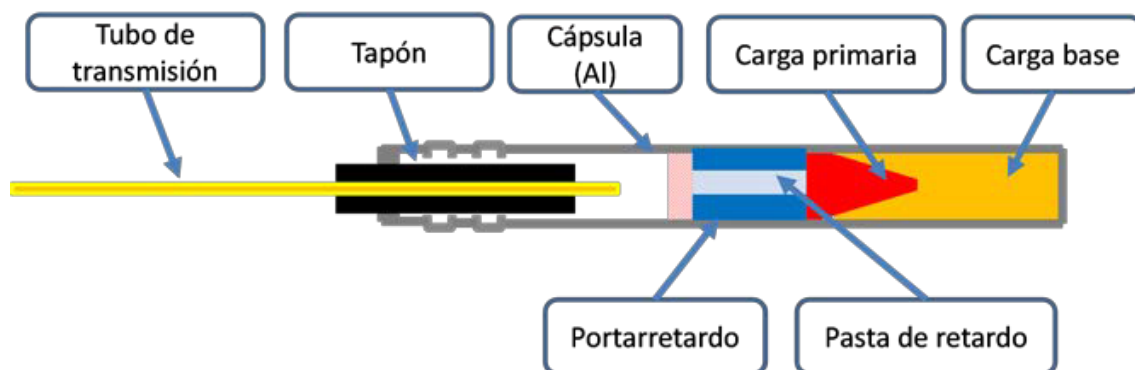


Tabla 6 Esquema de detonador no eléctrico (Bernaola et al, 2013)

Estos detonadores se caracterizan porque no interviene ningún tipo de corriente eléctrica en su iniciación. La reacción comienza por medio de una onda de choque de baja energía que se transmite a través de un tubo de transmisión hasta la píldora inflamable que enciende el explosivo iniciador compuesto por la carga primaria y la carga base.

El tubo de transmisión es un tubo de plástico que contiene en su interior una pequeña cantidad de material reactivo (en torno a 14 mg por metro lineal de tubo), compuesto de Hexógeno (HMX) y Aluminio. Dentro de él, la onda viaja a la velocidad de transmisión del orden de 2.000 m/s con completa fiabilidad pese a dobleces y con seguridad de no iniciar el resto del explosivo atravesado anteriormente para llegar a la base.

Una ventaja que este sistema presenta es la rápida conexión por medio de un conector de plástico en el extremo del tubo de transmisión en forma de pinza que transmite la onda de choque a otros tubos de manera sencilla.

Por desventaja, la detección de fallos en el circuito sólo se puede realizar mediante la comprobación visual de las conexiones de toda la voladura.

6.4.1 SECUENCIACIÓN Y RETARDO

La iniciación secuenciada de los barrenos de una voladura en banco constituye una herramienta que permite variar de forma controlada los tiempos de salida de la carga o cargas contenidas en los barrenos, modificando de forma sustancial los esquemas nominales de perforación (piedra, espaciamento), o pasando a otros valores más adecuados a los objetivos fijados. (Bernaola Alonso et al, 2013)

Los objetivos que se pretenden con la secuencia de encendido son los siguientes:

- Conseguir mayor fragmentación, esponjamiento y el desplazamiento de la roca volada de acuerdo con las operaciones siguientes.
- Reducir las proyecciones y sobre excavaciones.
- Minimizar la intensidad de las vibraciones transmitidas al macizo rocoso y la onda aérea producida.

Lógicamente, cualquiera que sea la secuencia proyectada, ésta deberá garantizar que, cualquier barreno, al detonar, dispone de una cara libre frente a él.

Inicialmente la voladura tiene como caras libres el frente inicial y los paralelos al mismo que sucesivamente irían generando las detonaciones de las filas siguientes. El desplazamiento de la masa volada tendría así lugar hacia adelante en dirección perpendicular al frente inicial.

Con el uso de detonadores no eléctricos mediante la combinación de conectores con diferentes retardos, la secuencia de encendido se puede ir mejorando el movimiento de pila y fragmentación. Además, por la existencia de mayor número de tiempos de retardo, se podrán reducir las afecciones al entorno en forma de vibraciones.

El empleo de voladuras secuenciadas en el tiempo queda, por tanto, justificada. Los detonadores no eléctricos empleados para secuenciar nuestra voladura proporcionan una variedad ilimitada de tiempos de retardo.

Existen numerosos criterios recomendando el tiempo de retardo entre barrenos (TRB). Se emplea la fórmula propuesta por Fadeev (1987) en colaboración con otros autores, para calcular el tiempo de retardo entre barrenos de una misma fila:

$$TRB = 2 \cdot \left(\frac{\rho_r}{CE} \right)^{1/2}$$

Donde:

TRB = Tiempo de retardo entre barrenos (ms/m).

ρ_r = Densidad de la roca en t/m³

CE = Consumo específico de explosivo en kg/m³

Esta fórmula va acompañada por una regla para el criterio de fijar los tiempos de retardo de entre los 4 a 8 ms/m de piedra. Y además permite estimar en función de este parámetro, el tiempo de retardo entre filas:

$$TRF = 2 \text{ a } 3 \cdot TRB$$

Utilizando los datos resultan unos tiempos de retardo recomendados entre barreno y entre filas:

$$TRB = 2 \cdot \left(\frac{2,63}{0,57} \right)^{1/2} = 4,29 \text{ ms/m}$$

$$TR = TRB \cdot V = 4,29 \cdot 3,08 = 13,20 \text{ ms}$$

$$TRF = 2,5 \cdot 13,20 = 32,99 \text{ ms}$$

6.4.2 SELECCIÓN DE DETONADORES

Para proporcionar la energía al extremo de un tubo de transmisión de modo que se asegure que se inicia correctamente, se decide utilizar un iniciador de pistón. Ya que no se requiere tanta precisión y la sencillez del mecanismo.

Este cuerpo está provisto de un percutor que incide en el pistón, provocando su disparo. La ventaja que tienen los iniciadores “de pistón” es que son más robustos y requieren menos mantenimiento que los “de chispa”, pero es

necesario el uso de un pistón de caza cada vez que se requiere un disparo. (Bernaola Alonso et al, 2013).

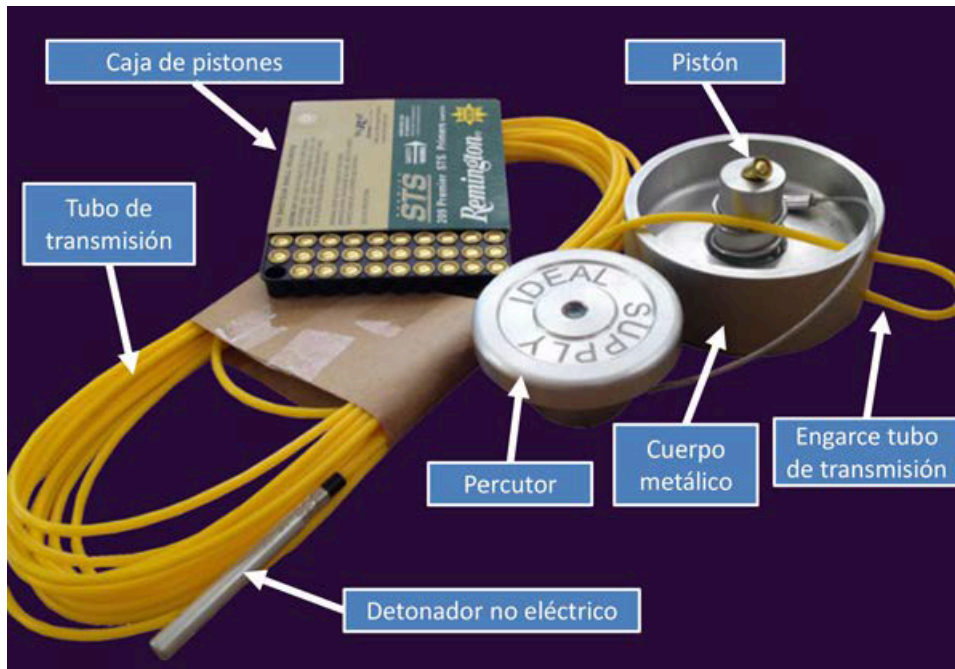


Figura 11 Iniciador de pistón (Bernaola et al 2013)

El detonador no eléctrico seleccionado es RIONEL DDX compuesto en un extremo por un detonador y en el otro por una pinza. Se utilizará para iniciar la carga de los barrenos y para conectar los barrenos de la misma fila entre sí, permitiendo secuenciar la voladura de manera sencilla.

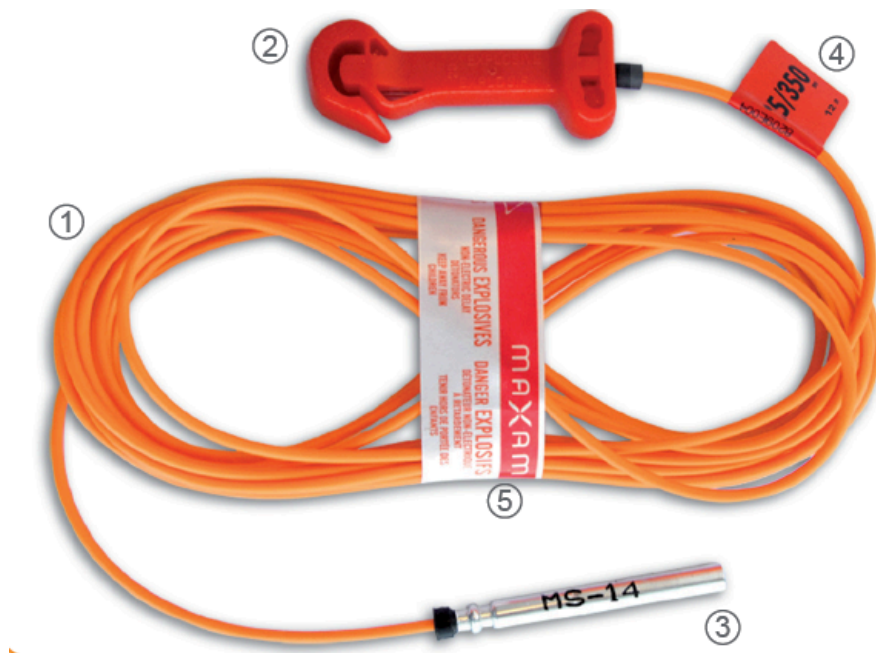


Figura 12 Detonador MAXAM Rionel DDX (Catálogo Rionel)

Debido a que se requieren tiempos de retardo entre barrenos (TRB) superiores a 13,20 ms se emplearán detonadores de 17 ms de retardo en superficie (pinza) y 350 ms de retardo en fondo (detonador).

Dada la longitud de los barrenos, se utilizarán detonadores DDX de 21 metros de longitud. Estos detonadores se distinguen por tener el tubo de transmisión de color naranja y la pinza de color amarillo.

6.4.3 MALLA DE DISPARO

El esquema y secuenciación de una voladura es un aspecto diferencial especialmente en grandes voladuras. Por sencillez y facilidad de replanteo en pequeñas voladuras en banco se puede optar por un esquema rectangular de los emboquilles. Los más efectivos son los esquemas de tresbolillo, en los que se forman triángulos equiláteros entre los emboquilles para producir una mejor distribución energética y fragmentación. Además de ser más flexible en la secuenciación.

En este caso particular, se opta por un sencillo esquema de 1 sola fila dada la dureza de la roca que facilitará la creación de los bloques de roca. La señal llegará por uno de los lados y se distribuirá al resto sucesivamente siguiendo a los barrenos contiguos.

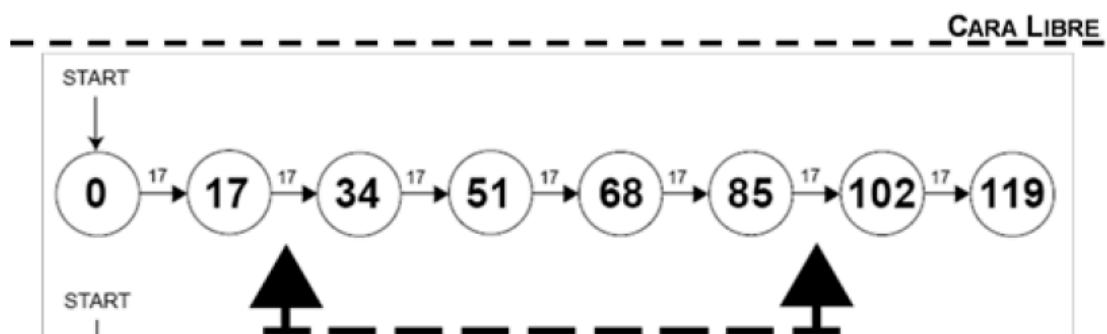


Figura 13 Esbozo de un esquema frontal de una fila (Bernaola et al 2013)

Se considerarán los tiempos de retardo entre emboquilles superficiales contenidos en la siguiente tabla, así como con el fondo del barreno:

	RETARDO (ms)
ENTRE BARRENOS	17
ENTRE FILAS	25
DETONACIÓN	350

Tabla 7 Tiempos de retardo entre barrenos, entre filas y con fondo



Se asegura la separación de al menos 8 ms entre cada detonación para evitar problemas de vibración:

	CABEZA (ms)	DETONACIÓN (ms)
1	17	367
2	34	384
3	51	401
4	68	418
5	85	435
6	102	452
7	119	469
8	136	486
9	153	503
10	170	520
11	187	537
12	204	554
13	221	571
14	238	588
15	255	605
16	272	622

Tabla 8 Tabla de retardos

7 IMPACTO AMBIENTAL

Tras todos los cálculos técnicos, hay que comprobar que se cumple con la normativa respecto a los distintos tipos de impacto ambiental que se genera. Primero debemos identificarlos y después evaluarlos. Principalmente son:

- Vibraciones
- Onda aérea
- Proyecciones
- Humos y polvo

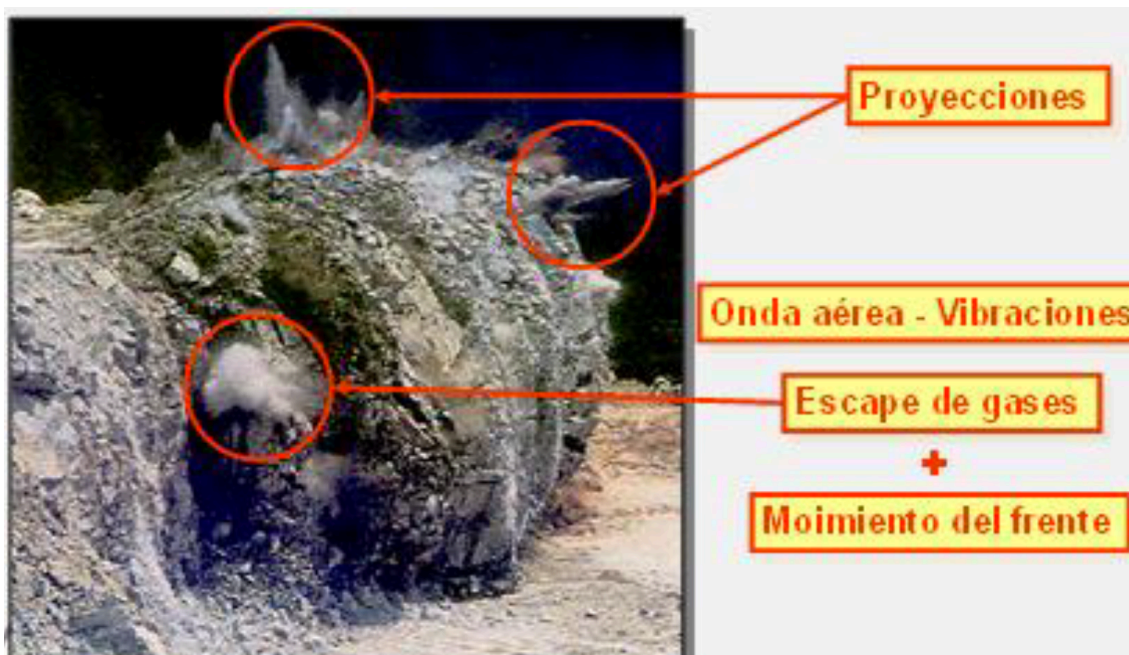


Figura 14 Impactos ambientales generados (Muñoz García, 2015)

7.1 VIBRACIONES

El nivel de las vibraciones generadas depende de varios factores:

- Carga máxima operante
- Distancia y orientación a la voladura
- Secuencia de disparo
- Calidad en el diseño y ejecución de la voladura

Antes de comenzar las operaciones de perforación y voladura en una zona cercana a alguna estructura sensible o a núcleos habitados, se debe llevar a cabo un estudio de la transmisión de vibraciones del terreno.

La normativa española es la norma **UNE 22.381-93** determina los límites tolerables de vibración debida a voladuras para cada frecuencia y tipo de estructura.

Un estudio de vibraciones tiene por objeto la determinación de la ley que relaciona el nivel de vibración V , generado por una carga instantánea de explosivo Q , disparada a una distancia determinada D . Esta ley es de la forma:

$$V = k \cdot Q^{\alpha} \cdot D^{\beta}$$

K , α y β son las variables características del terreno y se determinan en el estudio. Una vez conocidas estas variables, se puede predecir la carga operante máxima para no sobrepasar un nivel de velocidad establecido.

Se diseña un ensayo en el terreno y se registra la vibración de una serie de cargas a diferentes distancias. Analizando los tres tipos de onda se seleccionará aquella cuyo valor pico sea mayor.

Al ser este tipo de vibraciones no periódicas, participan en ellas diferentes frecuencias, entre las cuales hay que seleccionar una frecuencia principal característica, que varía con el tipo de terreno y con la distancia. Los resultados obtenidos permiten obtener la ley de transmisión del terreno mediante un ajuste estadístico de regresión. Además, se lleva a cabo un análisis de transformada de Fourier de las ondas de vibración registradas en el ensayo para determinar las frecuencias predominantes.

Con la ley de transmisión y el límite establecido en base a la normativa, se pueden elaborar las tablas de carga – distancia. Estas tablas muestran las cargas operantes máximas que se podrían detonar para no sobrepasar la velocidad de vibración límite a una distancia determinada. Estos parámetros característicos de la vibración servirán para su comparación con el criterio de prevención de daños que determina la máxima carga operante, la cuál no debe sobrepasar el nivel de vibración permitido en cada tipo de estructura. Se debe registrar la vibración de cada voladura en la estructura sensible más próxima para llevar un control de los niveles de vibración generados.

Si la carga operante máxima es muy reducida, una solución relativamente simple es la partición de las cargas, asegurando que no hay más cargas detonando en un intervalo menor o igual a 8ms.

Las estructuras según la citada Norma pueden clasificarse en los siguientes grupos:

- Grupo I: Edificios y naves industriales ligeras con estructuras de hormigón armado o metálicas.
- Grupo II: Edificios de viviendas, oficinas, centros comerciales y de recreo. Estructuras de valor arqueológico o histórico que por su naturaleza no presenten especial sensibilidad a las vibraciones.
- Grupo III: Estructuras de valor arqueológico o histórico que por su naturaleza presenten especial sensibilidad a las vibraciones.

Valores límites del criterio de prevención de daños UNE 22.381-93			
Valores límite del criterio	Frecuencia (Hz)		
	2-15 Velocidad (mm/s)	15-75 Desplazamiento (m)	>75 Velocidad (mm/s)
Grupo I	20	0.212	100
Grupo II	9	0.095	45
Grupo III	4	0.042	20

En los tramos de frecuencia comprendida entre 15 y 75 Hz, se podrá calcular la velocidad equivalente, v , a través de la ecuación: $v=2 \cdot f \cdot d$, siendo: f : frecuencia; d : desplazamiento indicado en la tabla

Tabla 9 Valores límite de vibración según la frecuencia y estructura

A falta de medios para poder realizar el estudio pertinente que nos permitirían obtener los parámetros característicos y la ley de transmisión, se ha decido realizar la parte correspondiente a la normativa. Con esta al menos se consiguen dos de las partes correspondientes a este apartado:

- Acotar la carga utilizada en función del tipo de estructura.
- Aplicar la norma UNE 22.381-93 que nos indicará el tipo de estudio a realizar en función de la peligrosidad que supone realizar esta voladura en esta ubicación.

- Aplicar la norma UNE 22.381-93 con una frecuencia de referencia y conocer la velocidad de vibración límite.

Lo primero es caracterizar las construcciones cercanas de acuerdo a la norma:

Edificación	Grupo	Distancia
Vivienda unifamiliar	II	900 m
Naves industriales	I	1.000 m
Centro Histórico	III	5.200 m

$$Q_{\text{corregida}} = Fr \cdot Fe \cdot Q_{\text{operante}}$$

Dónde:

Fr = Factor de corrección según el macizo rocoso.

Macizo rocoso	Fr
Duro	0,40
Medio	1
Blando	2,52

Tabla 10 Factor de corrección del macizo rocoso

Fe = Factor de corrección según el tipo de estructura.

Estructura Grupo	Fe
I	0,28
II	1
III	3,57

Tabla 11 Factor de corrección según tipo de estructura

Q_{operante} = Carga operante que es la suma de todas las cargas de explosivos detonadas con el mismo número de detonador.

Puesto que el objetivo es limitar lo más posible esta carga del lado de la seguridad dada la falta de información. El macizo rocoso se cataloga como medio y la edificación que va a resultar más limitante al cálculo por la distancia y tipo será la vivienda unifamiliar. Correspondería utilizar los factores:

- Duro $\rightarrow Fr = 1$
- II $\rightarrow Fe = 1$

Así que dado que ningún barreno es detonado con un tiempo coincidente a otro, corresponde con la carga resultante por barreno obtenida en los cálculos del diseño de la voladura.

$$Q_{\text{corregida}} = Q_b = 101,81 \text{ kg}$$

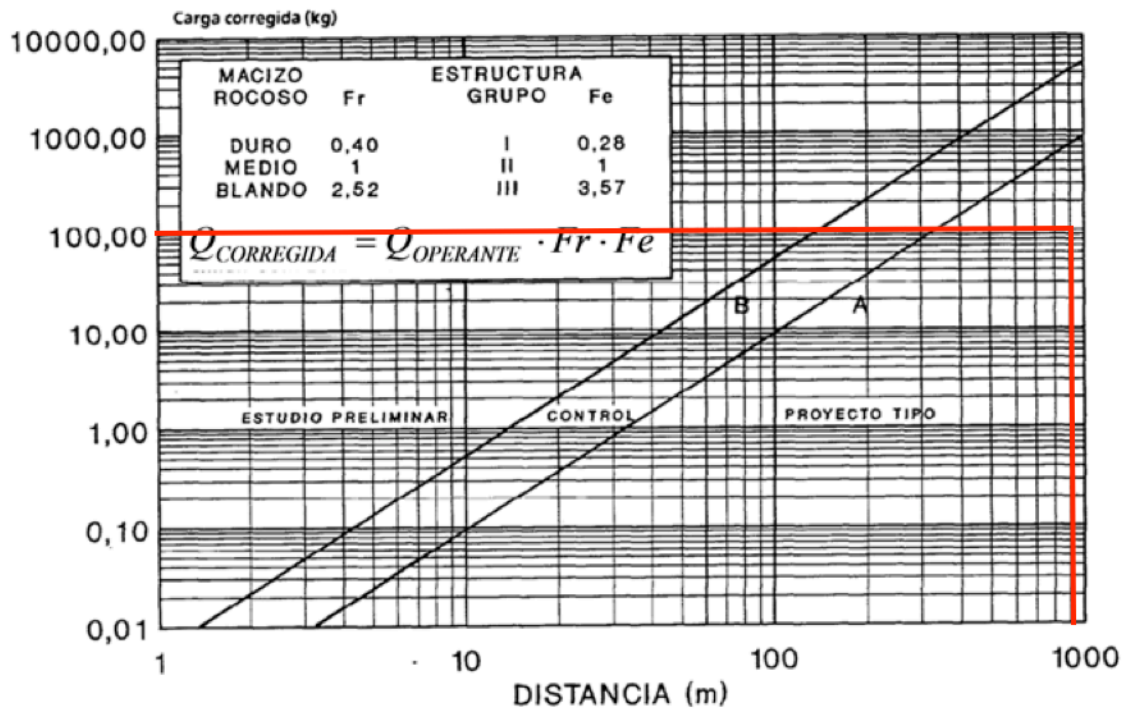


Figura 15 Criterio de selección del tipo de estudio de la norma UNE

Entramos en la gráfica con este valor y la distancia de 900 m y el resultado es la realización de el Proyecto tipo requisito mínimo para toda operación con uso de explosivos.

Si consideramos una frecuencia de mínima de referencia para cuarcitas de 40 Hz. De acuerdo a la tabla 11 que recoge la norma, debemos aplicar la fórmula en función del desplazamiento acorde al tipo de grupo de la estructura (Grupo II):

$$v = 2 \cdot f \cdot d = 2 \cdot 40 \cdot 0,095 = 7,6 \text{ m/s}$$

La velocidad de vibración máxima permitida es 7,6 m/s. Este valor es más bajo que el recomendado para estructuras grupo I, por lo que cuándo se realizara el estudio de las vibraciones habría que prestar atención en las medidas.

7.2 ONDA AÉREA

La onda aérea es generada por la onda de compresión generada en el aire como resultado de una detonación. El ruido es la parte de esta onda que se encuentra en el rango audible de frecuencias (20 Hz – 20,000 Hz).

La onda aérea depende en gran medida del tamaño de la carga y de su grado de confinamiento. El efecto puede ser potenciado por condiciones atmosféricas desfavorables como la dirección del viento desfavorable, niebla y nubes bajas.

En la práctica, el diseño de la voladura y su ejecución debe minimizar la onda aérea generada. Las buenas prácticas a este respecto van encaminadas a asegurar la detonación confinada de todas las cargas:

- Garantizar una piedra adecuada delante de los barrenos.
- Mantener una carga operante reducida.
- Evitar la iniciación en superficie de barrenos.
- Retacar los barrenos con una longitud suficiente de material adecuado.
- Evitar la detonación al aire de cordones detonantes u otras cargas.

Uno de los métodos más directos es la fórmula de Hustruuld (1999):

$$Sb = k_1 \cdot \left[\frac{V}{\sqrt[3]{Q}} \right]^{-k_2}$$

Pero de nuevo, la falta de información posible hace que nos apoyemos en método empíricos que consigan aportar al menos una referencia y un orden de magnitud de los obtenibles. El ábaco de Ladegaard-Pederseen Dally (López Jimeno et al, 1987) nos proporciona esa medida que buscamos:

$$DR = \frac{D}{\sqrt[3]{Q}} = \frac{900}{\sqrt[3]{101,81}} = 192,74 \text{ m}$$

$$ZR = \frac{V}{\sqrt[3]{Q}} = \frac{3,40}{\sqrt[3]{101,81}} = 0,66 \text{ m}$$

Dónde:

D = Distancia a la estructura m.

Q = Carga operante en kg.

V = Piedra calculada en m.

DR = Distancia reducida en $\text{m/kg}^{1/3}$

BR = Piedra reducida en $m/kg^{1/3}$

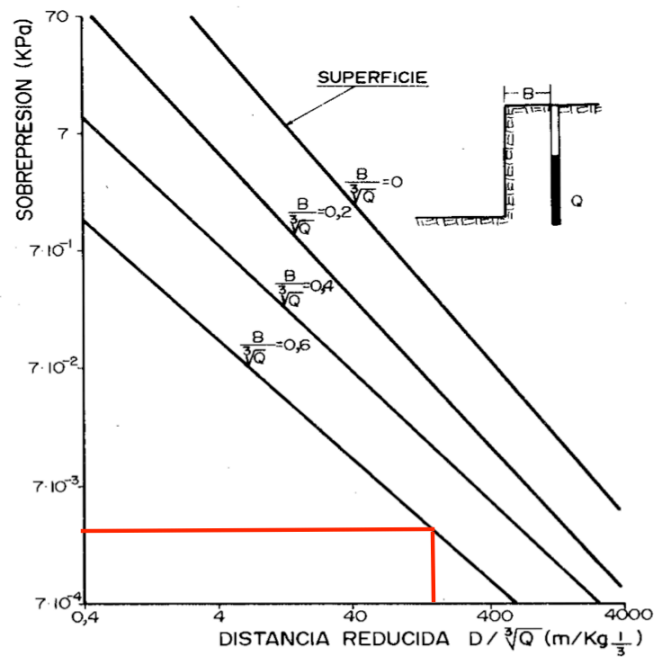


Figura 16 Predicción de la onda aérea a partir de la geometría y carga

Utilizando esos valores en el gráfico obtendríamos una sobrepresión en el eje de ordenadas de:

$$Sb = 2 \cdot 10^{-3} \text{ kPa}$$

Convirtiendo ese valor a decibelios para poder cuantificar la percepción por el ser humano:

$$dB = 20 \log \left(\frac{SP}{SP_0} \right)$$

Dónde:

SP = Sobrepresión calculada en N/m^2

SP₀ = Presión del menor sonido que puede ser escuchado $2 \cdot 10^{-6} N/m^2$

$$dB = 20 \log \left(\frac{2}{20 \cdot 10^{-6}} \right) = 100,0 \text{ dB}$$

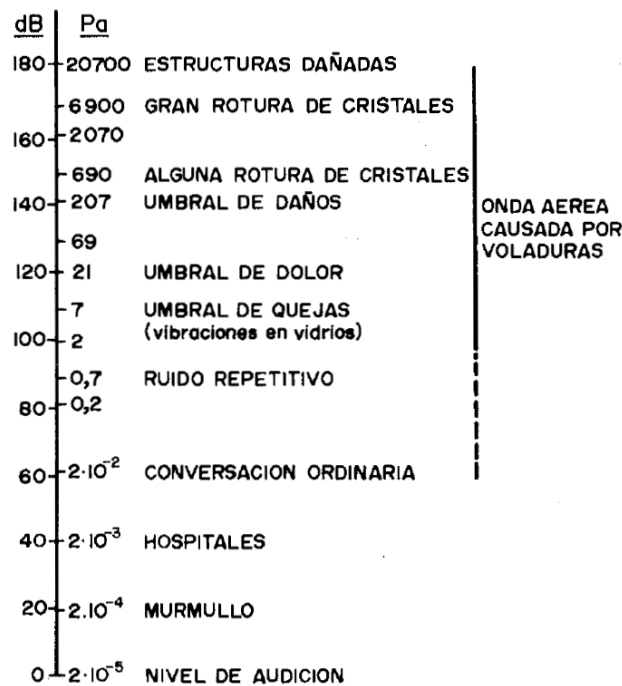


Figura 17 Escala dB del nivel de sobrepresión

Gracias a esta escala tenemos una idea de la cómo se siente esta onda acústica y podemos ver que estaríamos en niveles demasiado altos. Como vemos los 100 dB producido es una cifra completamente asumible y permisible para el oído humano.

7.3 PROYECCIONES

Hay muchas causas potenciales de proyecciones en una voladura pero básicamente la causa de cualquier proyección se debe a demasiado explosivo cerca de una cara libre en el momento en que detona. Esto provoca que los gases liberados a la atmósfera a gran presión proyecten fragmentos de roca de tamaño variable a grandes distancias. Se debe considerar a medida que se calculan las cargas con toda la información disponible en la especificación de la voladura.

Dado que la onda aérea dio valores elevados y el alcance de las proyecciones puede ser proporcional al estar en función de casi los mismo parámetros; se decide analizar mediante 2 métodos: 1 clásico utilizando ábacos (Lundborg, 1974), y otro de actualidad cómo es la de Rzhevsky (2016).

Primero el método utilizando el ábaco, así que entrando con $CE = 0,57$ kg/m^3 se obtienen 49m

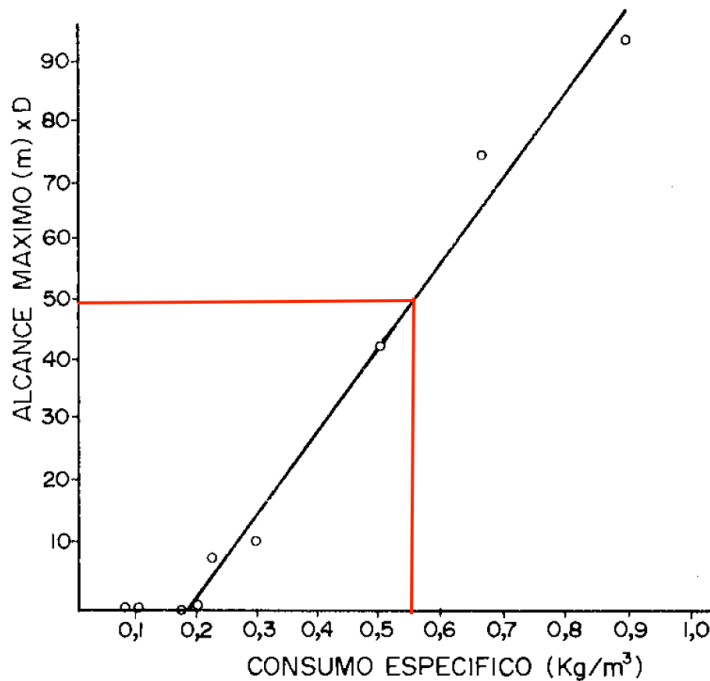


Figura 18 Alcances máximos de las voladuras en banco a partir del consumo específico

Ahora se puede conocer el alcance máximo por medio de la expresión:

$$L_{m\acute{a}x} = 49 \cdot D$$

Dónde:

$L_{m\acute{a}x}$ = alcance en m.

D = Diámetro de perforación en pulgadas.

$$L_{m\acute{a}x} = 49 \cdot 4,33 = 212,17 \text{ m}$$

El otro método que se comentaba únicamente utiliza la carga operante para hacer la estimación:

$$R = K \cdot \sqrt{Q}$$

Dónde:

K = parámetro de ajuste con valores entre 10-15.

Q = carga operante en kg.

R = alcance en m.



$$R = 15 \cdot \sqrt{99,69} = 149,77 \text{ m}$$

Ambos métodos aportan valores similares y los dos cumplen con una distancia menor a la de las viviendas cercanas a 900m por mucho.



8 PRESUPUESTO

A partir de datos adquiridos de la experiencia (Rodríguez Díez, 2016) se hace una estimación de presupuesto por voladura:

Partida	barrenos	Cantidad	Ud.	Coste Ud. [€]	Coste [€]	
Perforación	16	16,89	m	7	1891,28	
Explosivos	ANFO	16	68,48	kg	0,75	821,75
	Riodin	16	33,34	kg	2,8	1493,45
Detonadores	Rionel DDX	16		4,31	68,96	
	De pistón	16		2,98	47,68	
Tasas y Portes					100	
Seguridad					250	
Mano de obra		2 per x 5	h	20	200	
					4873,12	

El gasto total por voladura asciende a la suma de CUATRO MIL OCHOCIENTOS SETENTA Y TRES EUROS CON DOCE CÉNTIMOS.



9 PREVENCIÓN RIESGOS LABORALES: OPERACIONES CON EXPLOSIVOS

La normativa vigente en este ámbito es la ley de minas 22/1973, junto con el Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera, aprobado en el Real decreto 863/1985, aunque ha sufrido varias actualizaciones y modificaciones el reglamento. El reglamento se desarrolla en Instrucciones Técnicas Complementarias (ITC) del Ministerio de Industria y Energía. Las ITC, en ámbito de explosivos el estado es el competente de manera exclusiva según el artículo 149.1.26 de la constitución, también en este ámbito actúa el reciente real decreto 130/2017 que modifica el anterior reglamento de explosivos para adaptarlo a la Directiva 2014/28/UE del Parlamento Europeo y del Consejo, al progreso tecnológico y a la administración electrónica.

9.1 TRABAJOS DURANTE LA DESCARGA DE EXPLOSIVO Y CARGA DE LA VOLADURA

Para realizar la voladura se ha de utilizar explosivo, la cantidad variará según la extensión, el número, tipo de material y profundidad de los barrenos. El reglamento de explosivos, junto con sus 34 ITC desarrolla; el transporte, la manipulación, la homologación, medidas de prevención y requisitos de formación.

El Director facultativo de Minas, hará el diseño y el cálculo de la cantidad de explosivo, que será necesaria para poder realizar la voladura. Los cálculos han de ser lo más precisos posibles, para no excederse y tener que eliminar el explosivo sobrante o se deba realizar una segunda voladura. Las normativas que regulan este ámbito, es el RBSM, y sus ITC como la 10.0.0, 10.0.02 o 10.2.01 el reglamento de explosivos citado anteriormente junto con sus respectivas instrucciones complementarias.

Es necesario indicar que a diferencia de los procesos anteriores, todos los procesos que vienen a continuación se ha de realizar en un mismo día y con luz natural.

9.1.1 Descarga y Manejo de explosivos

Riesgo: Caída de objetos

Posibles causas:

- Durante la descarga de los explosivos o los accesorios, estos pueden caer al suelo, o golpear a los trabajadores. También la herramienta que son necesarias para llevar a cabo la tarea.

Medidas preventivas de seguridad:

- Se cogerá el explosivo de forma correcta, ya sea en sacos como en cajas (de tamaño pequeño y mediano), en ambos casos se apoyarán sobre el hombro evitando de esta manera que resbale.
- El trabajador llevara las protecciones necesarias para desempeñar este trabajo, casco, guantes y botas de seguridad que ayuden a sujetar los elementos y protejan en caso de caída.

Riesgo: Sobre esfuerzos

Posibles causas:

- Formación inadecuada de manipulación de cargas.
- Peso medio de los sacos de explosivo es de 25kg, pero que en poco tiempo se ha de descargar todos, para que se pueda realizar la voladura en un mismo día y en el menor tiempo posible.

Medidas preventivas de seguridad:

- El trabajador tendrá formación específica en manipulación de explosivos y cargas.
- Cuando deba de alzar el saco de explosivo desde la altura del camión, cogerá el saco haciéndolo girar en un solo movimiento reposándolo en el hombro. De ese modo no hará esfuerzos inadecuados con los brazos y las lumbares. En caso que el explosivo se encuentre en el suelo, se levantará flexionando las rodillas, o se pedirá ayuda a un compañero para dividir el peso.

Riesgo: Explosión

Posibles causas:

- Explosión no prevista ni controlada.

- De explosivo o detonadores (su carga es mínima, pero si se tienen en mano se puede perder una falange.)

Medidas preventivas de seguridad:

- Es difícil que un explosivo, sin estar conectado a un detonador explote.
- Las medidas a seguir son no acercarlos a llamas.
- No tener cerca los teléfonos móviles, radios o dispositivos que puedan generar ondas eléctricas.

Riesgo: Proyección

Posibles causas:

- Proyección de piedra por detonación imprevista.

Medidas preventivas de seguridad:

- Hacer uso de los EPIs proporcionados por la empresa, gafas de seguridad, casco, guantes, etc.

Riesgo: Psicológico

Posibles causas:

- Los trabajadores en minería, al tener que hacer uso de explosivos, pueden tener comportamientos impulsivos por el miedo de que pudieran explotar.

Medidas preventivas de seguridad:

- Formación específica en manipulación de explosivos, sus riesgos, conductas peligrosas.
- Aquellos trabajadores que puedan suponer un peligro para sí mismos o para los demás por el miedo, no realizaran la tarea de voladura.

9.1.2 Carga de barrenos

Riesgo: Inhalación de sustancias químicas

Posibles causas:

- En general la inhalación excesiva de cualquier explosivo puede tener consecuencias, como mareos o dolor de cabeza. (En concreto la goma 2 al puede producir dolor de cabeza).

Medidas preventivas de seguridad:

- Evitar la exposición excesiva a los explosivos.
- No cortar el cartucho de goma, mantener el cartucho lo más alejado posible de la cabeza en caso de necesitar cortarlo.

Riesgo: Sobre esfuerzo

Posibles causas:

- Durante la introducción del explosivo a granel. El trabajador se ha de agachar para poder llegar hasta lo más profundo posible con el palo de madera (atacador) y a medida que se va llenando y moviendo lentamente, para que no queden huecos.

Medidas preventivas de seguridad:

- Utilizar un palo de madera más largo, ya que la posición no es modificable y no se pueden utilizar otros medios de bombeo ya que puede generar chipas o quizás dependiendo de objeto alguna onda electromagnética.

Riesgo: Incendio

Posibles causas:

- El explosivo, no ha explotado pero ha empieza a arder, por el mal uso.

Medidas preventivas de seguridad:

- No usar equipos de radiofrecuencia, teléfonos móviles cerca de los explosivos.
- Hacer uso de extintores u equipos de emergencia, hidrantes, camión de agua, etc.
- Evacuar la zona, ya que podría derivar en explosión de los explosivos restantes.

Riesgo: Explosión

Posibles causas:

- Explosión no prevista ni controlada.

- Generadas en el manejo incorrecto de detonadores, cordón detonante o material explosivo o por la existencia de ondas de radiofrecuencia, corrientes erráticas o cargas electrostáticas.
- Puede producir muertes y amputaciones, la distancia entre los trabajadores y los explosivos es nula.

Medidas preventivas de seguridad:

- No se debe de utilizar equipos de radioteléfonos o teléfonos móviles, se han de mantener apagados.
- Usar herramientas de madera, de ese modo no generar chispas.
- Manipular con cuidado los explosivos; no lanzarlos al suelos, ni a otro trabajador, evitar que estén mucho al sol o les refleje la luz desde otro objeto como ventanas de los coches, retrovisores, etc.

Riesgo: Proyección

Posibles causas:

- Explosión inesperada, los trabajadores próximos a la voladura, pueden recibir proyecciones de piedras.

Medidas preventivas de seguridad:

- No se debe de utilizar equipos de radioteléfonos o teléfonos móviles, se han de mantener apagados.
- Usar herramientas de madera, de ese modo no generar chispas.
- Hacer uso de las protecciones individuales dadas por la empresa, si hay alguna protección colectiva (refugio) cerca hacer uso del mismo.

Riesgo: Psicológico

Posibles causas:

- Los trabajadores en minería, al tener que hacer uso de explosivos, pueden tener comportamientos impulsivos por el miedo de que pudieran explotar, manipulas los explosivos con prisas y de mala manera para acabar antes.

Medidas preventivas de seguridad:

- Formación específica en manipulación de explosivos, sus riesgos, conductas peligrosas.

- Aquellos trabajadores que puedan suponer un peligro para sí mismos o para los demás por el miedo, no realizaran la tarea de voladura.

Riesgo: Cortes

Posibles causas:

- Uso de cuchillas, para romper los sacos de explosivo.

Medidas preventivas de seguridad:

- Utilización de guantes anticorte.
- Tijeras sin punta o protegidas.

9.1.3 Retacado

Riesgo: Explosión

Posibles causas:

- Explosión no prevista ni controlada.
- Generadas en el manejo incorrecto de detonadores, cordón detonante o material explosivo o por la existencia de ondas de radiofrecuencia, corrientes erráticas o cargas electrostáticas.
- Puede producir muertes y amputaciones, la distancia entre los trabajadores y los explosivos es nula.

Medidas preventivas de seguridad:

- No se debe de utilizar equipos de radioteléfonos o teléfonos móviles, se han de mantener apagados.
- Usar herramientas de madera, de ese modo no generar chispas.

Riesgo: Proyección

Posibles causas:

- Explosión inesperada, los trabajadores próximos a la voladura, pueden recibir proyecciones de piedras.

Medidas preventivas de seguridad:

- No se debe de utilizar equipos de radioteléfonos o teléfonos móviles, se han de mantener apagados.

- Usar herramientas de madera, de ese modo no generar chispas.
- Hacer uso de las protecciones individuales entregadas por la empresa y de las colectivas si las hay cerca de la zona de la voladura.

Riesgo: Psicológico

Posibles causas:

- Los trabajadores en minería, al tener que hacer uso de explosivos, pueden tener comportamientos impulsivos por el miedo de que pudieran explotar.

Medidas preventivas de seguridad:

- Formación específica en manipulación de explosivos, sus riesgos, conductas peligrosas.
- Aquellos trabajadores que puedan suponer un peligro para sí mismos o para los demás

9.1.4 Pega

Riesgo: Explosión

Posibles causas:

- Explosión no prevista ni controlada.
- Generada por el manejo incorrecto de detonadores, cordón detonante o explosivo. Existencia de ondas de radiofrecuencia, corrientes erráticas o cargas electrostáticas. (Puede producir muertes y amputaciones, por la falta de distancia).

Medidas preventivas de seguridad:

- No se debe de utilizar equipos de radioteléfonos o teléfonos móviles, se han de mantener apagados.

Riesgo: Proyección

Posibles causas:

- Explosión inesperada, los trabajadores próximos a la voladura, pueden recibir proyecciones de piedras.

Medidas preventivas de seguridad:

- No se debe de utilizar equipos de radioteléfonos o teléfonos móviles, se han de mantener apagados.
- Se ha de hacer uso de los equipos de protección entregados por la empresa, y si es posible intentar llegar a un refugio para minimizar los daños.

Riesgo: Psicológico

Posibles causas:

- Los trabajadores en minería, al tener que hacer uso de explosivos, pueden tener comportamientos impulsivos por el miedo de que pudieran explotar.

Medidas preventivas de seguridad:

- Formación específica en manipulación de explosivos, sus riesgos, conductas peligrosas.
- Aquellos trabajadores que puedan suponer un peligro para sí mismos o para los demás por el miedo. No realizaran la tarea de voladura.

9.1.5 Disparo del explosivo

Riesgo: Explosión

Posibles causas:

- Explosión no prevista ni controlada.
- Generadas en el manejo incorrecto de detonadores, cordón detonante o material explosivo o por la existencia de ondas de radiofrecuencia, corrientes erráticas o cargas electrostáticas.
- Puede producir muertes y amputaciones, la distancia entre los trabajadores y los explosivos es nula.

Medidas preventivas de seguridad:

- No se debe de utilizar equipos de radioteléfonos o teléfonos móviles, se han de mantener apagados.

Riesgo: Proyección

Posibles causas:

- Explosión inesperada, los trabajadores próximos a la voladura, pueden recibir proyecciones de piedras

Medidas preventivas de seguridad:

- No se debe de utilizar equipos de radioteléfonos o teléfonos móviles, se han de mantener apagados.
- Se debe de hacer uso de los equipos de seguridad entregador por la empresa y si es posible se ha de intentar llegar al refugio.
- En caso de tercero que estaban en la explotación, pero no estaba en la realización de la voladura, han de permanecer en las zonas asignadas por el facultativo de minas desde la señal realizada por las sirenas, hasta que se les informe que la zona ya es segura.

Riesgo: Psicológico

Posibles causas:

- Los trabajadores en minería, al tener que hacer uso de explosivos, pueden tener comportamientos impulsivos por el miedo de que pudieran explotar.

Medidas preventivas de seguridad:

- Formación específica en manipulación de explosivos, sus riesgos, conductas peligrosas.
- Aquellos trabajadores que puedan suponer un peligro para sí mismos o para los demás por el miedo. No realizaran la tarea de voladura.

9.2 TRABAJOS DESPUÉS DE LA VOLADURA

Una vez se efectúa el disparo, se ha de verificar que todo el explosivo ha sido eliminado y que no hay barrenos fallidos. En caso de haberlos se ha de seguir la instrucción de la ITC de explosivos 10.2.01, para eliminarlos.

Una vez se puede acudir a la zona de trabajo se verificará si realmente el material que era necesario volar ha sido destruido, en caso de no ser así se mirará si se ha de realizarse una segunda voladura, por tanto empezar el proceso desde el inicio.

Otra de las tareas que se pueden llegar a realizar es el taqueo y la eliminación de excedente de explosivo, al realizarse mal el cálculo puede ser necesaria la eliminación del excedente en condiciones de seguridad o por ser explosivo deteriorado, ha sufrido algún daño.

9.2.1 Visualización de barrenos fallidos

Riesgo: Explosión

Posibles causas:

- Explosión no prevista ni controlada.
- Generadas en el manejo incorrecto de detonadores, cordón detonante o material explosivo o por la existencia de ondas de radiofrecuencia, corrientes erráticas o cargas electrostáticas.
- Puede producir muertes y amputaciones, la distancia entre los trabajadores y los explosivos es nula.

Medidas preventivas de seguridad:

- No se debe de utilizar equipos de radioteléfonos o teléfonos móviles, se han de mantener apagados.
- Dejar un tiempo prudencial antes de acercarse a la zona de la explosión, por si algún explosivo no ha explotado y lo hace con retardo.
- Acercarse a la zona, vigilando que no hay barrenos fallidos, en caso de haberlos señalizarlos y alejarse del lugar para aplicar la explosión de barrenos fallidos.

Riesgo: Proyección

Posibles causas:

- Explosión inesperada, los trabajadores próximos a la voladura, pueden recibir proyecciones de piedras.

Medidas preventivas de seguridad:

- Utilizar los equipos de protección entregados por la empresa. Si hay un refugio cerca intentar alcánzalo.

Riesgo: Psicológico

Posibles causas:

- Los trabajadores en minería, al tener que hacer uso de explosivos, pueden tener comportamientos impulsivos por el miedo de que pudieran explotar.

Medidas preventivas de seguridad:

- Formación específica en manipulación de explosivos, sus riesgos, conductas peligrosas.
- Aquellos trabajadores que puedan suponer un peligro para sí mismos o para los demás

9.2.2 Taqueo o troceo de piedras

Riesgo: Explosión

Posibles causas:

- Explosión no prevista ni controlada, posible explosión dentro de un bolo.
- Generadas en el manejo incorrecto de detonadores, o material explosivo por la existencia de ondas radiofrecuencia, corrientes erráticas o cargas electrostáticas.

Medidas preventivas de seguridad:

- No se deben de utilizar equipos de radioteléfonos, o teléfonos móviles, se han de mantener apagados.
- Se ha de tener especial cuidado a la hora de pega, asegurándose que es la cantidad adecuada para asegurarse de que no cause una explosión.

Riesgo: Proyección

Posibles causas:

- Explosión inesperada, los trabajadores próximos a la voladura, pueden recibir proyecciones de piedras.

Medidas preventivas de seguridad:

- No se debe de utilizar equipos de radioteléfonos o teléfonos móviles, se han de mantener apagados.
- Se debe de hacer uso de las protecciones individuales entregadas por la empresa.
- Se ha de intentar llegar al refugio, si le explosión no ha sido prevista se puede intentar llegar a alguna máquina y protegerse con ella.

Riesgo: Psicológico

Posibles causas:

- Los trabajadores en minería, al tener que hacer uso de explosivos, pueden tener comportamientos impulsivos por el miedo de que pudieran explotar.

Medidas preventivas de seguridad:

- Formación específica en manipulación de explosivos, sus riesgos, conductas peligrosas.
- Aquellos trabajadores que puedan suponer un peligro para sí mismos o para los demás por el miedo. No realizaran la tarea de voladura.

Riesgo: Caída a distinto nivel

Posibles causas:

- Subirse encima del bolo para marcarlo y perforarlo, cayendo desde el al suelo.

Medidas preventivas de seguridad:

- Utilizar medio manuales para subir y marcar el bolo, como una escalera.
- Utilizar los EPIS entregador por la empresa para minimizar el daño

9.2.3 Eliminación de excedente o explosivo deteriorado

Riesgo: Incendio

Posibles causas:

- El explosivo, no ha explotado, pero puede empezar a arder, por el mal uso o por su deterioro.

Medidas preventivas de seguridad:

- No usar equipos de radiofrecuencia, teléfonos móviles.
- Hacer uso de extintores u equipos de emergencia.
- Evacuar la zona, ya que podría derivar en explosión de los explosivos restantes.

Riesgo: Explosión

Posibles causas:

- Explosión no prevista ni controlada.

- Generadas en el manejo incorrecto de detonadores, cordón detonante o material explosivo o por la existencia de ondas de radiofrecuencia, corrientes erráticas o cargas electrostáticas.
- Por deterioro o por ser defectuosos.
- Puede producir muertes y amputaciones, la distancia entre los trabajadores y los explosivos es nula.

Medidas preventivas de seguridad:

- No se debe de utilizar equipos de radioteléfonos o teléfonos móviles, se han de mantener apagados.
- Si se detecta un cambio en el estado del explosivo que pudiera derivar a una explosión evacuar la zona.

9.2.4 Riesgo: Proyección

Posibles causas:

- Explosión inesperada, los trabajadores próximos a la voladura, pueden recibir proyecciones de piedras.

Medidas preventivas de seguridad:

- No se debe de utilizar equipos de radioteléfonos o teléfonos móviles, se han de mantener apagados.
- Utilizar los EPIs entregados por la empresa.

9.2.5 Riesgo: Psicológico

Posibles causas:

- Los trabajadores en minería, al tener que hacer uso de explosivos, pueden tener comportamientos impulsivos por el miedo de que pudieran explotar

Medidas preventivas de seguridad:

- Formación específica en manipulación de explosivos, sus riesgos, conductas peligrosas.
- Aquellos trabajadores que puedan suponer un peligro para sí mismos o para los demás por el miedo. No realizaran la tarea de voladura.



10 CONCLUSIONES

Este trabajo supone una prueba razonada y justificada de lo que supone la realización de voladuras para la explotación de esta cantera de áridos.

El estudio de la cantera de Torralba a pesar de ser pequeña me ha permitido afrontar y conseguir solventar los problemas que plantea el diseño de una voladura en banco para satisfacer las necesidades de producción, basándome en la literatura técnica básica de este ámbito. Lejos de conseguir un modelo optimizado y contrastado, las aplicaciones de las guías para cualquier profesional del sector aportan la información necesaria para comenzar de cero el estudio de soluciones.

La capacidad de avance que aportan los explosivos no se consigue con ninguna otra técnica, llegando a ser aún más interesante si se considera su precio. Por lo que con un control apropiado, el único impedimento para su uso más extendido son los procesos administrativos necesarios para poder conseguir derechos de explotación, que en el caso de los árido que no suponen un peligro medioambiental se deberían de facilitar.

La limitación que supone las perturbaciones del uso de voladuras al entorno es una faceta de este sector que lejos de ser ignorada, se trabaja de manera continuada tanto para evitarlas aplicando conocimientos y técnicas contrastadas; considerándose la postura del ciudadano o medio ambiental a través de un respaldo desde la normativa. Por ende, en un futuro próximo la integración de los explosivos en tareas más cerca de los núcleos urbanos podría ser una realidad con ayuda de la tecnología.



11 BIBLIOGRAFÍA

- Bernaola Alonso, José; Castilla Gómez, Jorge y Herrera Herbert, Juan (2013). "Perforación y voladura de rocas en minería". Universidad Politécnica de Madrid. Departamento de Explotación de Recursos Minerales y Obras Subterráneas., Madrid.
- Exsa. (2001). Manual práctico de voladuras. Lima, Perú: Exsa.
- Fadeev, A. (1987). Seismic Control of Mine Quarry Blasting in the USSR. 6th. I.S.R.M. Congress. Montreal.
- González De Vallejo, L.I., Ferrer, M., Ortuño, L. Y Oteo, C. (2002): "Ingeniería Geológica". Pearson Educación. Madrid.
- Hustrulid, W. (1999) "Blasting Principles for Open Pit Mining". Balkema Publishers.
- IGME (1973)"Mapa Geológico Nacional. E. 1:50.000". Hoja de 526. Servicio de Publicaciones del Ministerio de Industria.
- Langefors & Kilström, (1987) "Técnica Moderna de Voladura de Rocas", Suecia.
- Lilly, P. (1986) An empirical method of assessing rock mass blastability, Proc. Large Open Pit Mine Conference, Australia.
- López Jimeno, C., López Jimeno, E., y Pernía Llera, José María P. (1987). "Manual de Perforación y Voladura de Rocas". IGME, Madrid.
- Lundborg , N. (1974). The hazards of fly rock in rock blasting, Swedish Detonic Research Foundation. Suecia.
- Muñoz García, Javier, (2015) "Guía de Buenas Prácticas en el Diseño y Ejecución de Voladuras en Banco" Dirección General De Política Energética y Minas. Ministerio De Energía, Turismo y Agenda Digital. Madrid
- Rodríguez Díez, R. (2016). Apuntes de la asignatura "Tecnología y Manejo de Explosivos" impartida en la Escuela de Ingeniería de Minas, Energía y Materiales de Oviedo.
- V.V. RZHEVSKY: Opencast Mining. Unit Operations. Editorial MIR



- SIEMCALSA. (2008) “Recursos Mineros de Castilla y León” Dirección general de Minas de la Consejería de Economía y Empleo de la Junta de Castilla y León.
- SIEMCALSA (2015), “Estrategia De Recursos Minerales De La Comunidad De Castilla Y León” Consejería de Economía y Hacienda de Castilla y León.
- Unión Española De Explosivos. (1999). “Manual de empleo de explosivos”. Madrid.

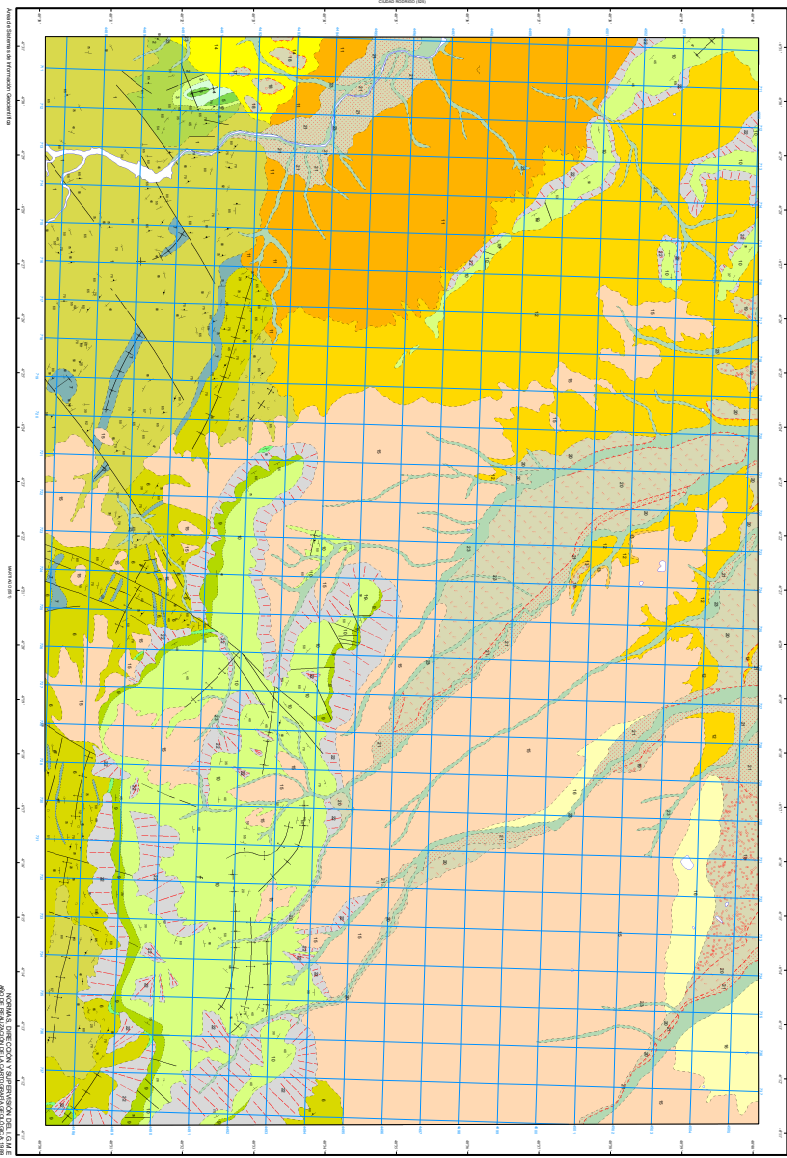
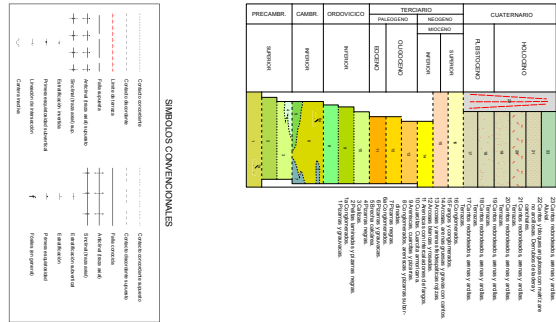


ANEXOS

I.	ANEXO. MAPA GEOLÓGICO DE ESPAÑA 1:50.000 MAGNA HOJA 526 SERRADILLA DEL ARROYO	76
II.	ANEXO. FICHA DE CARACTERÍSTICAS DE LA NAGOLITA.....	77
III.	ANEXO. FICHA DE CARACTERÍSTICAS DEL RIODIN	78
IV.	FICHA DE CARACTERÍSTICAS DEL RIODEL DDX.....	79



I. ANEXO. MAPA GEOLÓGICO DE ESPAÑA 1:50.000 MAGNA HOJA 526 SERRADILLA DEL ARROYO



II. ANEXO. FICHA DE CARACTERÍSTICAS DE LA NAGOLITA

Nagolita®

Explosivo tipo ANFO

Características técnicas (Valores nominales)

Densidad de encartuchado	0,80 g/cm ³
Velocidad de detonación ¹	4.000 m/s
Calor de explosión (a volumen constante) ²	3,9 MJ/kg
(REE - WS) (ANFO=100%) ^{3,3}	100%
(REE - BS) (ANFO=100%) ^{3,3}	100%
Volumen de gases ²	978 l/kg
Calidad de humos residuales ⁴	Entre 2,27 l/100g y 4,67 l/100g

- (1) D₅₀100mm (en barreño). El valor de la velocidad de detonación varía con las condiciones de iniciación, el confinamiento y el diámetro.
- (2) Todos los valores de energía han sido calculados usando el código W-DETCOM, desarrollo y propiedad de MAXAM. Podrían obtenerse otros valores diferentes si se utilizan otros programas.
- (3) La energía relativa efectiva (REE) es un valor porcentual, que compara la energía efectiva de un explosivo determinado con la energía efectiva del Anfo, siendo la energía efectiva el trabajo útil que se desarrolla en la detonación durante el intervalo en el que los gases mantienen una presión superior o igual a 100 MPa (presión mínima a la que se fragmentan la mayoría de las rocas).
- (4) Según Norma Europea EN 13.631-16.

Almacenamiento

Para mantener las propiedades de los explosivos de MAXAM, se recomienda su almacenamiento en depósitos autorizados con buena ventilación, en lugares de ambiente seco y temperatura fresca y constante.

Almacenado en condiciones adecuadas puede utilizarse hasta 12 meses después de su fecha de fabricación.

Clasificación

Explosivo para voladuras tipo B

División: 1.1 D

UN N°: 0082

ADVERTENCIA LEGAL Y EXCLUSIÓN DE RESPONSABILIDAD

La información contenida en este documento está sujeta a variaciones en función de las condiciones de conservación y uso de los productos y de factores externos como la temperatura, humedad, presión, entre otros. Los productos referidos en este documento son potencialmente peligrosos y su uso y manipulación debe restringirse al personal con el nivel de cualificación adecuado y llevarse a cabo con arreglo a la normativa aplicable.

Esta documentación no constituye contenido contractual y su entrega no podrá ser considerada como oferta de contrato. En virtud del presente documento la Empresa no asume frente a terceros obligación, responsabilidad o garantía alguna.



MAXAM Europe, S.A.
Avda. del Partenón, 16
Campo de las Naciones
28042 Madrid - ESPAÑA
Tfno. +34 91 722 01 00
Fax: +34 91 722 01 01

Formatos y embalajes (Valores nominales)

Cartuchos embalados en sacos de plástico de 25 kg. aproximadamente.

Formatos Encartuchados

Diámetro por Longitud (mm)	Peso del cartucho (gr)	Cartuchos por caja	Peso caja (kg)	Tipo de encartuchado
50 x 490	833	30	25	Plástico flexible
55 x 490	962	26	25	Plástico flexible
65 x 490	1.250	20	25	Plástico flexible
75 x 490	1.563	16	25	Plástico flexible
85 x 490	2.083	12	25	Plástico flexible
125 x 490	5.000	5	25	Plástico flexible

Otros formatos disponibles a petición del cliente.



(REV: 20/06/08)

III. ANEXO. FICHA DE CARACTERÍSTICAS DEL RIODIN

Riodin Dinamita gelatinosa

Características técnicas (Valores nominales)	Formatos y embalajes (Valores nominales)
---	---

Densidad de encartuchado	1,45 g/cm ³
Velocidad de detonación ¹	6.000 m/s
Calor de explosión (a volumen constante) ²	4,1 MJ/kg
[REE - WS] (ANFO=100%) ^{3,4}	135%
[REE - BS] (ANFO=100%) ^{3,4}	244%
Volumen de gases ²	895 l/kg
Calidad de humos residuales ⁴	Inferior a 2,27 l/100g

- (1) D=60mm. El valor de la velocidad de detonación varía con las condiciones de iniciación, el confinamiento y el diámetro carga.
- (2) Todos los valores de energía han sido calculados usando el código W-DETCOM, desarrollo y propiedad de MAXAM. Podrían obtenerse otros valores diferentes si se utilizan otros programas.
- (3) La energía relativa efectiva (REE) es un valor porcentual que compara la energía efectiva de un explosivo determinado con la energía efectiva del Anfo, siendo la energía efectiva el trabajo útil que se desarrolla en la detonación durante el intervalo en el que los gases mantienen una presión superior o igual a 100 MPa (presión mínima a la que se fragmentan la mayoría de las rocas).
- (4) Según Norma Europea EN 13.631-16.

Diámetro x Longitud (mm)	Peso/cartucho (gr)	Nº cartuchos por caja	Peso/caja (kg)	Tipo de envase
26 x 200	152	165	25	Cartuchos de papel
32 x 200	238	105	25	Cartuchos de papel
40 x 240	417	60	25	Cartuchos de papel
40 x 400	714	35	25	Cartuchos de papel
50 x 380	1042	24	25	Cartuchos de papel
60 x 620	2500	10	25	Tubo de plástico flexible
70 x 500	2778	9	25	Tubo de plástico flexible
80 x 600	4167	6	25	Tubo de plástico flexible
90 x 570	5000	5	25	Tubo de plástico flexible
100 x 450	5000	5	25	Tubo de plástico flexible

Otros formatos disponibles a petición del cliente.

Almacenamiento

Para mantener las propiedades de los explosivos de MAXAM, se recomienda su almacenamiento en depósitos autorizados con buena ventilación, en lugares de ambiente seco y temperatura fresca y constante.

Almacenando en condiciones adecuadas, puede utilizarse hasta 18 meses después de su fecha de fabricación.

Clasificación

Explosivo para voladuras tipo A

División: 1.1 D

UN N°: 0081

ADVERTENCIA LEGAL Y EXCLUSIÓN DE RESPONSABILIDAD

La información contenida en este documento está sujeta a variaciones en función de las condiciones de conservación y uso de los productos y de factores externos como la temperatura, humedad, presión, entre otros. Los productos referidos en este documento son potencialmente peligrosos y su uso y manipulación debe restringirse al personal con el nivel de cualificación adecuado y llevarse a cabo con arreglo a la normativa aplicable.

Esta documentación no constituye contenido contractual y su entrega no podrá ser considerada como oferta de contrato. En virtud del presente documento la Empresa no asume frente a terceros obligación, responsabilidad o garantía alguna.



MAXAM Europe, S.A.
Avda. del Partenón, 16
Campo de las Naciones
28042 Madrid - ESPAÑA
Tfno. +34 91 722 01 00
Fax: +34 91 722 01 01

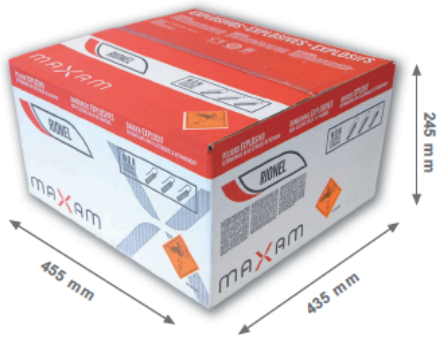


IV. FICHA DE CARACTERÍSTICAS DEL RIODEL DDX

RIODEL DDX

Combinaciones de conectores y detonadores disponibles (ms)

Conector	17	25	42	67	100			
350	17 / 350	17 / 450	17 / 500	17 / 700				
450		25 / 350	25 / 450	25 / 500	25 / 700			
500			42 / 350	42 / 450	42 / 500	42 / 700		
700				67 / 350	67 / 450	67 / 500	67 / 700	
					100 / 350	100 / 450	100 / 500	100 / 700



Embalaje estándar, Clase 1.1B (*)
(valores nominales)

Longitud mudeja (m)	Unidades por caja	Peso bruto (kg)	Peso neto (kg)	Color del tubo
4,2	210	13	11	Naranja
6*	180	14	12	Naranja
9*	120	12	10	Naranja
12*	50	10	8	Naranja
15*	40	10	8	Naranja
18*	72	10	8	Naranja
21*	60	11	9	Naranja
24*	50	10	8	Naranja
30*	40	10	8	Naranja

*Metrajes estándar. Resto de metrajes disponible bajo pedido

(*) Clasificación a efectos de transporte	Embalaje estándar		Embalaje especial (**)	
	Clase	1.1B	1.4B	1.4S
Número ONU	UN 0360	UN 0361	UN 0500	

(**) Contacte con el representante de MAXAM para mayor información respecto a unidades por caja y pesos.

AVISO DE SEGURIDAD

Antes de utilizar los detonadores de la serie RIONEL DDX lea detenidamente la Hoja de Instrucciones de Seguridad incluida en el embalaje, así como la Ficha de Datos de Seguridad. Los detonadores RIONEL DDX no son aptos para su empleo en ambientes con gases o polvos inflamables, tales como grisú o polvos de carbón. MAXAM desaconseja y declina toda responsabilidad si se utilizan en una misma voladura productos RIONEL mezclados con detonadores u otros sistemas de iniciación suministrados por otros fabricantes. RIONEL DDX debe almacenarse en un lugar seco, bien ventilado y a temperaturas moderadas.

ADVERTENCIA LEGAL Y EXCLUSIÓN DE RESPONSABILIDAD

La información contenida en este documento está sujeta a variaciones en función de las condiciones de conservación y uso de los productos y de factores externos como la temperatura, humedad, presión, entre otros. Los productos referidos en este documento son potencialmente peligrosos y su uso y manipulación debe restringirse al personal con el nivel de cualificación adecuado y llevarse a cabo con arreglo a la normativa aplicable. Esta documentación no constituye contenido contractual y su entrega no podrá ser considerada como oferta de contrato. En virtud del presente documento MAXAM no asume frente a terceros obligación, responsabilidad o garantía alguna.

RIONEL DDX forma parte de la gama de productos de MAXAM para Europa, África por el norte del ecuador, Oriente Medio, Rusia y países C.I.S.

MAXAM Europe, S.A.
Avda. del Partenón, 16
Campo de las Naciones
28042 Madrid, España
Tfno: +34 91 722 01 00
Fax: +34 91 722 01 01

Distribuidor:

