

TESIS

**UTILIZACIÓN DE LA MEDIDA DE  
VIBRACIONES EN VOLADURAS PARA EL  
CONOCIMIENTO DE LOS DAÑOS AL MACIZO  
DE ROCA ORNAMENTAL**

*Tecnología y Modelización en Ingeniería Civil, Minera y  
Ambiental*



*Autor: Jesús De Cospedal Pérez-Cosío*

*Directores: Emilio Trigueros Tornero  
Manuel Cánovas Vidal*

*Cartagena 2019*



Escuela Técnica Superior de Ingeniería de Caminos, Canales y Puertos  
y de Ingeniería de Minas

TÉSIS DOCTORAL

**UTILIZACIÓN DE LA MEDIDA DE VIBRACIONES EN  
VOLADURAS PARA EL CONOCIMIENTO DE LOS DAÑOS AL  
MACIZO DE ROCA ORNAMENTAL**

Programa de: Tecnología y Modelización en Ingeniería Civil, Minera y  
Ambiental.

Dpto. de Ingeniería Minera y Civil.

Autor: *Jesús De Cospedal Pérez-Cosío*

Directores: *Emilio Trigueros Tornero*

*Manuel Cánovas Vidal*

CARTAGENA, AÑO 2019



A mi mujer Esther y a mis hijos, Laura y Javier,  
porque en ellos encuentro la motivación de cualquiera de mis actos.



## Agradecimientos

Este trabajo de investigación ha tenido una serie de colaboradores imprescindibles, desde el ámbito académico y empresarial, profesionales de la minería, y por ello quiero expresar de forma explícita mi agradecimiento:

A mis Directores de Tesis, Emilio Trigueros y Manuel Cánovas, que no solo me han suministrado muchas de las herramientas tecnológicas y metodológicas para el buen desarrollo de la Tesis, sino que, su apoyo continuo, optimismo y dedicación, han hecho posible lo que en un principio se me antojaba imposible, imbuyéndome entre ambos, una sana ambición para llegar mucho más lejos de los objetivos iniciales. Y, en definitiva, su continuo ejemplo y enseñanza, han permitido hacer de lo imposible algo simplemente difícil.

A José Manuel Muñoz, excelente profesional de la minería y extraordinario técnico de operaciones en las canteras de calizas marmóreas. Su apoyo y actitud para realizar las pruebas de campo ha sido clave para que este trabajo haya conseguido avanzar sin limitaciones.

Desde el Grupo de Investigación de Geotécnia y Métodos de Explotación en el que he estado integrado para la realización de estos trabajos, agradecer la confianza de José Corrales, Responsable Técnico de Marcotsa, y a Héctor Fano, Director Técnico de Canteras de Marquina y Zeleta, ambos siempre dispuestos para mejorar y desarrollar sus explotaciones facilitando la toma de datos de las canteras.

A Raul Husillos de la Universidad de Cantabria y a Canteras Baztán, por facilitarnos sus estudios de vibraciones.

A Aurelio de Grado Contreras, Gerente de la Asociación de Productores de Piedra Natural de Castilla y León, PINACAL, por contribuir con sus conocimientos a realizar un diagnóstico del sector.

Y por último, pero no menos importante, incluso creo más importante, a Marisa Rubio Solé, Jefa de Negociado de la Secretaría Académica de Doctorado, a cuya inestimable paciencia y dedicación, debo el haberme acercado al arte, del cual es maestra, de resolver las dudas antes de que dé tiempo a formularlas y de corregir los errores antes de que se lleguen siquiera a producir, logrando con su buen hacer, humanidad y empatía que naveguemos por el temible océano de la burocracia como si de un arroyuelo se tratara.

*“El agradecimiento es la parte principal de un hombre de bien”*

*Francisco de Quevedo y Villegas*



## **RESUMEN**

### **UTILIZACIÓN DE LA MEDIDA DE VIBRACIONES EN VOLADURAS PARA EL CONOCIMIENTO DE LOS DAÑOS AL MACIZO DE ROCA ORNAMENTAL**

Las capas de roca ornamental tienen como característica fundamental su elevada compacidad, existiendo pocas fracturas en comparación con otras capas de rocas duras, puesto que de no ser así no serían comercializables.

Los efectos de los explosivos en la roca ornamental no han sido tratados de forma específica en las revistas especializadas, a pesar del interés que en la actualidad existe por utilizar este método de arranque en los casos en los que hay recubrimientos, zonas de baja calidad o escaso aprovechamiento que interesa eliminar con rapidez.

Las vibraciones provocadas por las voladuras en excavaciones mineras o civiles se estudian fundamentalmente para conocer la posibilidad de que las estructuras cercanas a los frentes se vean dañadas por las ondas que provocan su movimiento, con el objetivo de encontrar las máximas cargas que pueden ser utilizadas sin riesgo.

Esta tesis avanza en el conocimiento sobre el efecto de las explosiones en la roca ornamental y, más concretamente, en la extensión del daño del explosivo utilizado en las voladuras que se utilizan para eliminar recubrimientos o zonas no aprovechables. La principal diferencia en relación con las estructuras radica en que los daños, en este caso, se producen en las proximidades de la fuente, en las primeras decenas de metros.

El objetivo fundamental es intentar conocer para cada capa la distancia máxima que podemos avanzar con voladuras y sin necesidad de preparar planos de corte para preservar la roca, lo que retrasa el resto de las operaciones.

Para el desarrollo de este documento, que sintetiza los trabajos realizados y sus resultados, se incluye un capítulo de introducción en el que se justifica el interés de mejorar todos los aspectos del proceso de explotación y comercialización del Sector de la Piedra, y por supuesto, dentro de estos, las labores de extracción entre las que se encuentran la de arranque mediante voladuras.



Seguidamente se desarrolla el capítulo de estado actual de la cuestión, las teorías básicas de propagación de ondas y transmisión de vibraciones, los factores que pueden afectar la mayor o menor energía de transmisión. Se repasan los modelos de predicción de las vibraciones y su medida, así como las normas de prevención de daños en estructuras, para terminar, estableciendo las tensiones que los frentes de presión ocasionan en la roca y revisando los casos de estudio de las sobre excavaciones, como antecedente de gran interés.

La secuencia metodológica utilizada se explica paso a paso, mostrando la necesidad de realizar los registros de campo, ensayos mecánicos de laboratorio y prospección de las ondas sísmicas y, sobre todo explicando la integración de los datos y variables para conseguir los resultados de observación intermedios y de cálculo finales. Se ha cubierto una intensa labor de revisión de los métodos de ajuste, incorporando nuevos procedimientos poco utilizados, como la estimación lineal múltiple o la estimación parcial de coeficientes de las leyes de amortiguación.

El siguiente paso ha consistido en aplicar la metodología sobre cada uno de los 4 casos que se exponen, correspondientes a calizas marmóreas o areniscas, siendo el de la cantera Alpi, en el Monte Coto de Pinoso, el que constituye el eje central del trabajo y sus conclusiones, estableciendo con éste la base de los resultados y contrastando la metodología con el resto que casos.

Un análisis más profundo se desarrolla a lo largo del capítulo 6, depurando los datos de los registros de vibraciones, y probando otras leyes de transmisión basadas en las características geomecánicas o en datos teóricos de vibraciones obtenidos en la zona de plastificación. Se puede comprobar finalmente, no solo por los cálculos sino también por los resultados en cantera, que las distancias de daño que se pronosticaron en el primer estudio del año 2016 pueden reducirse ahora, pudiendo afirmar que la ley de transmisión más extendida, la de la USBM, es bastante conservadora.

Las principales conclusiones con respecto a la metodología y resultados en relación con el daño a las rocas ornamentales provocados por las voladuras, así como las líneas de investigación en las que seguir avanzando se incluyen en el capítulo 7.

Parte de los contenidos de esta Tesis han sido ya publicados en una revista situada en Q1 de minería (Trigueros et al., 2017) con una cita externa y en un congreso de minería en Chile (Cánovas et al., 2017).

## **SUMMARY**

### **THE USE OF VIBRATION MEASURES FOR THE KNOWLEDGE OF THE BLAST INDUCED DAMAGE TO THE ORNAMENTAL ROCK MASS**

Ornamental rock layers have an essential characteristic that is their high compactness, these are few fractured compared to other hard rock beds, since otherwise they could not be commercialized.

Effects of explosives on ornamental rock have not been a usual topic in specialized journals, although using this digging method is of current interest in those situations where are thick overburdens, low quality or little profit areas. This method is adequate to eliminate this material quickly.

Vibrations caused by blasting in mining or civil excavations are mainly studied to know the possibility that structures surrounding the fronts are damaged by the waves that cause their movement, and these studies are makes to find the maximum loads that can be used without risk.

This thesis goes ahead in the knowledge about the effect of the explosions in the ornamental rock mass, more specifically, in the length of damage of the explosive in the blasting when is used to eliminate overburden or profitless zones. The main difference in relation to the structures case is that in our subject the damage occurs near the source, normally in the first tens of meters.

The principal goal for each rock layer is to try knowing the distance that we can advance with blasting without the need to prepare cutting plans to preserve the rock what would delay the rest of the operations.

In this document, which summarizes the work carried out and its results, an introductory chapter is included in which the interest to improve all aspects of the exploitation and commercialization process of the Stone Sector is incorporated. In these aspects that improve the extraction work is where we find the blasting operations.

Next, we present the chapter on the current state of the matter, including the basic theories of wave propagation and the transmission of vibrations and the factors that can affect the best or worst transmission of energy. The models of prediction of vibrations and their measurement, as

well as the norms of prevention of damages in structures, are reviewed to finish establishing the tensions caused by pressure fronts in the rock and to review the cases of study of the over excavations, as a background of great interest.

The methodological sequence used is explained step by step, showing the need to perform the field records, mechanical laboratory tests and seismic wave survey and explaining the integration of the data and variables to achieve the intermediate observation values and final assessments results. We have made an intensive task of reviewing the adjustment methods, adopting new procedures that are not widely used, such as multiple linear estimation or partial estimation of the coefficients of transmission laws.

Next step was applying the methodology to each of the 4 cases that are analyzed, corresponding to marble limestones or sandstones, being the Alpi quarry, in Monte Coto de Pinoso, which constitutes the central axis of the work and its conclusions, establishing these outcomes as basis of the results and contrasting the methodology with the rest of cases.

A deeper analysis is developed throughout chapter 6, debugging the data from the vibration records and testing other transmission laws based on the geomechanical characteristics or theoretical data of vibrations obtained in the plasticization zone. Finally, it can be verified, not only by the calculations but also by the results in quarry, that the distances of damage that were predicted in the first study of the year 2016 can be reduced now, being able to affirm that the law of transmission widespread used, the USBM one, is quite conservative.

The main conclusions regarding methodology and results in relation to damage to ornamental rocks caused by blasting and the researching focus to keep advancing are included in chapter 7.

Part of the contents of this thesis have already been published in a journal that is in the first quarter of mining publications (Trigueros et al., 2017) and have already been cited externally and in a mining congress in Chile (Cánovas et al., 2017).

## ÍNDICE GENERAL

CAPÍTULO 1. OBJETIVOS Y ALCANCE .....	21
CAPÍTULO 2. INTRODUCCIÓN .....	23
2.1. ACTUALIDAD DEL SECTOR DE LA ROCA ORNAMENTAL EN ESPAÑA .....	24
2.2. PANORAMA DEL SECTOR EXTRACTIVO DEL MÁRMOL Y LA CALIZA ORNAMENTAL .....	27
2.2.1. Las canteras españolas de Roca Ornamental.....	29
2.3. SITUACIÓN TECNOLÓGICA DE SECTOR.....	32
2.4. VOLADURAS EN CANTERAS DE ROCA ORNAMENTAL .....	35
2.4.1. Técnicas de voladura .....	36
2.4.2. Realización de los levantes.....	38
2.5. EXPLOTACIONES DE ROCAS UTILIZADAS .....	40
CAPÍTULO 3. ESTADO DEL ARTE .....	43
3.1. VARIABLES QUE AFECTAN A LA GENERACIÓN DE VIBRACIONES .....	47
3.1.1. Factores controlables: parámetros geométricos .....	48
3.1.2. Factores controlables: parámetros explosivos .....	51
3.1.3. Factores no controlables .....	55
3.2. PROPIEDADES DE LAS VIBRACIONES .....	56
3.3. MEDICIÓN DE VIBRACIONES .....	58
3.4. MODELOS DE PREDICCIÓN DE VIBRACIONES.....	61
3.4.1. Modelos predictores empíricos .....	61
3.4.2. Modelos predictores basados en técnicas de inteligencia artificial .....	64
3.4.3. Modelos predictores basados en la calidad geotécnica .....	66
3.5. ESTUDIOS DE VIBRACIONES Y NORMATIVAS DE PROTECCIÓN DE ESTRUCTURAS .....	67
3.6. LA ROCA COMO ESTRUCTURA: ESFUERZOS PROVOCADOS POR LAS VIBRACIONES .....	73
3.7. DAÑOS A LA ROCA Y SOBRE EXCAVACIÓN .....	75
CAPÍTULO 4. METODOLOGÍA .....	79
4.1. REGISTROS DE VIBRACIONES. VOLADURAS. ....	80
4.1.1. Voladuras con barrenos semilla o ciegos .....	81
4.1.2. Mejoras futuras en la metodología de registro .....	84
4.1.3 Colocación de los geófonos y aparatos de medida .....	86
4.2. OBTENCIÓN DE LA VELOCIDAD DE PROPAGACIÓN DE ONDAS SÍSMICAS .....	86
4.3. OBTENCIÓN DE LAS PROPIEDADES GEOMECAÑICAS DE LA ROCA .....	88
4.4. AJUSTE DE LAS LEYES DE PROPAGACIÓN Y AMORTIGUACIÓN .....	91
4.4.1. Ajuste multivariante.....	91

4.4.2. Ajuste basado en la distancia reducida DR .....	94
4.4.3. Ajuste parcial para valores Q constantes .....	97
4.8. CÁLCULO DE LA VELOCIDAD DE VIBRACIÓN LÍMITE. ANÁLISIS ELÁSTICO.....	99
4.8.1. Estados de la roca en la zona de voladura .....	99
4.8.2. Análisis Elástico y Velocidad de vibración límite.....	101
4.9. CONTROL DEL DAÑO SOBRE LA ROCA. COEFICIENTES DE SEGURIDAD FS.....	104
CAPÍTULO 5. APLICACIÓN y RESULTADOS.....	107
5.1. CASO 1. ARENISCA PIEDRA BATEIG. (Caso 1) .....	108
5.2. CALIZA CREMA MARFÍL, MONTE COTO. (Caso 2).....	111
5.2.1. Valores geomecánicos.....	114
5.2.2. Velocidad de propagación de las ondas sísmicas.....	115
5.2.3. Registro de vibraciones y obtención de la ley de amortiguación específica USBM	115
5.2.4. Ajuste multivariante de la ley de amortiguación .....	119
5.2.5. Ajuste de la ley de amortiguación con la distancia reducida esférica .....	120
5.2.6. Velocidad de vibración crítica y criterio de daño general.....	120
5.3. CALIZAS URGONIANAS GRIS DEBA (GUIPÚZCOA) Y NEGRO MARKINA (VIZCAYA) (Caso 3)	
.....	124
5.3.1. Características Geomecánicas de las rocas.....	125
5.3.2. Velocidad de propagación de las ondas sísmicas.....	126
5.3.3. Registro de vibraciones y obtención de las leyes de amortiguación específicas....	127
5.3.4. Velocidad de vibración crítica y criterio de daño general.....	130
5.3.5. Depuración de los datos y cálculos de Gris Deba.....	133
5.4. CALIZA GRIS/ROJA BAZTÁN, ALKERDI (Caso 4).....	135
5.5 RESUMEN DE RESULTADOS.....	139
CAPÍTULO 6. ANÁLISIS y DISCUSIÓN .....	141
6.1. DEPURACIÓN DE LOS DATOS DE ALPI Y LEYES DE TRANSMISIÓN.....	142
6.1.1. Ajuste USBM.....	143
6.1.2. Ajustes para otras leyes convencionales.....	144
6.1.3. Ajustes mediante estimación lineal múltiple .....	145
6.1.4. Comparación de resultados convencionales de ajuste.....	147
6.1.5. Ajuste mediante tiros individuales: Comparación con la ley general .....	148
6.2. OBTENCIÓN NO CONVENCIONAL DE LEYES DE TRANSMISIÓN.....	151
6.2.1. Ajuste mediante características geomecánicas de la roca (Kumar et al., 2016).....	151
6.2.2. Índices de transmisión y propiedades geomecánicas.....	154
6.2.3. Ajuste con datos de la zona de plasticidad (Onederra y Esen 2004) .....	157
6.3. OBTENCIÓN DEL UMBRAL CRÍTICO DE VIBRACIÓN.....	162

---

6.3.1. Ensayos mecánicos.....	163
6.3.2. Determinación de la $V_p$ .....	164
6.4. RESULTADOS EN LA CANTERA ALPI.....	166
6.5. CAMBIO DE MÉTODO Y DAÑO .....	168
CAPÍTULO 7. CONCLUSIONES Y LÍNEAS DE FUTURO .....	171
7.1.1. Conclusiones en la toma de datos. ....	172
7.1.2. Conclusiones en cuanto a las leyes de amortiguación.....	172
7.1.3. Conclusiones en relación con las zonas de daño .....	173
7.1.4. Conclusiones en relación con la obtención de las leyes de transmisión a partir de los parámetros mecánicos de la capa.....	174
7.1.5. Conclusiones en relación con las velocidades de propagación sísmica .....	174
7.1.6. Optimización de los resultados en Alpi .....	175
7.2. LÍNEAS DE TRABAJO FUTURAS .....	176
7.2.1. En rocas ornamentales.....	176
7.2.1. En otras capas de roca .....	176
CAPÍTULO 8. PUBLICACIÓN DE RESULTADOS.....	177
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....	179
ANEXO. REGISTROS DE VIBRACIONES .....	189



**ÍNDICE DE FIGURAS**

figura 2.1. Evolución de la producción española de piedra natural (2007-2016) ..... 26

figura 2.2. Corte de bloque comercial de caliza marmórea en planta elaboradora. .... 27

figura 2.3. Pulido de placa de granito en fábrica. .... 29

figura 2.4. Desarrollo de operaciones y maquinaria para proyectos de minería subterránea, de menor repercusión ambiental. .... 32

figura 2.5. Capa de esquistos recubriendo el mármol en Macael (Trigueros et al, 2011). .... 35

figura 2.6. Voladura en zanja para accesos a bancos inferiores en Monte Coto, Pinoso (Trigueros et al, 2011). .... 36

figura 2.7. Voladura con levante en Monte Coto, Pinoso (Trigueros et al, 2011). .... 38

figura 2.8. Voladura con rozado horizontal inferior y precorte vertical en Markina, Guipúzcoa (Trigueros et al, 2011). .... 39

figura 2.9. Levantes mediante corte para aislar una masa de estéril a volar (Trigueros et al, 2010). .... 40

figura 3.1. Presión de detonación y de barreno y zona de trituración de la roca (Persson et al, 1993) ..... 43

figura 3.2. Propagación de las ondas internas (body waves) y las ondas superficiales (Surface waves) generadas por la detonación de un explosivo (Ainalis et al, 2018). .... 45

figura 3.3. Tipos de ondas internas (P y S) y superficiales (Love y Rayleigh). .... 46

figura 3.4. Identificación de trenes de onda en un sismograma triaxial..... 47

figura 3.5. Efectos del aumento de la piedra en la intensidad de vibración (IV), en una voladura para un mismo nivel de energía, (López-Jimeno et al, 2017) ..... 50

figura 3.6. Disposición relativa del captador en relación con la línea de tiro en una voladura, (Lineham y Wiss 1982) ..... 54

figura 3.7. Señales en el dominio de la frecuencia conseguidas mediante FTT de los sismogramas de la figura 3.6..... 58

figura 3.8. Sismógrafo para medir vibraciones y onda aérea (Fuente: Instantel)..... 59

figura 3.9. Registro de las tres componentes de la velocidad de vibración (Cánovas et al, 2017). .... 60

figura 3.10. Umbrales de daño para casas cimentadas en terrenos blandos, como arcilla y tierra, o en granito Langefors y Kihlström (1963). .... 68

figura 3.11. Límites del criterio de prevención de daños de la norma española. .... 71

figura 3.12. Gráfico carga corregida-distancia para obtener el tipo de estudio requerido ..... 73

figura 3.13. Deformaciones y tensiones generadas por la onda P (Trigueros y Martínez, 2009). .... 74

figura 3.14. Deformaciones y tensiones generadas por la onda S (Trigueros y Martínez, 2009). .... 74

figura 3.15. Curvas carga distancia ajustadas y análisis de daño (Iverson et al 2008)..... 76



figura 3.16. Medida de la sobre excavación en los tiros del contorno (Iverson et al 2008). .....	77
figura 4.1. Secuencia metodológica DAÑOS AL MACIZO DE ROCA POR VOLADURAS. ....	79
figura 4.2. Configuración más adecuada para la medida de vibraciones. ....	80
figura 4.3. Colocación de algunos disparos considerados en este estudio (canteras ALPI y MARCOTSA).....	81
figura 4.4. Establecimiento de la distancia en los puntos cercanos a barrenos ciegos (Holmberg y Persson, 1980). ....	83
figura 4.5. Replanteo de barrenos de tiro y colocación de geófonos en línea. ....	84
figura 4.6. disposición paralela de sismógrafos y geófonos para registro simultáneo de tiempo de llegada y velocidad de onda P. ....	85
figura 4.7. Equipo de registro con geófono anclado a roca (cantera Marcotsa). ....	85
figura 4.8. Registro de primera llegada para obtener VP (cantera Markina).....	87
figura 4.9. Domocronas distancia tiempo de primeras llegadas (cantera Markina).....	88
figura 4.10. Ensayos mecánicos sobre probetas de roca (cantera Alpi). ....	89
figura 4.11. Gráfica de asignación del valor GSI (Hoek y Marinos,2000). ....	90
figura 4.12. Gráfica de ajuste multivariante pronóstico de log PPV, en función de log Q y log D. ....	93
figura 4.13. Gráfica de ajuste multivariante pronóstico de PPV, en función de Q y D. ....	94
figura 4.14. Recta regresión de ajuste pronóstico de log PPV, en función de log DR.....	96
figura 4.15. Primera recta de regresión de ajuste pronóstico de log PPV, en función de log D, para una carga constante característica QC = 9,7 kg. ....	97
figura 4.16. Segunda recta de regresión de ajuste del valor (log PPV-β log D), en función de log Q para todos los datos. ....	98
figura 4.17. Efectos de la voladura alrededor del barreno, esquema de zonas características. ....	99
figura 4.18. Tensiones ocasionadas por las ondas P y S en la zona de amortiguación elástica. ....	102
figura 4.19. Velocidad crítica y criterios de daño según FS sobre las gráficas Q-D.....	104
figura 5.1. Frente de cantera en Bateig.....	108
figura 5.2. Resultado de la voladura de prueba en Bateig.....	110
figura 5.3. Monte Coto, desde el este. En primer término, Cantera de ALPI.....	112
figura 5.4. Esquema de explotación del Monte Coto.....	113
figura 5.5. Probetas para ensayos mecánicos MARCOTSA. Ensayo uniaxial con módulos.....	114
figura 5.6. Registros de Monte Coto: relaciones PPV y DR (D/Q0,5) para todas las voladuras. ....	117
figura 5.7. Registros de Monte Coto: ajuste PPV y DR (D/Q0,5) para todas las voladuras.....	118
figura 5.8. Registros de Monte Coto: ajuste multivariante para todas las voladuras.....	119
figura 5.9. Velocidades críticas y criterios de daño según FS, para caliza de Monte Coto ..... utilizando expresión USBM. ....	121

figura 5.10. Comparación entre las curvas de amortiguación de vibraciones ajustadas según USBM y por ajuste multivariante para caliza Monte Coto, para cargas de 5, 10 y 20 kg. ....	122
figura 5.11. Vista general zona superior cantera Duquesa (Gris Deba). ....	124
figura 5.12. Vista general cantera Ugartechea (Negro Markina). ....	125
figura 5.13. Ensayo uniaxial con módulos en caliza negra Markina. ....	125
figura 5.14. Registros de Duquesa y Marquina en diagrama log DR – log DR (USBM). ....	128
figura 5.15. Recta de regresión que ajusta los valores de Duquesa y Marquina (USBM). ....	129
figura 5.17. Recta de regresión que ajusta únicamente los valores de Duquesa (USBM). ....	133
figura 5.18. Imagen de la cantera Alkerdi y de la caliza roja fosilífera (Damas, 2013). ....	135
figura 5.19. Curvas de amortiguación de las PPV (USBM) en Baztan, según cargas y umbral de la norma UNE 22381 para 15 Hz. ....	137
figura 6.1. Ajuste USBM de los datos depurados Alpi. ....	144
figura 6.2. Ajuste Ambraseys de los datos depurados Alpi. ....	144
figura 6.3. Ajuste parcial para los 12 registros de carga constante 9,75 kg. ....	146
figura 6.4. Ajuste parcial para conseguir K y $\alpha$ , mediante los 27 registros de monte coto. ....	147
figura 6.5. Comparación de las leyes de transmisión ajustadas: AMBbraseys, LANgefor, PARcial y USBM para para Q = 20 kg. ....	148
figura 6.6. Comparación de las leyes de transmisión Gral. y por tiros individuales para Q = 10 kg. ....	150
figura 6.7. Comparación de la ley de KUMAR con la ley USBM Gral. de Alpi. Se dibujan también la de Ambraseys y la de Monte Coto USBM sin depurar. (carga de 20 kg). ....	152
figura 6.8. Comparación de las leyes de KUMAR con la ley USBM Gral. de Duquesa (20 kg). ...	153
figura 6.9. Efecto de los coeficientes K y $\beta$ en los casos estudiados. ....	156
figura 6.10. Comparación de la ley Gral de Alpi USBM para 10 kg con las curvas ajustadas con el punto teórico rC – PPVC , Onederra y Esen (2004) . ....	160
figura 6.11. Alpi: foto de un barreno ciego de 76 mm. tras la explosión, con la zona de pulverización y plastificación marcadas. ....	161
figura 6.12. Alpi: vibraciones alrededor de un barreno ciego de 10 kg de explosivo. ....	162
figura 6.13. Alpi: presiones alrededor de un barreno ciego de 10 kg de explosivo. ....	162
figura 6.14. Ensayos de módulos y brasileños. ....	163
figura 6.15. Medida VP en Bateig. ....	165
figura 6.16. Comparación (para 20 kg) entre las leyes de ajuste ALPI 2016 y las leyes ajustadas ahora con criterio USBM, método parcial y de la zona de plastificación (Onederra 2004). ....	166
figura 6.17. Procedimiento habitual de entrada en capa. Voladura con precorte y rozado. ...	168
figura 6.18. Nuevo método de entrada directa en capa. Voladura con precorte previo. ....	169
figura 6.19. Resultado del nuevo método de entrada con voladura. Pequeña aureola de fisuras en la base, de algunos decímetros. ....	170



## ÍNDICE DE TABLAS

tabla 2.1. Producciones de Piedra Natural 2007/16 en Kt. (Estadística minera de España).....	25
tabla 2.2. Valores principales de la Minería Española 2016 (Estadística minera de España) .....	27
tabla 2.3. Canteras de Roca Ornamental por variedades (Estadística minera 2016) .....	29
tabla 2.4. Roca Ornamental producción por variedades (Estadística minera 2016) .....	31
tabla 3.1. Modelos empíricos de predicción de vibraciones.....	63
tabla 3.2. Modelos empíricos específicos de predicción de vibraciones .....	64
tabla 3.3. Resumen de trabajos basados en técnicas de inteligencia artificial para predicción de vibraciones (modificado de Prashanth y Nimaje, 2018b) .....	65
tabla 3.4. Tabla de daños en viviendas cimentadas sobre rocas muy duras .....	69
Langefors y Kihlström (1963) .....	69
tabla 3.5. Normativas internacionales sobre control de vibraciones .....	69
tabla 3.6. Límites del criterio de prevención de daños establecidos por la norma UNE 22.381-93 .....	70
tabla 3.7. Tipos de terreno en función de la velocidad de propagación de las ondas sísmicas..	71
tabla 3.8. Valores del Factor del macizo rocoso Fr .....	72
tabla 3.9. Valores del Factor de estructura Fe .....	72
tabla 4.1. Registros de Refracción tiro normal e inverso (Markina) .....	87
tabla 4.2. Tensiones de tracción ocasionadas por los trenes de ondas P y S para el ejemplo.	102
tabla 5.1. Valores geomecánicos medios de la Arenisca Bateig .....	109
tabla 5.2. Valores máximos de carga para cada distancia, con FS =2 en la Arenisca Bateig.....	111
tabla 5.3. Valores geomecánicos medios de la Caliza crema Monte Coto .....	115
tabla 5.4. Registros de PPV en las voladuras del Monte Coto .....	116
tabla 5.5. Distancia mínima (m.) para evitar el daño, con diferentes cargas, para diferentes FS, en la caliza de Monte Coto utilizando la ley con ajuste USBM .....	122
tabla 5.6. Distancia mínima (m.) para evitar el daño, con diferentes cargas, para diferentes FS, en la caliza de Monte Coto utilizando la ley con ajuste Multivariante. ....	123
tabla 5.7. Distancia mínima (m.) para evitar el daño, con diferentes cargas, para diferentes FS, en la caliza de Monte Coto utilizando la ley con ajuste esférico de Ambraseys.....	123
tabla 5.8. Valores geomecánicos medios de la Caliza Gris Deba .....	126
tabla 5.9. Valores geomecánicos medios de la Caliza Negro Markina.....	126
tabla 5.10. Registros de PPV en las voladuras de Duquesa (D) y Ugartechea (MK).....	127
tabla 5.11. Distancia mínima (m.) para evitar el daño, con diferentes cargas, para diferentes FS, en la caliza de Gris de Deba de la cantera Duquesa utilizando la ley con ajuste USBM .....	132

tabla 5.12. Distancia mínima (m.) para evitar el daño, con diferentes cargas, para diferentes FS, en la caliza de Negra de Markina de la cantera Ugartechea utilizando la ley con ajuste USBM .....	132
tabla 5.13. Distancia mínima (m.) para evitar el daño, con diferentes cargas, para diferentes FS, en la caliza de gris de Deba de la cantera Duquesa utilizando la ley con ajuste Ambraseys....	133
tabla 5.14. Distancia mínima (m.) para evitar el daño, con diferentes cargas, para diferentes FS, en la caliza de Gris de Deba utilizando la ley con ajuste USBM solo con registros de Duquesa .....	134
tabla 5.15. Registros de PPV en las voladuras de Alkerdi en dirección de la cueva Berroberría .....	136
tabla 5.16. Distancia mínima (m.) para evitar el superar el valor 20 mm/s, para cargas y FS, en la caliza de Baztan utilizando la ley con ajuste USBM.....	137
tabla 5.17. Distancia mínima (m.) para evitar el superar el valor 4 mm/s, para cargas y FS, en la caliza de Baztan utilizando la ley con ajuste USBM .....	138
tabla 5.18. Resumen de los resultados de las canteras .....	139
tabla 6.1. Registros de PPV de Alpi (Monte Coto), depurados .....	143
tabla 6.2. Comparación en las distancias de daño para las leyes de ajuste convencionales (Alpi) .....	148
tabla 6.3. Coeficientes y ajuste de disparos individuales y ley general (Alpi).....	149
tabla 6.4. Comparación en las distancias de daño para las leyes de ajuste obtenidas mediante disparos individuales y ley general (Alpi) .....	150
tabla 6.5. Características mecánicas y coeficientes de amortiguación de los casos estudiados .....	154
tabla 6.6. Valores de velocidades de propagación calculados, medidos y utilizados .....	164
tabla 6.7. Comparación en las distancias de daño para las leyes de ajuste obtenidas en 2016 y actuales por los tres procedimientos USBM, Ajuste Parcial y Onederra. (Alpi).....	167
tabla 6.8. Nuevas distancias de daño según factores de seguridad y reducción respecto a los valores establecidos en 2016. (Alpi) .....	167

## CAPÍTULO 1. OBJETIVOS Y ALCANCE

El trabajo de investigación tiene como objetivo general la puesta a punto y optimización de un método que, mediante obtención de registros sísmicos y datos geomecánicos, permita establecer los valores de cargas y distancias en las voladuras de roca ornamental que garantizan que esta operación no deteriore la roca, sin tener que ejecutar labores previas de corte que habitualmente se realizan para establecer superficies de discontinuidad cuyo fin es impedir el progreso de la onda de choque.

Como objetivo específico, se han de analizar y establecer los parámetros de ajuste de las leyes de amortiguación de la vibración dado que los tramos de ajuste de la curva carga-distancia que deben adaptarse a los registros de campo son los correspondientes a distancias menores de 50 metros. Se estudia, por tanto, el campo cercano, donde la roca recibe mayores niveles de energía.

Se pretende, además, aportar, en forma de factores de seguridad, las tablas finales de recomendación de diseño de las voladuras para evitar el daño a la roca remanente.

Puesto que este tema de investigación se considera de gran utilidad práctica y científica la optimización de los aspectos metodológicos ha estado también entre los objetivos de los que dependerán los trabajos futuros.

En ese sentido, se desea conseguir un conjunto de datos de amortiguación en rocas ornamentales, con índices de calidad de macizo de roca elevados, que pueda a medio plazo, y con la misma metodología, ser completado con datos en otros macizos de roca de menores calidades, de forma que se puedan llegar a pronosticar los coeficientes de la ley de amortiguación de forma inversa, es decir, a partir de los índices de calidad del macizo y otras características intrínsecas de tipo mecánico.

Una de las características fundamentales de la roca ornamental es la dureza. Este trabajo se ha realizado con datos de calizas marmóreas y areniscas, pudiendo reproducirse, con las debidas variaciones, en las canteras de roca ornamental más duras, como las de granito.

De hecho, para los granitos existen multitud de estudios, que nos han servido como antecedentes, relacionados con la repercusión a la roca de las voladuras, y que fueron realizados con el objetivo de evitar la sobre perforación en galerías subterráneas cuando se diseñan los tiros de contorno. En el caso de las pizarras la metodología puede ser reproducida con restricciones, ya que el mayor nivel de diaclasado y la anisotropía producida por los planos de foliación les confieren un comportamiento muy diferenciado.

## CAPÍTULO 2. INTRODUCCIÓN

En las canteras de roca ornamental se suelen realizar voladuras para eliminar zonas de montera, con roca más alterada y diaclasada, o incluso, otras zonas en la que la piedra no tiene calidad a causa de manchas y variaciones de color. Estas voladuras se realizan habitualmente con pequeñas cantidades de explosivo y cortando con hilo una superficie inferior, para generar un plano, al que se denomina “levante”, que impide la propagación de la onda de choque y, con ello, evita el daño a la roca infrayacente. Cuando esas voladuras son de mayor importancia sin que existan superficies de discontinuidad para la onda sísmica, se plantea la necesidad de conocer las cargas explosivas máximas para garantizar que la roca situada a determinada distancia no se vea afectada.

Hasta ahora, la técnica utilizada para no dañar la roca circundante es la utilización del precorte mecánico mediante rozadora o hilo diamantado (aunque también pero menos utilizado es el precorte mediante explosivos); se aísla así una masa de roca que constituye la propia voladura. La utilización de precortes mecánicos conlleva un alto coste económico, la ralentización en el avance del frente y la limitación del tamaño de las voladuras.

La importancia de utilizar voladuras en rocas ornamentales, que tienen implícita la condición de resistentes, radica en la mejora del ritmo de producción que se puede conseguir, al poder preparar el acceso a los frentes de arranque en menos tiempo y con un menor coste. El uso de explosivos mejora además la fragmentación para conseguir unas operaciones de carga y transporte más eficientes, preparando el material estéril, si lo que se pretende es su uso como árido, para la etapa posterior de molienda.

Hasta el presente, la medida de vibraciones se ha utilizado para proteger las estructuras próximas a las zonas de voladuras (casas, edificaciones industriales o infraestructuras), de forma que, mediante la aplicación de las normas, se limitan las cantidades de explosivo para evitar superar ciertos límites que pudieran ocasionar daños. Mediante la metodología puesta a punto con este trabajo, que utiliza además los valores mecánicos de la roca y las velocidades de propagación sísmica, es posible evaluar a qué distancia y con qué cargas se pueden efectuar voladuras sin ocasionar daños en la roca comercializable.



Por lo tanto, se ponen a punto las etapas y cálculos a realizar para extender la medida de vibraciones al análisis de los umbrales de rotura, estableciendo los límites de vibración que ocasionarían la transición de la zona elástica hacia la plastificación y fragmentación.

Existen muchos investigadores analizando las leyes de transmisión, una línea de trabajo de cuyos resultados nos nutrimos en esta investigación. Frente a lo más habitual, que es realizar un compendio de los resultados, en este trabajo se pretende realizar una labor crítica de dichos resultados, rechazando aquellos que no tengan un desenlace de utilidad.

Como veremos, trabajar en campo intentando adaptar las operaciones de voladura para disponer de los registros más adecuados es quizá la más difícil de las tareas. Hemos tenido mucha suerte de contar con datos de diferentes explotaciones y de haber intervenido muy directamente en la obtención de muchos de ellos.

En un sector como el de la Roca Ornamental, este tipo de estudios permiten desarrollar la innovación en las operaciones de extracción, inicio de una larga cadena de actividades hasta que el producto llega al consumidor, quizás menos atendido por los investigadores, y cada vez sometido a mayores restricciones económicas, sociales y ambientales.

### **2.1. ACTUALIDAD DEL SECTOR DE LA ROCA ORNAMENTAL EN ESPAÑA**

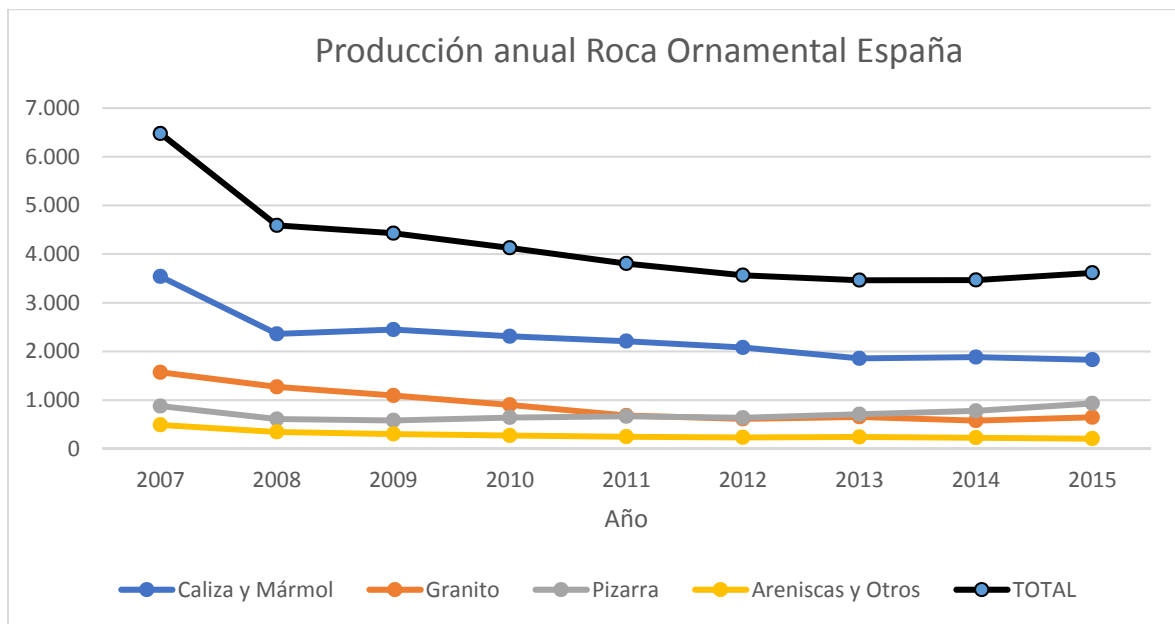
En el periodo 1985 a 2006, la progresión en el consumo de materias primas motivado por el espectacular dinamismo de los mercados asiáticos, produjo una importante presión de la demanda sobre los mercados de materias primas, que tuvo reflejo en un extraordinario incremento del consumo de rocas ornamentales a nivel mundial, alcanzando los años 1995 a 2000, ritmos medios de crecimiento del 7% anual (Terezopoulos, 2001) de manera que la producción mundial paso de los 27 Mt en el año 1995 a los 81 Mt en el año 2003. Esta tendencia se mantuvo hasta la grave crisis económica que se ha vivido a nivel mundial desde 2008, y que ha tenido como epicentro y principal damnificado el sector inmobiliario y de la construcción, estrechamente unido a la industria de la piedra natural. Tal situación ha revestido especial relevancia en nuestro país dada la importancia de este sector, lo que tuvo por consecuencia que el desplome de la producción comenzase en España en 2007.

**tabla 2.1. Producciones de Piedra Natural 2007/16 en Kt. (Estadística minera de España)**

Producción Kt.	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015
<b>Caliza y Mármol</b>	3.538	2.360	2.449	2.311	2.210	2.080	1.856	1.883	1.828
<b>Granito</b>	1.571	1.272	1.093	901	682	614	655	578	647
<b>Pizarra</b>	877	611	582	642	666	637	709	778	932
<b>Areniscas y otras</b>	490	346	304	273	247	234	242	227	207
<b>TOTAL</b>	<b>6.476</b>	<b>4.589</b>	<b>4.428</b>	<b>4.127</b>	<b>3.805</b>	<b>3.565</b>	<b>3.462</b>	<b>3.466</b>	<b>3.614</b>

La figura 2.1. (elaboración propia a partir de Estadística Minera de España), con los datos aportados en la tabla 2.1. refleja la producción de rocas ornamentales nacional en el período 2008-2016 en miles de toneladas, donde se observa el fuerte descenso de la producción sufrida por el sector a partir de 2007. La caída en producción hasta el 2016 ha sido de un 55%, desde 6,47 Mt de producción total en 2008, a 3,61 Mt en 2016.

Así, durante este periodo de crisis económica y a pesar del mismo, la creciente globalización de productos y servicios ha seguido planteando un nuevo escenario de fuerte competencia, con mercados más duros y más abiertos, debido sobre todo a las economías emergentes, especialmente las de China, Rusia, India, Brasil y en menor medida Turquía, con altas productividades asociadas a unos bajos costes relativos. La baja fiscalidad de las rentas industriales, utilizadas como fomento para el mantenimiento de las altas tasas de crecimiento económico y en menor medida, la abundante mano de obra barata, conllevan que los productos con gran cantidad de horas/hombre en su procesamiento, tengan una alta competitividad exportadora. Aplicado al mercado de la piedra natural, estos países han irrumpido en el panorama internacional con productos un tanto por debajo del nivel de calidad de la Piedra Española, pero a costes sensiblemente inferiores. Por otro lado, la estructura del sector nacional está constituida en su mayoría, por pequeñas empresas de moderado nivel tecnológico e innovador. Todo lo anterior está conduciendo a una situación de estancamiento agravada por la crisis del sistema financiero, cuando no de franco retroceso e involución.



**figura 2.1. Evolución de la producción española de piedra natural (2007-2016 en Kt.)**

Así, el sector de la piedra natural en España deberá experimentar una serie de profundos cambios en toda la cadena productiva, desde la extracción hasta la comercialización y distribución, de tal manera que, a partir del punto en que nos encontramos, la evolución para el futuro solo se puede proyectar bajo dos horizontes: Uno, de mejora de la situación del sector, por la mejora en las estrategias de comercialización o el descubrimiento y/o mejora de las técnicas que se vienen aplicando en la obtención de los productos. Otro, de pérdida de peso del sector a nivel mundial por no adecuarse a los cambios del entorno, y consecuentemente la progresiva desaparición de la inversión nacional, con ventas a los grupos económicos extranjeros.

Es interesante resaltar que tal situación se ha visto recientemente reflejada en la existencia de movimientos financieros, como compras y adquisiciones de empresas por parte de grupos extranjeros, que hasta el momento no estaban presentes en el sector. Así, por ejemplo, el mayor de los grupos, líder en el mármol y granitos, el Grupo Levantina, ha sufrido desde 2007 tres importantes operaciones de venta, desde los originales dueños, Esteve y Máñez, pasando por el Grupo inversor Impala, asociado al BSCH, siendo absorbida por BNP Paribas, principal acreedor y recientemente adquirido por el fondo británico ByBrook. Las ventas de la compañía han pasado de los 400 M€ el 2007 hasta menos de la mitad en 2018, lo que ha desembocado en la presentación de un ERE, por los nuevos dueños, que afecta al 45% de la plantilla. Otros grupos como el Grupo CUPA ha sido adquirido por The Carlyle Group, o Carfersa, por la empresa alemana Rathscheck Schiefe.



**figura 2.2. Corte de bloque comercial de caliza marmórea en planta elaboradora.**

## 2.2. PANORAMA DEL SECTOR EXTRACTIVO DEL MÁRMOL Y LA CALIZA ORNAMENTAL

Teniendo en cuenta los números facilitados por la estadística minera de España en su última publicación correspondiente al año 2016, el sector de la Roca Ornamental es un sector relevante, con el 15,9% del valor de la producción extractiva (459 M€) y el 20,7 % de los empleos en las explotaciones (6.509 empleados).

**tabla 2.2. Valores principales de la Minería Española 2016 (Estadística minera de España)**

Sectores 2016	Explotaciones		Valor producción (M€)		Empleos	
Productos energéticos	25	0,9%	115	4,0%	2.866	9,1%
Minerales metálicos	9	0,3%	783	27,1%	4.731	15,1%
Minerales industriales	173	6,2%	776	26,9%	4.262	13,6%
Rocas ornamentales	527	18,8%	459	15,9%	6.509	20,7%
Productos de cantera	2.073	73,9%	757	26,2%	13.041	41,5%
<b>Total</b>	<b>2.807</b>		<b>2.890</b>		<b>31.409</b>	

En 2016 existían en España un conjunto de 527 canteras de piedra natural, incluyendo las canteras de pizarra (105 canteras), de granitos (89 canteras), de mármol (74 canteras) y calizas ornamentales (168 canteras). Estos dos últimos grupos suponen un total de 242 explotaciones.

Corresponden a la Región de Murcia el mayor número de canteras de mármol y calizas, con 44 explotaciones, lo que supone una significativa concentración de establecimientos de extracción en la franja geográfica que va desde la Sierra del Almirante en la Zarcilla de Ramos, Lorca, hasta la Sierra de la Magdalena en Yecla. En Almería se localizan los yacimientos en la Sierra de los Filabres y en Alicante en la Sierra del Reclot.

La producción de mármol y calizas en España ascendió a 1,8 Mt (unos 0,6 Mm<sup>3</sup>), un 50 % del total de la extracción del sector de la roca ornamental. Le siguieron en importancia las pizarras con 0,93 Mt y después el granito con una producción de 0,64 Mt, quedando en un plano menor la producción de piedras de cantería con 0,15 Mt.

Como era presumible, la caída de la producción ha provocado un drástico descenso de la facturación de las empresas que operan en la extracción, elaboración y comercialización, ocurriendo que desde los valores récord de 2008 de 4.170 M€, según el Clúster de la Piedra (2016), la producción del sector en 2016 alcanzó un valor de 1.655 M€, suponiendo el mármol y la caliza ornamental el 70 % del total.

De la extracción total de mármoles y calizas se exportaron 1,23 Mt como mármol bruto suponiendo esta cifra un 68 % de la producción. El precio medio de mármol exportado en bruto ascendió a 508 euros/t (cotización partida arancelaria 25.11.15.00 Mármol y Travertinos; año 2.014). El total de empresas dedicadas a la extracción es de 242 y proporcionan trabajo a 1.728 personas, correspondiendo una media de 7,1 trabajadores por explotación. Estos datos nos permiten establecer una media de producción de 385 m<sup>3</sup> por trabajador y año.

Existen 775 fábricas (73% de mármol y calizas) de preparación de los distintos tipos de productos procedentes de la piedra, que dan empleo a 17.783 trabajadores, lo que supone, como media, 22,9 empleados por fábrica (Marchán et al, 2017). La elaboración de baldosas de diferentes piedras, que es uno de los parámetros de referencia, alcanzó en 2.013 a nivel nacional los 70 Mm<sup>2</sup> lo que supone unos 32,5 m<sup>2</sup> de losas por m<sup>3</sup> tratado (equivalente a 12,5 m<sup>2</sup> por tonelada transformada), con unas productividades generales de 3.936 m<sup>2</sup> por empleado y año.

Por lo que respecta a las principales tendencias del mercado exterior, las exportaciones se han situado en 2016 en los 1.059,7 M€, de los cuales 410,5 M€ correspondieron a material en bruto y 649,2 M€ a material semielaborado o elaborado. Por otro lado, la cifra de importaciones en 2016 ha sido de 336 M€ (Clúster de la piedra, informe sectorial 2016).



**figura 2.3. Pulido de placa de granito en fábrica.**

### 2.2.1. Las canteras españolas de Roca Ornamental

Es interesante ver la gran diseminación que existe de diferentes variedades de piedra por todo el territorio nacional, sin más que observar las tablas de distribución por comunidades autónomas que proceden de la Estadística Minera (2016).

**tabla 2.3. Canteras de Roca Ornamental por variedades (Estadística minera 2016)**

COMUNIDAD Y N.º DE EXPLOTACIONES	PROVINCIA	VARIEDAD	PRODUCCIÓN
ANDALUCIA (73)	ALMERÍA	PIZARRA ORNAMENTAL	19.156 t.
	ALMERÍA	MÁRMOL ORNAMENTAL	224.688 t.
	ALMERÍA	CUARCITA ORNAMENTAL	4.631 t.
	ALMERÍA	CALIZA ORNAMENTAL	11.985 t.
	CÓRDOBA	CALIZA ORNAMENTAL	4.612 t.
	GRANADA	PIZARRA ORNAMENTAL	400 t.
	GRANADA	MÁRMOL ORNAMENTAL	69.329 t.
	GRANADA	CALIZA ORNAMENTAL	28.117 t.
	HUELVA	GRANITO ORNAMENTAL	2.888 t.
	JAÉN	CUARCITA ORNAMENTAL	134 t.
	JAÉN	CALIZA ORNAMENTAL	513 t.
	MÁLAGA	MÁRMOL ORNAMENTAL	5.750 t.
	SEVILLA	DIORITA	2.080 t.
	SEVILLA	CALIZA ORNAMENTAL	12.504 t.

**tabla 2.3.cont. Canteras de Roca Ornamental por variedades (Estadística minera 2016)**

COMUNIDAD Y N.º DE EXPLOTACIONES	PROVINCIA	VARIEDAD	PRODUCCIÓN
<b>ARAGON (45)</b>	ZARAGOZA	CALIZA ORNAMENTAL	7.764 t.
	TERUEL	CALIZA ORNAMENTAL	14.543 t.
	HUESCA	CALIZA ORNAMENTAL	10.406 t.
	ZARAGOZA	ARENISCA ORNAMENTAL	5.100 t.
	TERUEL	ARENISCA ORNAMENTAL	8.775 t.
	HUESCA	ARENISCA ORNAMENTAL	7.084 t.
	ZARAGOZA	ALABASTRO	7.720 t.
	TERUEL	ALABASTRO	9.318 t.
<b>ASTURIAS (1)</b>	ASTURIAS	CALIZA ORNAMENTAL	109 t.
<b>BALEARES (22)</b>	BALEARES	CALIZA ORNAMENTAL	13.128 t.
	BALEARES	ARENISCA ORNAMENTAL	32.449 t.
<b>CANTABRIA (3)</b>	CANTABRIA	CALIZA ORNAMENTAL	2.218 t.
	CANTABRIA	ARENISCA ORNAMENTAL	6.300 t.
<b>CASTILLA Y LEON (94)</b>	ÁVILA	GRANITO ORNAMENTAL	10.753 t.
	BURGOS	CALIZA ORNAMENTAL	42.644 t.
	BURGOS	ARENISCA ORNAMENTAL	9.694 t.
	LEÓN	PIZARRA ORNAMENTAL	241.403 t.
	LEÓN	MÁRMOL ORNAMENTAL	770 t.
	LEÓN	CUARCITA ORNAMENTAL	1.209 t.
	LEÓN	CALIZA ORNAMENTAL	10.385 t.
	SALAMANCA	PIZARRA ORNAMENTAL	10 t.
	SALAMANCA	MÁRMOL ORNAMENTAL	750 t.
	SALAMANCA	GRANITO ORNAMENTAL	1.925 t.
	SALAMANCA	ARENISCA ORNAMENTAL	925 t.
	SEGOVIA	PIZARRA ORNAMENTAL	21.860 t.
	SEGOVIA	GRANITO ORNAMENTAL	559 t.
	SEGOVIA	CUARCITA ORNAMENTAL	1.762 t.
	SEGOVIA	CALIZA ORNAMENTAL	1.485 t.
	SORIA	CALIZA ORNAMENTAL	1.656 t.
	SORIA	ARENISCA ORNAMENTAL	910 t.
	VALLADOLID	CALIZA ORNAMENTAL	8.161 t.
	ZAMORA	GRANITO ORNAMENTAL	975 t.
	ZAMORA	DIORITA	3.000 t.
	ZAMORA	CUARCITA ORNAMENTAL	1.578 t.
	ZAMORA	ARENISCA ORNAMENTAL	285 t.
	ZAMORA	PIZARRA ORNAMENTAL	107.720 t.
<b>CASTIL/MANCHA (16)</b>	ALBACETE	MÁRMOL ORNAMENTAL	25.094 t.
	ALBACETE	CALIZA ORNAMENTAL	76.474 t.
	ALBACETE	ARENISCA ORNAMENTAL	16.760 t.
	CIUDAD REAL	CUARCITA ORNAMENTAL	5.000 t.
	CUENCA	CALIZA ORNAMENTAL	357 t.
<b>CATALUÑA (44)</b>	TOLEDO	PIZARRA ORNAMENTAL	300 t.
	BARCELONA	PIZARRA ORNAMENTAL	7.321 t.
	BARCELONA	CALIZA ORNAMENTAL	15.689 t.
	BARCELONA	ARENISCA ORNAMENTAL	8.235 t.
	LLEIDA	GRANITO ORNAMENTAL	513 t.
	LLEIDA	CALIZA ORNAMENTAL	3.217 t.
	LLEIDA	ARENISCA ORNAMENTAL	20.385 t.
	TARRAGONA	MÁRMOL ORNAMENTAL	38.096 t.
TARRAGONA	CALIZA ORNAMENTAL	23.257 t.	

**tabla 2.3.cont. Canteras de Roca Ornamental por variedades (Estadística minera 2016)**

COMUNIDAD Y N.º DE EXPLOTACIONES	PROVINCIA	VARIEDAD	PRODUCCIÓN
EXTREMADURA (22)	BADAJOS	PIZARRA ORNAMENTAL	150 t.
	BADAJOS	MÁRMOL ORNAMENTAL	2.000 t.
	BADAJOS	GRANITO ORNAMENTAL	106.850 t.
GALICIA (117)	CÁCERES	GRANITO ORNAMENTAL	42.185 t.
	CORUÑA (A)	PIZARRA ORNAMENTAL	34.981 t.
	CORUÑA (A)	GRANITO ORNAMENTAL	2.780 t.
	LUGO	PIZARRA ORNAMENTAL	62.355 t.
	LUGO	GRANITO ORNAMENTAL	31.954 t.
	LUGO	CUARCITA ORNAMENTAL	10.290 t.
	LUGO	CALIZA ORNAMENTAL	8.382 t.
	OURENSE	PIZARRA ORNAMENTAL	433.348 t.
	OURENSE	GRANITO ORNAMENTAL	120.843 t.
	PONTEVEDRA	GRANITO ORNAMENTAL	236.911 t.
MADRID (9)	MADRID	GRANITO ORNAMENTAL	87.977 t.
	MADRID	CALIZA ORNAMENTAL	960 t.
MURCIA (44)	MURCIA	MÁRMOL ORNAMENTAL	71.339 t.
	MURCIA	CALIZA ORNAMENTAL	331.846 t.
NAVARRA (2)	NAVARRA	ARENISCA ORNAMENTAL	1.800 t.
PAIS VASCO (9)	BIZKAIA	MÁRMOL ORNAMENTAL	54.571 t.
	BIZKAIA	ARENISCA ORNAMENTAL	850 t.
	GIPUZKOA	PIZARRA ORNAMENTAL	2.795 t.
	GIPUZKOA	MÁRMOL ORNAMENTAL	2.140 t.
	VALENCIA (26)	ALICANTE	MÁRMOL ORNAMENTAL
	ALICANTE	CALIZA ORNAMENTAL	476.047 t.
	ALICANTE	ARENISCA ORNAMENTAL	37.090 t.
	CASTELLÓN	CALIZA ORNAMENTAL	3.385 t.
	VALENCIA	MÁRMOL ORNAMENTAL	961 t.
	VALENCIA	CALIZA ORNAMENTAL	360 t.
<b>TOTAL (527)</b>			

**tabla 2.4. Roca Ornamental producción por variedades (Estadística minera 2016)**

VARIEDAD PIEDRA	Producción
PIZARRA ORNAMENTAL	931.799 t.
GRANITO ORNAMENTAL	647.113 t.
MÁRMOL ORNAMENTAL	717.737 t.
CUARCITA ORNAMENTAL	24.604 t.
CALIZA ORNAMENTAL	1.110.204 t.
ARENISCA ORNAMENTAL	156.642 t.
DIORITA	5.080 t.
ALABASTRO	17.038 t.
<b>PRODUCCION TOTAL 2016</b>	<b>3.610.217 t.</b>



### 2.3. SITUACIÓN TECNOLÓGICA DE SECTOR

La dimensión minifundista de las empresas, de origen familiar y de pocos empleados, mantuvo el sector en una situación de aislamiento tecnológico hasta la década de los 90 del siglo pasado. Gracias al rápido desarrollo de la maquinaria para la extracción, las empresas han dispuesto de maquinaria moderna y cada vez más eficiente, tal como ha ocurrido con cualquier otro sector industrial, aunque, paradójicamente, el incremento productivo así logrado, tuvo efectos negativos en la capacidad innovadora de las empresas, que atribuyeron exclusivamente a este factor, las expectativas de éxito empresarial, en detrimento de la organización interna para la optimización de procedimientos o para la planificación de la producción. Una prueba de ello es la reducida petición de ayudas de I+D+i, ya que han sido muy pocas las empresas que utilizan este tipo de ayudas. La escasa plantilla técnica de las empresas viene siendo utilizada para las labores de tramitación administrativa y de la seguridad, dependiendo del encargado, en muchas ocasiones, las labores de planificación de canteras, el establecimiento de procedimientos y las decisiones de compras. Solo una pequeña parte de las empresas de cada zona o comarca, en general las más desarrolladas e innovadoras, han sido capaces de definir y mejorar los procedimientos, las empresas vecinas los asimilan y van poniendo en práctica, si bien el proceso es largo, y a menudo fracasa por su carácter más emulador que científico, toda vez que la figura del encargado, que sigue siendo un eje importante en la actividad de las mismas, dispone de bastante práctica en su propia cantera, pero no del necesario entrenamiento para la crítica de los procedimientos técnicos, tan necesaria para la búsqueda e implementación de las mejoras productivas.



***figura 2.4. Desarrollo de operaciones y maquinaria para proyectos de minería subterránea, de menor repercusión ambiental.***

La transformación de un sector principalmente tradicional en un sector moderno, competitivo y sostenible en el tiempo, basado en el conocimiento, y garantizando una posición tecnológica duradera, es el camino por recorrer en cada una de las etapas del proceso empresarial: extracción, elaboración, comercialización y marketing y distribución.

Como ventaja de partida, el sector dispone de un adecuado posicionamiento internacional, siendo España el sexto país en cuota de mercado mundial por detrás de los principales que, por orden de relevancia comercial, son: China, Italia, Turquía, India y Brasil. El mantenimiento de esta posición en el tiempo requiere la consecución de incrementos en la productividad a través del desarrollo e incorporación de nuevas tecnologías y materiales, buscando permanentemente la consecución del mayor valor añadido.

Sin ánimo de ser exhaustivos, reflejamos algunas de las ideas que aparecen en las líneas de desarrollo tecnológico detectadas para el sector (IGAPE, 2017), que son las siguientes:

- Detección de defectos (fracturas, grietas, fisuras, poros, etc.) y su transformación en material consolidado, a través, por ejemplo, del desarrollo de nuevos polímeros
- Desarrollo de nuevos sistemas de corte y acabado (aplicación de nanomateriales a los discos de diamante, robótica colaborativa, maquinaria de control numérico, etc.)
- Mejora de la imagen medioambiental y social, no se puede olvidar que la piedra natural es un elemento finito y no renovable, localizado en un punto concreto.
- Generación de nuevos materiales basados en piedra natural, con propiedades multifuncionales como capacidad de almacenaje de energía, autolimpieza, mejores prestaciones habitabilidad, eficiencia energética, seguridad, etc.
- Desarrollo de nuevos productos basados en residuos de piedra natural.
- La automatización de los procesos de producción y sistemas de gestión.
- La utilización de nuevas herramientas para virtualización y modelización del producto, 3D SCANNING, o CAD...
- Utilización de Ensayos no Destructivos para la caracterización de la piedra.

A parte de esas líneas, el sector de la piedra como parte del sector industrial debe estar pendiente del uso de las nuevas tecnologías: la robótica, la automatización y las telecomunicaciones para incorporarse a la corriente de fabricación inteligente y conectada, denominada "Industria 4.0".

En el sector de la Piedra Natural, la cultura de la innovación tecnológica no está extendida entre las empresas, aunque la innovación se reconoce como un factor importante, en general, no es considerada un elemento estratégico y en consecuencia no se dirige ni gestiona como tal.

De esta manera, es frecuente que las decisiones empresariales relacionadas con la extracción en cantera se tomen con la extensa información comercial de la que dispone del empresario, pero con grandes dosis de tradición e intuición por lo que respecta a las consideraciones técnicas. El riesgo que se asume al tomar las decisiones financieras de compras de nuevos equipos, nuevas instalaciones, establecimiento de planes de producción, etc. no se conoce, cuando además no se dispone de una de las variables más importantes: el conocimiento del yacimiento explotado.

En cuanto al intercambio de información entre las empresas, han surgido, en las últimas dos décadas, una serie de asociaciones regionales de empresarios del sector del mármol y las calizas asociadas a su vez a la Federación Española de la Piedra. Cada una de las tres zonas marmolíferas del Sureste Almería, Alicante y Murcia dispone de su asociación, la Asociación Empresarios de Mármol de Almería, Mármol de Alicante y MARSA respectivamente, que han intentado por diferentes vías el apoyo de la administración para establecer Centros Tecnológicos sectoriales.

La presencia estable en el sector del mármol de los centros de investigación ha sido también escasa hasta los años noventa y resulta todavía insuficiente hoy. Las causas de ello son fundamentalmente dos: la baja importancia económica del sector de la piedra en el conjunto del sector minero hasta ese momento y la pérdida de capacidad tecnológica en sector extractivo con el paulatino cierre de la mayor parte de las minas metálicas y de carbón.

Las universidades han dejado de ser financiadas por las empresas mineras y el apoyo estatal a la investigación se ha marchado hacia otras líneas prioritarias: telecomunicaciones, medio ambiente, energías alternativas. Para evitar la baja presencia tecnológica se han creado centros de investigación y desarrollo tecnológico específicos impulsados por las administraciones regionales pero financiados por las asociaciones empresariales: El Centro Tecnológico del Mármol de la Región de Murcia en Cehegín fue el pionero en 1996 y, ya en el año 2003, aparecen la Unidad Técnica del Mármol de AIDICO en Novelda (Alicante) y el Centro Tecnológico Andaluz de la Piedra en Macael (Almería), habiendo estos dos últimos desaparecido.

Merece especial mención también la Asociación para la Investigación y Desarrollo Industrial de los Recursos Naturales AITEMIN que desde su creación en 1976 ha prestado su apoyo al sector extractivo en nuestro país y que basa su mayor experiencia en la minería del carbón y la seguridad, adentrándose ahora en el sector de la Piedra Natural dado que la Federación de la Piedra es una de sus asociadas.

#### **2.4. VOLADURAS EN CANTERAS DE ROCA ORNAMENTAL**

La roca ornamental tiene una ratio de aprovechamiento medio en capa del 25%, es decir, una vez alcanzada esta capa se deben extraer 75 toneladas de material estéril por cada 25 toneladas de material aprovechable como roca ornamental. Además, en muchas canteras se está llegando a zonas donde la capa de roca no aflora y hay que llegar hasta ella. En estos casos se pueden alcanzar ratios de escombros de desmonte previo de 1:1, de manera que la fracción con valor representa solo el 12,5% del total arrancado (Trigueros et al, 2011). Este planteamiento sobre las necesidades de arranque en canteras de roca ornamental permite entender la importancia que el desarrollo de las técnicas y operaciones de perforación y voladura han tenido, no solo para abaratar los costes de explotación, sino también para reducir los ciclos de explotación y aumentar las capacidades de producción.



*figura 2.5. Capa de esquistos recubriendo el mármol en Macael (Trigueros et al, 2011).*

#### 2.4.1. Técnicas de voladura

Se pueden distinguir tres tipos de voladuras en canteras de roca ornamental: (i) voladuras de desmonte, que son voladuras en banco similares a las voladuras de producción en canteras de áridos, (ii) voladuras de estéril de capa con levante previo y (iii) voladuras de fragmentación de bloques de gran tamaño (Muñoz-Camarasa, 2004).

Debido al agotamiento de las capas con valor ornamental, más superficiales, se ha de ir preparando el acceso a estas capas lo que va resultando cada vez más complicado y requiere de la realización de voladuras de desmonte. Una zona donde, por las características del yacimiento, siempre se han realizado este tipo de voladuras es el Puntal de Macael en la provincia de Almería. Como se puede observar en la Figura 2.5, la capa de mármol subhorizontal se encuentra cubierta por capas de margas y esquistos de varias decenas de metros que hay que extraer antes de comenzar la explotación. Estas voladuras han evolucionado, las primeras se realizaban simultáneamente con detonadores ordinarios y se empleaban pequeñas cantidades de explosivos, hasta 6 toneladas. Actualmente, son voladuras perfectamente secuenciadas que llegan a consumir decenas de toneladas de explosivos.



*figura 2.6. Voladura en zanja para accesos a bancos inferiores en Monte Coto, Pinoso (Trigueros et al, 2011).*

Una de las circunstancias que se debe tener en cuenta a la hora de diseñar estas voladuras es emplear la distancia mínima entre la carga de fondo y la zona de roca con valor ornamental, y una secuencia que permita que los explosivos realicen su función, que es cizallar la base de los bancos hacia la cara libre. Para ello, se utilizan dinamitas gelatinosas como carga de fondo por su mayor poder rompedor respecto a otros explosivos (Cardu et al, 2004). Fundamentalmente son voladuras en banco, aunque a veces también se emplean voladuras en zanja como la que muestra la Figura 2.6. en el Monte Coto en Pinoso (provincia de Alicante).

Cuando se trabaja dentro de la capa de roca con valor ornamental, es frecuente que aparezcan zonas que no tienen la calidad requerida, con defectos de color o mayor fracturación. Anteriormente, la roca se seguía cortando con el procedimiento habitual de arranque para luego desecharla, lo que resultaba muy lento y costoso. Actualmente, se realizan voladuras de estéril de capa con levante previo, aislando la zona de material sin calidad del resto de la capa con un precorte con medios mecánicos o mediante explosivos (Trigueros et al, 2011).

Una vez que se han realizado los planos de corte vertical y horizontal, con los que se amortigua la transmisión de las vibraciones, se realiza la voladura de la roca de mala calidad con el objetivo de fragmentarla hasta que pueda ser retirada. Como es lógico, no se emplea sobreperforación en estas voladuras. La Figura 2.7. muestra un ejemplo de voladura con levante en una cantera del Monte Coto en Pinoso.

El último tipo de voladuras, las voladuras de fragmentación de bloques se realizan cuando una zona ha quedado aislada por alguna diaclasa principal y pudiera representar algún riesgo o cuando se desea fragmentar un bloque muy grande que no pueda ser transportado. La fragmentación se realiza utilizando cordón detonante y Anfo distribuido en dos o tres partes separadas con retacos intermedios de arena. Al ser fragmentos de medidas irregulares no se puede definir un valor de piedra, sino que se debe vigilar que ningún barreno quede a menos de 1 m del frente libre.

El precorte se realiza mediante barrenos separados 50 cm. No se realiza sobreperforación, teniendo todos los barrenos la misma longitud que el bloque a volar. Cuando los fragmentos son muy pequeños ya no se emplean explosivos, se utiliza martillo hidráulico aunque es considerablemente caro. Por ello, para evitar su uso se prefiere elevar el consumo específico en las voladuras (Trigueros et al, 2011).



**figura 2.7. Voladura con levante en Monte Coto, Pinoso (Trigueros et al, 2011).**

El empleo de los sistemas de iniciación también ha evolucionado considerablemente. Anteriormente se utilizaban detonadores ordinarios con mecha lenta. Actualmente se utilizan detonadores eléctricos y no eléctricos. Las voladuras de desmonte son similares, respecto a secuencia de salida, a voladuras de producción en canteras de áridos. El paso de detonadores eléctricos a no eléctricos ha supuesto un incremento sustancial en el número de retardos, lo que mejora, además de la fragmentación, las vibraciones generadas (Cardu et al, 2013).

#### **2.4.2. Realización de los levantes**

Los levantes son las superficies que separan la roca que se va a volar de la capa a la que pertenecen. Su función es minimizar el daño a la roca circundante y mantener la geometría del trabajo de corte. La Figura 2.8. muestra un ejemplo en una cantera de mármol en Markina (Guipúzcoa) (Trigueros et al, 2010). El origen de la palabra es el diaclasado característico de los granitos, levante o andar, que se aprovecha en su explotación para la separación de bloques. La generación de esta superficie se puede hacer de dos formas: (i) mediante corte mecanizado, utilizando rozadora de brazo o hilo diamantado y (ii) mediante la técnica de precorte con explosivos empleando pólvora o cordón detonante (Trigueros y Martínez, 2009).

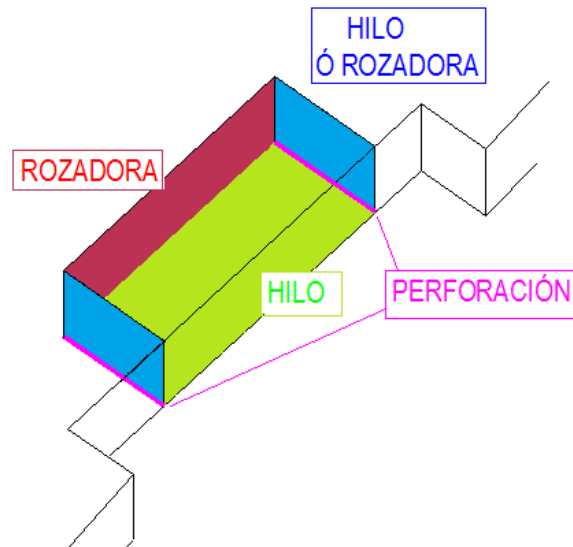


**figura 2.8. Voladura con rozado horizontal inferior y precorte vertical en Markina, Guipúzcoa (Trigueros et al, 2011).**

En canteras de granito la capacidad de las rozadoras es tan baja que deben emplearse explosivos, siendo frecuente el uso de pólvora para los levantes horizontales. Para ello, se realizan perforaciones que normalmente varían entre 5 y 7 m de longitud, con espaciamiento entre barrenos en torno a 50 cm y se cargan con pólvora en tubos de PVC sellados si hay agua. En otras rocas ígneas como granodioritas se suele emplear cordón detonante en barrenos de 40 mm de diámetro, 6 m de longitud y 30 cm de espaciamiento. Una práctica extendida es realizar los planos de separación vertical con cordón detonante para lo que se practican perforaciones verticales con 1 m de espaciamiento y se introduce cordón de alto gramaje que detona antes de la voladura principal (Trigueros et al, 2011).

La tendencia actual para realizar levantes en canteras de caliza y mármol es emplear medios de corte convencionales, rozadora e hilo diamantado, sin embargo, existen diferentes alternativas en su realización. Una de las más eficientes es el rozado del plano dorsal vertical con rozadora de hasta 7 m y cortes laterales y de base con hilo diamantado. De esa forma, la base puede tener más profundidad y se puede volar mayor volumen de roca en una sola voladura. Por otro lado, se amortiza el tiempo de preparación de la rozadora y la cortadora de hilo al emplearlas en superficies de mayores dimensiones. La Figura 2.9 muestra un ejemplo de este levante. Otra tendencia para ahorrar el uso de la rozadora es realizar conexiones de hasta tres perforaciones para después cortar con hilo diamantado las tres superficies ortogonales (Trigueros, 2006).





*figura 2.9. Levantes mediante corte para aislar una masa de estéril a volar (Trigueros et al, 2010).*

## 2.5. EXPLOTACIONES DE ROCAS UTILIZADAS.

Para este trabajo se han utilizado datos de canteras conocidas por el Grupo de Investigación de Geotecnia y Métodos de explotación, de forma que estos se han obtenido directamente o con una información adicional facilitada por los técnicos de las explotaciones, de forma que se conocieran las circunstancias de su obtención y otros aspectos relacionados con la calidad de estos datos.

Han sido 6 las canteras de las que hemos podido utilizar datos, siendo de manera más profusa y abundante, la mayor parte de las observaciones, en la cantera de Alpi, en el Monte Coto. Así, se han empleado datos de areniscas y calizas marmóreas de las provincias de Alicante (Crema Monte Coto y Arenisca Bateig), Guipuzcoa (Gris Deba), Vizcaya (Negro Markina) y Navarra (Piedra Baztan).

La metodología de trabajo de todas las canteras es la convencional, separando los bloques primarios mediante rozadoras de cadena y máquinas de hilo diamantado con poleas. Utilizando fundamentalmente las palas cargadoras para el transporte de equipos y bloques, así como volquetes para trasladar los escombros. Las voladuras se realizan tal cual se ha explicado en el epígrafe anterior, y fundamentalmente para el desmonte de la capa, para eliminar el recubrimiento o la zona superficial de aquella, más diaclasada o alterada.

En el capítulo 5 se organizan y analizan los datos geomecánicos y los registros de vibraciones de cada cantera, incluyendo en el caso 1 la cantera de Bateig en Novelda; en el caso 2 las dos canteras de Monte Coto en Pinoso, Alpi y Marcotsa; en el caso 3 se incluyen las dos canteras de calizas urgonianas de la zona vasca, tanto la de Duquesa en Deba como la de Ugartechea en Markina y, finalmente, se estudian los datos de la cantera de Alkerdi, una caliza gris y roja del valle del Baztán.



## CAPÍTULO 3. ESTADO DEL ARTE

La detonación de una carga de explosivo, en el interior de un barreno, genera instantáneamente un extraordinario volumen de gases, provocando un elevado gradiente de presión y temperatura, hasta 50 GPa y 5.000 K (McKenzie, 1990). El frente de detonación viaja a través de la columna de explosivo a una velocidad entre 1.500 y 9.000 m/s (Aimone, 1992). La presión que ejercen los gases sobre las paredes del sondeo origina una onda de presión o de choque que se transmite a través del macizo rocoso, y también de la atmósfera. En ambos casos se generan perturbaciones de carácter ondulatorio y transitorio que se extinguen en un breve periodo de tiempo (Langefors y Kihlström, 1963).

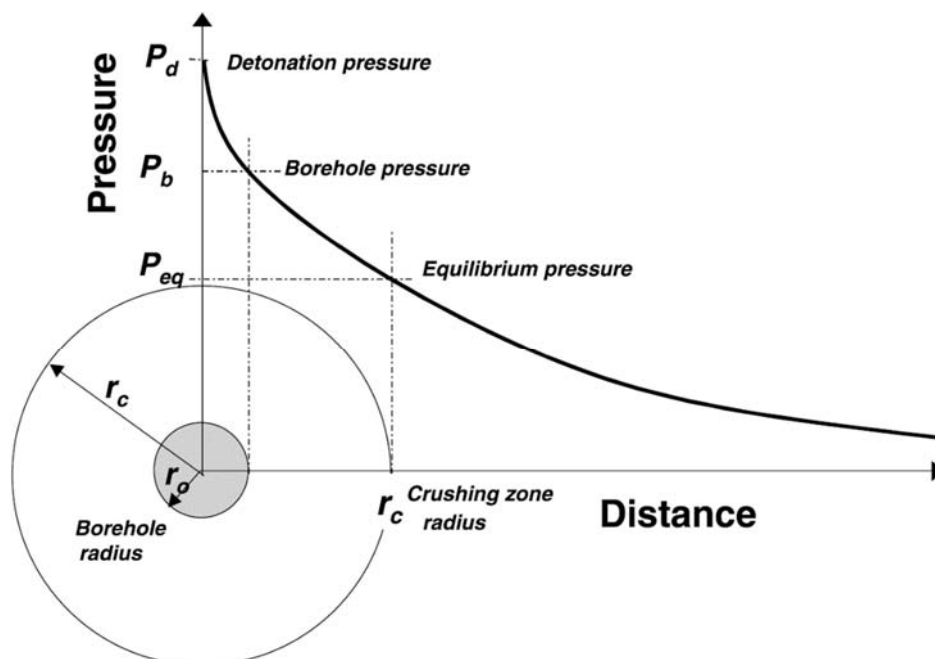


figura 3.1. Presión de detonación y de barreno y zona de trituración de la roca (Persson et al, 1993)

Como apreciamos en la figura 3.1. en la cercanía del barreno la presión de los gases provoca la pulverización de la roca (crushing zone), y considerando una detonación ideal, la presión de los gases  $P_b$  sería casi la mitad que la originada por la detonación  $P_d$ , según la expresión [3.1.] que la relaciona con la densidad del explosivo  $\rho_{ex}$  y su velocidad de detonación  $V_d$ .

$$P_d = \frac{\rho_{ex} V_d^2}{4} \quad [3.1.]$$

El límite de la zona de pulverización viene dado por la presión de equilibrio  $P_{eq}$ , que puede ser relacionada con la del barreno, con los radios de barreno  $r_0$  y de pulverización  $r_c$  y con un coeficiente amortiguador  $\phi$ , dependiente de la velocidad de propagación de ondas longitudinales  $V_p$  y da la velocidad de detonación  $V_d$  (Liu y Katsabanis, 1993), tal como figura en la ecuación [3.2.]

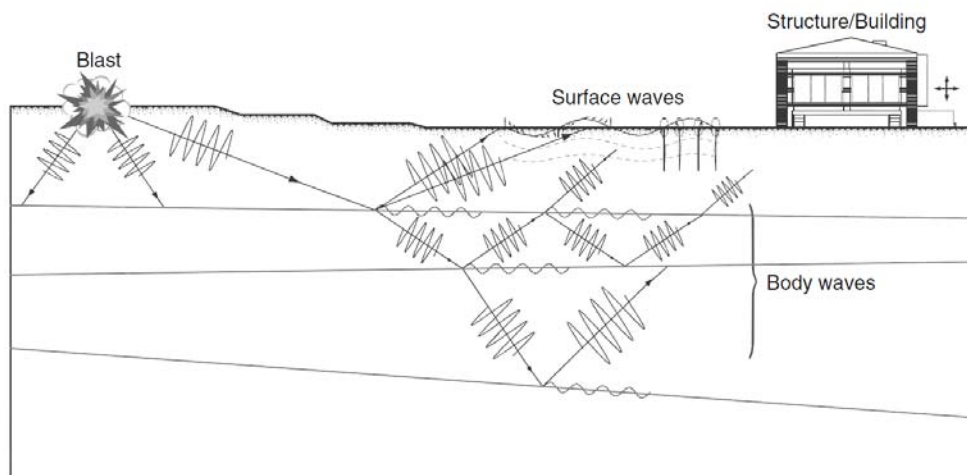
$$P_{eq} = P_b \left( \frac{r_c}{r_0} \right)^\phi \quad \text{con} \quad \phi = -1,54 \left( \frac{V_p}{V_d} \right)^{-1/3} \quad [3.2.]$$

La propagación de estas ondas por el interior del macizo rocoso genera movimiento de las partículas, que en realidad son oscilaciones alrededor de su punto de equilibrio. Generalmente, no se llegan a producir desplazamientos permanentes ya que las partículas retornan de nuevo a su posición inicial y la roca recupera su forma y volumen original (Zhang, 2016). Sin embargo, si la intensidad de las vibraciones es muy fuerte, lo que sucede inmediatamente después de la zona de pulverización, ya en la zona de plastificación, se pueden inducir tensiones que sobrepasan el límite elástico y provocan la rotura de la roca (Konya y Walter, 1990). Además, en el caso de que haya construcciones en el entorno de la voladura, las vibraciones pueden ser muy peligrosas para las estructuras de las edificaciones. Si la frecuencia de las vibraciones generadas coincide con la frecuencia natural de la estructura, lo cual sucede cuando las longitudes de onda (bajas frecuencias) son del orden del tamaño de los elementos que constituyen esta, se pueden generar daños, y hasta el colapso de la estructura, debido al fenómeno de resonancia (Dowding, 1985).

Los efectos perjudiciales de las vibraciones ocurren generalmente en las zonas más cercanas a la detonación, ya que las tensiones se van reduciendo en relación con el inverso de la distancia al punto de detonación ( $1/D$ ). De una manera simplificada, se pueden considerar dos factores principales que producen atenuación de la energía contenida en el frente de ondas generado: (i) absorción de energía por parte del macizo rocoso en el que se propaga la onda y (ii) amortiguación geométrica por el aumento continuo del volumen afectado (Trigueros y Martínez, 2009).

Debido a los mecanismos de superposición de diferentes tipos de ondas, dispersión o variaciones de longitud de ondas, los modelos clásicos de ondas elásticas no constituyen un fiel reflejo de la generación y propagación de las vibraciones producidas por voladuras. Sin embargo, constituyen una buena aproximación para estudiar las vibraciones, ya que la propagación de ondas alrededor del barreno se realiza mediante ondas elásticas de baja energía (Bernaola et al, 2013).

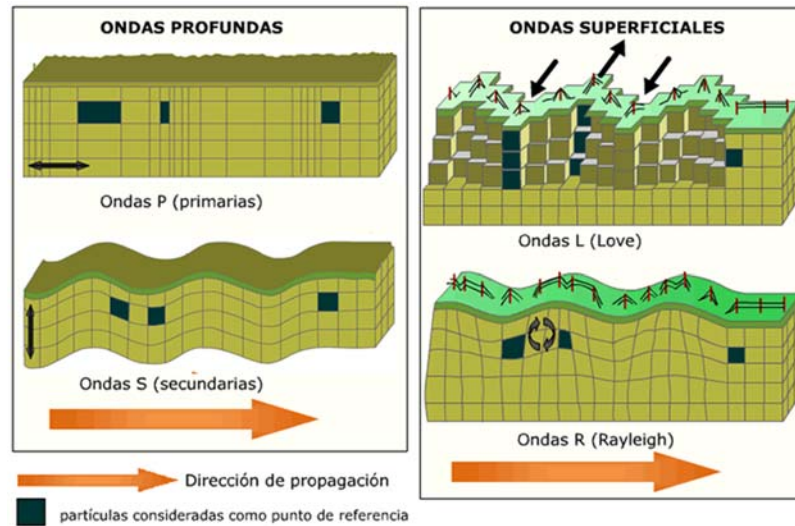
A pesar de que las vibraciones generadas por la voladura son diferentes a las de un evento sísmico en términos de fuente de energía, cantidad de energía y distancia recorrida (Oriard, 1989), se puede afirmar que las vibraciones se transmiten por el macizo rocoso en forma de ondas sísmicas cuyo frente se desplaza radialmente desde el punto de detonación (López-Jimeno et al, 2017). Las ondas sísmicas se clasifican en dos tipos: ondas internas y ondas superficiales. Las ondas internas se propagan por el interior del macizo rocoso, y hay dos tipos: ondas P (primarias, longitudes o de compresión) y ondas S (secundarias, transversales o de cizallamiento). Cuando las ondas internas llegan a la superficie, se generan ondas superficiales. Las ondas Rayleigh R y las ondas Love Q son los principales tipos de ondas superficiales (Ainalis et al, 2018).



**figura 3.2. Propagación de las ondas internas (body waves) y las ondas superficiales (Surface waves) generadas por la detonación de un explosivo (Ainalis et al, 2018).**

Las ondas Rayleigh originan movimientos elípticos de las partículas en el sentido contrario de propagación de la energía. Estas ondas transportan entre el 70 y el 80% de la energía total y rigen el movimiento superficial del terreno a distancias de varios centenares de metros, por tanto, son las ondas que constituyen un mayor riesgo potencial de daños. Las ondas Love son más rápidas que las ondas Rayleigh y generan movimiento transversal a la dirección de propagación (Espíndola, 1994).

Las ondas P se propagan por el interior del macizo produciendo compresión y tracción de forma alternativa en la misma dirección en la que se propaga la onda. Las ondas P producen cambios de volumen, pero no de forma. Las ondas S provocan el movimiento de las partículas en dirección transversal a la dirección de propagación de la onda (Trigueros y Martínez, 2009).



**figura 3.3. Tipos de ondas internas (P y S) y superficiales (Love y Rayleigh).**

Las ondas internas se pueden diferenciar porque la velocidad de propagación es diferente para cada una, la onda P tiene mayor velocidad de propagación y por tanto, es la primera en llegar al punto de medición (Zhang, 2016). La velocidad de propagación de las ondas P y S se puede calcular con las ecuaciones [3.3] y [3.4]:

$$v_P = \sqrt{\frac{E(1-\nu)}{\rho(1+\nu)(1-2\nu)}} \quad [3.3]$$

$$v_S = \sqrt{\frac{E}{2\rho(1+\nu)}} \quad [3.4]$$

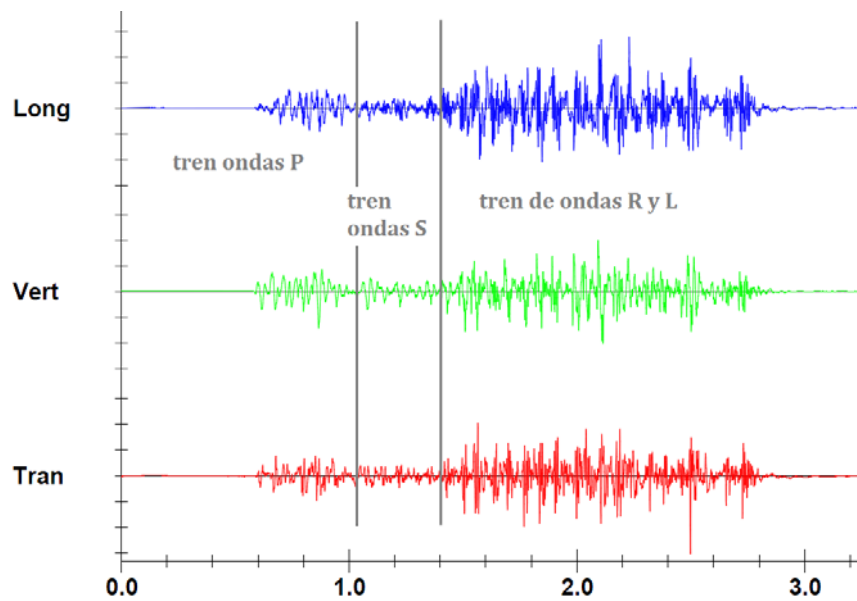
Siendo E el módulo de Young,  $\nu$  el módulo de Poisson y  $\rho$  la densidad del medio en el que se propaga la onda. A partir de las ecuaciones [3.3] y [3.4], se puede demostrar, suponiendo un valor del índice  $\nu$  de 0,25, medio de las rocas, que las ondas P son más rápidas que las ondas S:

$$\frac{v_S}{v_P} = \sqrt{\frac{1-2\nu}{2(1-\nu)}} = 0,577 \quad [3.5]$$

Sin embargo, a pesar de lo expuesto anteriormente, en los estudios de registro de vibraciones no se suele llegar a distinguir los diferentes tipos de ondas que llegan a los geófonos, y tan solamente en ocasiones de buena transmisividad se consigue la delimitación de los frentes de onda (figura 3.4.), aunque sería ideal disponer de registros de primeras llegadas para traducir los tiempos de

registro a tiempos de propagación total. En un registro el inicio de los tiempos de medida se produce con la llegada al geófono de la onda, una vez que se supera el umbral de accionamiento (TRIGGER) que hemos establecido.

La profundidad de los barrenos de producción es pequeña, no supera los 20 m, lo que implica frentes de ondas internas de baja energía. Además, las ondas llegan de forma casi simultánea a los geófonos, ya que la diferencia de velocidad entre los dos tipos de ondas es pequeña frente a las pequeñas distancias que recorren hasta los geófonos (López-Jimeno et al, 2017).



*figura 3.4. Identificación de trenes de onda en un sismograma triaxial.*

### 3.1. VARIABLES QUE AFECTAN A LA GENERACIÓN DE VIBRACIONES

Al igual que los resultados de una voladura, la magnitud e intensidad de las vibraciones dependen de una serie de factores que se pueden dividir en dos grupos: (i) parámetros controlables y (ii) parámetros incontrolables. Los parámetros controlables están relacionados con las características de los explosivos e iniciadores utilizados en la voladura. Por otro lado, los parámetros que no se pueden controlar están relacionados con las características geológicas y estructurales del macizo rocoso (Singh y Singh, 2005). Algunos trabajos como Siskind et al (1980) dividen los parámetros controlables en dos grupos: (i) parámetros geométricos y (ii) parámetros del explosivo. Esta clasificación se empleará en este trabajo para describir las variables que afectan en la generación de vibraciones.



### **3.1.1. Factores controlables: parámetros geométricos**

#### Diámetro del barreno

La influencia del diámetro del diámetro en la fragmentación de la roca es bien conocida. Siskind y Fumanti (1974) demostraron que es posible fracturar la roca hasta una distancia entre 3 y 55 veces el radio del barreno en función del tipo de explosivo y las características geológicas. Por tanto, es lógico pensar que un aumento del diámetro del barreno implica un aumento de la intensidad de las vibraciones, ya que la cantidad de explosivo por barreno es proporcional al cuadrado del diámetro (López-Jimeno et al. 1995). Sin embargo, este no es un factor que se tenga en cuenta a la hora de controlar vibraciones. Una explotación minera no suele emplear más de dos o tres diámetros de perforación, y estos solo responden a criterios de producción. Los diámetros de perforación varían aproximadamente entre 1<sup>1/2</sup>" para perforaciones manuales en pequeña minería hasta más de 13" para gran minería a cielo abierto. Blair (2010) desarrolló un modelo analítico para una carga cilíndrica de explosivo y demostró que el diámetro de la carga tiene una influencia significativa en la intensidad de las vibraciones.

#### Longitud de la carga explosiva

Es importante distinguir entre la longitud de la carga explosiva y la altura de banco, ya que esta última considera también la longitud de retacado. La longitud de la carga explosiva es un parámetro que suele ser constante en todos los barrenos de producción de una voladura. Generalmente, oscila entre los 5 y 20 m en minería a cielo abierto. Blair (2014) desarrolló un modelo analítico para estudiar la influencia de la longitud de la carga explosiva en los niveles máximos de vibraciones. A partir de un barreno ciego en un medio viscoelástico uniforme, obtuvo que los niveles máximos de vibraciones para campo cercano y lejano son independientes de la longitud de carga para valores mayores a 0,01 m. Además, en el mismo trabajo, Blair demostró que aumentar la longitud de carga incrementa la longitud del frente de detonación de las ondas P y S pero no su amplitud.

#### Altura de banco

Si la altura de banco es muy grande se pueden presentar problemas de desviación de los barrenos que, además de afectar a la fragmentación, generarán vibraciones debido a que la malla de perforación no se mantendrá constante en toda la altura del barreno (López-Jimeno et al, 2017). Worsey (1986) afirmó que cuanto mayor sea la altura de banco, y por tanto la longitud del barreno, mayor será el nivel de vibraciones.

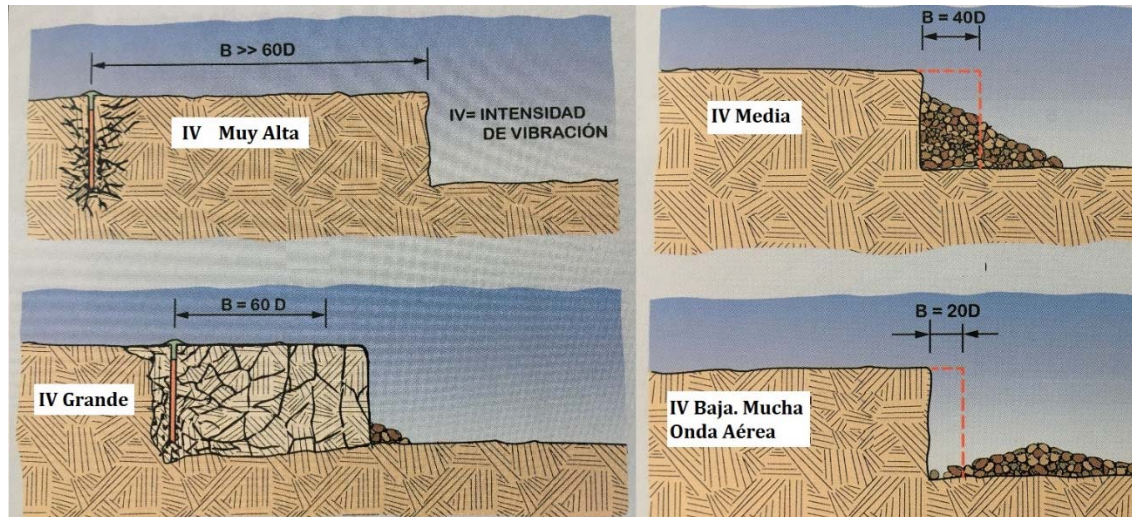
La rigidez del paralelepípedo de roca situado delante de los barrenos es la relación entre la altura de banco H y la piedra B. Este parámetro tiene una gran influencia sobre los resultados de fragmentación y la generación de efectos no deseados (vibraciones, proyecciones y onda aérea). Cuando la relación H/B es grande (el valor óptimo es  $H/B \geq 3$ ), el desplazamiento y deformación de la roca es fácil (Ash, 1968). Por tanto, debe mantenerse una relación cercana al valor óptimo para reducir las vibraciones al estar las cargas menos confinadas.

### Piedra

La piedra es el parámetro geométrico más importante de la voladura. El resto de parámetros se calculan a partir del valor de este. Se asume generalmente que el nivel de vibraciones aumenta al incrementarla ya que los gases permanecen confinados en el fondo del barreno más tiempo del apropiado. En este caso, la energía del explosivo no se emplea en fragmentar la roca y aumenta el nivel de vibraciones (Singh y Singh, 2005). Sin embargo, todavía no se ha aportado ninguna relación concluyente que demuestre el aumento del nivel de vibraciones en función de la piedra (Ainalis et al, 2017). Blair y Birney (1994) y Brent et al (2002) realizaron mediciones usando un solo barreno para dos valores de piedra sin encontrar una relación concreta. Lui y Ludwig (1996) no hallaron una relación válida, pero concluyeron que sí debe haber una relación entre la piedra y el nivel de vibraciones.

Los experimentos de Blair y Armstrong (2001) tampoco encontraron una correlación estadística y sugirieron que cualquier correlación puede deberse a variaciones en las propiedades del macizo rocoso. Yuill (2003) realizó mediciones en seis disparos únicos y halló evidencias de una relación significativa entre la piedra y el nivel de vibraciones. Uysal et al (2007) empleó valores de piedra entre 3 y 14 m en dos explotaciones diferentes y encontró una débil relación con el nivel de vibraciones, sin embargo, la alta dispersión impidió establecer una relación directa. A pesar de que la idea sobre la relación entre piedra y nivel de vibraciones está muy extendida, aún no se han presentada evidencias que muestren de manera clara esta relación.

En la figura 3.5. vemos el efecto de la piedra, aquí expresada en relación al diámetro de los barrenos, cuando la piedra es muy grande no es adecuada la fragmentación y gran parte de la energía debe transformarse en vibración.



**figura 3.5. Efectos del aumento de la piedra en la intensidad de vibración (IV), en una voladura para un mismo nivel de energía, (López-Jimeno et al, 2017)**

### Espaciamiento

El espaciamiento es la distancia entre barrenos de una misma fila que se disparan simultáneamente o con retardo. La influencia del espaciamiento es similar a la de la piedra, además se calcula en función del valor de la piedra (López-Jimeno, 1991). Singh y Singh (2005) afirmaron que emplear una ratio entre espaciamiento y piedra mayor que uno aumenta la fragmentación, de manera que toda esa energía que se emplea en fragmentar la roca no generará vibraciones.

### Sobreperforación

La sobreperforación es la longitud del barreno bajo el nivel de piso del banco necesaria para fragmentar la roca a la altura del banco y lograr la cota de excavación propuesta. En su nivel se coloca el explosivo iniciador-rompedor que ha de seccionar la base del banco, descalzando la roca para que el resto del barreno la empuje. Si se emplea una sobreperforación mayor a la necesaria, un elevado porcentaje de la energía del explosivo se convierte en vibraciones (López-Jimeno et al, 2017).

### Retacado

El retacado es el relleno con material inerte de la parte superior del barreno. Su función es confinar los gases del explosivo el tiempo suficiente para que trabajen en el proceso de fragmentación de la roca (Singh y Singh, 2005). Podría considerarse lógico pensar que aumentar el retacado implica reducir los niveles de vibraciones debido a que se reduce la cantidad de explosivo en el barreno. Sin embargo, un taco mayor a la longitud crítica puede incrementar el nivel de vibraciones debido al elevado confinamiento y alta presión de los gases desarrollados en el barreno (Hagan y Kennedy, 1977).

Los retacados intermedios se emplean para separar cargas explosivas dentro de un barreno usando un material inerte. En ocasiones se usan tacos de aire debido a que consiguen mejores resultados de fragmentación (Ainalis et al, 2017). Park y Jeon (2010) propusieron el uso de tacos de aire en el fondo de barrenos para reducir el nivel de vibraciones en voladuras de avance en excavaciones subterráneas.

#### Inclinación de los barrenos

La disposición de la carga de fondo, el explosivo más potente, en un barreno inclinado favorece un mejor aprovechamiento de la energía del explosivo a nivel de piso, esto se debe a que se reduce la cantidad de energía que se pierde en vibraciones por debajo de la cota inferior del banco sin encontrar una superficie libre de reflexión (Bernaola et al, 2013; López-Jimeno et al, 1995).

#### Presencia de caras libres

En una voladura de producción con una superficie libre, las ondas generadas por la detonación viajan hacia la cara libre que cumple la función de plano de reflexión (Zhang, 2016). El fenómeno de reflexión es bien conocido y fue descrito mediante las ecuaciones de Zoeppritz (Aki y Richards, 2002), aunque según Blair (2015) las ondas no pueden considerarse como planas y es muy complicado modelizar el fenómeno de reflexión de las ondas. Además, el ángulo de la cara libre tiene una influencia considerable ya que la amplitud del frente de las ondas internas (P y S) puede reducirse o aumentarse en función de este ángulo cuando las ondas alcanzan la cara libre (Blair, 2015).

### **3.1.2. Factores controlables: parámetros explosivos**

#### Carga operante

La carga operante o masa de explosivo detonada en forma simultánea, junto con la distancia, se considera el factor más importante en la generación de vibraciones. Es muy importante diferenciar entre la carga operante y la carga total de la voladura, puesto que debido a la secuencia diseñada no todos los barrenos detonan a la vez (Nichols et al, 1971). Para que las vibraciones no sean de gran magnitud, el intervalo de retardo ha de ser sea suficientemente grande para que no existan interferencias constructivas o con efectos sumatorios entre las ondas generadas por los distintos barrenos. Dick et al (1982) establecieron que el nivel de vibraciones generado por dos cargas con un retardo de 8 o 9 milisegundos entre sí no genera un mayor nivel de vibraciones, ya que las ondas no provocan ese efecto sumatorio y se pueden considerar disparos independientes. Así, la definición más precisa de carga operante se refiere a la suma de todas las cargas que detonan en un intervalo inferior a 8 ms, siendo el efecto equivalente a la vibración generada por la suma de dichas cargas (Bernaola et al. 2013). Según los resultados de las investigaciones publicadas por el

USBM, existe una relación exponencial entre el nivel máximo de vibraciones y la carga operante,  $v \propto Q^a$ , estando el valor de  $a$  en torno a 0,8.

Algunos autores consideran intervalos diferentes, Langefors y Kihlström (1963) indicaron que con intervalos superiores a tres veces el periodo de vibración se puede considerar que no hay efecto de cooperación entre barrenos adyacentes. Linehan y Wiss (1982) consideran un intervalo de 17 milisegundos entre retardos sucesivos para eliminar la superposición de las vibraciones. Sin embargo, a pesar de lo intuitivo que parece afirmar que existe una relación directa entre la carga de explosivo y el nivel de vibraciones, Mandal (2012) y Blair (2014) ponen en duda esta relación y afirman que no tiene sentido considerando los modelos axiales de radiación desde un barreno dentro de un medio infinito.

Otro factor relacionado que puede tener influencia es el consumo específico, es decir, la masa de explosivo necesaria para fragmentar  $1 \text{ m}^3$  de roca. Hay casos en los que se ha reducido el consumo específico hasta un 20% respecto al óptimo y los niveles de vibraciones han aumentado considerablemente debido al elevado confinamiento y mala distribución del explosivo (López-Jimeno et al, 2017).

#### Tipo de explosivo

Los explosivos que generan una elevada presión de explosión en comparación a la presión de detonación como el ANFO suelen generar un menor nivel de vibraciones. Según López-Jimeno et al (2017), al comparar la misma cantidad de ANFO con un hidrogel común, o con adición de aluminio, la intensidad de las vibraciones generadas por el ANFO es 2 y 2,4 veces menor, respectivamente. Es por ello por lo que en los estudios de registro y control de vibraciones se deben normalizar las cargas a un explosivo de potencia conocida. Se suele elegir el ANFO como explosivo patrón, ya que debido a sus propiedades y su bajo coste es el explosivo que más se consume.

#### Acoplamiento/Desacoplamiento del explosivo

Una carga explosiva completamente acoplada ocupa todo el diámetro del barreno. Por el contrario, una carga desacoplada tiene un diámetro inferior al diámetro del barreno. Se ha demostrado que hay una relación entre el acoplamiento de la carga y el nivel de vibraciones. Taqieddin (1986) encontró que se producen mayores niveles de vibraciones con cargas acopladas que con cargas desacopladas debido a que los gases generados encuentran mayor dificultad para fragmentar y desplazar la roca, por lo que la energía generada se transforma en energía sísmica. Como afirmó Melnikov (1962), empleando cargas desacopladas entre el 65 y el 75% se mejora la fragmentación, el desplazamiento y se reduce el nivel de vibraciones, ya que la energía generada en la detonación

se transforma con más facilidad en energía para fragmentar la roca y en energía mecánica para desplazar la roca fragmentada.

#### Secuencia de retardos

A pesar de la importancia de la secuencia de salida de la voladura sobre la fragmentación y movimiento de la pila de material, no se puede considerar que tenga una gran influencia sobre el nivel de vibraciones (Blair, 2009). Blair y Armstrong (1999) demostraron que, si el macizo rocoso tiene un comportamiento homogéneo, la frecuencia de las vibraciones se puede controlar con la secuencia de retardos. En el caso contrario, un macizo con características muy variables, las vibraciones son impredecibles y no se pueden controlar. Shi y Chen (2011) estudiaron la influencia de varios tiempos de retardos (15, 25, 30, 35 y 40 milisegundos) en una misma mina a cielo abierto sin encontrar evidencias estadísticas. Algunos tiempos de retardo disminuían los niveles de vibraciones mientras que otros aumentaban la intensidad de dichas vibraciones.

#### Tipo de detonador

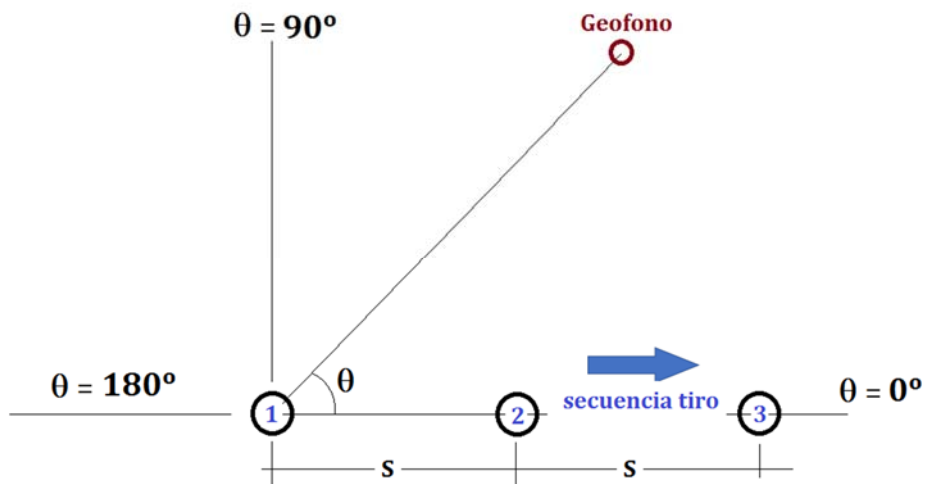
Los detonadores se emplean como iniciadores y para controlar la secuencia de detonación de las cargas explosivas. Actualmente se usan tres tipos de detonadores: eléctricos y no eléctricos en pequeña y mediana minería, y electrónicos en gran minería. Una de las innovaciones más recientes es el uso de detonadores electrónicos inalámbricos que transmiten la señal mediante inducción electromagnética. La aparición de los detonadores electrónicos ha traído mejoras significativas en el uso, la seguridad y la precisión de los tiempos de detonación (Bowen, 2015). Además, la dispersión en los retardos de los tiempos de detonación se ha reducido a menos de un milisegundo (Anderson y Brinckerhoff, 2008). Aunque autores como Birch et al (2010) sugieren que el uso de detonadores electrónicos mejora la fragmentación y reduce el nivel de vibraciones, esta afirmación ha sido discutida en algunos trabajos que muestran que no hay una relación demostrable (Blair, 2009).

#### Distancia al punto de registro y dirección de propagación

Junto con la carga operante, la distancia entre la voladura y el punto de registro es uno de los factores de más importancia en la generación de vibraciones. Es inmediato pensar que la intensidad de las vibraciones se va reduciendo conforme aumenta la distancia. Por tanto, es un factor importante cuando hay edificaciones o estructuras sensibles cerca de una voladura. Según el USBM, el nivel de vibraciones disminuye en función de la distancia de acuerdo a la relación  $v \propto 1/D^\beta$ , estando el valor de  $\beta$  en torno a 1,6 (López-Jimeno et al, 1995).

Otro factor que se debe considerar es la dirección de propagación de las vibraciones. Debido a las variaciones de las características de la roca, geométricas, fracturación y presencia de agua, entre otros factores, las vibraciones pueden propagarse en direcciones diferentes (Ainalis et al, 2017).

Existen diagramas muy sencillos, como el de la figura 3.6. (Lineham y Wiss 1982), que permiten comprobar la posible interferencia de las cargas, de forma que dependiendo el ángulo que forma la colocación del geófono de registro con la línea de tiro  $\theta$ , se puede calcular el retardo corregido  $t_c$  en función del nominal  $t_N$ , empleando el espaciamiento entre barrenos  $S$  y la velocidad de propagación  $V_p$  (ver [3.6])



**figura 3.6. Disposición relativa del captador en relación con la línea de tiro en una voladura, (Lineham y Wiss 1982)**

$$t_c = t_N - \frac{S \cos \theta}{V_p} \quad [3.6]$$

En la peor circunstancia para la interferencia, cuando el disparo progresa hacia el geófono, con el ángulo  $\theta = 0$ , para un espaciamiento de 5 m en una roca de 5.000 m/s, la corrección puede llegar a ser de 0,001 s.

#### Detonación ideal/no ideal

La detonación de un explosivo se puede considerar ideal o no ideal. En una detonación ideal, toda la energía liberada se emplea para la propagación del frente de detonación en la columna de explosivo (Persson et al, 1993). En una detonación no ideal no se emplea toda su energía química para impulsar el frente de detonación y es posible que, parte del mismo, reaccione después debido al choque de la onda sísmica. Otra característica que diferencia los dos tipos de detonaciones es la forma del frente de detonación que se transmite por el explosivo, una detonación ideal tiene un

frente plano, mientras que una detonación no ideal tiene un frente curvo (Minchinton, 2015). Chiappetta (1994) investigó los efectos de la velocidad de detonación del explosivo y concluyó que prácticamente ninguna detonación es ideal en la práctica.

### **3.1.3. Factores no controlables**

Los factores no controlables son los parámetros naturales sobre los que no podemos actuar, como las propiedades geológicas y mecánicas de la roca y las características estructurales. Tienen una gran influencia a medida que aumenta la distancia de la voladura, ya que, para distancias pequeñas, los factores geométricos y del explosivo tienen una mayor influencia sobre las vibraciones.

El macizo rocoso se puede definir como la forma en que se presenta la roca de forma natural, por lo que el macizo rocoso está formado por la roca y su estructura, que a su vez contiene planos de estratificación, fallas, juntas, pliegues y otros elementos tectónicos. Todas estas características hacen del macizo rocoso un conjunto discontinuo y que puede presentar propiedades heterogéneas y/o anisótropas (Ramírez y Alejano, 2004). Las ondas generadas en la detonación del explosivo pueden transmitirse en múltiples direcciones y están sujetas a fenómenos de atenuación, dispersión, reflexión y refracción en función de las propiedades del macizo rocoso. Las características de la transmisión de las ondas a través del macizo son importantes para entender y caracterizar las vibraciones (Aldas, 2010). En macizos rocosos homogéneos es más fácil predecir y controlar los niveles de vibraciones ya que se propagan en todas las direcciones, sin embargo, en macizos con propiedades muy variables y estructuras complejas, la propagación de las ondas varía con la dirección y es más difícil predecir y controlar las vibraciones (Blair y Armstrong, 1999). Para conocer la capacidad de transmisión de las vibraciones, se puede obtener la velocidad de propagación de las ondas sísmicas en el macizo rocoso. Este parámetro se obtiene mediante la técnica geofísica de sísmica de refracción (Bernaola et al, 2013). Las propiedades de la roca tienen una gran influencia en la generación de vibraciones, cada roca las transmite de forma diferente en función de sus propiedades. Cuanto más densa es una roca, tiene mayor capacidad de transmitir las vibraciones.

La influencia de numerosos factores geológicos ha sido investigada por muchos autores a lo largo de los años. Keith y Crampin (1977) y Aki y Richards (2002) estudiaron la influencia de medios anisótropos en la transmisión de ondas sísmicas. Los efectos de fracturación como estratificación, fallas, juntas, diaclasas y cavidades han sido estudiados por otros muchos autores (Pyrak-Nolte et al, 1990a, b; Cook, 1992; Gu et al, 1996; Wu et al, 1998; Hao et al, 2001; Ak y Konuk, 2008; Kuzu, 2008; Takahashi et al, 2018). Por su parte, Charlie et al (1996) y Müller et al (2010) caracterizaron



el flujo generado por las ondas sísmicas en medios rocosos con porosidad. La influencia de formaciones con múltiples capas y fracturación sobre la dirección de propagación fue investigada por Shao et al (2015). La influencia de los cambios litológicos aparece en los estudios de Natheghi (2011) que analizó los efectos de diferentes formaciones de roca en la intensidad y dirección de los niveles de vibraciones. Wu et al (2003) estudiaron las características de las vibraciones en la superficie de suelos, en la interfaz suelo-roca y en formaciones rocosas, y obtuvieron que los niveles de vibraciones eran más altos en la superficie del suelo que en la interfaz suelo-roca para la misma distancia reducida. Generalmente, los suelos tienen módulos de elasticidad inferiores a los de las rocas, por lo que las velocidades de propagación son menores (López-Jimeno et al, 2017). Singh et al (2008) hallaron que cuanto mayor son el módulo de Young y la velocidad de la onda P, mayor es el nivel de vibraciones. Khandelwal y Singh (2006, 2009) estudiaron la influencia de los módulos de Young y de Poisson y la velocidad de la onda P mediante redes neuronales artificiales. Siguiendo con los trabajos que relacionan los parámetros geomecánicos con las vibraciones Chakraborty et al (1998) investigaron la influencia de la resistencia a tracción en el nivel de vibraciones. Ozer (2008) y Mesec et al (2010) escalaron de las propiedades de la roca intacta al índice de calidad del macizo rocoso GSI para estudiar el nivel de vibraciones. Kumar et al (2016) trataron de considerar más propiedades del macizo rocoso y consideraron el peso específico y la resistencia a compresión simple de la roca y los índices RQD y GSI. El efecto de la presencia de agua en el macizo rocoso ha sido estudiado por varios autores (Hopler, 1998; Lee, 2011). Según Singh y Narendrula (2007), el agua puede facilitar el acoplamiento entre el explosivo y la roca para cargas desacopladas, permitiendo la transmisión de mayores cantidades de energía al ser mayor la impedancia entre explosivo-agua-roca que entre explosivo-aire-roca.

### **3.2. PROPIEDADES DE LAS VIBRACIONES**

Como ya se dijo al principio de este capítulo, la transmisión de la onda sísmica generada por la detonación del explosivo a través del macizo rocoso produce un movimiento de las partículas en cada punto, que es lo que se conoce por vibración. Dada la complejidad de este fenómeno, y con objeto de simplificar el estudio de las vibraciones, las vibraciones se consideran como ondas de tipo sinusoidal. Los principales componentes de las vibraciones son:

- (i) Amplitud del Desplazamiento (E): máximo desplazamiento desde la posición de equilibrio. Se suele medir en mm.
- (ii) Velocidad (v): es la velocidad de las partículas del macizo rocoso, en mm/s, como respuesta al paso de las ondas sísmicas.

(iii) Frecuencia (f): número completo de oscilaciones por segundo. Es el inverso del periodo (T).

El desplazamiento e en cualquier momento se define por:

$$e = E \cdot \sin(\omega \cdot t) \quad [3.7]$$

Siendo  $\omega$  la frecuencia angular de la vibración definida por:

$$\omega = 2 \cdot \pi \cdot f = \frac{2 \cdot \pi}{T} \quad [3.8]$$

Resulta inmediato deducir los valores de velocidad y aceleración en función del desplazamiento:

$$v = \frac{de}{dt} = E \cdot \omega \cdot \cos(\omega \cdot t) \quad [3.9]$$

$$a = \frac{dv}{dt} = -E \cdot \omega^2 \cdot \sin(\omega \cdot t) \quad [3.10]$$

La velocidad máxima se obtendrá cuando el producto  $\cos(\omega \cdot t)$  valga la unidad:

$$v_{max} = E \cdot \omega = E \cdot 2 \cdot \pi \cdot f \quad [3.11]$$

Por tanto, despejando el desplazamiento máximo se puede demostrar que las vibraciones con frecuencia baja generan un mayor daño para la misma velocidad de vibración, al ser mayor el desplazamiento:

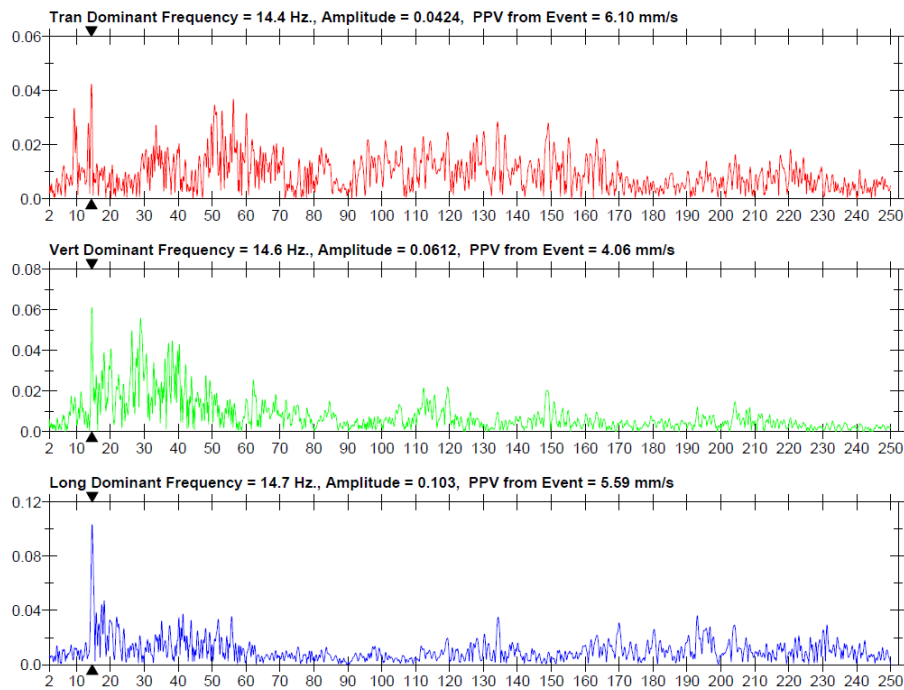
$$E_{max} = \frac{v_{max}}{2 \cdot \pi \cdot f} \quad [3.12]$$

Como podemos observar en la figura 3.4., los sismógrafos registran una señal de vibración que no corresponde con una onda regular en su frecuencia. La señal tiene una forma que puede, no obstante, ser expresada como combinación de ondas sinusoidales simples, aprovechando la serie de Fourier asociada a la función registrada, que toma la forma de la ecuación [3.13].

$$f(t) \approx \frac{a_0}{2} + \sum_{n=1}^{\infty} \left[ a_n \cos \frac{n\pi}{T} t + b_n \operatorname{sen} \frac{n\pi}{T} t \right] \quad [3.13]$$

El teorema de Fourier afirma que cualquier forma de onda en el dominio del tiempo puede ser representada por la suma acumulada de senos y cosenos. Una vez que se deconstruye una señal, se pueden ver y analizar las diferentes frecuencias que están presentes en la señal original.

Es la transformada de Fourier la utilizada para deconstruir la representación en el dominio de tiempo de una señal consiguiendo su representación en el dominio de frecuencia. Un digitalizador, incorporado en los equipos de registro, muestrea la forma de onda transformándola en valores discretos en lo que se conoce como transformada de Fourier discreta (DFT). En realidad, los equipos consiguen con su electrónica la transformada rápida de Fourier (FFT), que es una implementación optimizada de la DFT, que implica menos cálculos para llevarse a cabo.



**figura 3.7. Señales en el dominio de la frecuencia conseguidas mediante FFT de los sismogramas de la figura 3.6.**

Una vez está la señal en el dominio de frecuencias, tenemos la amplitud registrada para cada frecuencia presente en la onda, tal como aparece en la figura 3.7. en la que destacan las frecuencias dominantes.

### 3.3. MEDICIÓN DE VIBRACIONES

El objetivo de medir vibraciones es detectar y registrar la vibración de las partículas que conforman el macizo rocoso. La velocidad máxima de vibración de partícula PPV (peak particle velocity) está considerada como el indicador más fiable y representativo para predecir el nivel de vibraciones generado por una voladura, aunque también se pueden medir desplazamiento, aceleración y frecuencia. A este respecto, es importante diferenciar entre la velocidad de propagación (velocidad

con la que avanza el frente de las ondas sísmicas generadas) y la velocidad de vibración de las partículas alcanzadas por dicho frente (Cánovas et al, 2017).

El registro de vibraciones se realiza mediante equipos de medida llamados sismógrafos que se colocan en la superficie del terreno, alrededor de la voladura y en la dirección de los elementos que se quieren proteger. Un sismógrafo, como el de la Figura 3.8, debe tener los siguientes elementos:

(i) Un conjunto de sensores y amplificadores capaces de captar las vibraciones y transformarlas en corrientes eléctricas (geófonos o velocímetros y acelerómetros, además de micrófonos para medir el ruido generado por la onda aérea).

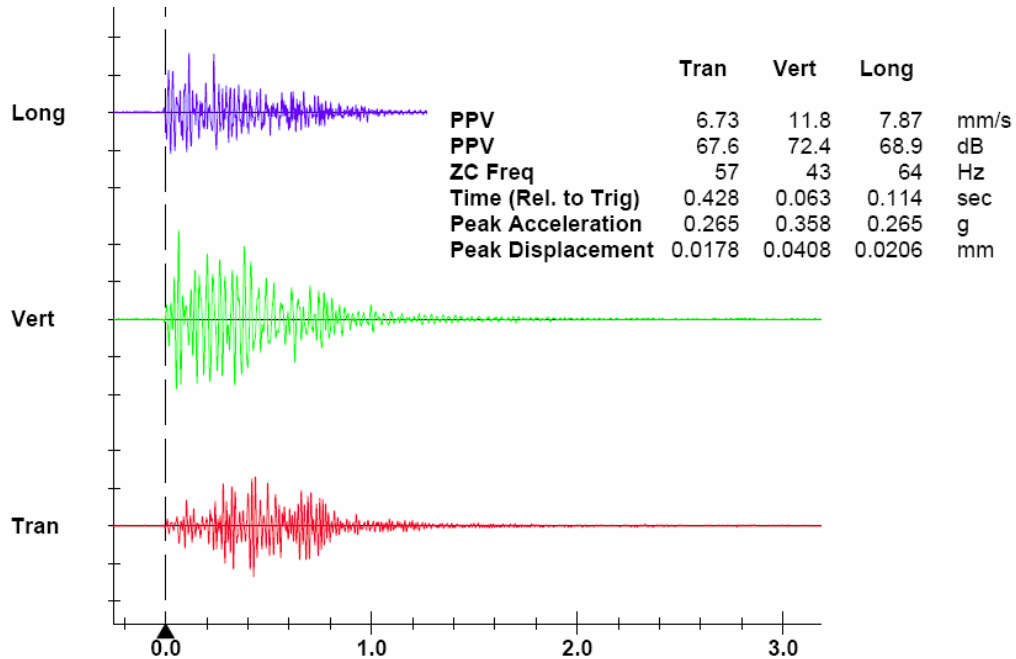


**figura 3.8. Sismógrafo para medir vibraciones y onda aérea (Fuente: Instantel).**

(ii) Módulo de almacenamiento y configuración. Los equipos más recientes permiten visualizar, y hasta imprimir, valores de velocidad y frecuencia más altos, hora y fecha de registro. También se puede modificar la configuración de los parámetros de medición del equipo. Actualmente, los avances permiten que se puedan enviar los datos en tiempo real desde la mina hasta cualquier oficina con conexión a internet.

Los geófonos actuales son de tipo electromagnético. Se basan en el movimiento de una bobina móvil en el interior de un campo magnético generado por un imán que está fijo. El desplazamiento de la bobina genera una fuerza electromotriz que es proporcional a la velocidad de vibración de la partícula. Los geófonos más utilizados son triaxiales para medir la velocidad en las tres direcciones ortogonales: longitudinal, transversal y vertical (Figura 3.9).

El espectro de frecuencias de la velocidad de vibración se consigue con un complejo tratamiento de la señal bruta recibida en el geófono. Los componentes que tratan la señal del geófono calculan las transformadas de Fourier para pasar del dominio de tiempos al dominio de frecuencias (Cánovas et al, 2017). El rango de aplicación de un geófono está caracterizado por su propia frecuencia de resonancia, no son recomendables para frecuencias bajas, entre 5 y 15 Hz, ni para frecuencias altas, entre 300 y 500 Hz (López-Jimeno et al, 2017).



**figura 3.9. Registro de las tres componentes de la velocidad de vibración (Cánovas et al, 2017).**

Un aspecto fundamental para obtener una medida precisa es que los geófonos se mantengan lo más unidos posibles al terreno durante el paso de la onda sísmica, para que la señal obtenida refleje lo mejor posible las características de esta. Además, es necesario alinear correctamente los geófonos con la dirección de la voladura. La forma de fijación de los geófonos al terreno dependerá de las características de este y de la magnitud esperable de las vibraciones. Respecto al lugar de colocación de los geófonos, se suelen colocar en los alrededores de las estructuras a proteger o sobre las mismas estructuras, aunque en este caso se obtiene la respuesta de la estructura a las vibraciones (López-Jimeno et al, 1995).

### 3.4. MODELOS DE PREDICCIÓN DE VIBRACIONES

El registro de vibraciones sobre el terreno no es la última parte de un estudio de vibraciones. Una vez que se han obtenido todos los datos se debe determinar la ley de transmisividad o ley de amortiguación. La ley de transmisividad nos permite predecir los niveles de vibraciones al modificar los parámetros más relevantes. Como se ha expuesto en el epígrafe 3.3, la velocidad máxima de partícula o PPV, peak particle velocity, está considerada como el indicador más fiable para predecir el nivel de vibraciones. Actualmente, no es posible eliminar la generación de vibraciones por completo, pero si se pueden minimizar y controlar a un nivel aceptable para evitar daños al entorno y edificaciones cercanas. Bajo este contexto, parece clara la importancia de predecir y controlar las vibraciones para minimizar los riesgos potenciales asociados a la voladura.

En las últimas décadas, varios autores han propuesto predictores empíricos para predecir el nivel de vibraciones. Estos modelos empíricos solo tienen en cuenta dos parámetros controlables: (i) carga operante y (ii) distancia desde la voladura al punto de registro, sin embargo, los resultados están influenciados por los factores controlables y no controlables desarrollados en el epígrafe 3.1. Por ello, y a pesar de haber sido empleados con buenos resultados, algunos autores como Blair (2004, 2010, 2014) y Aldas y Ecevitoglu (2008) afirman que no son precisos y han propuestos sus propias metodologías. Además, de los predictores empíricos convencionales, algunos autores han empleado métodos estadísticos de mayor complejidad y análisis dimensional (Cardu et al, 2012; Hudaverdi, 2012; Khandelwal y Saadat, 2015; Himanshu et al, 2018). En los últimos años, numerosos autores han incorporado también técnicas de inteligencia artificial, especialmente redes neuronales artificiales, para predecir el nivel de vibraciones de manera más precisas con excelentes resultados (Singh y Singh, 2005; Iphar et al, 2008; Mohamed, 2009; Khandelwal y Singh, 2009; Álvarez-Vigil et al, 2012; Mohamadnejad et al, 2012; Monjezi et al, 2013; Hasanipanah et al, 2017; Iramina et al, 2018).

#### 3.4.1. Modelos predictores empíricos

Una forma general de expresar la ley de transmisividad o ley de amortiguación viene dada por la ecuación [3.14], que expresa la relación matemática entre la velocidad de vibración máxima PPV (mm/s), la carga operante  $Q$  (kg) y la distancia entre la voladura y el punto de registro  $D$  (m):

$$PPV = K \frac{Q^\alpha}{D^\beta} \quad [3.14]$$

Los parámetros  $K$ ,  $\alpha$  y  $\beta$  son constantes empíricas, que se obtienen por métodos estadísticos, y que aglutinan las características geológicas del macizo rocoso, las características geométricas y la topografía del entorno de la voladura, así como las condiciones de diseño de ésta. El valor de las constantes se puede determinar mediante análisis de regresión múltiple a partir de los valores conocidos  $Q$  y  $D$  y de los registros de PPV.

La distancia reducida, relación entre la distancia y la carga operante, puede definirse tal como se expresa en la ecuación [3.15]:

$$DR = \frac{D}{Q^{\alpha/\beta}} \quad [3.15]$$

Al incorporar la distancia reducida en la ecuación [3.14] tendremos que  $PPV = K DR^{-\beta}$ , y transformando en logarítmica [3.16] se puede obtener una representación lineal más clara entre la PPV y la distancia reducida. El coeficiente de correlación  $R^2$  de Pearson se emplea para medir la relación de dependencia lineal entre la PPV y esa distancia reducida.

$$\log PPV = \log K - \beta \log DR \quad [3.16]$$

Este modelo general, basado en el de Holmberg y Pearsson (1978), no considera simetría de la carga. Otros autores han desarrollado sus modelos asumiendo cargas simétricas. Dentro de estos modelos, algunos consideran **cargas esféricas** (Gosh y Daemon, 1983; Roy, 1991). En estos modelos, como el de **Ambraseys y Hendron (1968)** que muestra la ecuación [3.17], la distancia reducida tiene unidades de  $m/kg^{0.33}$ :

$$PPV = K \left( \frac{D}{Q^{1/3}} \right)^{-\beta} \quad [3.17]$$

Otros autores como **Duvall y Petkof (1959)** asumen el empleo de **cargas explosivas cilíndricas**. Para este caso, se ha demostrado mediante análisis dimensional que la distancia reducida debe corregirse por la raíz cuadrada de la carga operante, teniendo unidades  $m/kg^{0.5}$ . La ecuación [3.18] muestra el modelo de estos autores. Este modelo es el que aparece en la normativa del United States Bureau of Mines (USBM) y es uno de los más extendidos.

$$PPV = K \left( \frac{D}{Q^{1/2}} \right)^{-\beta} \quad [3.18]$$

Durante las últimas décadas, modelos empíricos similares han sido desarrollados por investigadores. En la Tabla 3.1, se muestran algunos de ellos:

**tabla 3.1. Modelos empíricos de predicción de vibraciones**

Autores	Modelo
Langefors y Kihlström (1963)	$PPV = K \left( \frac{Q}{D^{3/2}} \right)^\beta$
Davies et al (1964)	$PPV = K \cdot D^\beta \cdot Q^\alpha$
Indian Standard (1973)	$PPV = K \left( \frac{D^{2/3}}{Q} \right)^{-\beta}$
Ghosh y Daemen (1983)	$PPV = K \left( \frac{D}{Q^{1/2}} \right)^{-\beta} e^{-\alpha D}$
Ghosh y Daemen (1983)	$PPV = K \left( \frac{D}{Q^{1/3}} \right)^{-\beta} e^{-\alpha D}$
Gupta et al (1987)	$PPV = K \left( \frac{D}{Q^{1/3}} \right)^{-\beta} e^{-\alpha \left( \frac{D}{Q} \right)}$
Roy (1991)	$PPV = n + K \left( \frac{D}{Q^{1/2}} \right)^{-1}$
Roy (1991)	$PPV = n + K \left( \frac{D}{Q^{1/3}} \right)^{-1}$
Giraudi et al (2009)	$PPV = K \left( \frac{D^2}{(Q \cdot t_{det})^{1/2}} \right)^{-\beta}$
Bilgin et al (1998)	$PPV = K \left( \frac{D}{Q^{1/2}} \right)^{-\beta} B^\gamma$
Rai and Singh (2004)	$PPV = K \cdot D^{-\beta} \cdot Q^\alpha \cdot e^{-\alpha D}$
Ak y Kounuk (2008)	$PPV = K \left( \frac{D}{Q^{1/2}} \right)^{-\beta} \lambda^\alpha$
Simangunsong y Wahyudi (2015)	$PPV = K \left[ (1 + \cos \theta_i + N_c) \frac{D}{Q^{1/2}} \right]^{-\beta}$
Kumar et al (2016)	$PPV = \frac{\sigma_C^{0,642} \cdot DR^{-1,463}}{\gamma}$
Murmu et al (2018)	$PPV = K \left( \frac{D}{Q^{2/5}} \right)^{-\beta}$



**tabla 3.2. Modelos empíricos específicos de predicción de vibraciones**

<b>Autores</b>	<b>Modelo</b>
Nicholls et al (1971)	$PPV = 362 \cdot DR^{-1,63}$
Siskind et al (1980)	$PPV = 828 \cdot DR^{-1,32}$
Kahriman (2002)	$PPV = 191 \cdot DR^{-1,13}$
Kahriman (2004)	$PPV = 340 \cdot DR^{-1,79}$
Kahriman et al (2006)	$PPV = 561 \cdot DR^{-1,432}$
Kuzu (2008)	$PPV = 428,45 \cdot DR^{-1,7842}$
	$PPV = 257 \cdot DR^{-1,03}$ (areniscas)
Ozer (2008)	$PPV = 6309 \cdot DR^{-1,9}$ (esquistos)
	$PPV = 3019 \cdot DR^{-1,69}$ (calizas)
Ak et al (2009)	$PPV = 1367 \cdot DR^{-1,59}$
Mesec et al (2010)	$PPV = 508 \cdot DR^{-1,37}$
Hudaverdi (2012)	$PPV = 792,75 \cdot DR^{-1,719}$
Cardu et al (2015)	$PPV = 70,482 \cdot DR^{-0,882}$
Ongen et al (2018)	$PPV = 152,75 \cdot DR^{-1,16}$
Takahashi et al (2018)	$PPV = 0,6481 \cdot DR^{-2,119}$

En algunos casos, vemos que se intenta introducir otros factores en las ecuaciones, como por ejemplo el peso específico de la roca  $\gamma$ , la velocidad de detonación del explosivo  $t_{det}$  o la resistencia a compresión de la roca  $\sigma_c$ .

Otros autores han investigado más a fondo las vibraciones en determinadas litologías y circunstancias relacionadas con las voladuras, generando modelos empíricos específicos del terreno de estudio que no pueden aplicarse a otros lugares. Estos modelos tienen la forma general  $PPV = K \cdot DR^{-\beta}$ .

La Tabla 3.2 muestra una compilación de algunos de ellos. En todos los casos los autores trabajaron con cargas simétricas cilíndricas, de forma que se adopta la  $DR=D/Q^{1/2}$ . Es decir, son casos de ajuste de la ley USBM a localizaciones concretas y para determinados tipos de voladuras.

### 3.4.2. Modelos predictores basados en técnicas de inteligencia artificial

En los últimos años, numerosos investigadores han empleado técnicas basadas en inteligencia artificial para predecir con mayor precisión el nivel de vibraciones. Como se ha demostrado en otros campos de la ciencia e ingeniería, estas técnicas proporcionan soluciones fiables y precisas a problemas reales con alto grado de complejidad y que son difíciles de resolver con métodos

numéricos convencionales. Además, la combinación entre estas técnicas puede proporcionar resultados más precisos aún.

**tabla 3.3. Resumen de trabajos basados en técnicas de inteligencia artificial para predicción de vibraciones (modificado de Prashanth y Nimaje, 2018b)**

<b>Autores</b>	<b>Técnica</b>	<b>Nº de datos</b>	<b>R<sup>2</sup></b>
Khandewal y Singh (2006)	ANN	35	0,95
Khandewal y Singh (2007)	ANN	75	0,97
Iphar et al (2008)	ANFIS	44	0,98
Khandewal y Singh (2009)	ANN	154	0,98
Mohamed (2009)	ANN	124	0,97
Monjezi et al (2010)	ANN	269	0,95
Amnieh et al (2010)	ANN	100	0,99
Dehghani y Ataee-Pour (2011)	ANN	116	0,78
Monjezi et al (2011)	ANN	182	0,95
Khandewal et al (2011)	ANN	130	0,92
Mohamed (2011)	ANN/FIS	162	0,97/0,95
Fisne et al (2011)	FIS	33	0,96
Verma y Singh (2011)	GA	127	0,99
Álvarez-Vigil et al (2012)	ANN	45	0,98
Amnieh et al (2012)	ANN	51	0,96
Li et al (2012)	SVM	32	0,89
Mohamadnejad et al (2012)	SVM/ANN	37	0,95/0,92
Monjezi et al (2013)	ANN	20	0,93
Ghasemi et al (2013)	FIS	120	0,95
Armaghani et al (2014)	PSO/ANN	44	0,94
Hajihassani et al (2015a)	ICO/ANN	95	0,98
Hasanipanah et al (2015)	SVM	80	0,96
Dindarloo (2015)	SVM	100	0,99
Hajihassani et al (2015b)	PSO/ANN	88	0,89
Armaghani et al (2015)	ANFIS/ANN	109	0,97/0,94
Parida y Mishra (2015)	ANN	9	0,90
Ghoraba et al (2016)	ANFIS/ANN	115	0,95/0,91
Faradonbeh et al (2016)	GEP	102	0,91
Hasanipanah et al (2017)	GA	85	0,92

**tabla 3.3. (continuación). Resumen de trabajos basados en técnicas de inteligencia artificial para predicción de vibraciones (modificado de Prashanth y Nimaje, 2018b)**

<b>Autores</b>	<b>Técnica</b>	<b>Nº de datos</b>	<b>R<sup>2</sup></b>
Muhammad y Shah (2017)	ANN	40	0,98
Ragam y Nimaje (2018a)	ANN	11	0,97
Ragam y Nimaje (2018b)	ANN	25	0,99
Mokfi et al (2018)	GDMH	102	0,91
Zhongya y Xiaoguang (2018)	ANN	98	0,96
Prashanth y Nimaje (2018)	ANN/SVM	121	0,99/0,90
Arthur et al (2019)	GPR	210	0,83

Algunas de las técnicas de inteligencia artificial que se han aplicado para predecir el nivel de vibraciones son: (i) **redes neuronales artificiales** (ANN, artificial neural network), (ii) sistemas de inferencia neuronal adaptivos (ANFIS, adaptive neuro-fuzzy inference system), (iii) sistemas de inferencia difusos (FIS, fuzzy inference system), (iv) máquinas de soporte vectorial (SVM, support vector machine), (v) algoritmos genéticos (GA, genetic algorithm), (vi) optimización por enjambre de partículas (PSO, particle swarm optimization), (vii) algoritmo competitivo imperialista (ICA, imperialist competitive algorithm), (viii) programación genética (GEP, gene expression programming), (ix) algoritmo de agrupación para el tratamiento de datos (GDMH, group method of data handling) y (x) regresión Gaussiana (GPR, Gaussian process regression). La Tabla 3.3 muestra un compendio de los trabajos realizados empleando estas técnicas, y considerando el número de datos y la correlación obtenida mediante el coeficiente de Pearson.

El gran inconveniente de este tipo de técnicas de predicción se encuentra en la gran cantidad de datos de un mismo proyecto y cabe que hay que introducir para entrenar el sistema (red neuronal) en el camino para encontrar los coeficientes a asignar a cada una de las variables consideradas que pueden ser diferentes a las del estudio convencional.

### **3.4.3. Modelos predictores basados en la calidad geotécnica**

Dado que en este trabajo de investigación el medio de propagación es puramente la capa de roca ornamental, la amortiguación de la energía puesta en juego por las voladuras, manteniendo un diseño similar en estas, es fundamentalmente debida a la matriz de la roca (características mecánicas de la roca intacta) y al diaclasado (número de grietas). Dado que los parámetros que definen de forma genérica esas características son la resistencia a compresión  $\sigma_c$  y el valor del índice de calidad de roca RQD desarrollado en 1964 por D. U. Deere, estos parámetros podrían

intervenir en sustitución o en relación con alguno de los índices constantes empleados en los modelos empíricos ( $k$ ,  $\alpha$  ó  $\beta$ ). Puesto que el índice de resistencia geológica GSI (Hoek y Marinos, 2000) describe no solamente la densidad de grietas sino su estado, parece más conveniente el uso de dicho índice en las ecuaciones de modelización.

El intento que hacen algunos autores (Kumar et al, 2016) de desarrollar índices como el de la tabla 3.1. tiene algunas lagunas de importancia:

- Está basado en más de mil casos, procedentes de datos bibliográficos, desarrollados en diferentes rocas con intervalos de resistencia muy amplios, empleando arbitrariamente una parte del intervalo u otra.
- Realiza una correlación poco conveniente entre la resistencia a compresión  $\sigma_c$  y la resistencia geológica GSI, ya que ambos parámetros son complementarios. Puede existir una roca, como los esquistos, o algunas calizas, de gran dureza, pero fracturadas.
- No tiene en cuenta las condiciones de diseño de las voladuras, lo que parecería conveniente dejar para un ajuste mediante pruebas a través de una variable de la que su modelo carece.

No obstante, se empleará como uno de los modelos de correlación, a contrastar con nuestros datos de campo. Las ecuaciones que finalmente presenta Kumar et al (2016) son:

$$PPV = \frac{\sigma_c^{0,642} \cdot DR^{-1,463}}{\gamma} \quad [3.19]$$

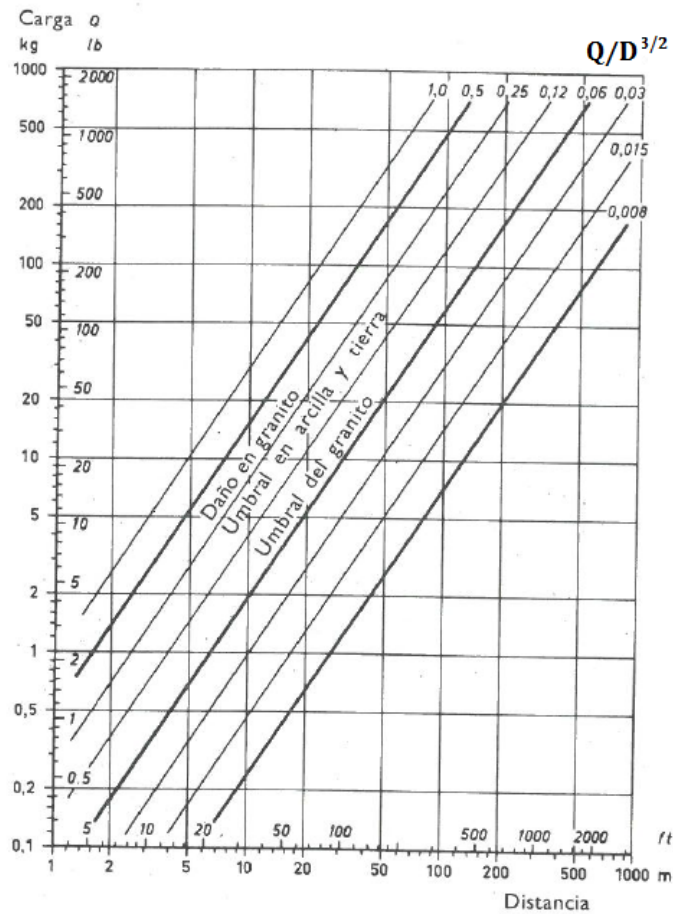
$$PPV = \frac{(0,3396 \times 1,02^{GSI} \times GSI^{1,13})^{0,642}}{\gamma \times DR^{1,463}} \quad [3.20]$$

Utilizando en ellas la distancia reducida más habitual,  $DR=D/Q^{1/2}$ .

### 3.5. ESTUDIOS DE VIBRACIONES Y NORMATIVAS DE PROTECCIÓN DE ESTRUCTURAS

Como ya se indicó anteriormente, las vibraciones pueden causar daños severos en edificaciones cercanas. Las vibraciones provocan esfuerzos dinámicos a las estructuras, de manera que la suma de los esfuerzos estáticos ya existentes y los esfuerzos dinámicos pueden provocar daños.

Algunos investigadores aportaban ya, a mitad del siglo pasado, gráficas de daños para que pudieran diseñarse las voladuras, así, Langefors y Kihlström (1963) trasladaban sus experiencias a un ábaco en el que se relacionaba la distancia y la carga en forma de rectas logarítmicas, al considerar diferentes valores constantes del parámetro  $Q/D^{2/3}$ . Estas rectas representan las fronteras para diferentes niveles de daño correspondientes a distintas litologías. Así, en la figura 3.10 podemos observar los umbrales de daño para casas cimentadas en terrenos blandos, como arcilla y tierra, o en granito. Los autores prepararon esa gráfica con los resultados reales de voladuras situadas a una distancia de entre 2 y 60 m. de las edificaciones, pero afirmaron que las comprobaciones a centenares de metros también eran adecuadas.



**figura 3.10. Umbrales de daño para casas cimentadas en terrenos blandos, como arcilla y tierra, o en granito Langefors y Kihlström (1963).**

En la tabla 3.4., también de Langefors y Kihlström (1963), se relaciona el nivel de carga  $Q/D^{2/3}$  y la velocidad de vibración en rocas duras (cuya  $V_p = 5.000$  m/s) con los daños ocasionados en casas de tipología normal y en la propia roca de cimentación.

**tabla 3.4. Tabla de daños en viviendas cimentadas sobre rocas muy duras**  
**Langefors y Kihlström (1963)**

$Q/D^{2/3}$ (kg/m <sup>2/3</sup> )	v (mm/s)	$v \cdot 10^3 / V_p$ ( $\mu/m$ )	Descripción daño
0,008	30	6	Caída de yeso. Sin grietas
0,015	50	10	Grietas no evidentes
0,03	70	14	Sin grietas notables
0,06	100	20	Grietas insignificantes (Umbral)
0,12	150	30	Grietas
0,25	225	45	Grandes Grietas
0,50	300	60	En galerías y túneles: caída de piedras
1,00	>	>	Grietas en la Roca

Se utiliza ya la relación, como cociente, entre las velocidades de vibración y propagación de la onda como un parámetro relacionado con el daño.

Más modernamente, los estudios de registro y control de vibraciones se realizan para cumplir una normativa particular que en realidad es un criterio de prevención de daños relacionados con estructuras próximas que puedan verse afectadas. La tabla 3.5 muestra algunas de las normativas internacionales.

**tabla 3.5. Normativas internacionales sobre control de vibraciones**

País	Normativa
Alemania	DIN 1450 (1999a, b)
Brasil	CETESB D7.013 (1992)
Escocia	PAN50 (2000)
Estados Unidos	USBM RI8507 (1980)
España	UNE 22.281/93
India	IS-6922 (1973)
Internacional	ISO 4866 (1990)
Italia	UNI 9914 (1990)
Nueva Zelanda	NZS 4403 (1976)
Portugal	NP2074 (2004)
Reino Unido	BS 7385 (1993)
Suecia	SS 460 48 46 (1989)
Suiza	SN 640 312a

El criterio de prevención de daños aplicable en España aparece en la norma UNE 22.381-93 "Control de vibraciones producidas por voladuras". El objetivo de esta normativa, como el de todas las

presentadas en la tabla 3.5, es garantizar la estabilidad de las estructuras y edificaciones cercanas. Aunque la norma no puede aplicarse al objetivo de este trabajo, se va a describir brevemente a continuación. El nivel de seguridad depende del tipo de estructura y de la frecuencia principal. La norma clasifica las estructuras en tres grupos:

- (i) Grupo I: edificios y naves industriales ligeras con estructuras de hormigón armadas o metálicas.
- (ii) Grupo II: edificios de viviendas, oficinas, centros comerciales y de recreo. Estructuras de valor arqueológico o histórico que por su naturaleza presenten especial sensibilidad a las vibraciones.
- (iii) Grupo III: estructuras de valor arqueológico o histórico que por su naturaleza presenten especial sensibilidad a las vibraciones.

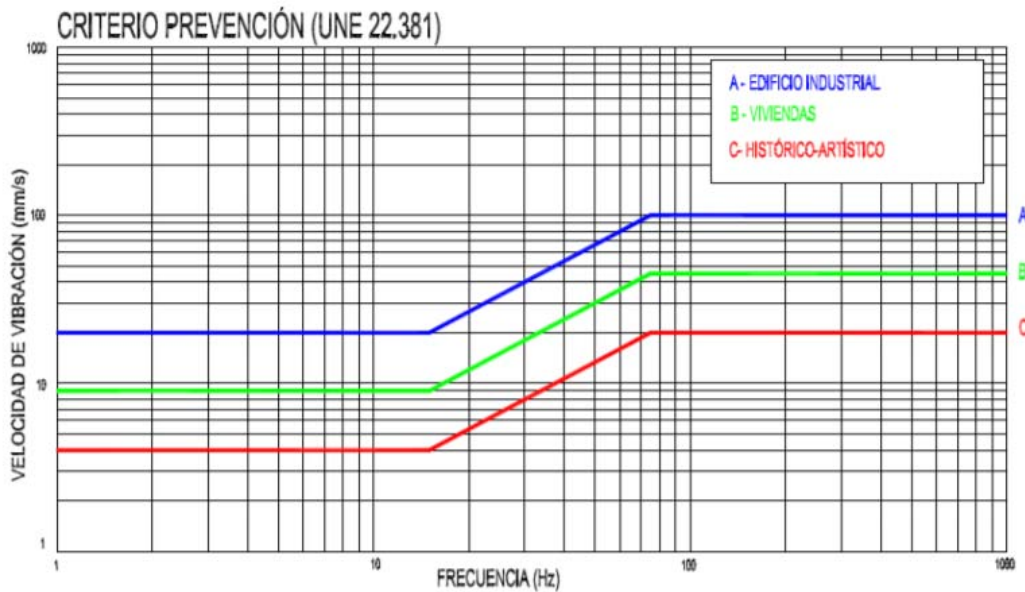
La normativa española, como todas las normativas internacionales consultadas, se basa en dos parámetros característicos de las vibraciones: (i) el nivel máximo de vibraciones PPV y (ii) la frecuencia principal de la vibración. El PPV es el mayor valor de velocidad registrado entre las tres componentes espaciales (longitudinal, vertical y transversal). Respecto a la frecuencia, las vibraciones no son periódicas, por lo que se registran varias frecuencias. Se debe seleccionar la frecuencia principal característica, que varía en función del tipo de terreno y de la distancia entre la voladura y el punto de registro. La tabla 3.6 muestra los valores límite del criterio de prevención de daños para los tres grupos de estructuras. La figura 3.11 representa estos valores límite de forma gráfica.

**tabla 3.6. Límites del criterio de prevención de daños establecidos por la norma UNE 22.381-93**

Tipo de estructura	Frecuencia principal (Hz)		
	2-15 Velocidad (mm/s)	15-75 Desplazamiento (mm)	>75 Velocidad (mm/s)
Grupo I	20	0,212	100
Grupo II	9	0,095	45
Grupo III	4	0,042	20

Cuando el nivel está dado en función del desplazamiento, se puede calcular la velocidad equivalente a partir de la frecuencia principal y considerando un movimiento ondulatorio ideal de tipo sinusoidal según la ecuación [3.21].

$$V = 2 \cdot \pi \cdot f \cdot d \quad [3.21]$$



**figura 3.11. Límites del criterio de prevención de daños de la norma española.**

El tipo de estudio requerido dependerá en primer lugar de las características del terreno sobre el que se encuentra la estructura a proteger. La caracterización se realiza por medio de la velocidad de propagación de las ondas sísmicas de acuerdo a la tabla 3.7.

**tabla 3.7. Tipos de terreno en función de la velocidad de propagación de las ondas sísmicas**

Tipo de terreno	Velocidad ondas sísmicas
Blando	<2.000 m/s
Medio	2.000-4.000 m/s
Duro	>4.000 m/s

El siguiente paso es obtener la carga operante  $Q_o$  (definida en el epígrafe 3.1.). Esta carga se debe corregir con el Factor del macizo rocoso  $F_r$  (tabla 3.8) y con el Factor de estructura  $F_e$  (tabla 3.9) según la ecuación [3.22].

$$Q_c = F_r \cdot F_e \cdot Q_o \quad [3.22]$$



**tabla 3.8. Valores del Factor del macizo rocoso  $F_r$**

<b>Tipo de terreno</b>	<b>Factor <math>F_r</math></b>
Blando	2,52
Medio	1
Duro	0,40

**tabla 3.9. Valores del Factor de estructura  $F_e$**

<b>Tipo de estructura</b>	<b>Factor <math>F_e</math></b>
Grupo I	0,28
Grupo II	1
Grupo III	3,57

Una vez obtenido el valor de la carga corregida, y con la distancia existente entre la voladura y la estructura a proteger, se utiliza el gráfico de la Figura 3.12 para conocer el tipo de estudio que se debe realizar. Hay tres tipos de estudios: (i) estudio preliminar, (ii) medición de control y (iii) proyecto tipo.

El caso del proyecto tipo es el menor nivel de exigencia, la carga operante es tan baja y la distancia lo suficientemente grande como para descartar cualquier problema de vibraciones. En el proyecto de voladura se debe adjuntar una explicación teórica, a partir de la aplicación de la norma, que justifique que los niveles de vibraciones no van a llegar a los límites establecidos por la propia norma.

El control de vibraciones implica medir el nivel de vibraciones de una voladura de producción en el punto definido. Si el nivel de vibraciones fuera menor que el nivel fijado por el criterio de prevención de daños podrá incrementarse progresivamente la carga operante en controles posteriores, manteniendo igual el resto de parámetros, hasta que los niveles resultantes sean iguales o inferiores al valor de vibración admisible. Si el nivel de vibraciones superase el nivel fijado por el criterio de prevención de daños, sería necesario un estudio preliminar de vibraciones para voladuras posteriores.

En el caso de un estudio preliminar se pretende conocer el comportamiento sísmico del terreno mediante la ley de transmisividad o de amortiguación. Para ello se deben realizar ensayos con diferentes cargas operantes y distancias que cubran el área de interés. Una vez obtenida la frecuencia principal y el criterio de daños, se puede obtener una tabla de cargas operantes máximas en función de la distancia.

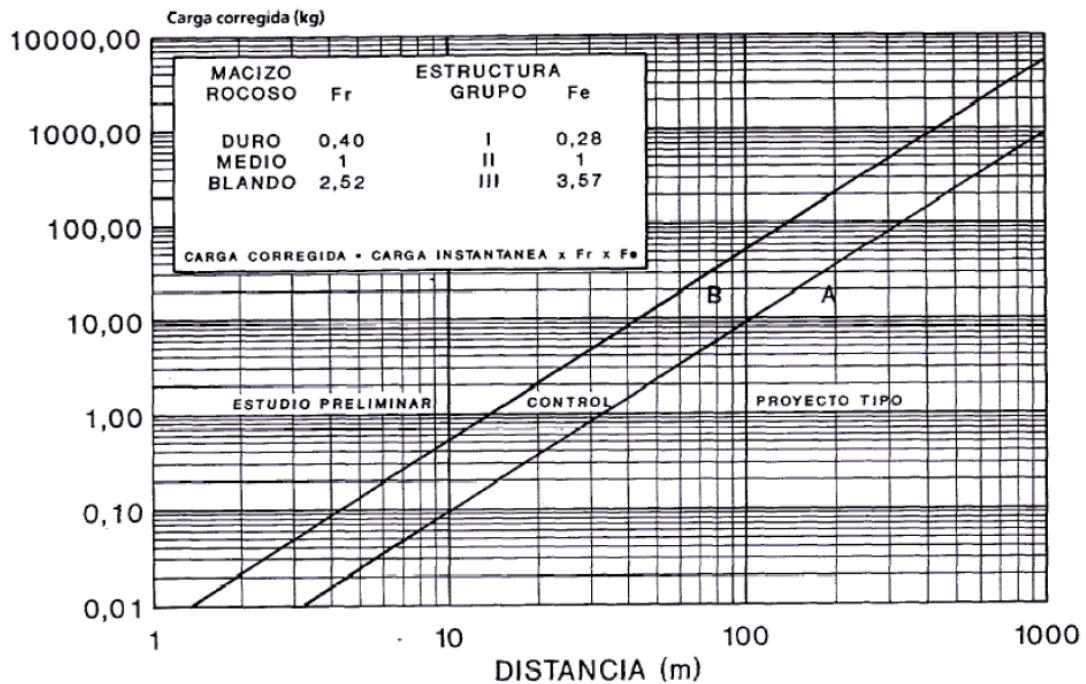


figura 3.12. Gráfico carga corregida-distancia para obtener el tipo de estudio requerido

### 3.6. LA ROCA COMO ESTRUCTURA: ESFUERZOS PROVOCADOS POR LAS VIBRACIONES

Considerando que las ondas P y S se propagan en un medio elástico, y teniendo en cuenta la dirección de las vibraciones que generan, se pueden deducir las tensiones que provocan a partir de las deformaciones unidimensionales.

La figura 3.13 muestra el recorrido una onda P durante un tiempo t igual a su periodo T. Como se puede ver, en un cuarto de periodo  $T/4$ , cuando la vibración alcanza su amplitud máxima x, el frente llega a otra partícula situada a una distancia L. Las dos distancias, x y L, están directamente relacionadas con la velocidad de vibración máxima,  $V_v$  o PPV, y la velocidad de propagación de la onda P, y permiten conocer la deformación unitaria longitudinal  $\epsilon$ . Sabiendo que las velocidades de vibración y de propagación de la onda P tienen un orden de magnitud conocido ( $V_v < 1000$  mm/s,  $V_p \sim 10^3$  m/s), las deformaciones unitarias tendrán un orden de  $\epsilon \sim 10^{-4}$  y las tensiones inducidas  $\sigma \sim 10^{-4} E$ , siendo E el módulo de Young de la roca.

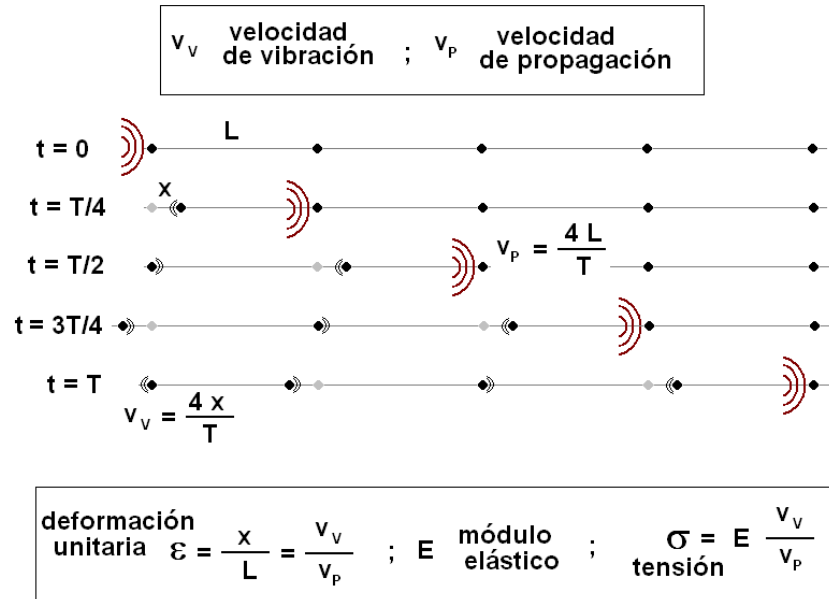


Figura 3.13. Deformaciones y tensiones generadas por la onda P (Trigueros y Martínez, 2009).

Haciendo el mismo planteamiento (figura 3.14), en este caso en dos dimensiones, para las vibraciones provocadas por las ondas S se obtiene un esfuerzo combinado de dilatación y cizalladura.

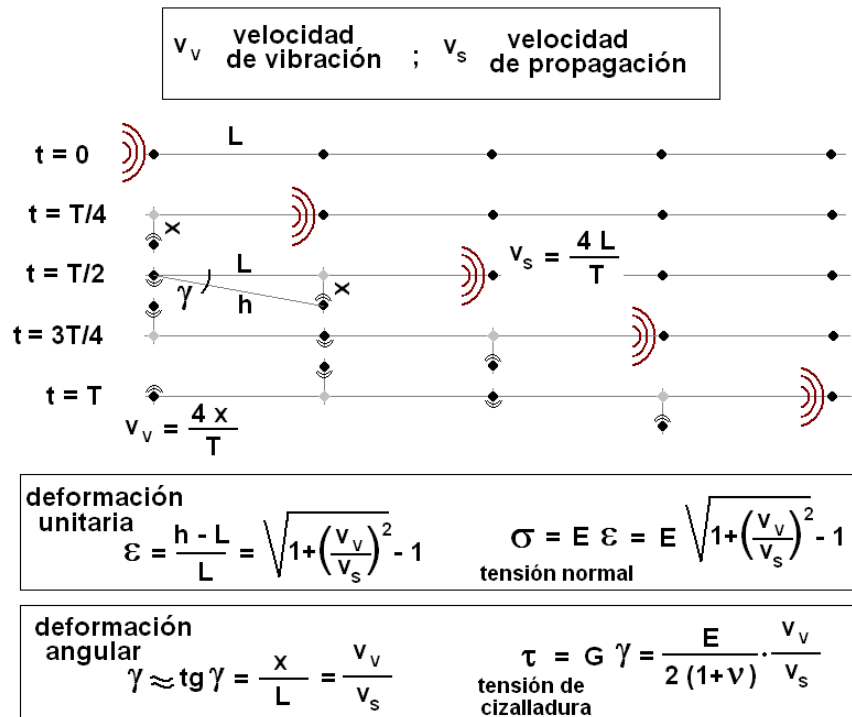


Figura 3.14. Deformaciones y tensiones generadas por la onda S (Trigueros y Martínez, 2009).

De igual manera se pueden obtener los valores de tensión en base a valores normales de variables elásticas de la roca. Como para la onda P, las velocidades de vibración y de propagación de la onda S tienen un orden de magnitud conocido ( $V_v < 1000$  mm/s,  $V_s \sim 10^3$  m/s), la deformación unitaria en dirección a la tensión de dilatación será del orden de  $\varepsilon \sim 10^{-6}$  y las tensiones inducidas  $\sigma \sim 10^{-6} E$ . La tensión de cizalladura, analizada separadamente a la de tracción, y considerando el módulo de Poisson característico de la media de las rocas (0,25), será del orden de  $\tau \sim 0,4 \cdot 10^{-4} E$ .

En conclusión, el trabajo combinado de los esfuerzos normal y de cizalladura provoca tensiones inferiores a las generadas por la onda P, ya que el esfuerzo combinado conlleva tensiones de tracción totales de  $0,5 \cdot 10^{-4} E$ .

Las ecuaciones [3.23] a [3.25] relacionan las velocidades de propagación de las ondas sísmicas P y S con la velocidad de vibración máxima  $V_v$  o PPV. La importancia de estas ecuaciones es que permiten pensar a la inversa, es decir, obtener los niveles de vibración que generan la fracturación de las rocas al propagarse las ondas sísmicas.

$$\sigma_x(P) = E \frac{PPV}{V_P} \quad [3.23]$$

$$\sigma_x(S) = E \left( \sqrt{1 + \left( \frac{PPV}{V_S} \right)^2} - 1 \right) \quad [3.24]$$

$$\tau_{xy}(S) = \frac{E}{2(1+\nu)} \frac{PPV}{V_S} \quad [3.25]$$

### 3.7. DAÑOS A LA ROCA Y SOBRE EXCAVACIÓN

Los primeros estudios para la optimización de la rotura de rocas mediante explosivos se desarrollaron en proyectos de minería subterránea, en los que se perseguía optimizar los valores de carga, generalmente en rocas duras, para conseguir buenos avances de galerías sin sobre excavaciones. Intentaban responder a una importante problemática, ya que si se sobrecargan los tiros de contorno se obtiene una excesiva sección de avance y se utiliza más explosivo de lo necesario. El daño a la roca circundante exige un refuerzo de las condiciones del sostenimiento, y si nos encontramos en una obra civil, será necesario emplear más relleno para el revestimiento.

Los estudios más conocidos, de Langefors y Kihlström (1963) o de Holmberg y Persson (1978), realizados en los granitos suecos, se centran en este importante aspecto del daño a la roca en la zona próxima al barreno, llevando a expresiones y metodologías de análisis que han sido reproducidas con posterioridad.

Así son metodológicamente muy interesantes los informes de Iverson et al (2008) que realizaron trabajos de optimización de voladuras en la Mina Stilwater, Montana (EEUU). Se trata del avance de galerías en una roca ígnea, tipo norita, de gran resistencia (103 MPa) y módulo elástico (97 GPa), con una densidad de 2,8 kg/m<sup>3</sup>. La carga de barrenos de los hastiales en el contorno se hace con ANFO, en un diámetro de 48 mm. Cargando 3,7 m. de los 4,3 m. de longitud de la perforación, con una densidad de carga de 1,62 kg/m.

Utilizando el método de Holmberg y Persson con las correcciones de Hustrulid y Lu (2002), y las medidas de vibraciones, configuraron las gráficas PPV-D para cada densidad de carga (figura 3.15) y además realizaron una serie de voladuras de calibración en las que mediante laser-escáner eran capaces de medir la posición de los barrenos y la superficie final con precisión (figura 3.16).

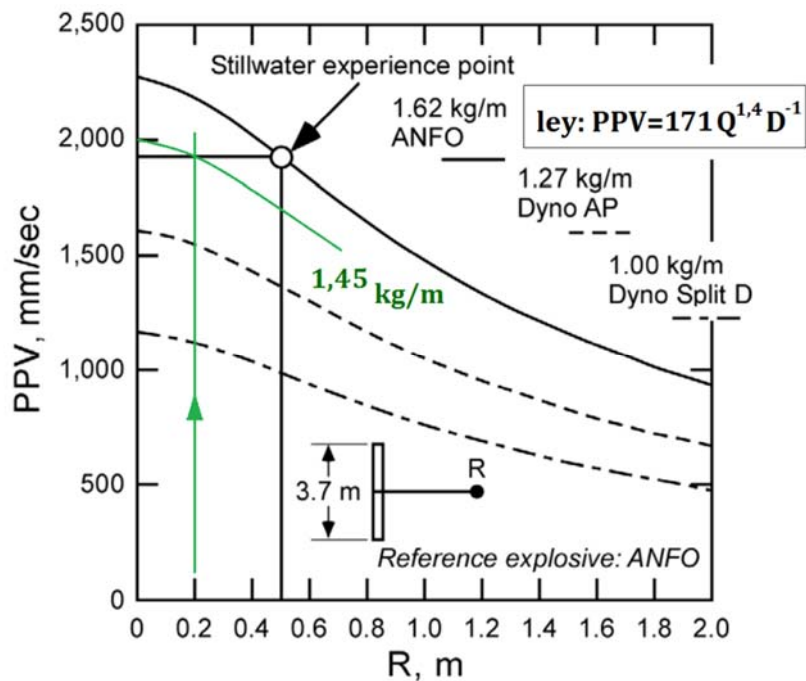
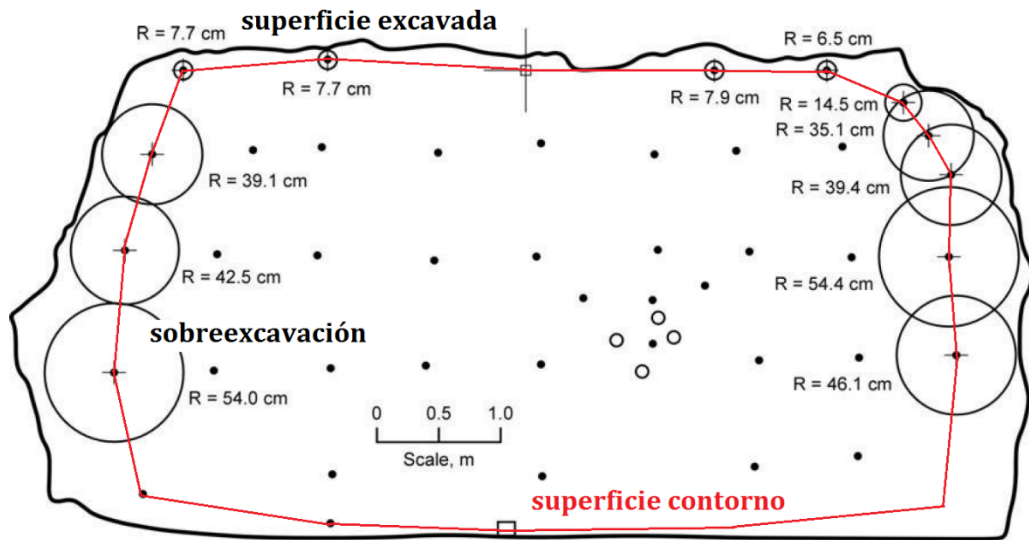


figura 3.15. Curvas carga distancia ajustadas y análisis de daño (Iverson et al 2008).



**Figura 3.16. Medida de la sobre excavación en los tiros del contorno (Iverson et al 2008).**

Si, utilizando estas gráficas, lo que queremos es limitar el daño, por ejemplo, hasta los 0,20 m, basta con aplicar la ley de propagación establecida, en la que K se ajustó a 171. Entramos (en la figura 3.15) desde el valor de 0,2 en abscisas, verticalmente hasta la horizontal que señala el valor límite de vibraciones y es ahí por donde pasa la curva de densidad de carga correspondiente a 1,45 kg/m. Corresponde a 5,35 kg de nagolita por barreno, en lugar de 6,0 kg.

Téngase en cuenta que la distancia de 0,2 equivale, con la corrección de Hustrulid y Lu (2002), a una distancia de 0,95 m equivalentes en la ley de propagación.

En conclusión, vemos que esta metodología puede ser utilizada también para la calibración de daños a la roca en las voladuras en banco, con el importante apoyo de la tecnología de laser-escáner.

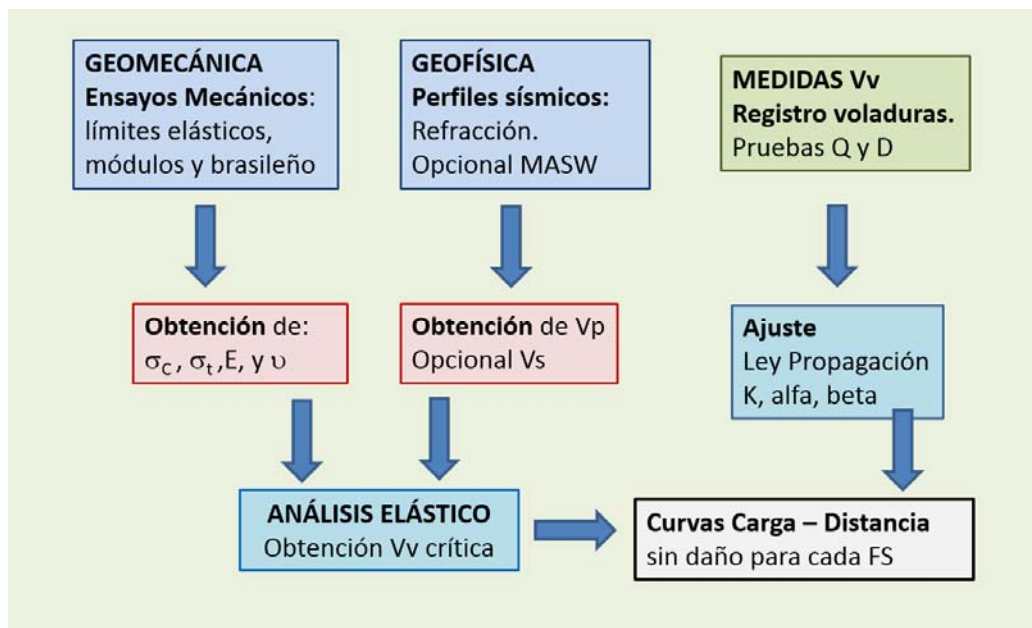


## CAPÍTULO 4. METODOLOGÍA

El cumplimiento de los objetivos de esta investigación, que pretende llegar a un conocimiento completo de la respuesta de la roca ante una aportación brusca de energía, como la que proporcionan los explosivos, requiere la realización de un buen número de trabajos de campo y de ensayos de laboratorio.

La metodología empleada en este trabajo se utiliza ya desde el primero de los casos de aplicación que se incluyen, y que se explica en “Limitación de Carga Operante en una cantera de Piedra Bateig” (Trigueros y Martínez, 2009). Ahora se trata de contrastarla y optimizarla.

El planteamiento básico aparece en el flujograma de la figura 4.1.



**figura 4.1. Secuencia metodológica DAÑOS AL MACIZO DE ROCA POR VOLADURAS.**

Tenemos que conseguir la velocidad de vibración crítica de la roca y la ley de amortiguación de las vibraciones del macizo.



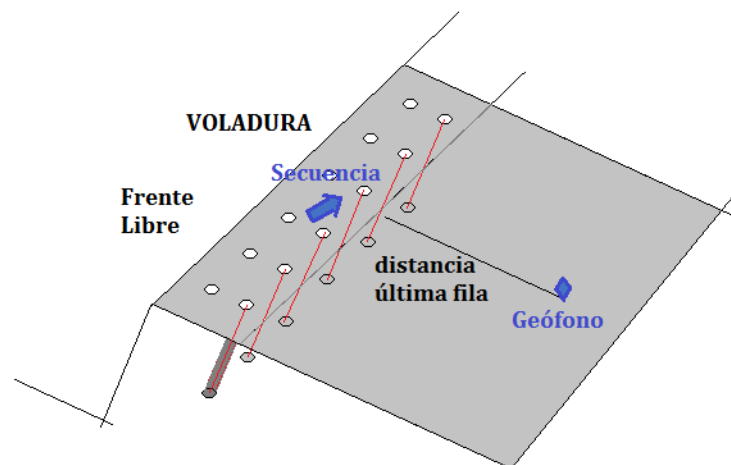
Para establecer la velocidad crítica, es suficiente con disponer de la resistencia a tracción y el módulo de elasticidad  $E$ , lo que se consigue mediante ensayos mecánicos, y la velocidad media de propagación de la roca, a partir de pruebas de propagación con registros sísmicos.

Toda la metodología del trabajo de investigación se basa en la obtención más adecuada de estos datos, es decir de las variables de la ecuación [4.32.], para obtener los umbrales de vibración que pueden dañar la roca. A partir de este conocimiento se trata de determinar a qué distancia se garantiza que una carga concreta de explosivos no supera el umbral de daño.

Repasemos cada una de las etapas del proceso metodológico, para definir y optimizar apropiadamente éste.

#### 4.1. REGISTROS DE VIBRACIONES. VOLADURAS.

La geometría para la toma de datos de la propagación de las ondas generadas por una voladura puede responder a diferentes configuraciones, siendo la más deseable la que aparece en la figura 4.2. El frente se encuentra como superficie de salida hacia la que se moverán los fragmentos de roca empujados por los gases. El geófono se coloca en dirección opuesta, de forma que el medio de propagación sea la masa de la roca, que es la que queremos estudiar.

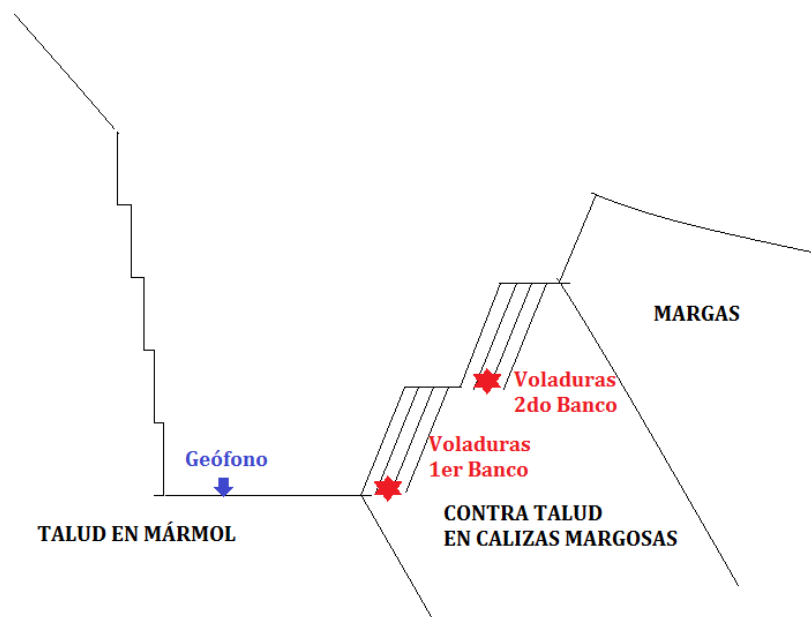


**figura 4.2. Configuración más adecuada para la medida de vibraciones.**

Esta configuración es difícil de obtener en la práctica. Como se ha comentado, la roca ornamental no se suele volar sin establecer planos de discontinuidad que preserven el estado de la roca adyacente. Además, cuando se vuela, no siempre hay sitio para ubicar detrás los geófonos, por lo que en ocasiones se colocan en zonas a diferente nivel.

En el trabajo de investigación desarrollado se aprovechan, con las debidas reservas, los datos obtenidos con geometrías diferentes a estas, e incluso, en casos en los que la voladura se encuentra en la vecindad de la capa, aunque muy próxima a esta por lo que respecta a los explosivos de inicio situados en la base de los barrenos (ver figura 4.3.).

En cualquier caso, siempre se intenta disponer de hasta 3 geófonos triaxiales en línea de manera que se pueden obtener ciertas conclusiones, como las relacionadas con posibles juntas y fracturas que aparecen en la superficie y próximas a alguno de los geófonos, cuya medida habrá que considerar entonces con ciertas reservas.



**figura 4.3. Colocación de algunos disparos considerados en este estudio (canteras ALPI y MARCOTSA).**

#### 4.1.1. Voladuras con barrenos semilla o ciegos

La mayor parte de los estudios realizados con el objetivo de caracterizar la contribución del medio en la propagación de las vibraciones, para conseguir las leyes de propagación, se realizan empleado tiros de un solo barreno, sin cara libre. Se utiliza la carga total del barreno como equivalente a la carga operante secuenciada de las voladuras.

Existe la convicción de que los barrenos ciegos, al no existir caras laterales de salida, deberían producir mayores vibraciones que el conjunto de barrenos secuenciados en una voladura (Blair, 2015), a causa del daño que existe en la roca por las voladuras previas, la fragmentación y salida hacia caras libres de la masa volada, lo que consume una gran parte de la energía que no se pierde

en el tiro único. De forma similar, a pesar de la secuenciación (retardo entre cargas de más de 8 ms) la superposición de energía que se produce durante la voladura, de muy difícil cuantificación, parece compensar ese efecto (Ainalis et al, 2017), lo que está en consonancia con los resultados obtenidos en este trabajo.

En el caso de muy cortas distancias entre la columna de explosivo y el geófono, que podemos establecer en unos 5 metros, se llega a considerar la posición del geófono para tener una mayor exactitud en las medidas (Holmberg y Persson, 1978), calculando la distancia de cada elemento del explosivo que va detonando hasta el dispositivo de medida. Para mayores distancias, estando el geófono colocado en la superficie, se consideran despreciables las diferencias de longitud de sus trayectorias.

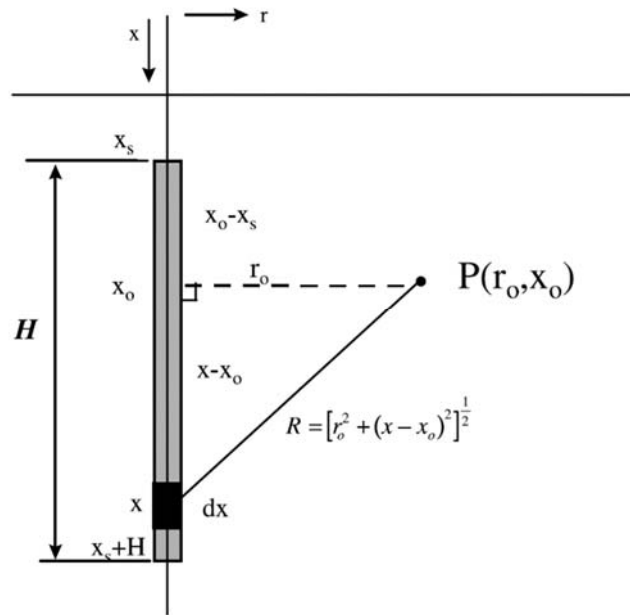
En este sentido, hay autores (Onederra y Esen, 2004) que trabajan con el esquema básico de Holmberg (figura 4.4.) para investigar el campo muy cercano al barreno. Suponen entonces, una ley de propagación cilíndrica, con exponente de la carga  $\alpha$  de valor  $\beta/2$ . Con ese planteamiento, integrando el efecto de cada porción de explosivo, suponiendo detonación instantánea, se obtiene una ley como la de la ecuación [4.1.].

$$PPV = K \left[ \left( \frac{q}{r_0} \right) \left( \arctan \left( \frac{H+x_s-x_0}{r_0} \right) + \arctan \left( \frac{x_0-x_s}{r_0} \right) \right) \right]^\alpha \quad [4.1.]$$

El valor  $q$  representa la densidad de carga de explosivo y las constantes  $K$  y  $\alpha$  se obtienen de los ensayos de prueba, siendo relacionadas con el confinamiento de la voladura que procede de las variables de diseño y ejecución, la primera de ellas, y con las características de atenuación de la roca la segunda (López Jimeno et al, 2017).

Este procedimiento, que se ha venido utilizando en minería subterránea, con el objetivo de calibrar las cargas para limitar la sobreperforación de las paredes de las galerías, debe ser tenido en cuenta. Habrá que considerar, en ese caso, para distancias menores de 1 metro, la corrección de los cálculos de Holmberg (Hustrulid y Lu, 2002), que llevan a la ecuación [4.2.].

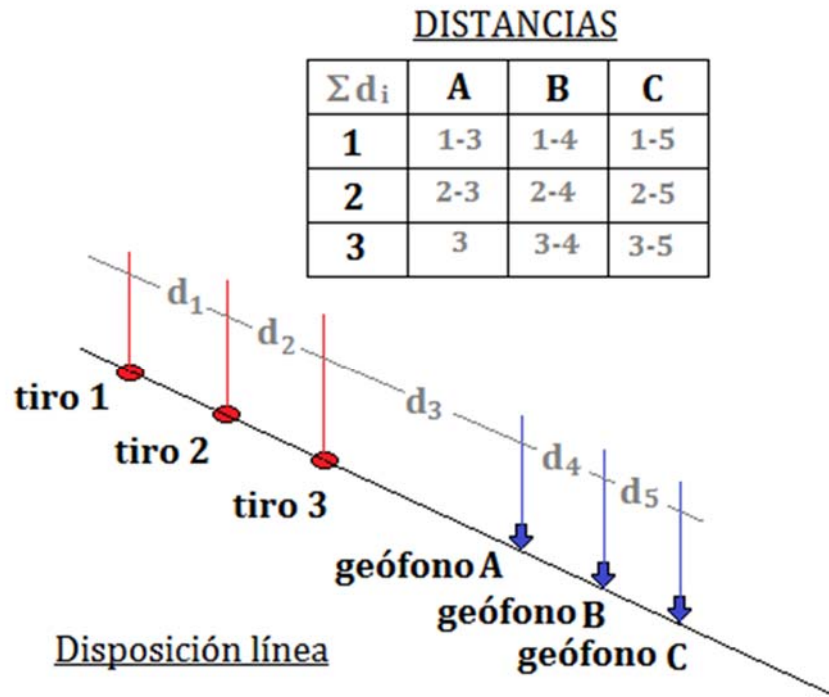
$$PPV = \frac{K(qH)^\alpha}{D^\beta} \quad ; \quad \text{con} \quad D = \frac{1}{H} \int_{x_s}^{x_s+H} ((x-x_0)^2 + r_0^2)^{1/2} dx \quad [4.2.]$$



**figura 4.4. Establecimiento de la distancia en los puntos cercanos a barrenos ciegos (Holmberg y Persson, 1980).**

En cualquier caso, en el procedimiento con barrenos ciegos se utilizarán también varios geófonos alineados (figura 4.5.) a distancia creciente desde la posición de disparo, lo que permitirá descubrir problemas en la recepción de alguno de ellos que pudiera desvelar la existencia de una circunstancia local de amortiguación de las vibraciones. Si la línea de observación se establece además con la posibilidad de que sirva para varios disparos, se facilita mucho la labor de medida y la preparación de la voladura.

Una precaución importante es la colocación de los tiros. Por un lado, la secuencia debe ser la señalada en la figura 4.5., empezando por el tiro más distante para no deteriorar el medio de propagación. Este principio básico puede estropear los siguientes registros. Por otra parte, la distancia entre los barrenos debe ser suficiente para que no se produzca deterioro del material que va a ser objeto de estudio entre cada dos perforaciones.



*figura 4.5. Replanteo de barrenos de tiro y colocación de geófonos en línea.*

#### 4.1.2. Mejoras futuras en la metodología de registro

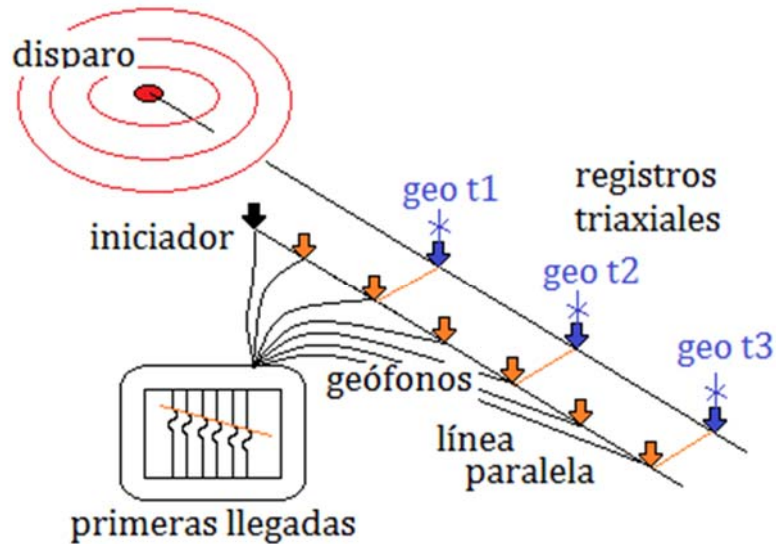
Hay que comentar, en este punto, dado que este trabajo tiene una clara vocación de desarrollo también de la Metodología a futuro, una serie de mejoras en la adquisición de los datos de campo, como son la disposición de varios geófonos en abanico alrededor del punto de tiro y a distancias crecientes, o la medición simultánea de la propagación de la onda con una línea paralela de geófonos.

La **disposición de tiros en abanico** plantea la ventaja de poder observar la anisotropía de la roca en el entorno del punto de disparo. Es habitual, a cortas distancias, que aparezca una fisura que se abre al paso de la onda de detonación, de forma que esta disposición, con al menos tres geófonos a igual distancia del punto de tiro, permite cuantificar el efecto de la junta que se abre. Se puede trabajar a distancias crecientes de forma que se disponga de colecciones de datos bastante interesantes.

El **trabajo con geófonos en línea paralela** consiste en la colocación de geófonos de primera llegada al lado de los triaxiales. Utilizamos un geófono de activación de la señal al inicio de la línea de forma que conoceremos el tiempo de llegada de la onda P y dispondremos de la velocidad de propagación

$V_p$  entre cada dos geófonos de medida triaxial. Se dispondrá de un mayor número de valores de la velocidad de propagación y se podrá establecer cierta correlación con la amortiguación de la señal.

La repetición de este dispositivo en la misma capa, para diferentes voladuras, permitirá la correlación entre la densidad de diaclasado (RQD) y la amortiguación de las vibraciones.



*figura 4.6. disposición paralela de sismógrafos y geófonos para registro simultáneo de tiempo de llegada y velocidad de onda P.*



*figura 4.7. Equipo de registro con geófono anclado a roca (cantera Marcotsa).*

#### **4.1.3 Colocación de los geófonos y aparatos de medida**

El geófono triaxial es una caja porta geófonos cilíndrica que contiene 3 geófonos orientados perpendicularmente y debe quedar rígidamente empotrada a la roca para que se reproduzcan fielmente sus movimientos al paso de la onda.

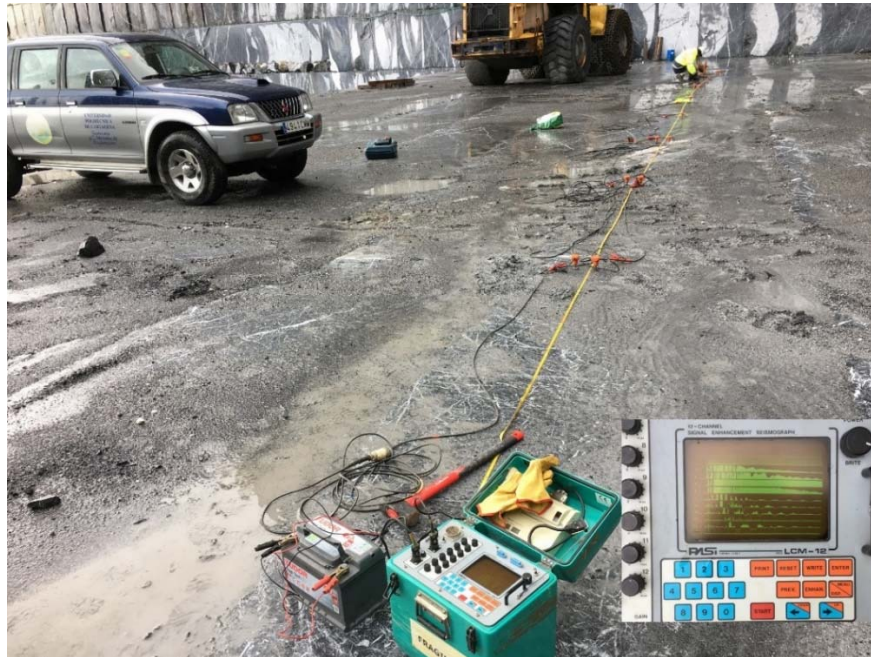
Al tratarse de roca dura, hay que realizar un taladro de fijación, utilizando anclajes mecánicos y empleando además resina epoxy para garantizar la sujeción. El cilindro lleva un agujero pasante que permite atornillarlo al anclaje a ras de suelo para que no se produzca el cabeceo. Al terminar las medidas se puede desenroscar y queda el espárrago roscado para posibles nuevas medidas.

Los aparatos empleados son los modelos Blasmate III y Minimate, de la casa InstanTel. Son muy robustos y permiten el almacenamiento de múltiples eventos y salida de datos al ordenador. En el terreno hay que configurar el impulso umbral de registro (Trigger) que es la velocidad de vibración detectada en el geófono, a partir de la cual el aparato inicia el registro. Se ha establecido el valor en 0,5 mm/s, lo que resulta suficiente para evitar que la maquinaria active el inicio de las medidas, una vez que el aparato se coloca en modo de espera. El tiempo de registro se puede poner en automático (en tanto en cuanto la señal recibida no descienda del valor umbral).

La densidad de muestreo puede ser ajustada a 1.024, 2.048 y 4.096 (muestras/segundo), lo que permite establecer valores de frecuencia de hasta 400 Hz, en el modo de mayor densidad.

#### **4.2. OBTENCIÓN DE LA VELOCIDAD DE PROPAGACIÓN DE ONDAS SÍSMICAS**

Se utiliza un equipo sismográfico de refracción, con 12 geófonos, lo que permite identificar la onda de presión del primer horizonte, más superficial (fig 4.8.). Se trabaja con geófono iniciador en el punto de disparo y 2 geófonos cada 3 metros, puesto que es el primer tramo de propagación el que contiene las llegadas directas antes de los frentes refractados. El impulso de energía se consigue golpeando una placa con una maza de 8 Kg.



**figura 4.8. Registro de primera llegada para obtener VP (cantera Markina).**

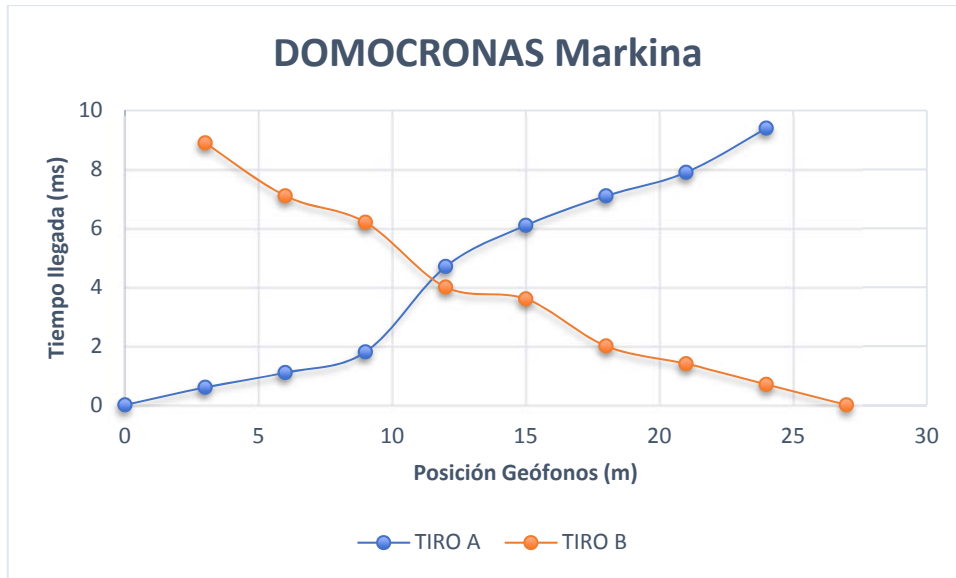
Una vez establecida la línea, replanteando los puntos sobre el terreno, se perforan dos taladros por punto, alojando los geófonos en ellos. Se conecta cada geófono a la línea de registro que los conecta con el sismógrafo. Por último, se almacenan independientemente varios impactos desde cada extremo en el sismógrafo para su interpretación posterior.

Para el caso concreto de la Cantera de Ugartechea en Markina, los geófonos se colocaron cada 3 metros en el segmento de medida, que tenía en total 27 metros, con disparo desde los extremos (0 y 27 m) y registro en todos los geófonos. En la tabla 4.1. pueden verse los resultados obtenidos y en la gráfica de la figura 4.9 las curvas espacio tiempo (domocronas) de cada disparo.

**tabla 4.1. Registros de Refracción tiro normal e inverso (Markina)**

Resultados del tiro normal y recíproco										
geófonos		G1	G2	G3	G4	G5	G6	G7	G8	
posición (m)	0	3	6	9	12	15	18	21	24	27
tiro A (ms)	0	0,6	1,1	1,8	4,7	6,1	7,1	7,9	9,4	
		8,9	7,1	6,2	4	3,6	2	1,4	0,7	0
										tiro B (ms)





**figura 4.9. Domocronas distancia tiempo de primeras llegadas (cantera Markina).**

En ambos tiros se revela la existencia de una junta muy extensa que cruza el segmento de registro entre los geófonos G3 y G4. La velocidad de propagación  $V_p$  se obtiene por la pendiente de las domocronas, eliminando el efecto de salto producido por la grieta. El resultado calculado para este caso fue de 4.423 m/s.

### 4.3. OBTENCIÓN DE LAS PROPIEDADES GEOMECÁNICAS DE LA ROCA

Los valores mecánicos utilizados en este trabajo de investigación son los empleados para los estudios geotécnicos de las canteras en las que se han realizado las pruebas, todos ellos realizados por el Grupo de Geotecnia y Métodos de Explotación de la Universidad Politécnica de Cartagena. Los ensayos de laboratorio también se han realizado en el laboratorio de Geotecnia del Departamento de Ingeniería Minera y Civil de la UPCT.

Dada su condición de ornamental, la roca que pretendemos proteger es una roca compacta y poco diaclasada. En general los valores de resistencia a compresión y espaciamiento entre grietas serán elevados, lo que resulta lógico pues estamos en la zona de mayores calidades de la capa. Tendríamos que ser más conservadores cuando estamos considerando un volumen más importante de roca que está colaborando a la estabilidad de las excavaciones, como en el caso del análisis de un talud final. En ese caso si hemos de considerar, dentro de los parámetros de calidad de la roca, los peores valores de resistencia y fracturación observados, dado que es precisamente la roca que no se extrae la que queda sujetando las paredes de la excavación.

Las masas de roca, por tanto, se han sometido a ensayos mecánicos en todas las zonas del Estudio. Para obtener las muestras, se han utilizado sondeos de entre 63 y 75 mm. Se han preparado probetas de ensayos de resistencia a compresión uniaxial, calculando módulos de Young y de Poisson y resistencia a tracción mediante determinación indirecta (ensayo brasileño), utilizando los procedimientos de las normas UNE 22950 I-II-III.



**figura 4.10. Ensayos mecánicos sobre probetas de roca (cantera Alpi).**

Los valores de tracción indirecta de la matriz de roca obtenidos se encuentran normalmente en el rango típico de 5-10 % de la resistencia a compresión.

Es interesante asignar también un índice de calidad GSI (Marinos y Hoek, 2000), lo que permite entrar luego en el cálculo de la envolvente y los parámetros generales del macizo de roca (Hoek et al, 2002). El valor de índice de resistencia geológica GSI (0-100), se obtiene de la gráfica patrón (figura 4.11) diseñada por sus autores, identificando en ella el punto que mejor se corresponde con las observaciones de campo y teniendo en cuenta los siguientes criterios a la hora de asignar una calificación al estado de las juntas:

MUY BUENA: superficies rugosas y sanas.

BUENA: superficies rugosas, ligeramente meteorizadas y teñidas de óxido.

MEDIA: superficies lisas y moderadamente meteorizadas y alteradas.

MALA: superficies con espejos de falla y altamente meteorizadas, con rellenos de fragmentos angulares o con recubrimientos compactos.

MUY MALA: superficies con espejos de falla y altamente meteorizadas, con rellenos de arcillas blandas.



figura 4.11. Gráfica de asignación del valor GSI (Hoek y Marinos,2000).

En la figura 4.11. aparece además la zona que define la situación de los mármoles y calizas marmóreas explotadas (Trigueros, 2006), de forma que en la parte de la capa de mejor aprovechamiento encontraremos valores de entre 70 y 85 GSI.

El valor de GSI es un poco subjetivo, y se trabaja con un valor medio, pudiendo ser normales en la explotación de la capa variaciones del 10%. Por ese motivo los intentos por establecer una relación en las leyes de amortiguación para las vibraciones que involucren a los parámetros mecánicos (resistencia a compresión UCS) y al diaclasado (RQD, GSI o RMR) (Kumar et al, 2016) deben apoyarse en algún elemento de ajuste local de las condiciones generales de la capa, como pudiera ser el valor

de  $V_p$ , incorporando su observación con las medidas. Esto podría considerarse también una mejora metodológica para futuras investigaciones.

#### 4.4. AJUSTE DE LAS LEYES DE PROPAGACIÓN Y AMORTIGUACIÓN

Este aspecto del proceso es el más complejo e importante. Se dispone de un conjunto de registros de vibraciones para diferentes valores de carga  $Q$  (kg) de explosivo en barreno semilla o de carga operante en barrenos de voladura secuenciados. Los registros se han tomado a diferentes distancias  $D$  (m) de los puntos de tiro. La forma general de la relación entre las variables es la de la expresión 3.14.

Entendemos que las velocidades de vibración máximas PPV (mm/s) están relacionadas directamente con la carga  $Q$  (elevada a un exponente  $\alpha$  que debemos ajustar) e inversamente con la distancia  $D$  (elevada a un exponente  $\beta$  que también tendremos que ajustar). Además, disponemos para la adaptación de otra constante  $K$  que participa en el proceso de ajuste.

Convirtiendo, como paso previo, la expresión [3.14] en una expresión de logaritmos:

$$\log \text{PPV} = \log K + \alpha \log Q + \beta \log D \quad [4.3.]$$

Existen tres formas de realizar ese ajuste:

Ajuste multivariante.

Ajuste basado en la DR.

Ajuste parcial para valores  $Q$  constantes.

##### 4.4.1. Ajuste multivariante

La expresión [4.4.] resulta ser una expresión lineal:

$$Y = B_0 + B_1 X_1 + B_2 X_2 \quad [4.4.]$$

En la que,  $Y$  es  $\log \text{PPV}$ ,  $B_0$  es el  $\log K$ ,  $B_1$  es  $\alpha$ ,  $B_2$  es  $\beta$ ,  $X_1$  es  $\log Q$  y  $X_2$  es  $\log D$ .

Partimos de una serie de  $n$  datos de campo  $Y_i$ ,  $X_{1i}$ ;  $X_{2i}$  con sus errores  $U_i$  que nos permiten establecer las relaciones:

$$Y_1 = B_0 + B_1 X_{11} + B_2 X_{21} + U_1 \quad [4.5a.]$$

$$Y_2 = B_0 + B_1 X_{12} + B_2 X_{22} + U_2 \quad [4.5b.]$$

$$\dots/\dots \quad Y_n = B_0 + B_1 X_{1n} + B_2 X_{2n} + U_n \quad [4.5c.]$$

En las que desconocemos los coeficientes  $B_0$ ,  $B_1$  y  $B_2$ . En este proceso, suponemos que las variables  $X_{1i}$ ;  $X_{2i}$  son independientes entre sí, y que los valores  $Y_i$  se distribuyen según una distribución normal, al suponer la componente de error  $U_i \in N(0, \sigma^2)$  una distribución normal de media nula.

Podemos expresar las ecuaciones de forma matricial, con todas las medidas de campo y el vector de residuos  $U$ , lo que nos permite aplicar la minimización del error por “mínimos cuadrados” con ecuaciones análogas a la regresión lineal para dos variables.

$$[Y] = [X] \cdot [B] + [U] \quad [4.6.]$$

$$\begin{pmatrix} Y_1 \\ Y_2 \\ \dots \\ Y_n \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} 1 & X_{11} & X_{21} \\ 1 & X_{12} & X_{22} \\ \dots & \dots & \dots \\ 1 & X_{1n} & X_{2n} \end{pmatrix} \cdot \begin{pmatrix} B_0 \\ B_1 \\ B_2 \end{pmatrix} + \begin{pmatrix} U_1 \\ U_2 \\ \dots \\ U_n \end{pmatrix} \quad [4.7.]$$

Queda un sistema de ecuaciones, en forma matricial:

$$\begin{pmatrix} n & \sum X_{1i} & \sum X_{2i} \\ \sum X_{1i} & \sum X_{1i}^2 & \sum X_{1i}X_{2i} \\ \sum X_{2i} & \sum X_{1i}X_{2i} & \sum X_{2i}^2 \end{pmatrix} \cdot \begin{pmatrix} B_0 \\ B_1 \\ B_2 \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} \sum Y_i \\ \sum X_{1i}Y_i \\ \sum X_{2i}Y_i \end{pmatrix} \quad [4.8.]$$

Que resolvemos invirtiendo la matriz de coeficientes:

$$\begin{pmatrix} B_0 \\ B_1 \\ B_2 \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} n & \sum X_{1i} & \sum X_{2i} \\ \sum X_{1i} & \sum X_{1i}^2 & \sum X_{1i}X_{2i} \\ \sum X_{2i} & \sum X_{1i}X_{2i} & \sum X_{2i}^2 \end{pmatrix}^{-1} \cdot \begin{pmatrix} \sum Y_i \\ \sum X_{1i}Y_i \\ \sum X_{2i}Y_i \end{pmatrix} \quad [4.9.]$$

Ahora disponemos de los parámetros de ajuste  $B_0$ ,  $B_1$ ;  $B_2$ , por lo que podemos calcular los valores de log PPV tras el ajuste, y conocer las desviaciones  $U_i$ .

Estos valores que corresponden según el ajuste son  $Y_i^* = B_0 + B_1 X_{1i} + B_2 X_{2i}$ , y entonces  $U_i = Y_i - Y_i^*$ , será el vector de residuos, tanto menor cuanto mejor sea el ajuste.

La suma cuadrática de errores:

$$SCR = \sum(Y_i - Y_i^*)^2 \quad [4.10.]$$

Y el coeficiente de determinación lineal de Pearson, que nos aporta la bondad del ajuste, se obtiene con las desviaciones cuadráticas respecto al valor medio de los valores ajustados (SCE) y respecto a esas desviaciones con los valores de campo (SCT).

$$SCE = \sum(Y_i - \text{med } Y_i)^2 \quad ; \quad SCT = \sum(Y_i^* - \text{med } Y_i)^2$$

$$R^2 = SCE/SCT \quad [4.11.]$$

En las figuras 4.12 y 4.13 se puede ver el plano de ajuste y la superficie carga-distancia y PPV máximas ajustada.

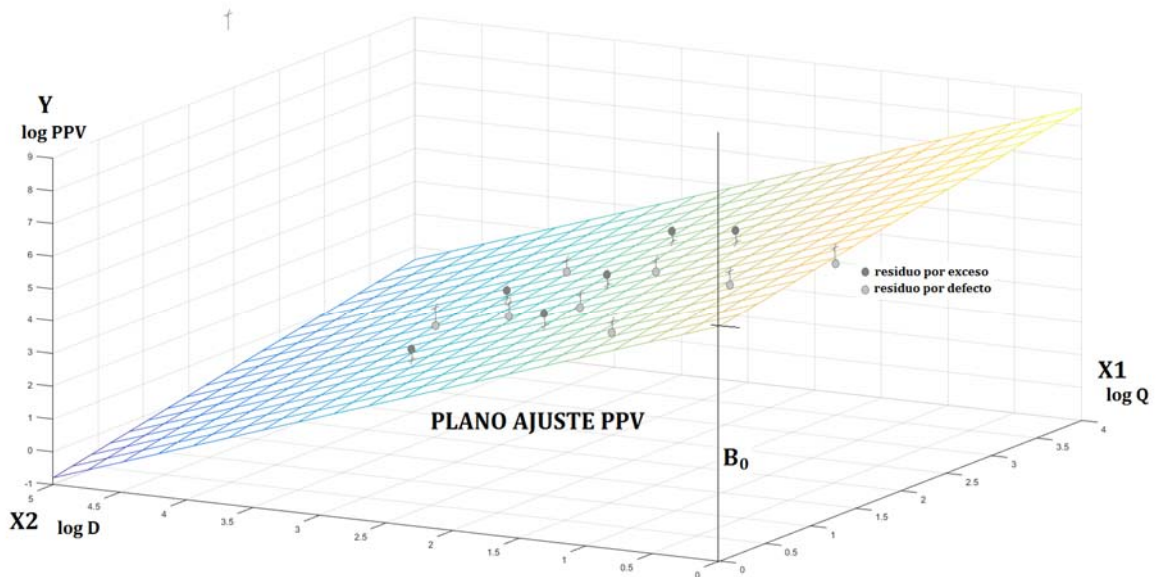


figura 4.12. Gráfica de ajuste multivariante pronóstico de log PPV, en función de log Q y log D.

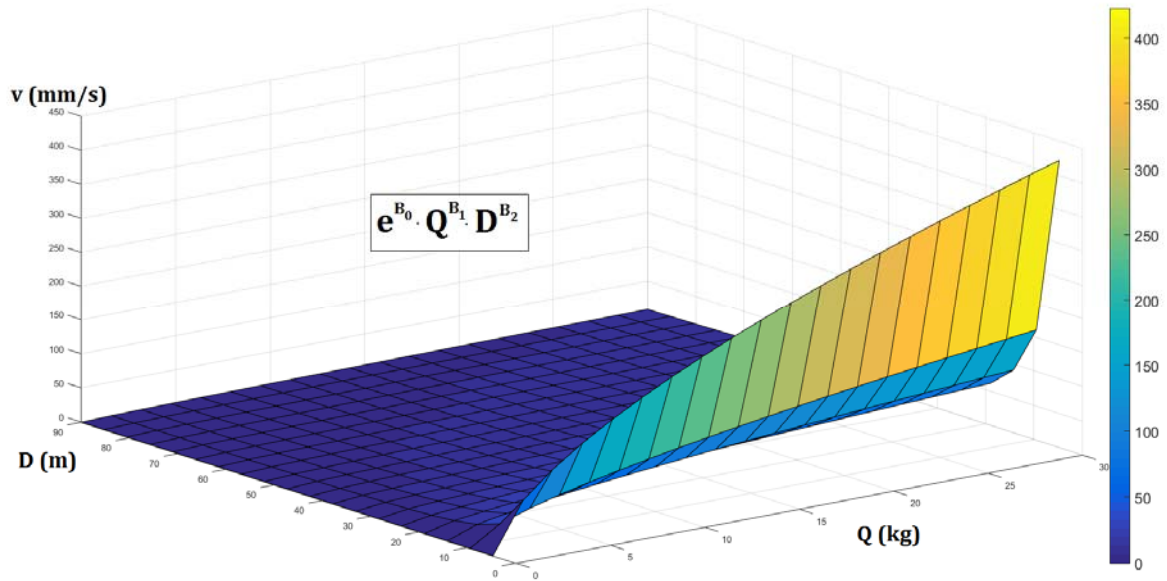


figura 4.13. Gráfica de ajuste multivariante pronóstico de PPV, en función de Q y D.

#### 4.4.2. Ajuste basado en la distancia reducida DR

La mayor parte de los predictores empíricos de la amortiguación de la energía de la explosión a través de la roca, se desarrollan mediante una simplificación de uno de los elementos que figuran en la expresión general [3.14].

De esa forma, la distancia reducida prescinde del ajuste del índice  $\alpha$  que es el exponente que pondera la influencia de la carga, considerando de antemano que existe una relación entre  $\alpha$  y  $\beta$ . Esa hipótesis de simplificación, como veremos, está justificada por que se utiliza en las pruebas una mayor variación de los valores de la distancia D que de las cargas Q.

De entre las relaciones que podemos encontrar (ver capítulo 3), y que proceden de numerosos estudios de ajuste, podemos resaltar los valores más habituales de cuatro de ellas. Se utilizarán todas para el ajuste adoptando finalmente la que mejor se adapte a los datos de campo.

Así, **Ambraseys y Hendron (1968)**, asumen que cuando las cargas producen frentes esféricos la relación entre los índices, la distancia reducida y la recta logarítmica a ajustar es la siguiente:

$$\alpha = -\beta/3 \quad DR = (D/Q^{1/3}) \quad \text{Log PPV} = \log K + \beta \log (D/Q^{1/3}) \quad [4.12.]$$

La norma USBM se apoya en la distancia reducida establecida por **Duvall y Petkof (1959)**, que es la más utilizada y que considera que las cargas producen frentes cilíndricos, la distancia reducida y la recta logarítmica del ajuste es entonces:

$$\alpha = -\beta/2 \quad DR = (D/Q^{1/2}) \quad \text{Log PPV} = \log K + \beta \log (D/Q^{1/2}) \quad [4.13.]$$

La escuela sueca, muy activa en las investigaciones, tiene en **Langefors y Kihlström (1963)**, el modelo de referencia, que se obtuvo en minería subterránea y obras de superficie para los granitos. Considera la distancia reducida a partir de la relación entre los índices:

$$\alpha = -2\beta/3 \quad DR = (D/Q^{2/3}) \quad \text{Log PPV} = \log K + \beta \log (D/Q^{2/3}) \quad [4.14.]$$

El **Estándar Indio (1973)**, por su parte, contempla las siguientes relaciones para el ajuste:

$$\alpha = -3\beta/2 \quad DR = (D/Q^{3/2}) \quad \text{Log PPV} = \log K + \beta \log (D/Q^{3/2}) \quad [4.15.]$$

De manera general, se trata ahora de realizar la estimación lineal dada por:

$$\log \text{PPV} = \log K + \beta \log (DR) \quad [4.16.]$$

En la que damos por supuesto que  $\beta < 0$ .

Ahora la situación es más simple, teniendo una ecuación del tipo:

$$Y = B_0 + B_1 X \quad [4.17.]$$

En la que  $Y = \log \text{PPV}$ ;  $B_0 = \log K$ ;  $B_1 = \beta$ ;  $X = \log (DR)$ ; debiendo determinar, mediante regresión por mínimos cuadrados, los valores  $B_0$  y  $B_1$  que menos error proporcionan entre los datos de campo y los datos de la "recta de regresión".

Emplearemos los datos de campo, que se expresan como:

$$Y_i = B_0 + B_1 X_i + U_i \quad [4.18.]$$

Siendo, de nuevo, la distribución de errores del ajuste  $U_i \in N(0, \sigma^2)$  una distribución normal de media nula.

El valor de  $B_0$  es:

$$B_0 = \frac{\sum(x_i \cdot y_i) - (\sum x_i \cdot \sum y_i)/n}{\sum(x_i^2) - (\sum x_i)^2/n} \quad [4.19.]$$



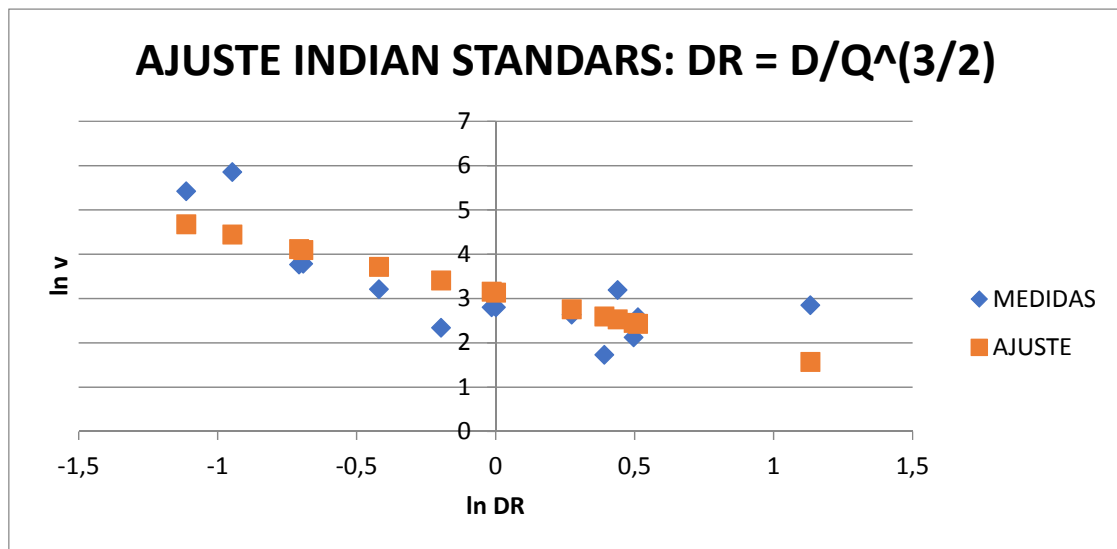
Lo que nos permite conocer el **coeficiente K**:

$$K = e^{B_0} \quad [4.20.]$$

El valor de  $B_1$ , que es el **coeficiente  $\beta$** , se obtiene con la siguiente expresión:

$$B_1 = \frac{\sum(y_i)}{n} - B_0 \cdot \frac{\sum(x_i)}{n} \quad [4.21.]$$

El **coeficiente  $\alpha$**  se calcula a partir de  $\beta$ , según la relación establecida o asumida y que ha establecido la distancia reducida empleada en la regresión lineal.



**Figura 4.14. Recta regresión de ajuste pronóstico de log PPV, en función de log DR.**

En el ajuste mediante el Estándar Indio de la figura 4.14, el valor de  $B_0$  es de 3,14 y  $B_1$  es -1,38, lo que supone los siguientes valores de ley de amortiguación:  $K = e^{3,14} = 23,1$ ;  $\beta = -1,38$  y  $\alpha = -3/2$   $\beta = 2,07$ .

El coeficiente de correlación es  $R^2 = 0,59$ , lo que indica que los datos de campo tienen un ajuste deficiente a esa ley.

#### 4.4.3. Ajuste parcial para valores Q constantes

Esta tercera opción consiste realmente en un doble ajuste, por partes, que sustituye al multivariante, ya que permite obtener los tres coeficientes de la ecuación de propagación realizando dos pasos en la regresión lineal para ello.

En el **primer paso**, consideramos solamente los datos de una serie de tiros con carga constante  $Q_c$ . Será aquella que resulte más interesante, con un número suficiente de datos, correspondiendo a un valor medio y representativo de la carga operante que se utilice o vaya a utilizar.

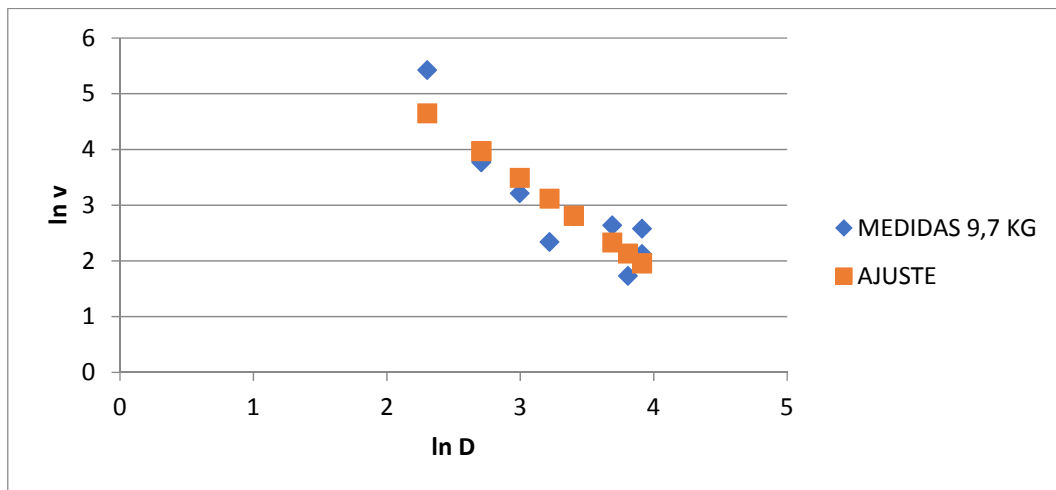
Entonces, a partir de la ecuación general [4.3.], despejando:

$$\log \text{PPV} = (\log K + \alpha \log Q_c) + \beta \log D \quad [4.22.]$$

El primer ajuste por regresión lineal se hace ahora para obtener:

$$\log \text{PPV} = B_{0c} + B_1 \log D \quad [4.23.]$$

O sea que:  $X = \log D$ ;  $Y = \log \text{PPV}$ ;  $B_{0c} = \log K + \alpha \log Q_c$ ;  $B_1 = \beta$



**figura 4.15. Primera recta de regresión de ajuste pronóstico de log PPV, en función de log D, para una carga constante característica  $Q_c = 9,7 \text{ kg}$ .**

Al realizar la primera regresión para un conjunto de datos con una carga constante característica  $Q_c$ , encontramos el valor de  $B_1$  que es el exponente  $\beta$  de la distancia. En este caso de la figura 4.15, el valor obtenido para  $\beta$  es de  $-1,67$  con un coeficiente de Pearson de  $R^2 = 0,80$ .

Realizamos ahora, ya conocido  $\beta$ , sobre la ecuación general [4.7.] los cambios que nos llevan a la igualdad:

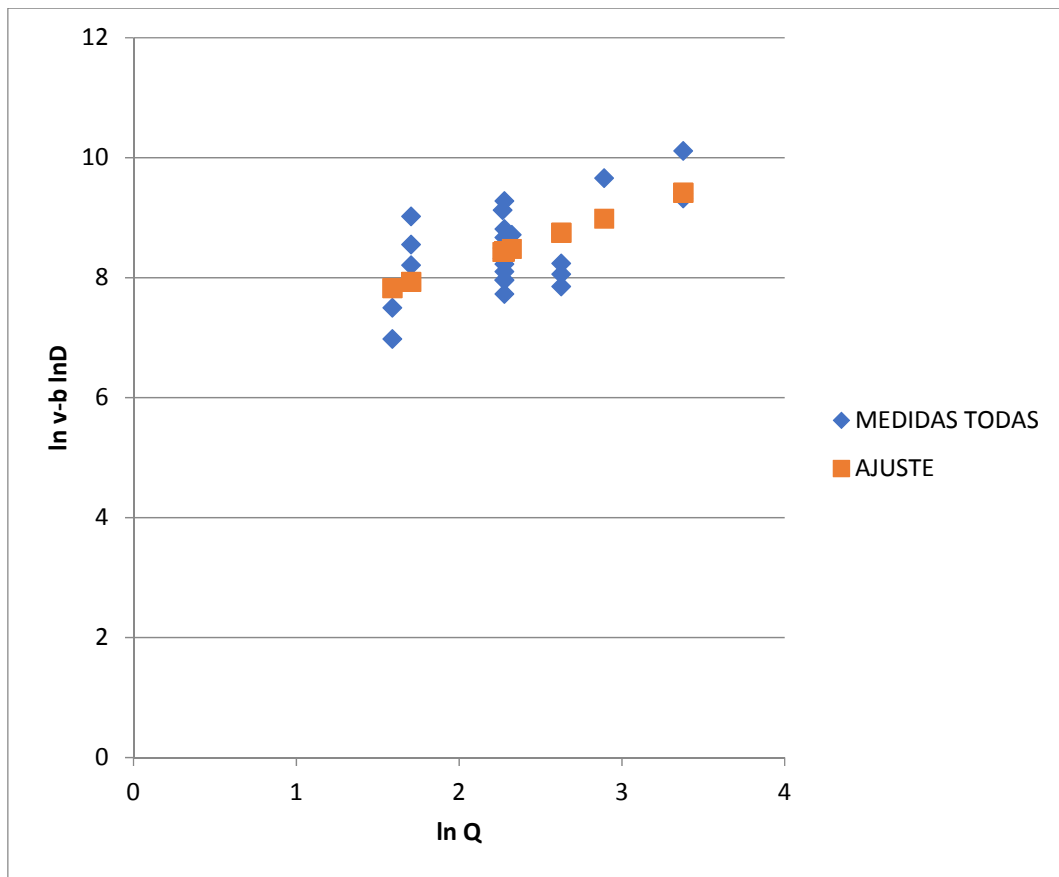
$$(\log \text{PPV} - \beta \log D) = \log K + \alpha \log Q \quad [4.24.]$$

El **segundo ajuste** por regresión lineal se hace ahora para obtener:

$$(\log \text{PPV} - \beta \log D) = B_0 + B_1 \log Q \quad [4.25.]$$

O sea que:  $X = \log D$ ;  $Y = (\log \text{PPV} - \beta \log D)$ ;  $B_0 = \log K$ ;  $B_1 = \alpha$ .

Se utilizan ahora todos los datos de las mediciones, obteniendo el coeficiente  $\alpha$  y la constante K de la ecuación general.



**figura 4.16. Segunda recta de regresión de ajuste del valor  $(\log \text{PPV} - \beta \log D)$ , en función de  $\log Q$  para todos los datos.**

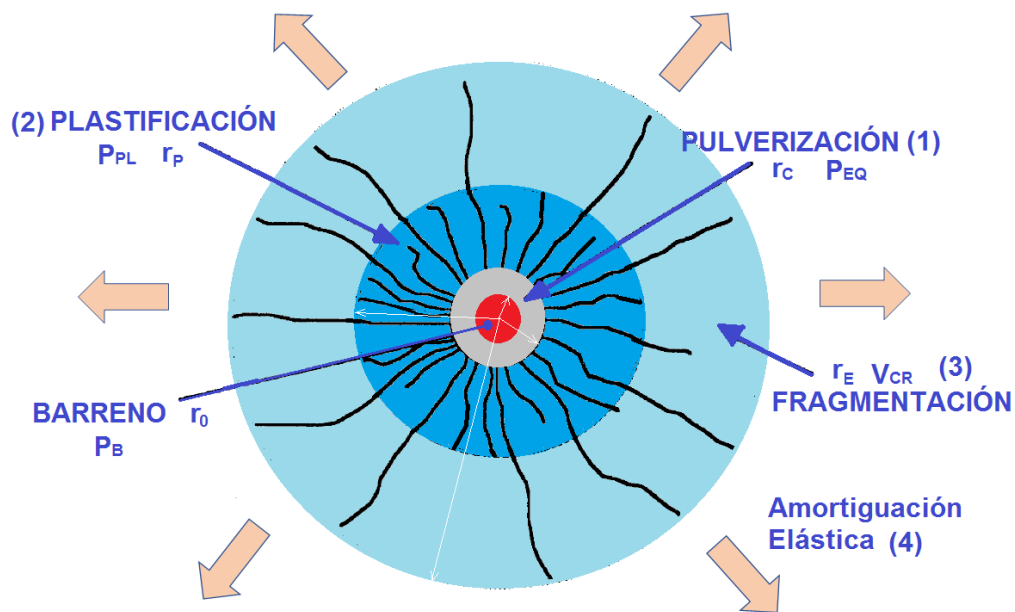
En el ejemplo de la figura 4.16, los valores ajustados en la recta de regresión son  $K = 609,6$  y  $\alpha = 0,89$  con un coeficiente de Pearson de  $R^2 = 0,39$ , muy bajo. Podemos ver la dispersión de los datos en Y, que además corresponden a un conjunto de 6 diferentes cargas operantes

#### 4.8. CÁLCULO DE LA VELOCIDAD DE VIBRACIÓN LÍMITE. ANÁLISIS ELÁSTICO

##### 4.8.1. Estados de la roca en la zona de voladura

Los efectos de la voladura en la proximidad del barreno pueden simplificarse considerando la aparición de 4 zonas, con niveles de presión tales que se originan procesos de deformación y rotura diferenciados. Estas zonas serán, desde el centro del agujero, en sentido radial creciente, las zonas de: pulverización, plastificación, fragmentación y amortiguación elástica (figura 4.17).

En las proximidades del barreno, ya se comentó en el capítulo 3, la existencia de una primera zona, la **zona de pulverización**, que es una zona de algunos centímetros en la que la presión del barreno  $P_b$  se reduce hasta una presión de equilibrio  $P_{eq}$ . Vimos también que se han investigado los valores de esa presión de equilibrio, encontrando su relación con ciertas variables, tal como establece la ecuación [3.2.], y sobre todo tiene importancia la relación entre dichas variables y el radio de pulverización  $r_c$  que define el inicio de la zona de plastificación.



**figura 4.17. Efectos de la voladura alrededor del barreno, esquema de zonas características.**

La **zona de plastificación**, que se extiende unos pocos decímetros, se caracteriza por una intensa rotura radial de la roca. Esta rotura se produce como si de un recipiente cilíndrico de roca a presión se tratara. Internamente la presión es  $P_{eq}$  y externamente, a una distancia dada por el radio de plastificación  $r_p$ , esa presión es la de plastificación  $P_{pl}$ .

La aureola de plastificación está condicionada a la resistencia a tracción de la roca, ya que dicha resistencia aparece circunferencialmente superada, rompiéndose la roca por un importante conjunto de grietas radiales. Así, puede considerarse válida, al final de la zona plastificada, cuando  $r = r_p$ , la ecuación [4.26.], correspondiente a la tensión que aparece en un recipiente a presión, con una presión interna  $P_{eq}$  y otra externa  $P_{pl}$ . Aquí suponemos que la tensión es igual a la resistencia a tracción de la roca  $\sigma_t$ , lo que determina el radio  $r_p$ .

$$\sigma_t = \frac{2 P_{eq} r_C^2 - P_{pl} (r_P^2 + r_C^2)}{(r_P^2 - r_C^2)} \quad [4.26.]$$

La ecuación permite modelizar el tránsito de presiones, conociendo el nivel alcanzado al final de la zona plástica. Para ello, despejando, obtenemos la ecuación [4.27.] que hace posible el conocimiento de la presión  $P_{pl}$  si conocemos la extensión de la zona de plastificación.

$$P_{pl} = \frac{2 P_{eq} r_C^2 - \sigma_t (r_P^2 - r_C^2)}{(r_P^2 + r_C^2)} \quad [4.27.]$$

Esa presión de plastificación calculada es la que recibe la **zona de fragmentación**, en la que las grietas radiales se desarrollan, cuando los gases penetran en dichas grietas a la presión  $P_{pl}$  y conectan con las diaclasas en las que estos pueden expandirse, separando los bloques de roca, si el movimiento es posible. Esta zona también puede ser fragmentada a causa de la onda de detonación, que hace vibrar las partículas de roca, excediendo en algunos puntos el nivel crítico de vibración.

Cuando ese nivel de vibraciones, en el entorno del barreno, desciende por debajo de la velocidad de vibración crítica  $V_v$ , nos encontramos en la **zona de amortiguación elástica**.

#### 4.8.2. Análisis Elástico y Velocidad de vibración límite

En la zona de amortiguación elástica el efecto vibratorio se propaga mediante ondas sísmicas longitudinales, transversales y superficiales (P, S, R y L).

Al paso de dichas ondas, las vibraciones someten a la estructura de la roca a una serie de tensiones que están en relación con las velocidades de propagación  $V_P$  y  $V_S$  y con las de vibración  $V_V$ , y con los módulos elásticos de la roca  $E$  y  $\nu$ , según las expresiones [4.28.], [4.29.] y [4.30.].

En concreto, las tensiones provocadas en la roca a causa de las ondas longitudinales son tensiones de compresión/dilatación y se demuestra que:

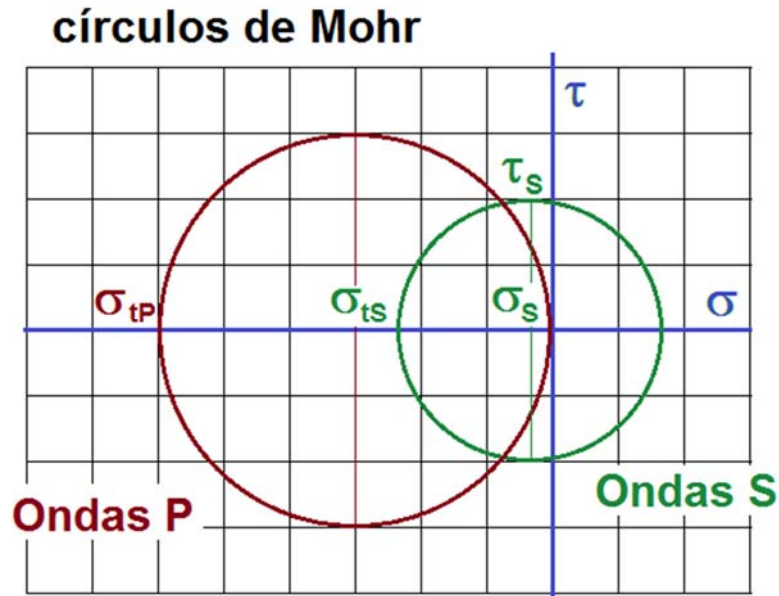
$$\sigma_x(P) = E \frac{V_V}{V_P} \quad [4.28.]$$

Las vibraciones ocasionadas por los trenes de onda transversales se producen ahora en un plano de vibración (bidimensional), tendremos un esfuerzo combinado de dilatación y cizalladura, cuya magnitud combinada puede conocerse a través de las ecuaciones de las tensiones.

$$\sigma_x(S) = E \left( \sqrt{1 + \left(\frac{V_V}{V_S}\right)^2} - 1 \right) \quad [4.29.]$$

$$\tau_{xy}(S) = \frac{E}{2(1+\nu)} \cdot \frac{V_V}{V_S} \quad [4.30.]$$

Llevando los círculos de Mohr, correspondientes a estas magnitudes de tensión generadas por las ondas P y S, a la gráfica ( $\sigma - \tau$ ) correspondiente (figura 4.18), observamos la situación relativa de los círculos para valores normales de los parámetros de velocidades y módulos encontrados en las rocas.



**figura 4.18. Tensiones ocasionadas por las ondas P y S en la zona de amortiguación elástica.**

Considerando, por ejemplo, una roca ornamental con un módulo  $E = 30 \text{ GPa}$ , un coeficiente de Poisson  $\nu = 0,25$ , una resistencia a tracción  $\sigma_t = 5 \text{ MPa}$ , y una densidad  $\rho = 2,6 \text{ t/m}^3$ , utilizamos la expresión [4.31.] de corrección del módulo a módulo dinámico (Eissa y Kazi, 1988), y consideramos las velocidades de propagación sísmicas en función de los módulos, calculadas con las expresiones [3.3.] y [3.4.], que serían  $V_p$  y  $V_s$  de  $3977 \text{ m/s}$  y  $2126 \text{ m/s}$  respectivamente.

$$E_d = \frac{(E-1,05)^{1,3}}{\rho} = 30,6 \text{ GPa} \quad [4.31.]$$

En la tabla 4.2. se dan los resultados de las tensiones de tracción ocasionadas por las ondas P y S calculadas en base a las ecuaciones [4.28.], [4.29.] y [4.30.], para los valores del ejemplo.

**tabla 4.2. Tensiones de tracción ocasionadas por los trenes de ondas P y S para el ejemplo.**

$V_v \text{ mm/s}$	50	100	200	400	800
$\sigma_t \text{ (P) MPa}$	0,38	0,75	1,50	3,00	6,00
$\sigma_t \text{ (S) MPa}$	0,25	0,50	1,00	2,00	4,00

Tal como se refleja en los resultados, que llevarían a una situación similar a la de la figura 4.18, la acción combinada del esfuerzo normal y del cizallante de las ondas S provoca tensiones inferiores a las de las ondas P, por lo que son los efectos de estas últimas los que pueden provocar la plastificación de la roca, y esta ocurrirá cuando se supere la menor de las resistencias que es la resistencia a la tracción.

Para conocer los niveles de velocidades de vibración que conducen a superar el período elástico, basta, por lo tanto, con despejar en la ecuación [4.28.] y sustituir la tensión de la onda longitudinal por la resistencia a tracción, lo que nos lleva a la expresión [4.32.].

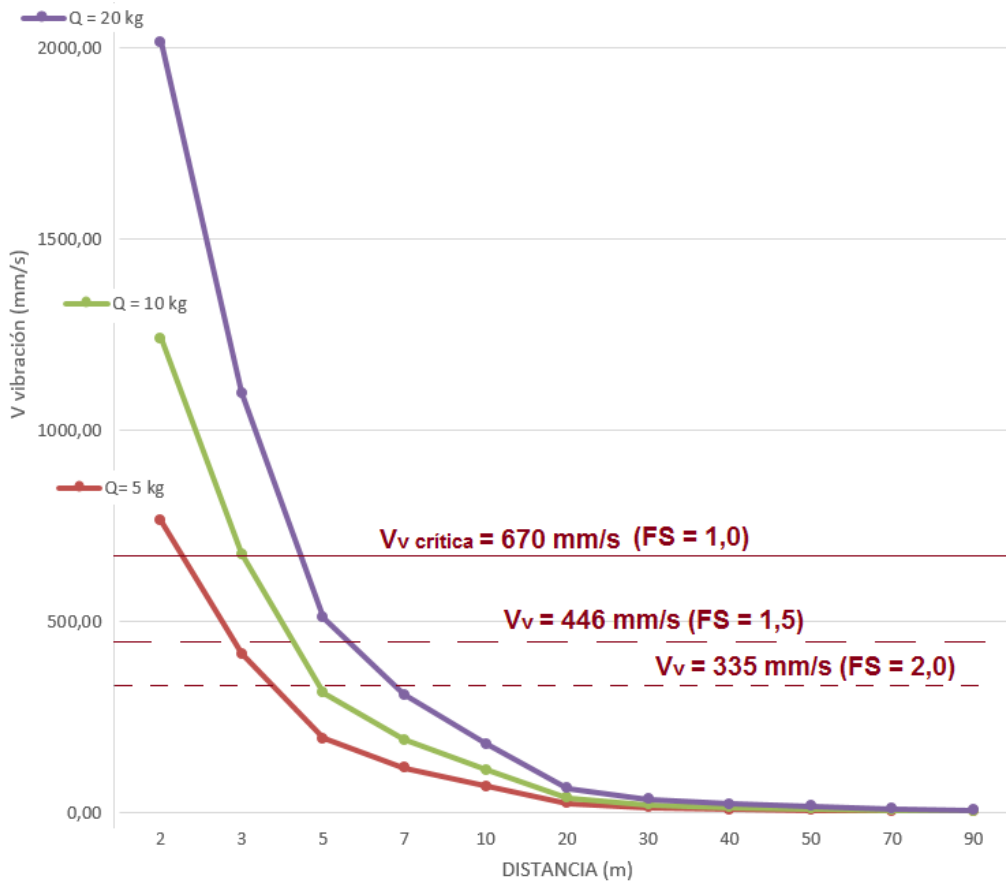
$$V_V = \frac{\sigma_t V_P}{E} \quad [4.32.]$$

El resultado, para la roca ornamental ejemplo, con una resistencia a la tracción de 5 MPa, es de 670 mm/s. Esta es la velocidad de vibración crítica, por encima de la cual la roca se agrieta, y que marca la división entre la zona de fragmentación y la zona de amortiguación elástica. Es por lo tanto el límite de la zona de fragmentación.



#### 4.9. CONTROL DEL DAÑO SOBRE LA ROCA. COEFICIENTES DE SEGURIDAD FS

Con todos los cálculos que se han realizado, llegamos a la etapa final que completa la metodología, que consiste en definir sobre las curvas carga-distancia las regiones de daño, con el establecimiento de criterios de daño en base a factores de seguridad.



**figura 4.19. Velocidad crítica y criterios de daño según FS sobre las gráficas Q-D.**

Hemos supuesto una ley de amortiguación con  $k = 700$ ,  $\beta = 1,5$  y  $\alpha = 0,7$ , introduciendo en la figura 4.19. los valores de velocidad del ejemplo.

En definitiva, para establecer los criterios de daño, ponemos en relación las leyes de propagación con las velocidades críticas, pudiendo conocer para cada distancia  $D(m)$  la carga máxima carga que podemos emplear como carga operante  $Q$  (kg) que no produce daño y con un determinado nivel de seguridad impuesto FS.

Siguiendo con el ejemplo, una carga operante de 20 kg no debe ocasionar daño a más de 4,7m., y aplicando un FS según la velocidad crítica, la ausencia de daño se garantiza por encima de los 5,9 m. para un FS = 1,5 y por encima de los 6,8 m. si el FS = 2,0.

Y de forma general, para cualquiera de las leyes de ajuste, la distancia mínima a partir de la que no se produce daño, se calcula mediante la expresión [4.33.] que resulta inmediata.

$$D = \left( \frac{K \cdot Q^\alpha}{V_v / FS} \right)^{1/\beta} \quad [4.33.]$$

Hemos de realizar algunas reflexiones y consideraciones a la vista de este proceso final de la metodología:

Las gráficas de amortiguación se realizan con medidas provenientes de puntos relativamente distantes, ya que los geófonos se saturan para valores de velocidad de vibración de unos 250 mm/s. y no pueden emplearse al inicio de la zona de amortiguación elástica.

Este es uno de los puntos a optimizar a la hora de realizar otras investigaciones que persigan el conocimiento del daño a la roca, en las que los datos próximos a la zona de rotura son de gran importancia. En este sentido, algunos investigadores (Esen et al, 2003; Onederra y Esen 2004) utilizan acelerómetros especiales con osciloscopios que permiten integrar la señal (con registros en  $\mu s$ ) para conseguir velocidades de hasta 8.000 mm/s.



## CAPÍTULO 5. APLICACIÓN y RESULTADOS

El trabajo de campo ha sido fundamental para el desarrollo de la investigación, habiendo resultado bastante complejas las cuestiones logísticas para el desarrollo de las medidas. Por un lado, es necesario disponer de una cantera en la que exista interés por efectuar el estudio y por otro hay que coordinar bien los trabajos de perforación y voladura con la Dirección Facultativa de forma que se pueda replantear de forma previa la colocación de los geófonos y las perforaciones para alojar el explosivo en las pruebas. Además, las voladuras en la propia capa no son usuales, utilizando en la mayor parte de los casos “levantes” previos que inhabilitan el procedimiento de medida.

Los primeros datos empleados se obtuvieron en el año 2004, para la empresa TOMÁS GARCÍA, TRANSPORTES Y EXCAVACIONES, S.L., en la capa de areniscas de piedra Bateig en Novelda. El estudio realizado para la empresa, a petición de esta, permitió establecer la Metodología General.

No obstante, los principales datos, utilizados de forma concreta para los cálculos y el análisis de este trabajo, proceden de la capa de caliza marmórea de Monte Coto en Pinoso. El conjunto fundamental de las observaciones se ha obtenido en la cantera de la empresa ALPI, S.L., durante los años 2014 a 2016, ya que estaba interesada en realizar un estudio que permitiera simplificar las operaciones de corte previo en los primeros metros de excavación para entrar en la capa. De forma complementaria, en otra zona de esta misma capa, a lo largo de 2017, se han obtenido también varios datos de la empresa MARCOTSA, con algunas voladuras situadas en el estrato suprayacente del techo de la capa, unas calizas margosas que existe la necesidad de eliminar por encontrarse como recubrimiento de la roca ornamental.

Se han analizado también los datos de otros trabajos recientes en los que se daba la circunstancia de que la voladura se producía en la propia capa de roca ornamental. Son datos relacionados con estudios en los que ha participado el equipo de investigación de Geotecnia y Métodos de Explotación. Así, en la cantera de la variedad Gris Deba que explota la empresa Zeleta S.L. en la población de Itziar (Guipúzcoa), aprovechando los controles de vibraciones de una zona de talud final deslizado en 2012, se realizaron 4 voladuras dentro de la capa para disponer de registros próximos, con dos sismógrafos por registro.

En la cantera Ugartechea, de la variedad Negro Markina de la empresa Canteras de Markina, S.L., en la voladura para saneo de una parte a contrapendiente se instalaron, en el mes de diciembre de 2017, 3 geófonos, muy próximos a la pega, para medir las vibraciones.

Para completar los estudios, se ha tenido también acceso a los datos de un informe de vibraciones realizado por la Universidad de Cantabria en 2015, para conocer el impacto sobre las cuevas de Urdax de la actividad de Mármoles del Batzán en la cantera de Alkerdi (Navarra). En este estudio se emplearon, como veremos, cargas operantes muy bajas para la distancia de colocación de los geófonos.

### **5.1. CASO 1. ARENISCA PIEDRA BATEIG. (Caso 1)**

Se trata de una cantera de arenisca gris (biocalcarenita), situada en la población de Novelda (Alicante) explotada como roca ornamental (empleada en el interior de la catedral de la Almudena de Madrid).



***figura 5.1. Frente de cantera en Bateig***

Las labores de preparación exigen un desmonte importante de los primeros 30 metros, hasta llegar a la roca sana, existiendo en el momento del estudio la oportunidad de aprovechar esta extracción para servir como árido destinado al puerto de Alicante. Se realizó el estudio como paso previo para garantizar la ausencia de daño a las canteras limítrofes, en la misma capa sometida a voladura.

El método de explotación utilizado es el clásico de roca ornamental caliza y mármol, empleando rozadora para corte inferior e hilo diamantado en cortes lateral y dorsal. La producción de la cantera es pequeña, trabajando sobre pedido con producciones de 2.000-3.000 m<sup>3</sup> por año.

Dado que se deseaba un conocimiento del máximo nivel de vibraciones que ocasiona el daño, las voladuras de prueba para obtener la ley de propagación se realizaron con las cargas garantizadas por unos cálculos previos, cumplimentados con el rango de valores propios de la roca, pero situándonos en el extremo más desfavorable:

Módulo de elasticidad para las areniscas, E: 45.000 MPa – 110.000 MPa (Jiménez Salas, 1990).

Resistencia a compresión para las areniscas,  $\sigma_c$ : 80 – 100 MPa (Jiménez Salas, 1990 y ensayos de Piedra Bateig AIDICO).

Velocidad de propagación del frente de ondas en una arenisca,  $V_p$ : 2.000 – 5.000 m/s (Telford et al., 2004).

Se adoptó un valor de la resistencia a tracción de  $\sigma_t$  de 40 kg/cm<sup>2</sup> ya que este valor suele estar comprendido entre un 5% y un 10% del valor de la resistencia a compresión, que en realidad como veremos, tras los ensayos mecánicos, estaba muy por debajo de los valores considerados.

Una vez realizados los trabajos de campo se pudo comprobar que la masa de roca en banco es bastante compacta, con algunas juntas de estratificación abiertas y otras fracturas subverticales muy espaciadas. El GSI se considera en el intervalo 80 a 90. Se realizaron ensayos uniaxiales de resistencia a compresión con obtención de módulos de Young y de Poisson, siendo bastante constantes los valores mecánicos, por lo que se considera una roca bastante homogénea.

**tabla 5.1. Valores geomecánicos medios de la Arenisca Bateig**

E MPa	$\sigma_c$ MPa	$\sigma_t$ MPa	$\nu$
19.750	34,5	1,7	0,20

La velocidad de propagación de la onda sísmica se midió mediante el método de sísmica de refracción, con una maza y 12 canales de registro, detectando las primeras llegadas. Se obtuvieron valores medios de 3.070 m/s en la propagación afectada por la estratificación, con registros orientados en la dirección de buzamiento y de 4.040 m/s para los tiros orientados según el rumbo, que no se ven afectados por aquella. Por la posición de la cantera en relación con la piedra a la que se refería el estudio, fue la primera velocidad la utilizada en los cálculos, lo que sitúa los resultados en una zona más segura.



**figura 5.2. Resultado de la voladura de prueba en Bateig**

Aplicando estos datos, si en la ecuación despejamos la velocidad de vibración, y sustituimos el módulo E por el valor de los ensayos, y la tensión de la onda longitudinal por la resistencia a tracción obtenida, así como la velocidad media de propagación de menor valor (más dañina), calculamos la velocidad de vibración crítica que produce la onda longitudinal para romper la roca [4.32.].

$$V_v = \frac{\sigma_t V_p}{E} = \frac{1,7MPa \cdot 3,07 \cdot 10^6 mm/s}{19.750 MPa} = 264,25 mm/s$$

Para finalizar, se realizó un estudio de vibraciones con objeto de disponer de la ley de amortiguación. Se trabajó con una carga y tres distancias, empleando la distancia reducida clásica de USBM  $DR=(D/Q^{1/2})$ . Ajustando luego los valores de los coeficientes:

$$K = 339 \quad \beta = -1,14 \quad \alpha = 1,03$$

Obteniendo la curva carga distancia expresada por la ecuación:

$$v = \frac{339}{D^{1,14}} \cdot Q^{1,03} \quad [5.1.]$$

A continuación, para que la velocidad crítica obtenida sirviera como criterio para evitar el daño a la roca, se adoptó un valor de FS=2, de forma que será la mitad de la velocidad de vibración crítica la que admitimos como velocidad de vibración máxima, es decir  $V_v = 132$  mm/s. Introduciendo ese valor en la ecuación [5.1.] y operando, se llega a establecer una tabla de valores de carga seguros para cada distancia a proteger (tabla 5.2).

**tabla 5.2. Valores máximos de carga para cada distancia, con FS =2 en la Arenisca Bateig**

D (m)	Q max (kg)
50	30,8
100	66,6
150	104,4
200	143,7
250	184,1

## 5.2. CALIZA CREMA MARFÍL, MONTE COTO. (Caso 2)

El Monte Coto, situado en Pinoso (Alicante), constituye la principal concentración de explotaciones de calizas marmóreas de Europa, habiendo llegado a producir más de 500.000 m<sup>3</sup> de bloques de roca al año. La explotación de Alpi, en su sector oriental y la cantera Marcotsa en la parte central, tienen capacidades de producción por encima de los 30.000 m<sup>3</sup>.

La capa que se explota ocupa la vertiente sur de la ladera (figura 5.3), con buzamiento de unos 60° y espesor de hasta 100 metros. Se trata de una capa de caliza nummulítica muy compacta con una mayor densidad de fracturas en los niveles más elevados y superficiales, que van desde las cotas superiores (865 metros) hasta los 740 metros. Al descender las labores por debajo de la cota 720/740, se genera un contratalud en calizas margosas, concordantes en el techo de la capa, y con un espesor también de más de 100 metros (ver esquema de explotación, figura 5.4.)



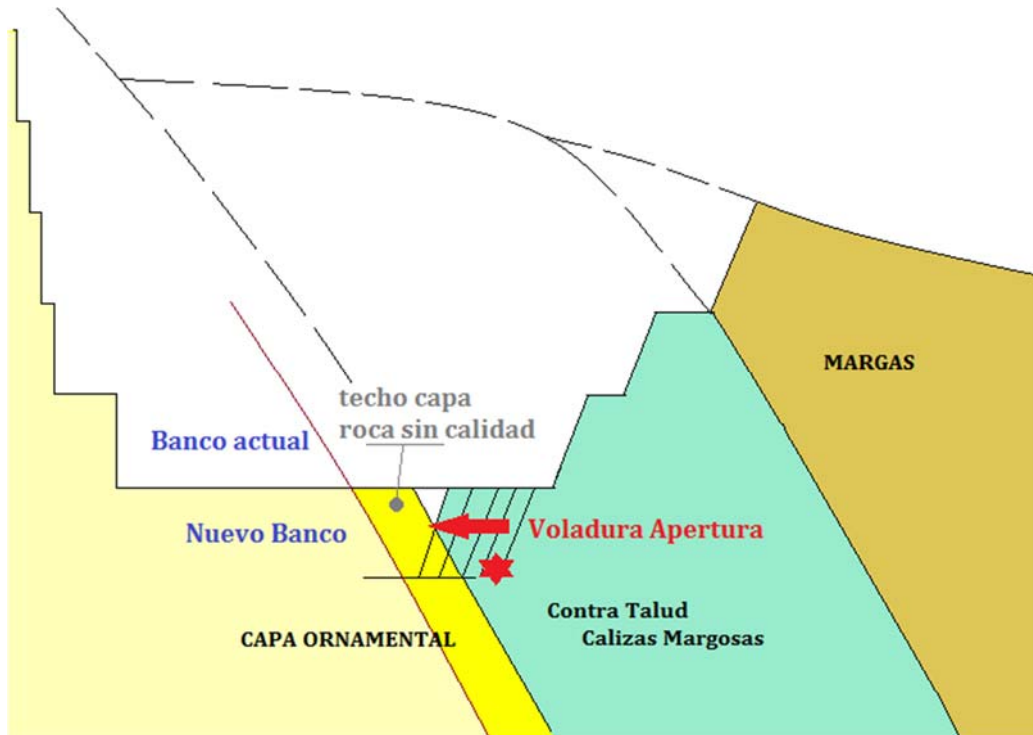
Se ha estudiado la capa en dos zonas de explotación, correspondientes a las canteras de las empresas Alpi y Marcotsa. En la primera de ellas, Alpi, se han realizado el núcleo fundamental de los trabajos de esta investigación, y en la segunda algunas medidas de contraste dado que estamos en la misma capa.



***figura 5.3. Monte Coto, desde el este. En primer término, Cantera de ALPI.***

La explotación de la cantera es convencional, aplicando un laboreo mediante voladuras de desmonte, maquinarias de corte (hilo diamantado y rozadora) y martillos perforadores para fragmentación de bloques primarios. La maquinaria de transporte está constituida por palas y volquetes.

El aprovechamiento en capa es muy bajo, llegando a estar en el intervalo 15-20%, lo que encarece el laboreo de forma importante, también por los costes relacionados con las escombreras.



**figura 5.4. Esquema de explotación del Monte Coto.**

Como podemos observar en el esquema de Monte Coto (figura 5.4.), en la zona más alta de la capa, las explotaciones comenzaron sin recubrimiento, encontrándose las juntas más abiertas y rellenas. Ya por debajo del contacto con las margas, hacia el valle, el recubrimiento es cada vez de mayor altura, lo que exige un contratalud en los materiales de techo para poder atacar la roca por debajo del nivel de valle, a cotas cada vez menores.

Así, una circunstancia del Monte Coto es la necesidad de desmontes previos y la evolución continua hacia ratios estéril mineral crecientes. La apertura de nuevos bancos supone entonces una excavación del contratalud en estéril, que se realiza mediante perforación y voladura convencional.

El continuo aumento en los costes lleva a los explotadores a intentar una mejora de los procedimientos, y en ese sentido, la dirección técnica de la empresa ALPI planteó la posibilidad de realizar el acceso a la capa sin interrumpir las voladuras, dado que los primeros 20 m. de su techo no tienen calidad ornamental.

La creencia de que las voladuras en el interior de la capa pueden dañar la roca con aparición de grietas y fisuras, estaba extendida por las empresas explotadoras del Coto, de forma que existía la norma de no emplear estas voladuras sin realizar levantes previos, que evitaran el daño de los explosivos a la roca remanente.

### 5.2.1. Valores geomecánicos

Se dispone de los resultados de gran cantidad de ensayos mecánicos realizados sobre la roca (Trigueros y Alcaraz, 2014), en los que se midió la deformación previa a la rotura para conocer sus módulos elásticos, tanto en los laboratorios de la Universidad Politécnica (figura 5.5) como en los laboratorios del Centro Tecnológico del Mármol. Se realizaron también ensayos brasileños de medida indirecta de la resistencia a la tracción.



*figura 5.5. Probetas para ensayos mecánicos MARCOTSA. Ensayo uniaxial con módulos.*

Los valores medios de los ensayos aparecen en la tabla 5.3., presentando un buen comportamiento mecánico la roca, como debe esperarse de una buena roca ornamental.

**tabla 5.3. Valores geomecánicos medios de la Caliza crema Monte Coto**

<b>E MPa</b>	<b><math>\sigma_c</math> MPa</b>	<b><math>\sigma_t</math> MPa</b>	<b><math>\nu</math></b>
37.200	88,0	4,7	0,30

El diaclasado de la capa es variable entre 70 y 80 GSI, pero en la zona de las pruebas, las diaclasas son menos numerosas y están cerradas, por lo que pueden establecerse valores medios de GSI = 80, estando por encima del valor asumido para el talud de explotación a la hora de calcular su estabilidad, ya que pueden aparecer zonas de mayor densidad de diaclasado a lo largo de este.

### 5.2.2. Velocidad de propagación de las ondas sísmicas

Los registros de velocidades de propagación, mediante el método de sísmica de refracción, dieron un valor medio para el tren longitudinal  $V_p = 3.700$  m/s, un valor inferior al que cabría esperar si se calcula a partir de los módulos, que estaría en 4.375 m/s, lo que puede deberse al diaclasado. Parece conveniente corregir al alza este valor, adoptando un valor de 4.000 m/s para los cálculos, ya que en la ecuación [4.32.] esta magnitud afecta de forma directa a la máxima velocidad de vibración que la roca puede soportar sin daño.

### 5.2.3. Registro de vibraciones y obtención de la ley de amortiguación específica USBM

Todos los datos relacionados con el trabajo de campo desarrollado para disponer de los registros de vibraciones se han incluido en el ANEXO de registros. En la figura 5.6. podemos ver la posición de todos los registros válidos, que figuran en la tabla 5.4. La recta de regresión del ajuste mediante la distancia reducida USBM (figura 5.7.) conduce a unos resultados de la ley de amortiguación:

$$K = 404 \quad \beta = -1,42 \quad \alpha = 0,71, \text{ con } R^2 = 0,75$$

**tabla 5.4. Registros de PPV en las voladuras del Monte Coto**

<b>DISPARO</b>	<b>Q carga operante (Kg)</b>	<b>D distancia (m)</b>	<b>PPV (mm/s)</b>
A5	5,5	5	350
A20	5,5	20	24,4
A40	5,5	40	17,3
B15	9,65	15	44,2
B30	9,65	30	16,5
B50	9,65	50	13,2
C25	13,83	25	11,8
C40	13,83	40	6,6
C60	13,83	60	4
D47	29,25	47	19,3
D62	29,25	62	11,2
D82	29,25	82	15,5
E15	9,75	15	43,4
E30	9,75	30	16,5
E50	9,75	50	8,38
F10	9,75	10	227
F25	9,75	25	10,4
F45	9,75	45	5,65
G20	9,75	20	24,9
G40	9,75	40	14
H8	4,9	11,7	29,46
H12	4,9	7,8	34,5
J10	9,75	11,7	46,74
J15	9,75	15	49,78
J20	9,75	20	19,05
K50	10,2	50	8,76
L120	18	120	5,21

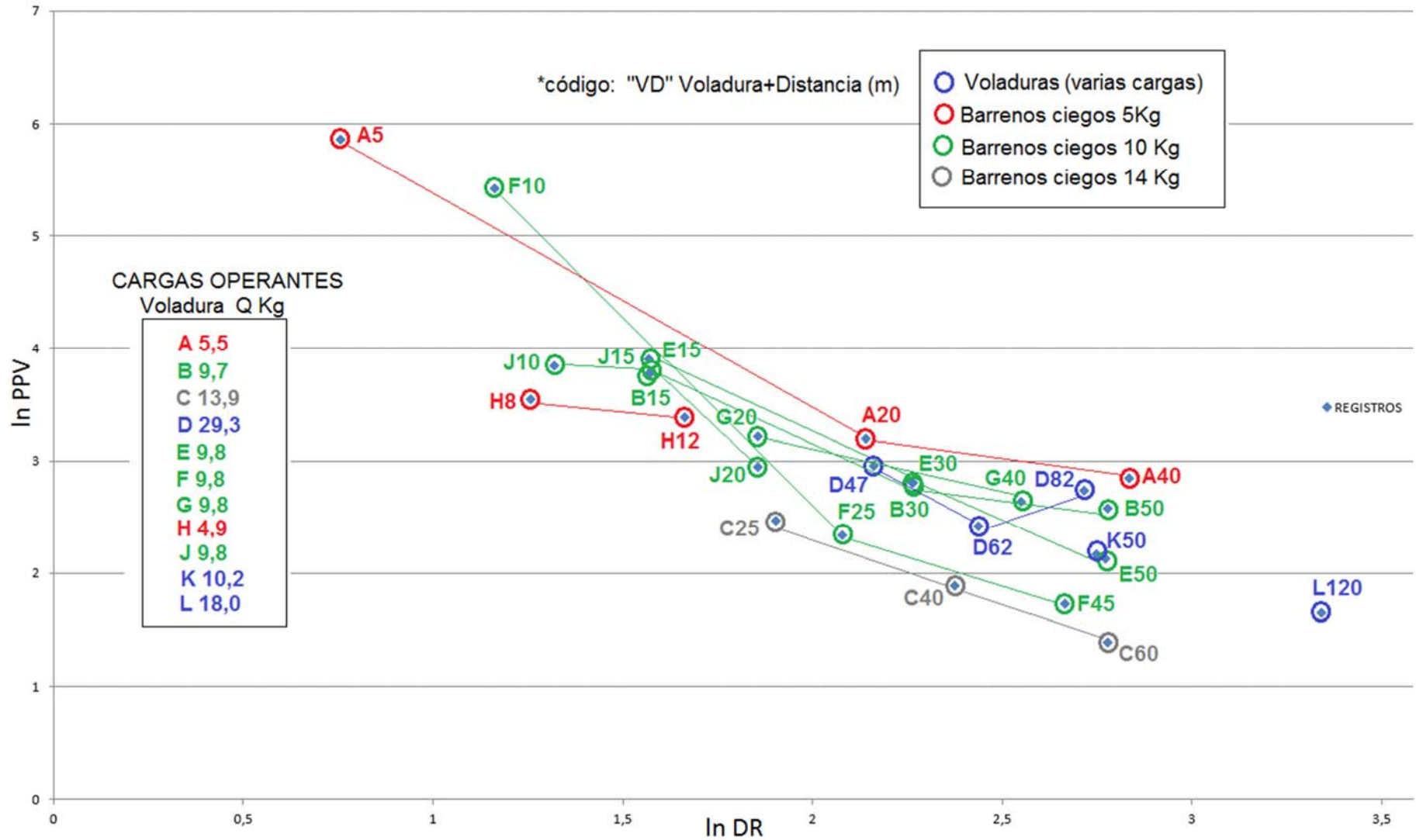
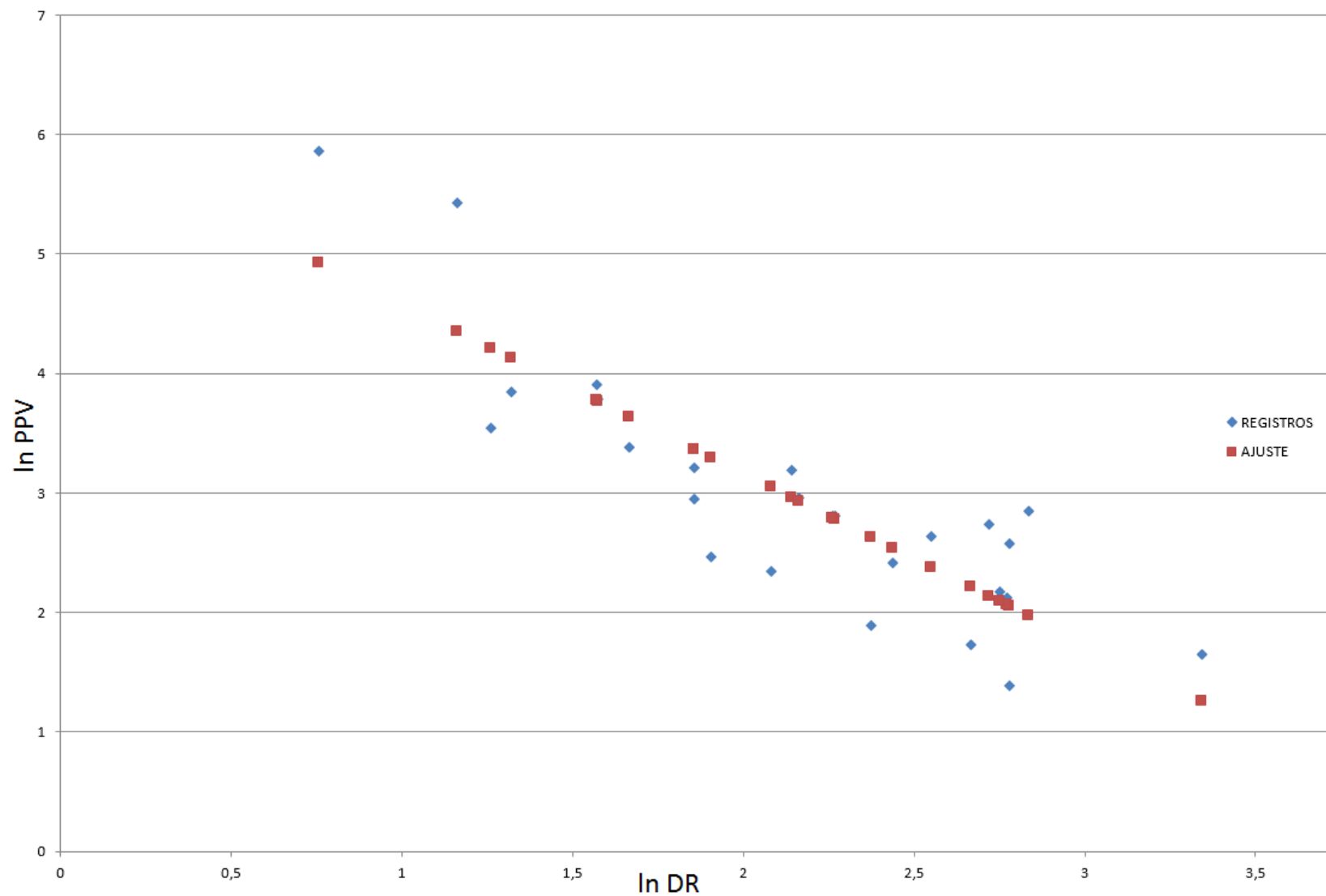


figura 5.6. Registros de Monte Coto: relaciones PPV y DR ( $D/Q^{1/2}$ ) para todas las voladuras.



*figura 5.7. Registros de Monte Coto: ajuste PPV y DR ( $D/Q^{1/2}$ ) para todas las voladuras.*

5.2.4. Ajuste multivariante de la ley de amortiguación

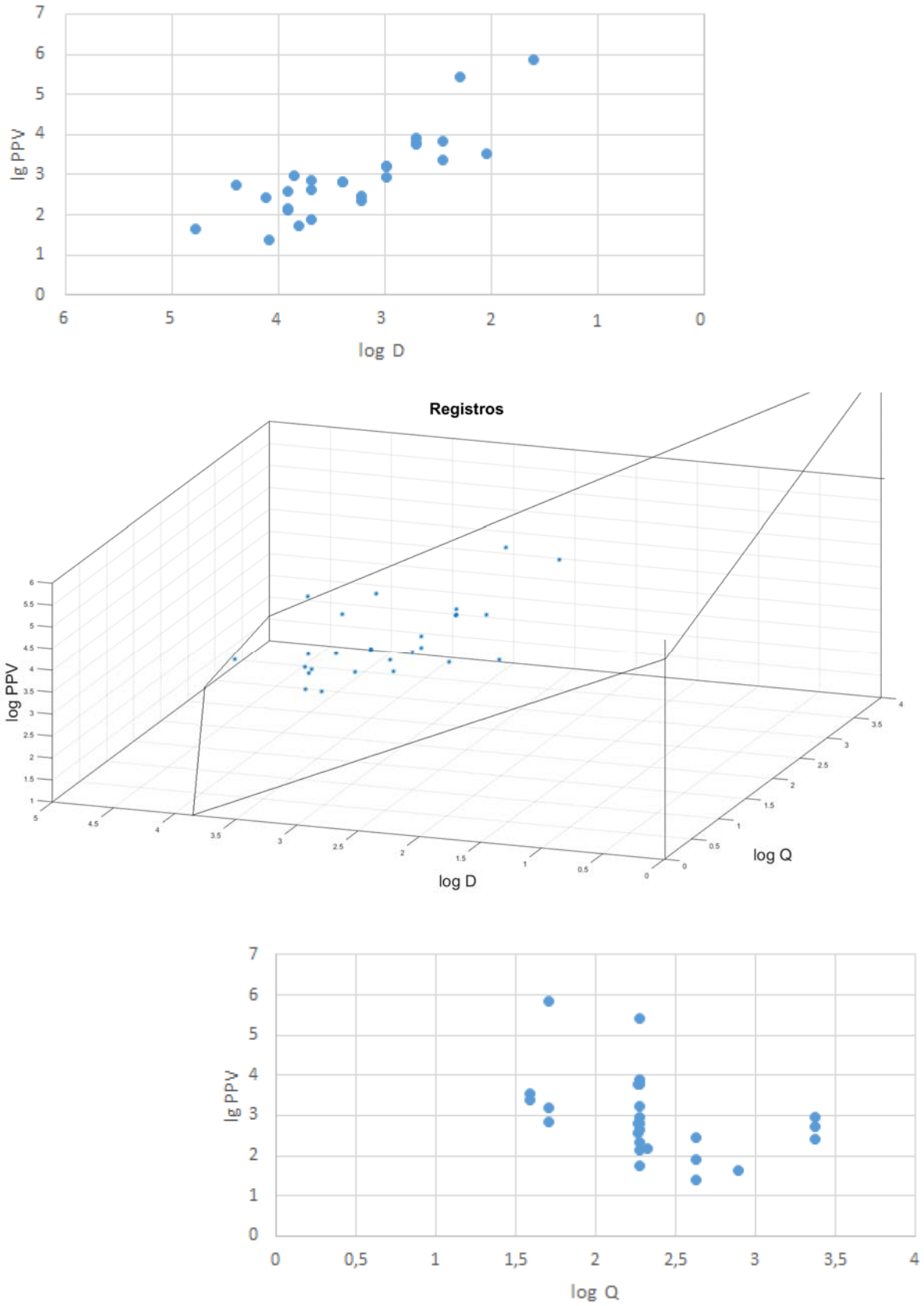


figura 5.8. Registros de Monte Coto: ajuste multivariante para todas las voladuras.



Haciendo los cálculos para el ajuste, que está representado gráficamente en la figura 5.8. se tiene el sistema matricial correspondiente a los cálculos realizados con los datos de la tabla 5.3. y la ecuación matricial [4.8.]:

$$\begin{pmatrix} 27 & 63,4 & 89,1 \\ 63,4 & 154,9 & 215,5 \\ 89,1 & 215,5 & 309,2 \end{pmatrix} \cdot \begin{pmatrix} B_0 \\ B_1 \\ B_2 \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} 80,4 \\ 183,5 \\ 248,3 \end{pmatrix} \quad [5.2.]$$

Que resolvemos invirtiendo la matriz de coeficientes:

$$\begin{pmatrix} B_0 \\ B_1 \\ B_2 \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} 1,02 & -0,27 & -0,11 \\ -0,27 & 0,29 & -0,12 \\ -0,11 & -0,12 & 0,12 \end{pmatrix} \cdot \begin{pmatrix} 80,4 \\ 183,5 \\ 248,3 \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} 6,16 \\ 0,59 \\ -1,39 \end{pmatrix} \quad [5.3.]$$

De manera que:

$$K = 477 \quad \beta = -1,39 \quad \alpha = 0,59, \text{ con } R^2 = 0,75$$

### 5.2.5. Ajuste de la ley de amortiguación con la distancia reducida esférica

Los ajustes multivariantes hemos visto que son muy similares a los encontrados con la DR de la USBM, y también ocurre cuando aplicamos la distancia reducida de Ambraseys y Hendron (1968), DR =  $(D/Q^{1/3})$ , ya que son:

$$K = 573 \quad \beta = -1,34 \quad \alpha = 0,44, \text{ con } R^2 = 0,75$$

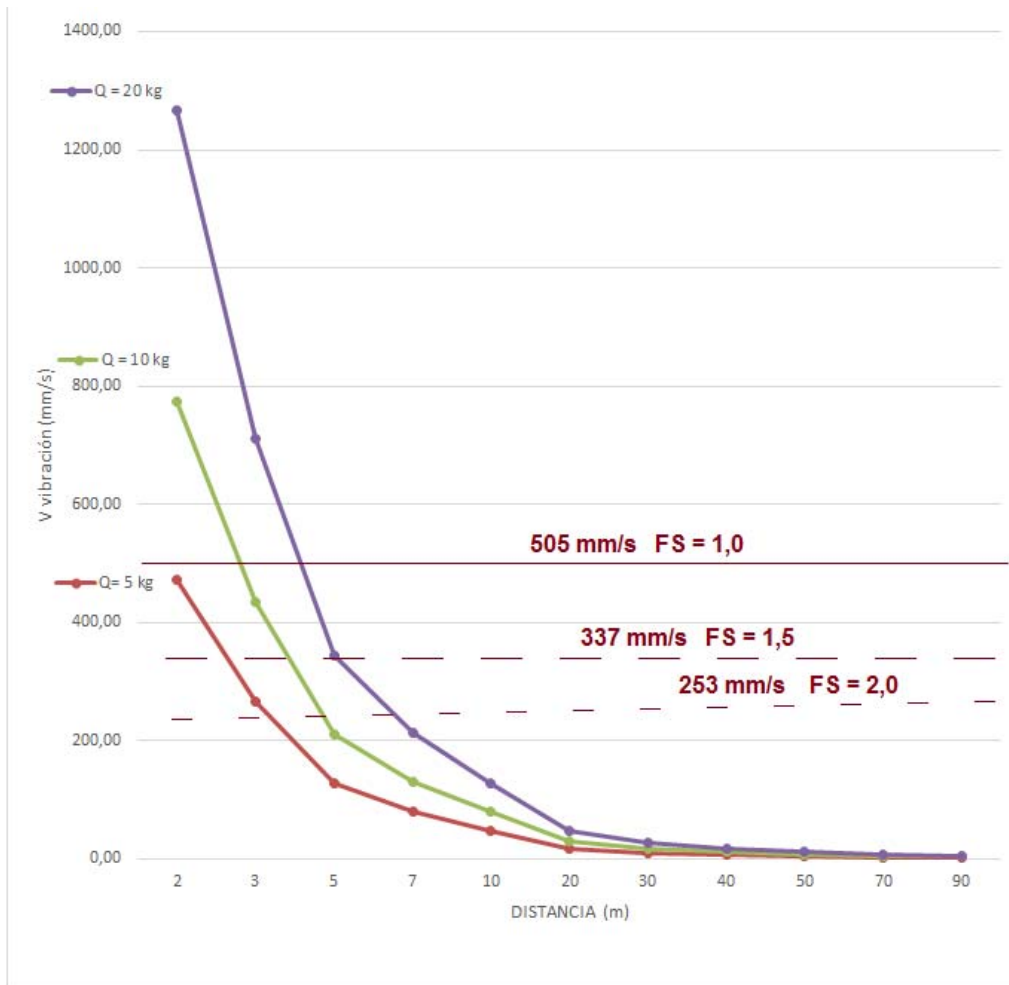
### 5.2.6. Velocidad de vibración crítica y criterio de daño general

Procedemos al cálculo de la velocidad crítica, con la expresión general [4.32.] obteniendo:

$$V_V = \frac{\sigma_t V_P}{E} = \frac{4,7MPa \cdot 4,0 \cdot 10^6 mm/s}{37.200 MPa} = 505 mm/s$$

De igual manera podemos aplicar coeficientes de seguridad sobre ese valor crítico de forma que para un FS = 1,5 tendríamos 337 mm/s y para un FS = 2 la velocidad por debajo de la que deberíamos permanecer es 253 mm/s.

A la hora de considerar a que distancia se producen esas velocidades según la carga recurrimos a las ecuaciones de amortiguación ajustadas, para conocer las diferencias que se producen en la determinación de esas distancias sin daño para cada gráfica de ajuste concreta.



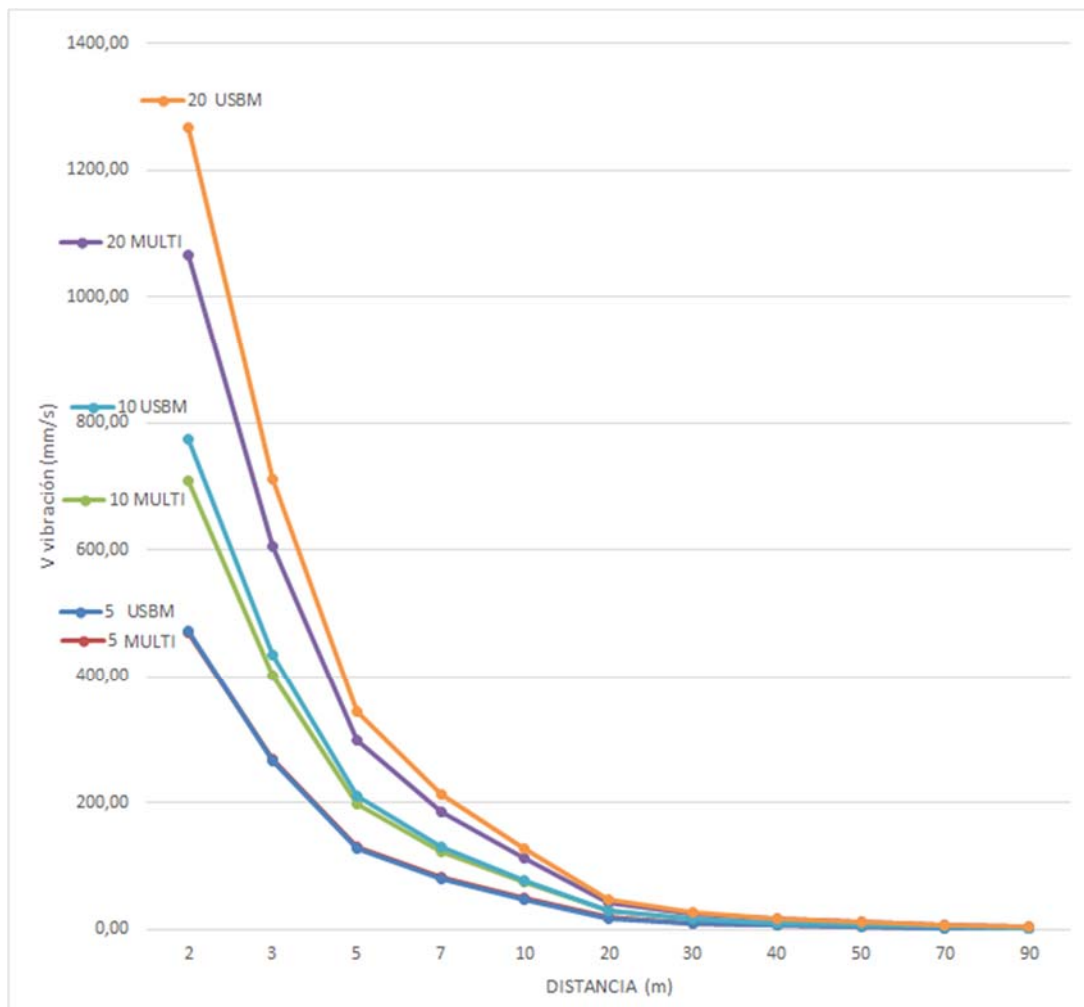
**figura 5.9. Velocidades críticas y criterios de daño según FS, para caliza de Monte Coto utilizando expresión USBM.**

Utilizando la expresión [4.33.] podemos preparar la tabla 5.5. que nos indica para cada carga y FS a partir de qué distancia no se produce el daño en la roca, en este caso para el pronóstico de amortiguación USBM.

**tabla 5.5. Distancia mínima (m.) para evitar el daño, con diferentes cargas, para diferentes FS, en la caliza de Monte Coto utilizando la ley con ajuste USBM**

FS	1	1,5	2
Q/Vv =	505,4	336,9	252,7
5 kg	1,9	2,5	3,1
10 kg	2,7	3,6	4,4
15 kg	3,3	4,4	5,4
20 kg	3,8	5,1	6,2
30 kg	4,7	6,2	7,6

Representando junto a las curvas de amortiguación USBM, las del ajuste multivariante, que tienen el mismo coeficiente de dispersión  $R^2$ , vemos que en las multivariantes la predicción de vibraciones es menor para cortas distancias (menos de 20 m.), tanto más, cuanto mayor es la carga (figura 5.10.)



**figura 5.10. Comparación entre las curvas de amortiguación de vibraciones ajustadas según USBM y por ajuste multivariante para caliza Monte Coto, para cargas de 5, 10 y 20 kg.**

**tabla 5.6. Distancia mínima (m.) para evitar el daño, con diferentes cargas, para diferentes FS, en la caliza de Monte Coto utilizando la ley con ajuste Multivariante.**

FS	1	1,5	2
Q /Vv =	505,4	336,9	252,7
5 kg	1,9	2,5	3,1
10 kg	2,5	3,3	4,1
15 kg	3,0	3,9	4,8
20 kg	3,3	4,4	5,4
30 kg	3,9	5,2	6,4

Por ese motivo, las distancias sin daño se reducen ligeramente en las proximidades del punto de disparo, en iguales condiciones de carga y FS. Así, mientras que los cálculos con la curva USBM pronostican para 20 Kg una distancia de rotura hasta 3,8 m. (para FS=1), mediante las curvas procedentes del ajuste multivariante esa distancia se reduce hasta los 3,3 m.

Aplicando el ajuste característico de las cargas esféricas (Ambraseys y Hendron, 1968) en el que el valor de  $\alpha$  es de la tercera parte de  $\beta$ , efectuado, también con el mismo coeficiente de dispersión, para la caliza de Monte Coto, todavía el efecto de reducción de la distancia de daño pronosticada es mayor, tal como se puede contemplar en la tabla 5.7. en la que para el pronóstico de una carga de 20 Kg y de un FS = 1, la distancia es de 2,9 m.

**tabla 5.7. Distancia mínima (m.) para evitar el daño, con diferentes cargas, para diferentes FS, en la caliza de Monte Coto utilizando la ley con ajuste esférico de Ambraseys.**

FS	1	1,5	2
Q /Vv =	505,4	336,9	252,7
5 kg	1,9	2,5	3,1
10 kg	2,3	3,2	3,9
15 kg	3,0	3,6	4,5
20 kg	2,9	4,0	4,9
30 kg	3,4	4,5	5,6

En definitiva, tras observar todas las tablas de distancias previstas para rotura, nos quedaríamos con las calculadas mediante los criterios USBM, dado que son más conservadoras y que es un criterio muy universal, y muy utilizado. En el siguiente capítulo de ANÁLISIS, no obstante, una vez depurados los datos de registro, volveremos a establecer un criterio de daño más conveniente y ajustado.

### **5.3. CALIZAS URGONIANAS GRIS DEBA (GUIPÚZCOA) Y NEGRO MARKINA (VIZCAYA) (Caso 3)**

Examinamos ahora los resultados obtenidos en dos explotaciones del País Vasco, que se encuentran geológicamente dentro del "Complejo Urgoniano" (piso Aptiense-Albiense del Cretácico inferior), con dos variedades de caliza ornamental de colores gris y negro, respectivamente. Se trata de calizas bioclásticas compactas, con facies arrecifales y calcareníticas, que se presentan masivas.

La cantera Duquesa, situada en Itziar (Guipúzcoa), explota caliza marmórea gris Deba, teniendo una capacidad de producción de 15.000 m<sup>3</sup> de bloques de roca al año. En una fase de ampliación, la aparición de una falla en el dorso del talud final ocasionó un desprendimiento de roca de varios miles de toneladas, por lo que se plantearon varias voladuras de reacondicionamiento del talud. En todas ellas se midieron vibraciones con dos aparatos de registro.



***figura 5.11. Vista general zona superior cantera Duquesa (Gris Deba).***

Por su parte la cantera Ugartechea, en Markina (Vizcaya), explota caliza marmórea de la variedad negro Markina, alcanzando niveles de producción más modestos, en torno a los 7.000 m<sup>3</sup> por año. Tal como en el caso anterior, una gran fractura, de varios cientos de metros, provocó el deslizamiento de un bloque de 40.000 t por descalce de la base, en su laboreo desde la cantera vecina. Por este motivo

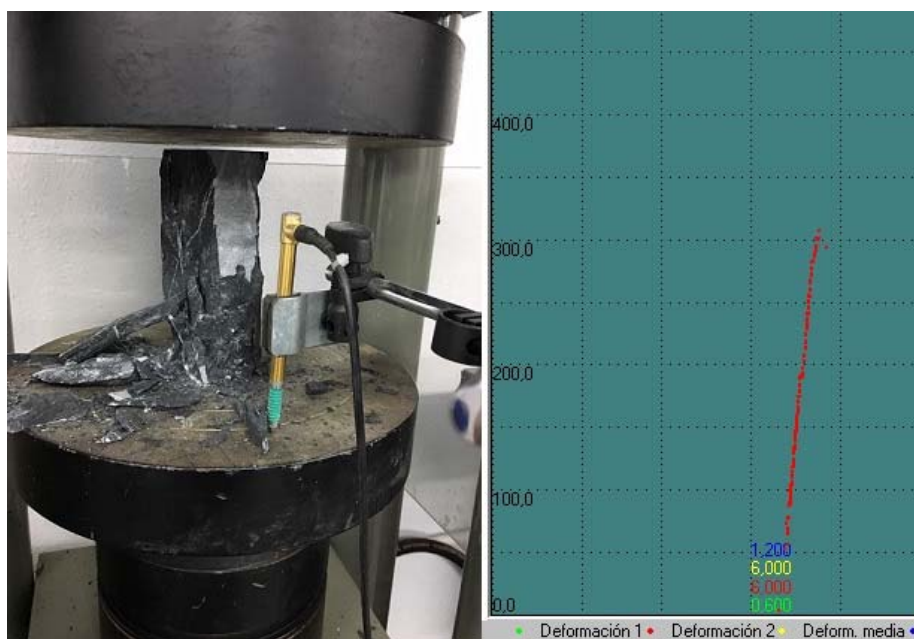
hubo que volar un gran prisma residual de roca en el talud, circunstancia que se aprovechó para colocar tres aparatos de registro.



*figura 5.12. Vista general cantera Ugartechea (Negro Markina).*

### 5.3.1. Características Geomecánicas de las rocas

En ambos casos se realizaron ensayos mecánicos: ensayos de compresión uniaxial, compresión triaxial y tracción indirecta, determinando también los módulos elásticos longitudinal  $E$  y transversal  $\nu$ .



*figura 5.13. Ensayo uniaxial con módulos en caliza negra Markina*

Como podemos ver en las tablas 5.8 y 5.9., en las que se recogen los valores medios, estos son similares en ambas explotaciones, encontrándose los resultados de tracción indirecta de la matriz de roca en el rango típico de 5-10 % de la resistencia a compresión.

**tabla 5.8. Valores geomecánicos medios de la Caliza Gris Deba**

<b>E MPa</b>	<b><math>\sigma_c</math> MPa</b>	<b><math>\sigma_t</math> MPa</b>	<b><math>\nu</math></b>
31.100	71,0	4,4	0,25

**tabla 5.9. Valores geomecánicos medios de la Caliza Negro Markina**

<b>E MPa</b>	<b><math>\sigma_c</math> MPa</b>	<b><math>\sigma_t</math> MPa</b>	<b><math>\nu</math></b>
27.500	65,6	4,0	0,35

El valor de índice de resistencia geológica GSI representativo de lo observado en las zonas de la cantera en las que se ha medido es de 70 para el caso de Duquesa, ya que es una zona más superficial y agrietada de la capa, y de 85 para el caso de Markina, siendo esta última una capa muy compacta y menos diaclasada.

### **5.3.2. Velocidad de propagación de las ondas sísmicas**

Los registros de velocidades de propagación, mediante el método de sísmica de refracción, dieron un valor medio para la onda longitudinal en la cantera de gris  $V_p = 3.850$  m/s parecido al que cabría esperar si se calcula a partir de los módulos.

En el caso de la cantera de negro Markina, el valor medido ha sido superior, tal como puede comprobarse en la figura 4.9. en la que se presentan las rectas domocronas de primeras llegadas. Se trata de un valor medio de 4.423 m/s, algo por encima de lo que cabría esperar, probablemente a causa de valores de módulos locales de mayor magnitud en las zonas de medida. Aceptaremos este valor al ser superior, ya que nos coloca en el ámbito de la seguridad en el cálculo del daño.

### 5.3.3. Registro de vibraciones y obtención de las leyes de amortiguación específicas

Todos los datos relacionados con el trabajo de campo desarrollado para disponer de los registros de vibraciones se incluyen en el ANEXO de registros. En concreto, los resultados de los registros de Duquesa (gris Deba) y Ugartechea (negro Markina) figuran en la tabla 5.10.

**tabla 5.10. Registros de PPV en las voladuras de Duquesa (D) y Ugartechea (MK)**

DISPARO	Q carga operante (Kg)	D distancia (m)	PPV (mm/s)
DA36	20,0	36	34,5
DA50	20,0	50	6,10
DB55	9,0	55	5,08
DB73	9,0	73	2,79
DC73	10,0	73	2,6
DC67	10,0	67	3,05
DD50	9,0	50	9,14
DD62	9,0	62	3,49
MK25	15,0	25	38,6
MK28	15,0	27,5	49,8
MK32	15,0	32,3	57,9

Representamos estos valores en la gráfica ( $\log DR - \log PPV$ ), para la DR de la USBM ( $DR = D/Q^{1/2}$ ), que puede verse en la figura 5.14.

Realizando con estos valores el ajuste de la figura 5.15., encontramos los siguientes parámetros de la ley de amortiguación USBM:

$$K = 3.925$$

$$\beta = - 2,30$$

$$\alpha = 1,15, \text{ con } R^2 = 0,90$$



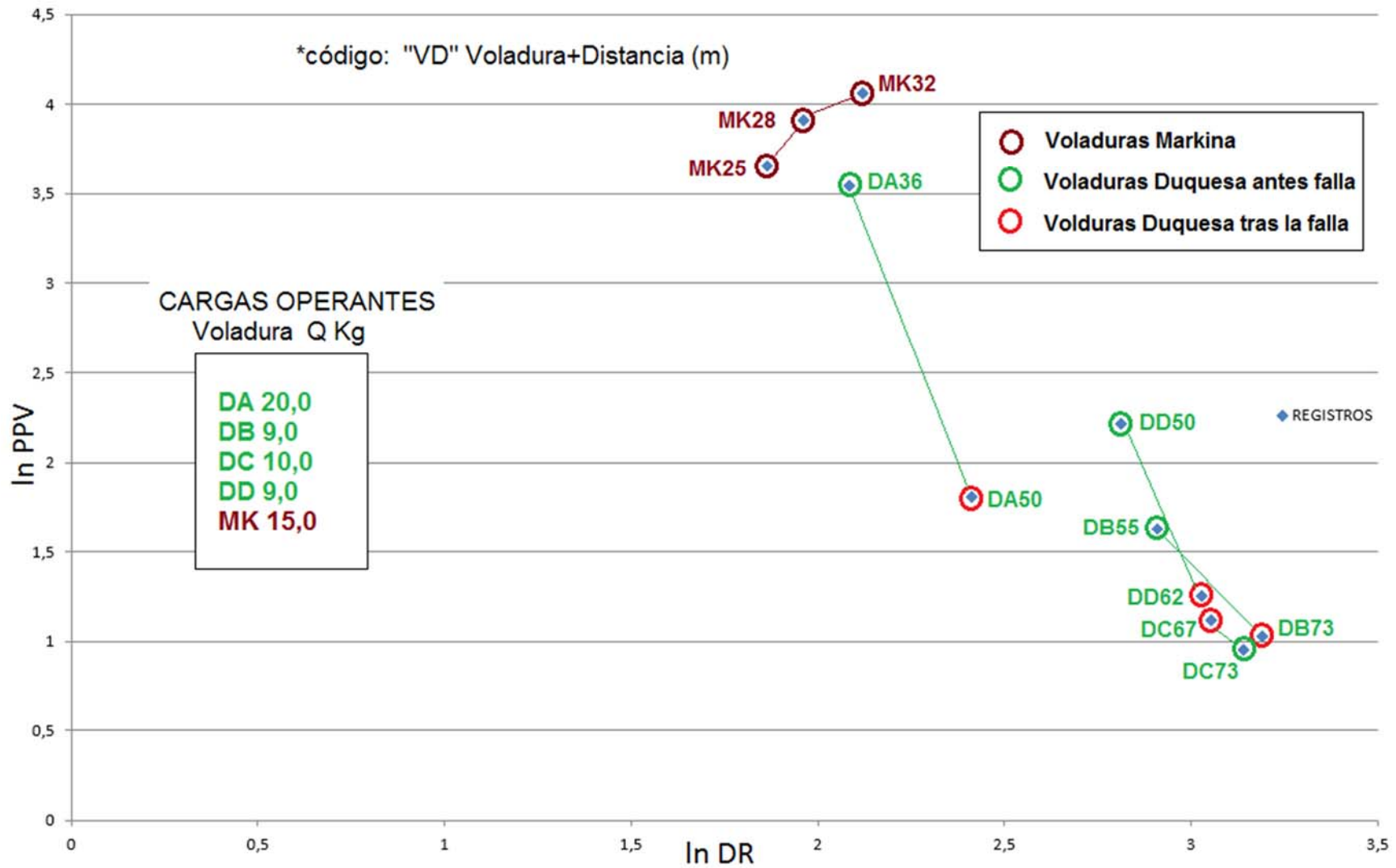
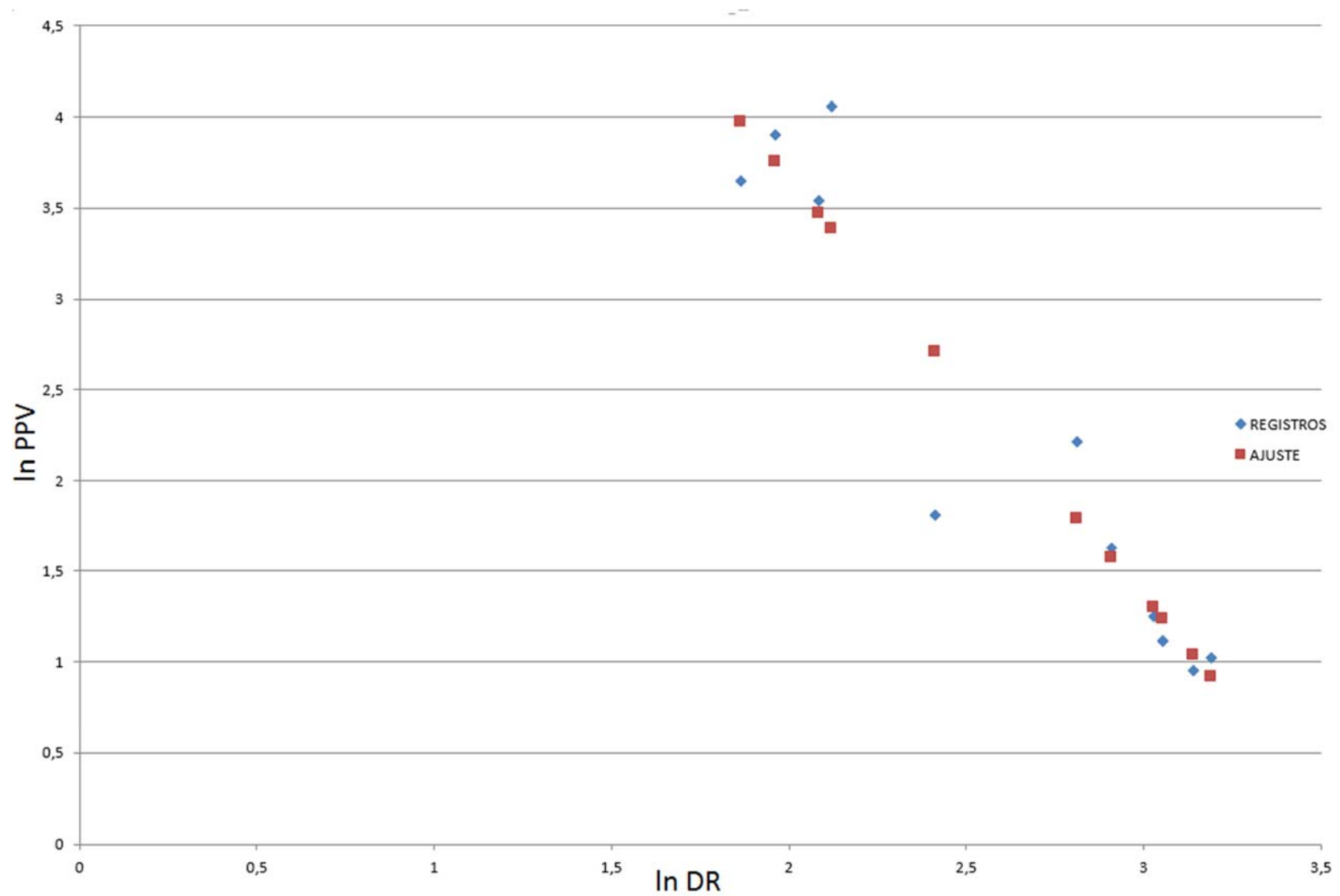


figura 5.14. Registros de Duquesa y Marquina en diagrama log DR – log DR (USBM).



*figura 5.15. Recta de regresión que ajusta los valores de Duquesa y Marquina (USBM).*

Tal cual se realizó con los datos de ALPI, si efectuamos la regresión para los valores  $\log PPV - \log DR$  con la distancia reducida de Ambraseys y Hendron (1968) para frentes esféricos ( $DR = D/Q^{1/3}$ ), el resultado es:

$$K = 21.471 \quad \beta = -2,55 \quad \alpha = 0,84, \text{ con } R^2 = 0,92$$

La aplicación, también de la estimación lineal multivariante con los datos de  $\log PPV$ ,  $\log Q$  y  $\log D$ , nos conduce en este caso, por la escasez de datos a los valores:

$$K = 600.371 \quad \beta = -2,99 \quad \alpha = 0,19, \text{ con } R^2 = 0,93$$

El ajuste es muy bueno, pero, al estar basado en un muy reducido número de datos, el plano de ajuste puede dar resultados muy exagerados allí donde no se han hecho lecturas. En este caso, por debajo de 30 metros, solo están los valores de Markina (MK), que condicionan el ajuste.

#### 5.3.4. Velocidad de vibración crítica y criterio de daño general

Procedemos al cálculo de la velocidad crítica, con la expresión general [4.32.] obteniendo, para la caliza gris Deba:

$$V_V = \frac{\sigma_t V_P}{E} = \frac{4,4 \text{ MPa} \cdot 3,85 \cdot 10^6 \text{ mm/s}}{31.100 \text{ MPa}} = 545 \text{ mm/s}$$

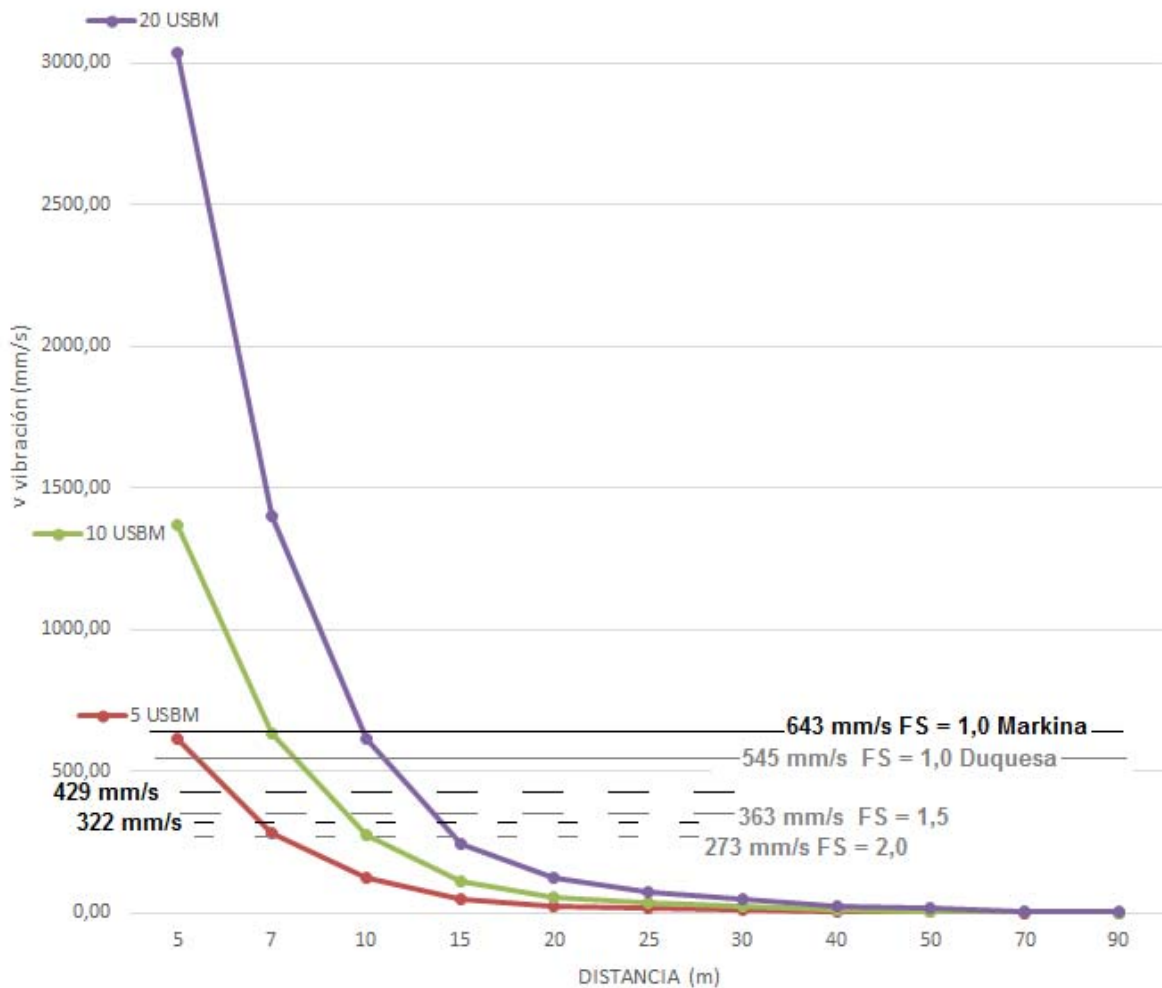
Aplicando, tal como establecemos como criterio, coeficientes de seguridad, sobre ese valor crítico, para un  $FS = 1,5$  tendríamos 363 mm/s y para un  $FS = 2$  la velocidad por debajo de la que deberíamos permanecer es 273 mm/s.

Por su parte para la caliza negra Markina:

$$V_V = \frac{\sigma_t V_P}{E} = \frac{4,0 \text{ MPa} \cdot 4,42 \cdot 10^6 \text{ mm/s}}{27.500 \text{ MPa}} = 643 \text{ mm/s}$$

Empleando los coeficientes de seguridad, sobre ese valor crítico, para un FS = 1,5 tendríamos 429 mm/s y para un FS = 2 la velocidad que no debe ser rebasada es 322 mm/s.

Utilizando, en primer lugar, las gráficas de amortiguación de vibraciones USBM, con los parámetros de ajuste, podemos configurar la gráfica de la figura 5.16. Y con la expresión [4.33.] preparamos las tablas de daño que se pueden pronosticar admitiendo estas leyes de amortiguación, para las calizas gris y negra (tablas 5.10. y 5.11.).



**figura 5.16. Velocidades críticas y criterios de daño según FS, para calizas gris Deba y negra Markina utilizando expresión USBM.**

**tabla 5.11. Distancia mínima (m.) para evitar el daño, con diferentes cargas, para diferentes FS, en la caliza de Gris de Deba de la cantera Duquesa utilizando la ley con ajuste USBM**

FS	1	1,5	2
Q/Vv =	545	363	273
5 kg	5,3	6,3	7,1
10 kg	7,5	8,9	10,1
15 kg	9,1	10,9	12,4
20 kg	10,6	12,6	14,3
30 kg	12,9	15,4	17,5

**tabla 5.12. Distancia mínima (m.) para evitar el daño, con diferentes cargas, para diferentes FS, en la caliza de Negra de Markina de la cantera Ugartechea utilizando la ley con ajuste USBM**

FS	1	1,5	2
Q/Vv =	643	429	322
5 kg	4,9	5,9	6,6
10 kg	6,9	8,3	9,4
15 kg	8,5	10,1	11,5
20 kg	9,8	11,7	13,3
30 kg	12,0	14,3	16,3

Podemos ver que la tabla 5.11 incluye unos valores muy elevados para la zona de fragmentación en la cantera de caliza gris, dado que cargas operantes de 15 kg llevan esta zona hasta 9,1 m. del barreno, cuando en el caso de la caliza crema en Alpi, con una velocidad crítica muy similar, esta zona se reduce hasta los 3,3 m. En el caso de la caliza negra, el valor es también muy importante, alcanzando los 8,5 m.

La ley de amortiguación no parece que describa bien la zona más próxima de la roca, es decir, predice un nivel de vibraciones muy alto, a lo que puede colaborar la inexistencia de puntos de registro a menos de 30 m. siendo los de Markina los únicos que se encuentran a esa distancia.

Si planteamos la ley que se desprende de los coeficientes del ajuste mediante Ambraseys, esta situación de aumento de la zona de fragmentación es todavía más acusada, pues la previsión entonces, para una carga de 15 kg, tal como podemos ver en la tabla 5.13., es que la distancia sea de 10,3 m.

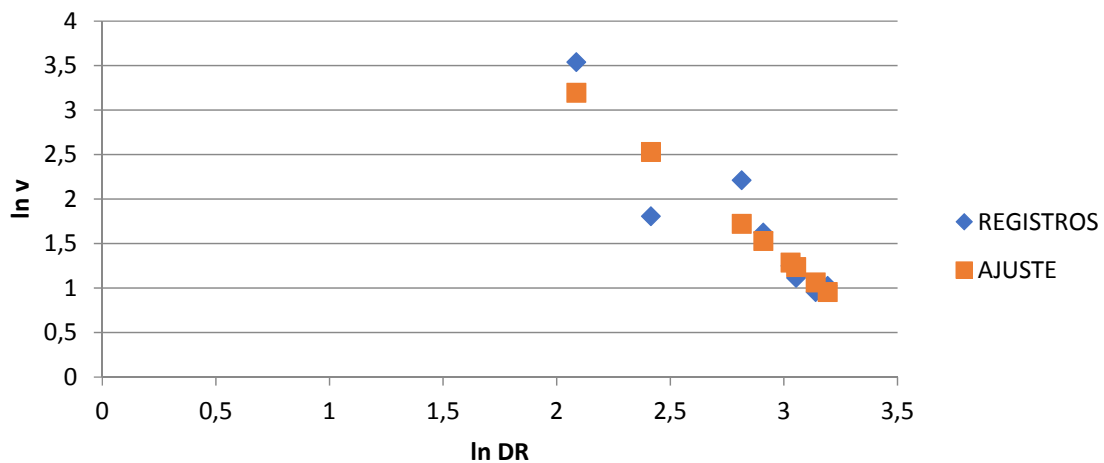
**tabla 5.13. Distancia mínima (m.) para evitar el daño, con diferentes cargas, para diferentes FS, en la caliza de gris de Deba de la cantera Duquesa utilizando la ley con ajuste Ambraseys**

FS	1	1,5	2
Q/Vv =	545	363	273
5 kg	7,2	8,4	9,4
10 kg	9,0	10,6	11,8
15 kg	10,3	12,1	13,5
20 kg	11,3	13,3	14,9
30 kg	12,9	15,2	17,0

### 5.3.5. Depuración de los datos y cálculos de Gris Deba

Como hemos visto, la extensión de la zona de fragmentación, que depende de la ley de amortiguación y de la  $V_v$  crítica, es bastante grande, en comparación con la obtenida en una caliza de características mecánicas similares, como la de Monte Coto.

Cabe realizar una depuración de los datos de los registros eliminando, en la figura 5.14. los obtenidos en la cantera de caliza negro Markina. En ese caso, el ajuste (USBM) que conseguimos aparece en la figura 5.17.



**figura 5.17. Recta de regresión que ajusta únicamente los valores de Duquesa (USBM).**

En este caso, los coeficientes de ajuste son:

$$K = 1.666$$

$$\beta = - 2,02$$

$$\alpha = 1,01, \text{ con } R^2 = 0,82$$

Y el daño, como vemos en la tabla 5.14. se reduce de forma importante, reduciendo el radio de fragmentación para 15 kg de carga operante hasta los 6,7 m. A pesar de no haber hecho una gran cantidad de registros, podemos considerar estos datos más representativos.

**tabla 5.14. Distancia mínima (m.) para evitar el daño, con diferentes cargas, para diferentes FS, en la caliza de Gris de Deba utilizando la ley con ajuste USBM solo con registros de Duquesa**

FS	1	1,5	2
Q/Vv =	545	363	273
5 kg	3,9	4,8	5,5
10 kg	5,5	6,7	7,7
15 kg	6,7	8,2	9,5
20 kg	7,8	9,5	11,0
30 kg	9,5	11,6	13,4

#### 5.4. CALIZA GRIS/ROJA BAZTÁN, ALKERDI (Caso 4)

Mármoles del Baztán explota la cantera Alkerdi, próxima a las Cuevas de Urdax, siendo esta una explotación de Gris y Rojo Baztán, también calizas urgonianas del Aptiense medio, en la que destacan los fósiles blancos de rudistas dentro de la matriz micrítica (ver figura 5.18). Tiene una gran similitud mecánica con las calizas de Duquesa, cantera en la que también aparecen estas tonalidades rojizas que dieron lugar a la variedad rosa Duquesa (Damas et al, 2013).

Desde el año 2012, para la preparación de nuevos frentes se vienen realizando voladuras en la cantera para acceder a la capa. Son voladuras con un total de 3.000 kg de explosivos que ocasionan las habituales ondas en forma de ruido y vibraciones. El 15 de julio de 2014, se realizó una voladura que motivó las quejas de los vecinos del pueblo, denunciando por su parte la posibilidad de que las voladuras afectaran a las Cuevas de Urdax, catalogadas como (BIC) y consideradas patrimonio de la Humanidad.



***figura 5.18. Imagen de la cantera Alkerdi y de la caliza roja fosilífera (Damas, 2013).***

Por ese motivo fue encargado un estudio a la Universidad de Cantabria (Husillos y Pérez, 2015), para conocer los niveles de carga que permiten eliminar el riesgo para esas cuevas de Alkerdi y Berroberria, que se encuentran a 560 m. y 100 m. respectivamente de la zona de laboreo.

Se decidió el uso de pequeñas cargas en el estudio sismológico, para utilizar la norma UNE 22381. Según la norma es adecuado la consideración de estas cuevas como estructura del tipo III, correspondiente con monumentos y obras singulares de especial protección. En ese caso, el valor máximo admisible para la velocidad de vibración hasta los 15 Hz es de 4 mm/s, de y 20 mm/s para superiores a los 75 Hz.



La utilización de cargas de 0,5 kg, 1,0 kg y 2,0 kg, de explosivo, en barrenos de 2m. de profundidad, resultó insuficiente para las distancias de colocación de los geófonos (40, 80 y 120 m.) ya que solamente se registraron valores de vibración superiores a los umbrales de registro (0,3 mm/s) en una de las direcciones de muestreo, con nivel de registro bajos e irregulares. Fue precisamente la dirección de la cueva más cercana, la de Berroberría, la que registró transmisión, aunque muy baja, como veremos. Además, esta cueva se encuentra en una capa diferente a la de la capa explotada, constituida por areniscas rojas y grises.

Como podemos ver, en la tabla 5.15. figuran los únicos registros válidos ya que los geófonos situados a 80 m. y 120 m. no obtuvieron casi ningún registro coherente.

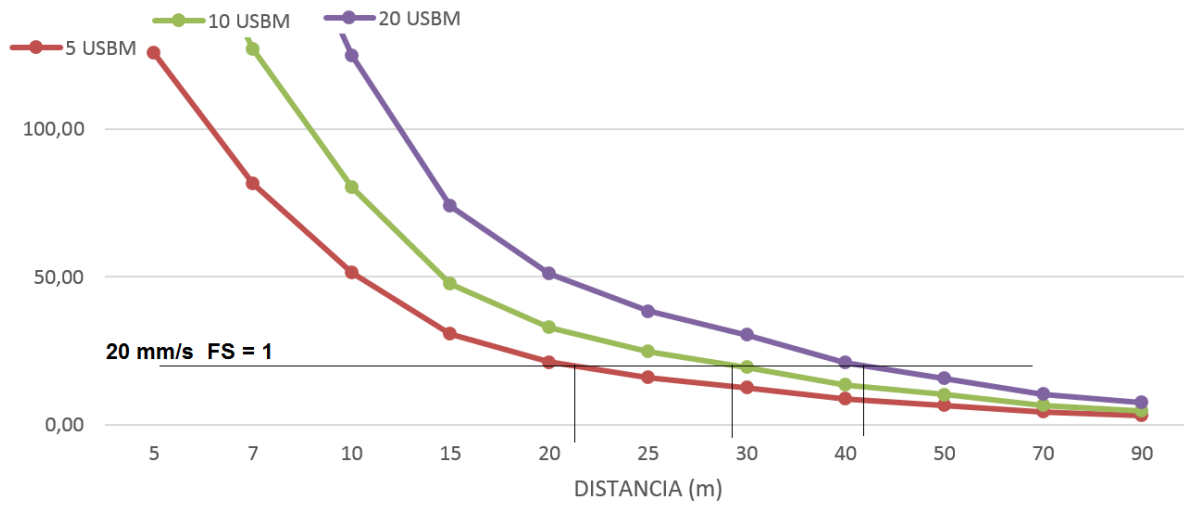
**tabla 5.15. Registros de PPV en las voladuras de Alkerdi en dirección de la cueva Berroberría**

DISPARO	Q carga operante (Kg)	D distancia (m)	PPV (mm/s)
S1	0,5	40	1,33
S2	1,2	40	3,56
S3	2,0	40	4,84
SA1	2,4	40	5,79
SA3	2,4	120	1,69

Utilizando estos valores para buscar la ley de amortiguación USBM, nos conduce a los parámetros siguientes:

$$K = 359 \quad \beta = - 1,29 \quad \alpha = 0,71, \text{ con } R^2 = 0,87$$

Podemos desarrollar un razonamiento similar, sin más que plantearnos que la velocidad crítica es ahora el umbral de protección de la norma UNE 22381 para las estructuras tipo III, es decir, 20 mm/s suponiendo que la distancia a la que se produce amortigua las frecuencias por encima de los 15 Hz.



**figura 5.19. Curvas de amortiguación de las PPV (USBM) en Baztan, según cargas y umbral de la norma UNE 22381 para 15 Hz**

Podemos también calcular mediante la ecuación de distancia de daño, la distancia a partir de la que no se superan los valores de vibración 20 mm/s (75 Hz) y 4 mm/s (15 Hz), para diferentes cargas operantes (tablas 5.16 y 5.17.).

**tabla 5.16. Distancia mínima (m.) para evitar el superar el valor 20 mm/s, para cargas y FS, en la caliza de Baztan utilizando la ley con ajuste USBM**

FS	1	1,5	2
Q /Vv =	20	13,1	10
5 kg	20,8	28,5	35,6
10 kg	29,4	40,2	50,2
15 kg	35,9	49,2	61,4
20 kg	41,4	56,7	70,9
30 kg	50,6	69,3	86,7

**tabla 5.17. Distancia mínima (m.) para evitar el superar el valor 4 mm/s, para cargas y FS, en la caliza de Baztan utilizando la ley con ajuste USBM**

FS	1	1,5	2
Q/Vv =	4	2,7	2
5 kg	72,5	99,2	124,0
10 kg	102,2	140,0	174,9
15 kg	125,0	171,2	213,9
20 kg	144,2	197,4	246,7
30 kg	176,3	241,4	301,7

En conclusión, el caso de Baztan no nos permite conocer la frontera de fragmentación de la roca al haberse utilizado cargas pequeñas y distancias alejadas de los puntos de tiro. Si nos ha permitido establecer un procedimiento para, mediante nuestra metodología, establecer y exponer de forma muy clara los valores finales.

## 5.5 RESUMEN DE RESULTADOS

tabla 5.18. Resumen de los resultados de las canteras

Cantera	$\sigma_c$	$\sigma_t$	E	$\nu$	GSI	$V_p$	$V_v$ crit	K	$-\beta$	$\alpha$	$R^2/n$	$D_5$	$D_{10}$	$D_{20}$	$D_{30}$	Ley
	MPa	MPa	GPa	0-1	0-100	m/s	mm/s				0-1	m.	m.	m.	m.	
BATEIG	34,5	1,7	19,75	0,20	85	3.070	264	339	1,14	1,03	0,9/3	5,3	9,9	18,6	26,8	USBM
ALPI/COTO	88,0	4,7	37,20	0,30	75	4.000	505	404	1,42	0,71	0,75/27	1,9	2,7	3,8	4,7	USBM
								477	1,39	0,59	0,75/27	1,9	2,5	3,3	3,9	MULT
								573	1,34	0,44	0,75/27	1,9	2,3	2,9	3,4	AMBR
MARKINA	65,6	4,0	27,50	0,35	85	4,432	643	3.925	2,30	1,15	0,9/11	4,9	6,9	9,8	12,0	USBM
DUQUESA	71,0	4,4	31,10	0,25	70	3.850	545	3.925	2,30	1,15	0,9/11	5,3	7,5	10,6	12,9	USBM
								21.471	2,55	0,84	0,92/11	7,2	9,0	11,3	12,9	AMBR
								$6 \cdot 10^5$	2,99	0,19	0,93/11	11,5	12,0	12,6	12,9	MULT
*DUQUESA								1.666	2,02	1,01	0,82/8	3,9	5,5	7,8	9,5	USBM

n – nº de registros para ese coeficiente de correlación.  $D_a$  – distancia de daño para una carga operante de “a” kg. \* Utilizando solo registros de la cantera.



## CAPÍTULO 6. ANÁLISIS y DISCUSIÓN

Se trata ahora de efectuar un análisis más en profundidad de los datos obtenidos, que se sintetizan en la tabla 5.18., como resumen de todo el capítulo de Aplicación y Resultados, utilizando las herramientas metodológicas expuestas en el capítulo 4 y aprovechando algunos aspectos señalados en el estado actual de las investigaciones y que han sido explicados a lo largo del capítulo 3.

En primer lugar, procedemos a depurar los datos de la cantera Alpi del Monte Coto, analizando más en detalle los registros que figuran en el anexo de datos. Con los registros de mayor calidad, repetiremos los ajustes para compararlos con los resultados previos, tal cual hemos realizado con la cantera de Duquesa. Compararemos también los resultados con los obtenidos en algunos de los disparos considerados individualmente, dado que se toman tres registros en línea de cada disparo.

Además de designar los modelos de amortiguación que mejor se adapten, veremos si nuestros datos validan los criterios de amortiguación propuestos por Kumar et al. (2016). Aprovecharemos que este investigador pretende incorporar las propiedades mecánicas del macizo, para averiguar si puede plantearse alguna correlación entre los coeficientes  $K$ ,  $\alpha$  y  $\beta$  de las leyes y los índices de calidad de la roca, un aspecto que puede ser ampliamente estudiado en el futuro.

Es muy interesante utilizar ciertos estudios relativos al inicio de la zona de plasticidad para averiguar cómo quedaría el ajuste de las leyes de transmisión en la zona más próxima a los barrenos, utilizando para ello la técnica que establecen Onederra y Esen (2004) empleando las vibraciones que teóricamente se producen al final de la zona de pulverización.

Por último, dada la importancia de la velocidad de vibración crítica para determinar el daño a la roca, para establecer sus valores al final de la zona de fragmentación, se analizará la importancia de las variables ( $\sigma_t$ , E y  $V_p$ ) que intervienen en su cálculo y de qué modo debe mejorarse su determinación.

### 6.1. DEPURACIÓN DE LOS DATOS DE ALPI Y LEYES DE TRANSMISIÓN

A lo largo del capítulo 5 hemos podido ver los resultados encontrados en los registros de Monte Coto, en los que se basan las leyes de transmisión, y que aparecen en la tabla 5.4. y en la figura 5.6. pudiendo establecer una ley (en la forma USBM) basada en los 27 registros válidos, que tiene como coeficientes:

$$K = 404 \quad \beta = -1,42 \quad \alpha = 0,71, \text{ con } R^2 = 0,75$$

Depurando ahora los registros, teniendo en cuenta la calidad de su adquisición, en base a las observaciones que se han realizado y que pueden verse en el anexo de Registros de Vibraciones, podemos plantear las siguientes consideraciones.

- 1) El disparo ciego C se encontraba en la línea de tiro junto al A y al B, pero más alejado a los geófonos, por lo que los disparos previos han debido afectar el camino de transmisión, de manera que, como puede verse en la figura 5.6., los registros C25, C40 y C60, a pesar de encontrarse muy bien alineados, son de menor valor. Por lo que podemos eliminarlos en la garantía de que mejoramos la calidad de las observaciones.
- 2) El disparo H provocó el levantamiento de una diaclasa inmediatamente antes del registro H8, afectando también al registro posterior de ese geófono, el J10.
- 3) Eliminamos los datos procedentes de las voladuras, que no están directamente en la capa, por lo que prescindimos de los registros D47, D62, D82(desviado), K50 y L120.
- 4) Si no consideramos los otros registros relacionados con el disparo H y J, el H12 y el J20, tenemos una mejora en el ajuste, interesante también.

**tabla 6.1. Registros de PPV de Alpi (Monte Coto), depurados**

DISPARO	Q carga operante (Kg)	D distancia (m)	PPV (mm/s)
A5	5,5	5	350
A20	5,5	20	24,4
A40	5,5	40	17,3
B15	9,65	15	44,2
B30	9,65	30	16,5
B50	9,65	50	13,2
E15	9,75	15	43,4
E30	9,75	30	16,5
E50	9,75	50	8,38
F10	9,75	10	227
F25	9,75	25	10,4
F45	9,75	45	5,65
G20	9,75	20	24,9
G40	9,75	40	14
J15	9,75	15	49,78

### 6.1.1. Ajuste USBM

Con todas esas eliminaciones, vamos aumentando el coeficiente de correlación de Pearson  $R^2$ , pasamos a considerar 15 registros ciegos (tabla 6.1.), exclusivamente de ALPI, con las siguientes variables de ajuste USBM:

$$K = 777 \quad \beta = - 1,64 \quad \alpha = 0,83, \text{ con } R^2 = 0,83$$

En la figura 6.1. puede verse la recta de regresión que da lugar a el ajuste.



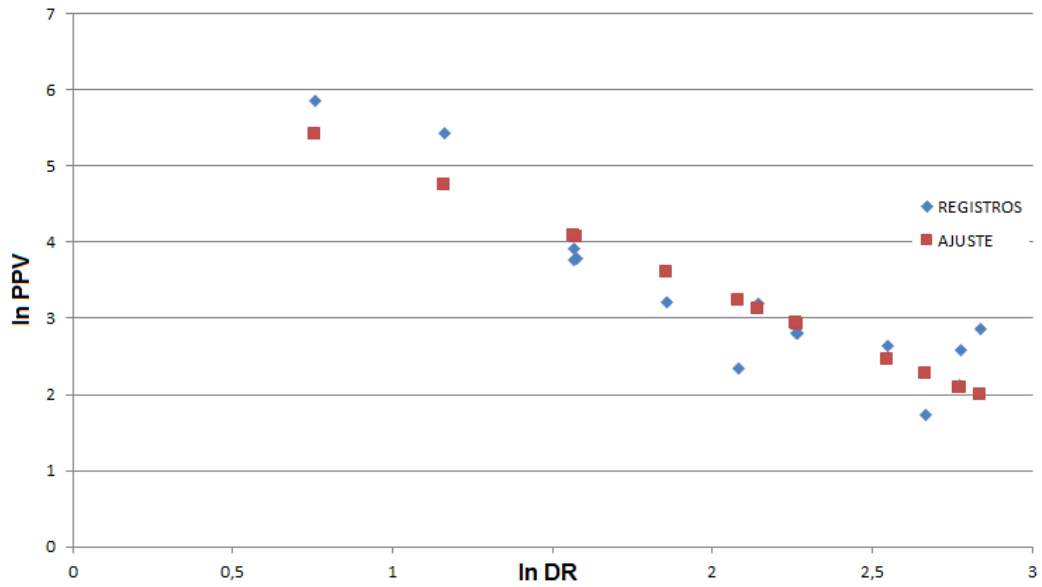


figura 6.1. Ajuste USBM de los datos depurados Alpi

### 6.1.2. Ajustes para otras leyes convencionales

Si ahora establecemos el ajuste con la DR de Ambraseys, quedan los parámetros de la ley y coeficientes:

$$K = 1.425 \quad \beta = -1,65 \quad \alpha = 0,55, \text{ con } R^2 = 0,85$$

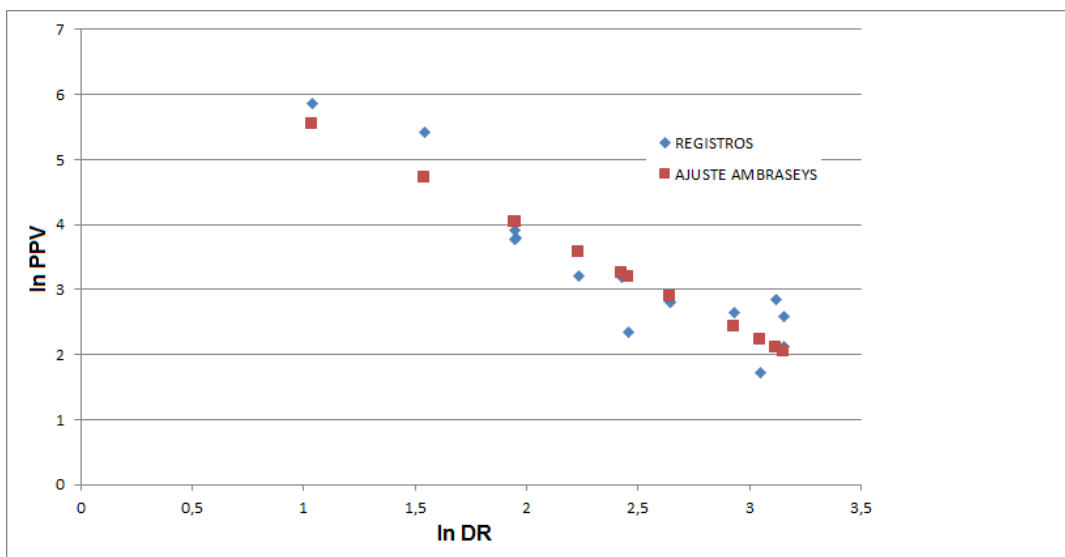


figura 6.2. Ajuste Ambraseys de los datos depurados Alpi

Esta ley, con hipótesis de frente esférico se adapta en general bastante bien, llegando a los mejores coeficientes de correlación.

De igual manera, podemos establecer los coeficientes para la ley de transmisión con la forma de Langefors, que como vemos tiene peor adaptación, tal cual ocurre con la Indian Standar y otras:

$$K = 416 \quad \beta = -1,08 \quad \alpha = 0,72, \text{ con } R^2 = 0,80$$

### 6.1.3. Ajustes mediante estimación lineal múltiple

Ya se ha visto que la estimación lineal múltiple, cuando el conjunto de registros es suficientemente variable en las cargas de voladuras y en las distancias, es una opción muy interesante pues no presupone una relación entre los exponentes de la carga y la distancia. Con la depuración de los datos, pasamos de 27 a 15 registros y se han perdido los disparos que aportaban diferentes cargas. Ahora, casi todos ellos son de 9,7 kg de explosivo, lo que provoca un ajuste adecuado del coeficiente  $\beta$ , pero la constante  $K$  y el exponente  $\alpha$  de la carga no se ajustan con un número mínimo de puntos. El plano de estimación puede oscilar fácilmente alrededor de la línea del valor  $\log Q$ . En este caso, como vemos  $\alpha$  es incluso negativo.

$$K = 6.564 \quad \beta = -1,60 \quad \alpha = -0,23, \text{ con } R^2 = 0,87$$

En definitiva, si el conjunto de registros es poco numeroso y no tiene un grado suficiente de variación en las cargas, lo que suele ser muy habitual, no se obtiene un buen ajuste con la estimación multilineal.

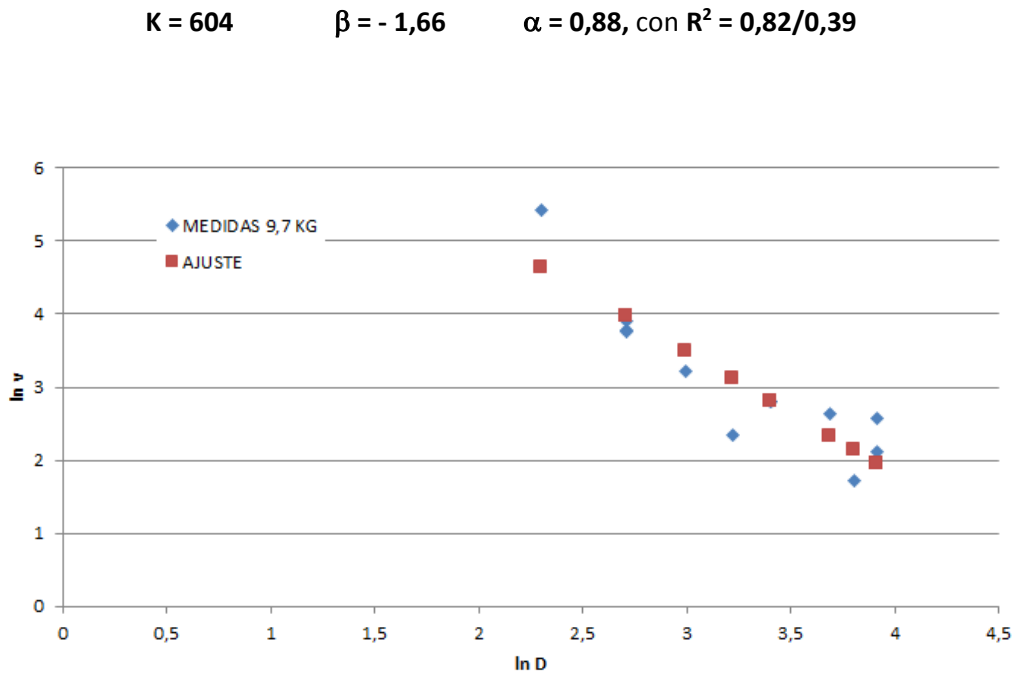
### 6.1.4. Ajuste parcial

Una posibilidad de para ajustar la ecuación general [3.14.] es realizar pruebas con cargas iguales y a diferentes distancias. En ese caso, en la expresión logarítmica de la ecuación, desarrollada en [4.22.], el término  $(\log K + \alpha \log Q)$  pasa a ser una constante  $B_{0c}$ , lo que permite obtener mediante un ajuste directo el valor de  $\beta$ . Así se ha realizado el ajuste del valor de  $\beta$  para los registros depurados de la tabla 6.1. que tienen igual carga, es decir 12 registros, estableciendo la relación  $\log D$  frente a  $\log PPV$ .

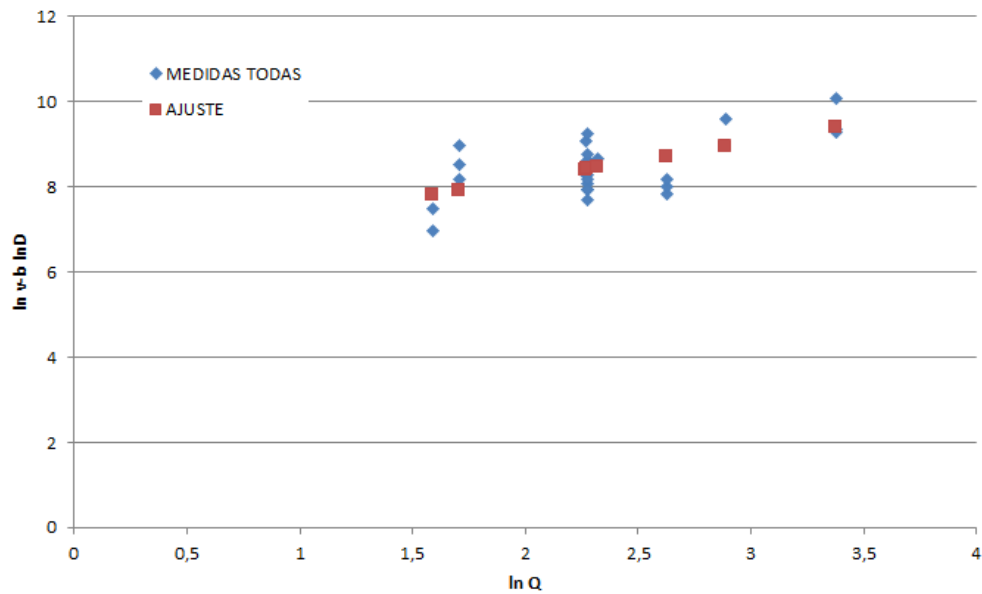
El resultado, tal cual vemos en la figura 6.3., es un valor de  $\beta = 1,66$  con un  $R^2$  de 0,82.

Ahora se trata de considerar este valor  $\beta$  constante y entonces lo que ajustamos es precisamente el valor de  $K$  y de  $\alpha$ , como podemos ver en la ecuación [4.24.] ya que ahora podemos considerar la relación lineal entre la variable compuesta ( $\log PPV - \beta \log D$ ) y la variable  $\log Q$ . Empleamos ahora todos los tiros (27) ya que si no ocurriría algo similar a lo que pasa con la estimación multilínea.

Como vemos en la figura 6.4., la dispersión es grande en torno a la recta de regresión, pero el ajuste da buenos resultados a pesar de tener un valor  $R^2$  de 0,39. Finalmente:



**figura 6.3. Ajuste parcial para los 12 registros de carga constante 9,75 kg**



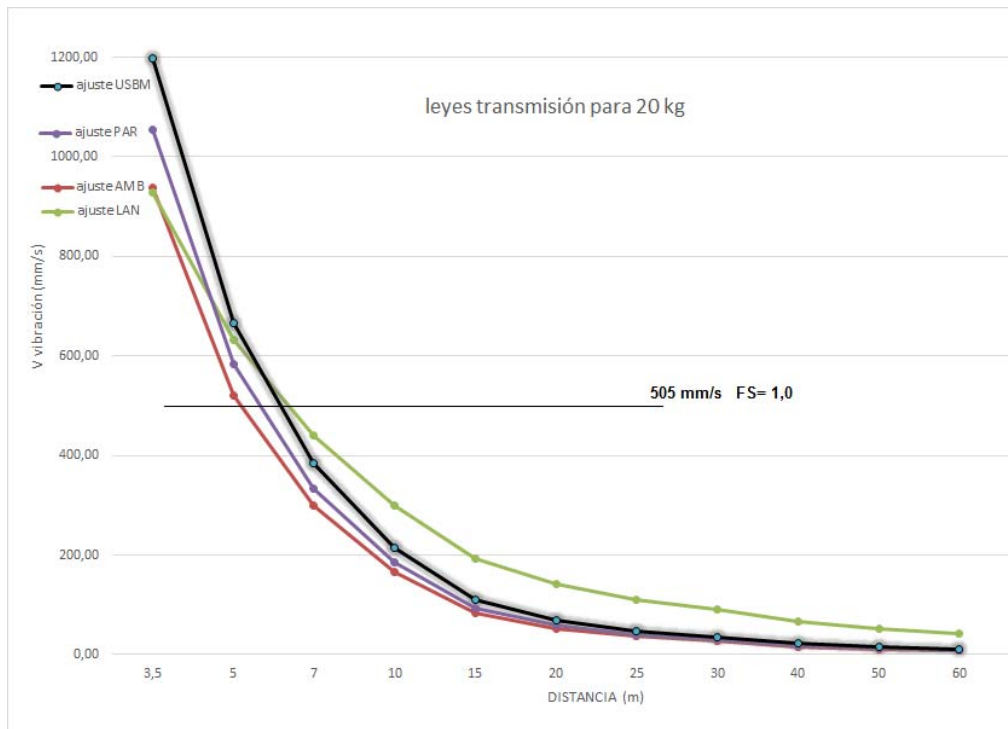
**figura 6.4. Ajuste parcial para conseguir  $K$  y  $\alpha$ , mediante los 27 registros de monte coto**

#### 6.1.4. Comparación de resultados convencionales de ajuste

Llevando todas las gráficas de ajuste de manera conjunta a la figura 6.5., realizada para una carga de 20 kg, podemos observar que, excepto la curva de Langefors, el resto se parece mucho, coincidiendo plenamente la predicción de vibraciones por encima de 30 m.

La ley que mejor se adapta a los registros de campo, con un coeficiente de Pearson es la ley de Ambraseys. La ley de ajuste parcial es bastante interesante, dado que se sitúa entre la que considera frentes esféricos (Ambraseys y Hendron, 1968) y cilíndricos (USBM-Duvall y Petkof, 1959).

Tal como vemos en la tabla 6.2., las leyes más conservadoras son aquellas que predicen una mayor distancia de daño, por lo que, como conclusión, la ley USBM puede ser considerada la ley general de la cantera ALPI aunque, como veremos en los resultados reales, para los objetivos de pronóstico de daño a la roca es muy conservadora.



**figura 6.5. Comparación de las leyes de transmisión ajustadas: AMBbraseys, LANGefor, PARcial y USBM para para Q = 20 kg**

**tabla 6.2. Comparación en las distancias de daño para las leyes de ajuste convencionales (Alpi)**

Cargas kg	USBM m	AMBR m	LANG m	PARC m
5	2,9	3,2 (+9%)	2,4 (-17%)	2,6 (-11%)
10	4,2	4,0 (-3%)	3,9 (-7%)	3,8 (-9%)
15	5,1	4,6 (-10%)	5,1 (-1%)	4,7 (-9%)
20	5,9	5,1 (-14%)	6,2 (+4%)	5,5 (-8%)
30	7,3	5,8 (-20%)	8,1 (+11%)	6,8 (-7%)

### 6.1.5. Ajuste mediante tiros individuales: Comparación con la ley general

En cada uno de los disparos realizados en la cantera se ha dispuesto de tres geófonos, a distancias crecientes, y podemos establecer también una ley de transmisión con los resultados individuales de cada disparo.

Si los registros están alineados, en la gráfica ( $\log \text{PPV} - \log \text{DR}$ ), la energía se amortigua entre los segmentos que determinan los geófonos (1-2) y (2-3) de forma muy aproximada a la ley que se determina en su propio ajuste ( $R^2 \sim 1$ ).

En muchas ocasiones, los estudios de vibraciones realizados trabajan exclusivamente con un disparo, sin que se conozca qué efecto de dispersión puede llegar a producirse, ya que, como veremos, el ajuste basado en tres puntos suele ser bueno.

Así si realizamos el ajuste individual de los tiros A, B, E y F, con los datos de sus registros, que aparecen en la tabla 6.1., se obtienen los valores de los coeficientes de las leyes de amortiguación, con la DR USBM, que se reflejan en la tabla 6.3. En la tabla colocamos también la expresión general obtenida con los 15 registros de Alpi.

**tabla 6.3. Coeficientes y ajuste de disparos individuales y ley general (Alpi)**

DISPARO	K	$\beta$	$\alpha$	$R^2$
A	956	-1,51	0,76	0,95
B	206	-1,03	0,51	0,93
E	369	-1,36	0,68	0,99
F	3.504	-2,53	1,26	0,94
GRAL	777	-1,64	0,83	0,83

Podemos ver en la figura 6.6. que la diferencia es bastante importante a distancias menores de 5 metros, justamente donde se debe definir la zona de daños de la roca, que es nuestro objetivo.

Si comparamos los valores de radio de la zona de fragmentación, teniendo en cuenta la velocidad de vibración crítica de Alpi (505 mm/s), no solamente para la carga de la figura (10 kg) sino para 20 y 30 Kg, observamos que las diferencias en el pronóstico del daño pueden ser superiores al 50% en exceso o en defecto (tabla 6.4.).

Así, si utilizamos cargas de 10 kg, al hacer los cálculos con los registros del disparo B o E, la distancia de daño, que el método predice, quedaría reducida a 1,3 o 2,5 m. Indudablemente, existe un efecto local que en ocasiones provoca una amortiguación más eficaz. En el tiro B ya se observó la posibilidad de que el medio hubiera sido afectado por el disparo previo.

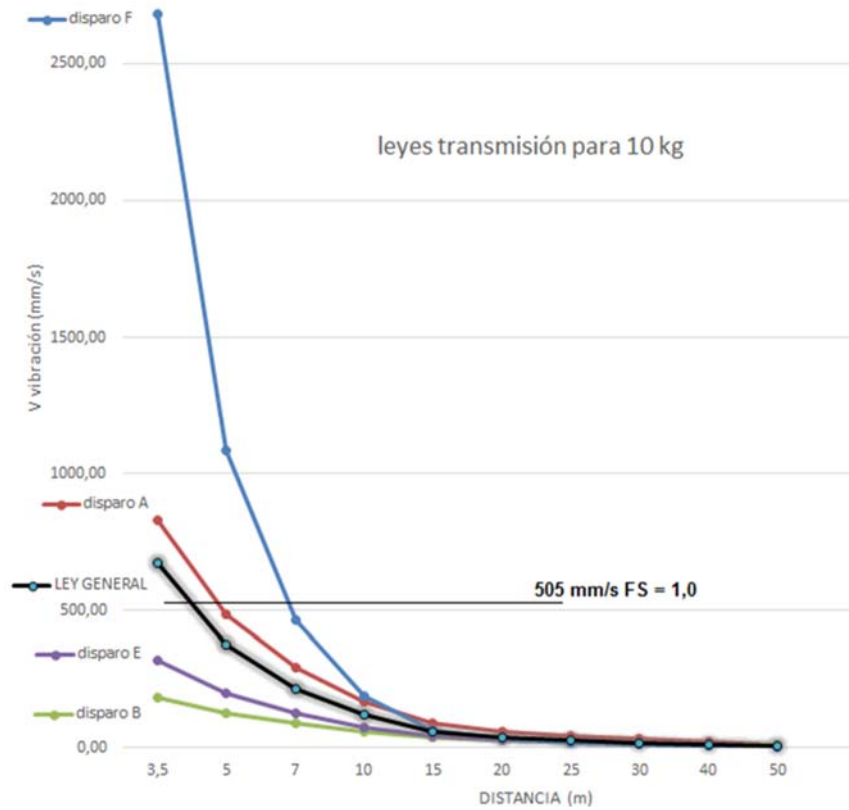


figura 6.6. Comparación de las leyes de transmisión Gral. y por tiros individuales para  $Q = 10$  kg

tabla 6.4. Comparación en las distancias de daño para las leyes de ajuste obtenidas mediante disparos individuales y ley general (Alpi)

Cargas kg	GRAL m.	Disp. A m.	Disp. B m.	Disp. E m.	Disp. F m.
5	2,9	3,4 (+17%)	0,9 (-68%)	1,8 (-40%)	4,8 (+63%)
10	4,2	4,9 (+17%)	1,3 (-69%)	2,5 (-40%)	6,8 (+62%)
15	5,1	6,0 (+16%)	1,6 (-69%)	3,1 (-40%)	8,3 (+62%)
20	5,9	6,9 (+16%)	1,8 (-69%)	3,6 (-40%)	9,6 (+61%)
30	7,3	8,5 (+16%)	2,3 (-69%)	4,3 (-40%)	11,7 (+61%)

Después de este análisis podemos concluir que, si se utilizan pocos registros para obtener la ley de amortiguación, el uso de un valor de FS de 2, para la predicción del daño, es conveniente.

## 6.2. OBTENCIÓN NO CONVENCIONAL DE LEYES DE TRANSMISIÓN

Tal como hemos comentado al principio del capítulo, procedemos a aprovechar los resultados de Kumar et al. (2016) y de Onederra y Esen (2004) para establecer la ley de amortiguación de vibraciones y compararla con la ley general que ha sido obtenida tras depurar los registros y considerando los diferentes modelos de ajuste.

### 6.2.1. Ajuste mediante características geomecánicas de la roca (Kumar et al., 2016)

En el capítulo 3, se hacía un planteamiento general de los descriptores de la ley de transmisión de las vibraciones, indicando algunos intentos de relacionar directamente estas leyes con las propiedades geomecánicas del macizo. Se trata aquí de analizar si el modelo propuesto recientemente por Kumar et al (2016) reproduce la ley para los resultados de este trabajo.

La ley propuesta por KUMAR aparece en las ecuaciones [3.19.] y [3.20.]. En la primera expresión debemos introducir la resistencia a compresión de la roca para el caso de Alpi (88 MPa) y el peso específico (0,0265 MN/m<sup>3</sup>). Como resultado:

$$PPV = \frac{88^{0,624}}{0,0265} \left( \frac{D}{Q^{0,5}} \right)^{-1,463} = 668,4 \frac{Q^{0,73}}{D^{1,46}}$$

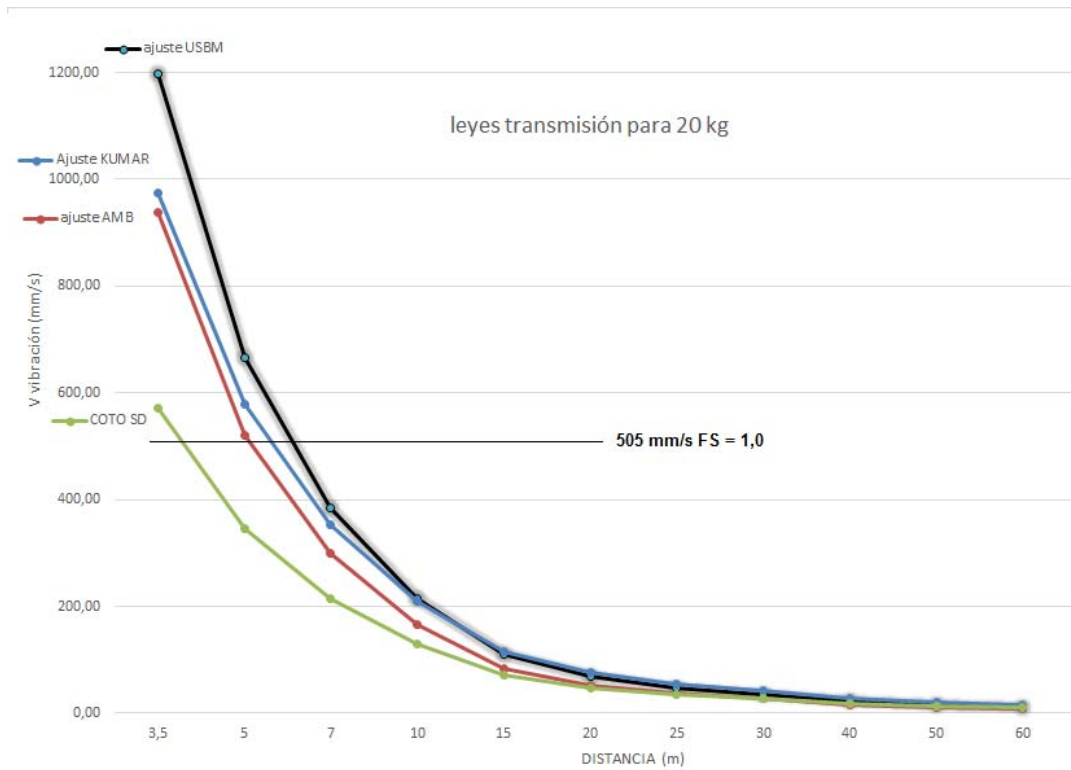
Por lo tanto, tendríamos un ajuste, sin haber hecho ninguna prueba de campo:

$$K = 668 \quad \beta = -1,46 \quad \alpha = 0,73 \quad \text{con } R^2 = 0,78 \quad (1050 \text{ datos bibliográficos})$$

En la figura 6.7. tenemos la posición relativa de la ley de amortiguación KUMAR para Alpi, en comparación con la ley general USBM asumida tras comparar los datos depurados, y también con la de Ambraseys. Además, se introduce también la gráfica obtenida para Monte Coto antes de realizar la depuración de los registros.

Observamos que el pronóstico de Kumar, en esta ocasión, es bueno, con resultados, en la previsión de la extensión del daño, algo inferiores que en el ajuste USBM de Alpi (prevé un 8% menos de distancia de daño), pero mejor que la de Ambraseys o la que resulta de todos los datos para Monte Coto (una previsión un 35% por debajo, en la distancia de daño).





**figura 6.7. Comparación de la ley de KUMAR con la ley USBM Gral. de Alpi. Se dibujan también la de Ambraseys y la de Monte Coto USBM sin depurar. (carga de 20 kg).**

Si ahora utilizamos la segunda expresión propuesta por Kumar et al (2016) que hace intervenir el valor de GSI (80), y que está basada en una correlación de GSI con  $\sigma_c$ , tenemos:

$$PPV = \frac{(0,34 \cdot 1,02^{GSI} \cdot GSI^{1,13})^{0,624}}{0,0265} \left(\frac{D}{Q^{0,5}}\right)^{-1,463} = 1.253 \frac{Q^{0,73}}{D^{1,46}}$$

Vemos que los índices  $\alpha$  y  $\beta$  no cambian, de manera que ahora tendríamos, sorprendentemente, un nuevo valor de K:

$$K = 1.253 \quad \beta = -1,46 \quad \alpha = 0,73 \text{ (con correlación GSI a } \sigma_c)$$

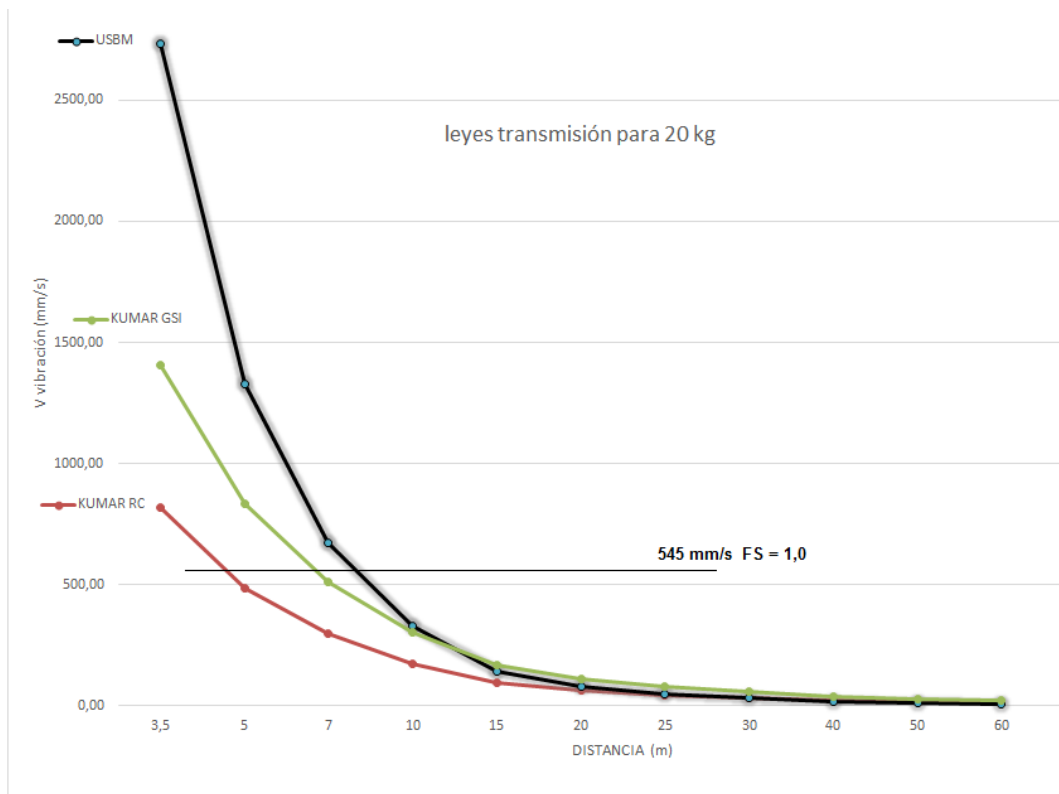
En este caso, la curva de predicción supera ampliamente la de la ley general, con vibraciones que predicen fragmentación de la roca a distancias muy superiores (42%).

Si aplicamos la ley de transmisión propuesta por Kumar et al (2016) a la cantera Duquesa, con la resistencia a compresión de la roca correspondiente (71 MPa) y el peso específico (0,027 MN/m<sup>3</sup>), y la ley en la que se aplica GSI, nos encontramos respectivamente con los coeficientes:

$$K = 571 \quad \beta = -1,46 \quad \alpha = 0,73 \text{ con } R^2 = 0,78 \text{ (1050 datos bibliográficos)}$$

$$K = 983 \quad \beta = -1,46 \quad \alpha = 0,73 \text{ (con correlación GSI a } \sigma_c)$$

Si lo llevamos a la gráfica comparativa de la figura 6.8., vemos de forma clara la gran diferencia existente con la ley USBM ajustada con los registros de campo.



**figura 6.8. Comparación de las leyes de KUMAR con la ley USBM Gral. de Duquesa (20 kg).**

Ambas expresiones subestiman la distancia de daño, situándola demasiado cerca de la voladura. En concreto, la que está basada en la resistencia a compresión un 41 % y la establecida para el GSI un 15%.

Estos mismos análisis, aplicados a Bateig tampoco consiguen establecer una predicción razonable puesto que se producen desviaciones en el ajuste de la distancia de fragmentación llegando a reducirla hasta el 70%, de manera que, frente a una predicción de 26,8 m. para 30 kg de explosivo, pronostican solamente 7,1 m. como distancia de fragmentación.

Con estos resultados, podemos afirmar que la forma en que se modifica en la roca la velocidad de vibración, causada por las voladuras, no puede hacerse depender en exclusiva de uno de los parámetros geomecánicos o índices de calidad principales de la capa.

De nuevo, una vez analizados los resultados, se puede concluir que el procedimiento de predicción de Kumar et al (2016) es demasiado simple, no tiene en cuenta que una roca dura ( $\sigma_c$  elevada) puede estar muy fracturada (bajo RQD, bajo GSI) ni tampoco que las variables de la ejecución de las voladuras pueden afectar a los coeficientes de la ley de transmisión. Es decir, no puede utilizarse para la previsión de daño por voladuras.

### 6.2.2. Índices de transmisión y propiedades geomecánicas

A pesar de ello, y siguiendo con la cuestión planteada, la consideración de las ondas sísmicas como ondas mecánicas que progresan por los macizos rocosos hace pensar en que las variaciones de la energía que los frentes de onda transmiten está muy relacionada con las características mecánicas de la roca. Presenta mucho interés el establecer correlaciones entre los coeficientes que definen las leyes predictoras de las vibraciones y estas características mecánicas.

**tabla 6.5. Características mecánicas y coeficientes de amortiguación de los casos estudiados**

parámetro	ALPI	DUQUESA	MARKINA	BATEIG
$\gamma$ (KN/m <sup>3</sup> )	26,5	27,0	27,0	25,0
RC (MPa)	88,0	71	65	34,5
RT (MPa)	4,7	4,4	4,0	1,7
E (GPa)	37,2	31,1	27,5	19,8
$\nu$	0,3	0,25	0,35	0,2
GSI	75	70	85	85
V <sub>p</sub>	4.000	3.850	4.432	3.070
K	777	1.666	3.925	339
$-\beta$	1,64	2,02	2,30	1,14
$\alpha$	0,83	1,01	1,01	1,03

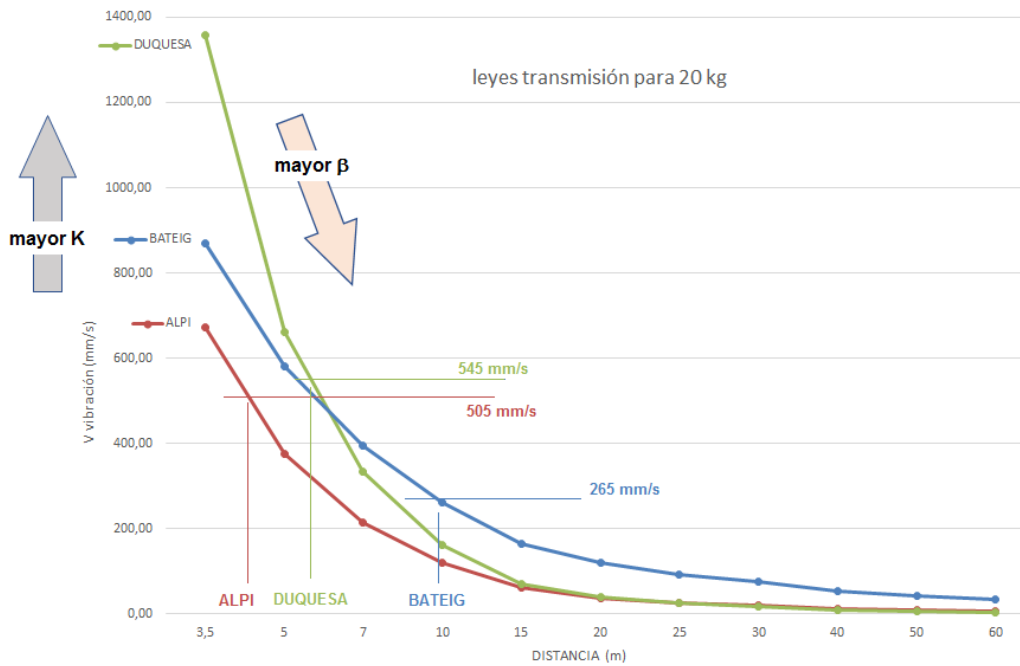
En la tabla 6.5. aparecen los valores mecánicos y coeficientes de propagación de las vibraciones que podrían tener relación. No existen aquí datos suficientes ni suficientemente contrastados para que se puedan extraer conclusiones cuantitativas respecto a dichas posibles relaciones, si no solamente algunas consideraciones de carácter general.

Para un coeficiente K fijo, una mayor magnitud de  $\beta$  (con  $\alpha = \beta/2$ ; USBM) ocasiona una más rápida amortiguación. Parece que, con una roca más rígida (mayores E y  $\sigma_c$ ) el valor de  $\beta$  es menor, por lo que la distancia de amortiguación de la vibración se prolonga (caso Alpi). Por otra parte, el daño llega también algo más lejos, debido a que el módulo elástico también disminuye la  $V_v$  crítica.

No obstante, el incremento de la constante K, en el caso de una caliza gris como la de Duquesa, supone una producción inicial de vibraciones de mayor entidad para la misma carga, lo que puede extender la zona de daño más allá de la de una roca como la caliza crema de Alpi, a pesar de tener aquella un mayor coeficiente  $\beta$ .

Existe una característica fundamental en el análisis de la transmisión de las vibraciones y producción de daño en la roca como es la velocidad de propagación de las ondas de presión  $V_p$ . Por una parte, está en relación directa con los módulos elásticos, de forma que, para rocas más rígidas, con mayor módulo de Young y resistencia a compresión, el valor se incrementa. Esa tendencia a mayores velocidades se produce también en las rocas compactas, con elevado GSI. Es claro el ejemplo de Bateig, una roca no muy rígida pero compacta, en la que la  $V_p$  presenta valores superiores en la dirección del rumbo de los estratos, en la que no debe cruzar las superficies de discontinuidad características de la estratificación, frente a la propagación en la dirección de esta.

La velocidad de transito de la onda de compresión dilatación  $V_p$ , interviene también, de forma directa en la velocidad crítica de vibración, incrementándola. Sin embargo, tal y como se explicó al principio del capítulo 3, el aumento de  $V_p$  está relacionado con el del módulo elástico, que también actúa, aunque de forma inversa, en el umbral de vibración sin daño.



**figura 6.9. Efecto de los coeficientes  $K$  y  $\beta$  en los casos estudiados.**

En definitiva y de manera general, tal como refleja la figura 6.9., el significado inicial de un aumento de cada uno de estos tres parámetros:

$K$  - Una mayor producción de vibraciones para una misma carga.

$\beta$  - Una más rápida amortiguación de las vibraciones (exponente negativo de la distancia).

$V_p$  - Presencia de rocas más rígidas (mayores  $E$  y  $\sigma_c$ ) y/o más compactas (mayores  $GSI$ ).

En conclusión, el índice  $K$  es el más difícil de predecir sin realizar ensayos de campo, no estando relacionado, tal como proponen Kumar et al (2016), de manera simple, con las variables geomecánicas. El coeficiente  $\beta$ , sin embargo, sí parece estar relacionado con variables mecánicas como  $E$ ,  $\sigma_c$  o  $GSI$ , por lo que los estudios deben trabajar en este sentido, pudiendo considerar que  $\alpha$ , el exponente de la carga, tal como se viene admitiendo (criterio USBM), se mantenga en la mitad de aquel. Si se quiere mejorar el ajuste han de realizarse bastantes voladuras con diferentes cargas.

**6.2.3. Ajuste con datos de la zona de plasticidad (Onederra y Esen 2004)**

En el capítulo 4 se describen las zonas que se desarrollan en torno a un barreno de explosivo instantes después de la detonación (figura 4.17.). La primera zona, la de pulverización de la roca, está limitada por el radio de pulverización (crushing zone radius,  $r_c$ ), que podemos evaluar en función de una serie de características del explosivo y la roca.

Un método de cálculo de ese radio está descrito por Esen et al (2003) y utiliza algunos resultados fundamentales, como son los necesarios para el conocimiento de la presión de detonación del explosivo ( $P_d$ ) (Persson et al 1993), la presión generada en el barreno ( $P_b$ ) y la presión de equilibrio existente al final de esta primera zona de roca desintegrada ( $P_{eq}$ ) (Liu y Katsabanis, 1993).

El procedimiento comienza con el cálculo de  $P_d$  [3.1.], estableciendo una presión de barreno  $P_b$  de la mitad de la anterior. Calcula seguidamente, el radio de pulverización  $r_c$ , con la ayuda del coeficiente adimensional CZI (crushing zone index), que pone en relación la presión del barreno  $P_b$  con la rigidez de la roca  $K$  y su resistencia a compresión, en la ecuación [6.1.].

$$CZI = \frac{P_b^3}{K \cdot \sigma_c^2} ; K = \frac{E_d}{1+\nu_d} \quad [6.1.]$$

Una vez calculado este coeficiente, se propone el cálculo del radio de pulverización mediante la ecuación [6.2.], obtenida mediante regresión no lineal ajustando CZI con  $(r_0/r_c)$ , siendo  $r_0$  el radio del barreno.

$$r_c = \frac{r_0 \cdot CZI^{0,219}}{1,231} \quad [6.2.]$$

Como alternativa, puede ser utilizado el radio de pulverización que se obtiene mediante la expresión de Djordjevic (1999), relacionado con la resistencia a tracción:

$$r_c = \frac{r_0}{\sqrt{24 \sigma_t / P_b}} \quad [6.3.]$$

Ahora se utiliza la expresión de Liu y Katsabanis (1993) [3.2.], para calcular la presión de equilibrio  $P_{eq}$  que aparece al final de la zona de pulverización (figura 3.1.)

El método planteado por Onederra y Esen (2004) para la descripción de la ley de transmisión en la zona de fragmentación, aprovecha las vibraciones a una distancia tan próxima al barreno como el radio de pulverización calculado, utilizando la estimación de la PPV en ese punto establecida por Persson et al (1993), muy similar a la de la de umbral de daño .

$$PPV_c = \frac{P_{eq} \cdot V_P}{E_d} \quad [6.4.]$$

Aplicando los datos de Alpi, podemos efectuar los cálculos:

*Densidad explosivo ANFO  $\rho_{ex} = 800 \text{ kg/m}^3$*

*Velocidad detonación  $V_d = 4077 \text{ m/s}$*

*Mediante [3.1.], Presión detonación  $P_d = 3,32 \text{ GPa}$*

*Presión del barreno  $\sim P_d/2$ ,  $P_b = 1,66 \text{ GPa}$*

*Densidad roca =  $2,6 \text{ t/m}^3$*

*Módulo de Young  $E = 37,2 \text{ GPa}$ ; Módulo dinámico mediante [4.31.],  $E_d = 40,5 \text{ GPa}$*

*Módulo de Poisson  $\nu = 0,25$*

*Mediante [6.1.], Rigidez roca  $K = 32,4 \text{ GPa}$*

*$\sigma_c = 88 \text{ MPa}$*

*Mediante [6.1.], Coeficiente  $CZI = 22,15$*

*Diámetro barreno =  $76 \text{ mm}$ ;  $r_0 = 38 \text{ mm}$*

*Mediante [6.2.],  $r_c = 61 \text{ mm}$ ,*

*Espesor pulverizado:  $r_c - r_0 = 23 \text{ mm}$ .*

$$\sigma_t = 4,7 \text{ MPa}$$

Mediante [6.3.], alternativa  $r_c = 146 \text{ mm}$ , espesor  $107 \text{ mm}$ .

Velocidad propagación  $V_p = 4.000 \text{ m/s}$

Mediante [3.2.],  $P_{eq} = 0,80 \text{ GPa}$

Mediante [6.4.],  $PPV(r_c) = 79.228 \text{ mm/s}$

En este caso, el radio de pulverización calculado según Djordjevic (1999), es muy elevado y no se justifica, como podemos ver en la figura 6.10., correspondiente a la prueba de un barreno ciego efectuada en la cantera.

Y como resultado, tenemos un nuevo punto de vibración a distancia  $D = 0,06 \text{ m}$  con la  $PPV_c$  de **79.228 mm/s**.

Onederra y Esen proponen el ajuste con ese punto teórico, tan próximo al disparo, y otros tres registros con geófonos próximos. Si hacemos eso, empleando los disparos de mayor proximidad, como el disparo A y sus registros (A5, A20 y A40), los coeficientes ajustados son:

$$K = 656 \quad \beta = -1,33 \quad \alpha = 0,66, \text{ con } R^2 = 0,99$$

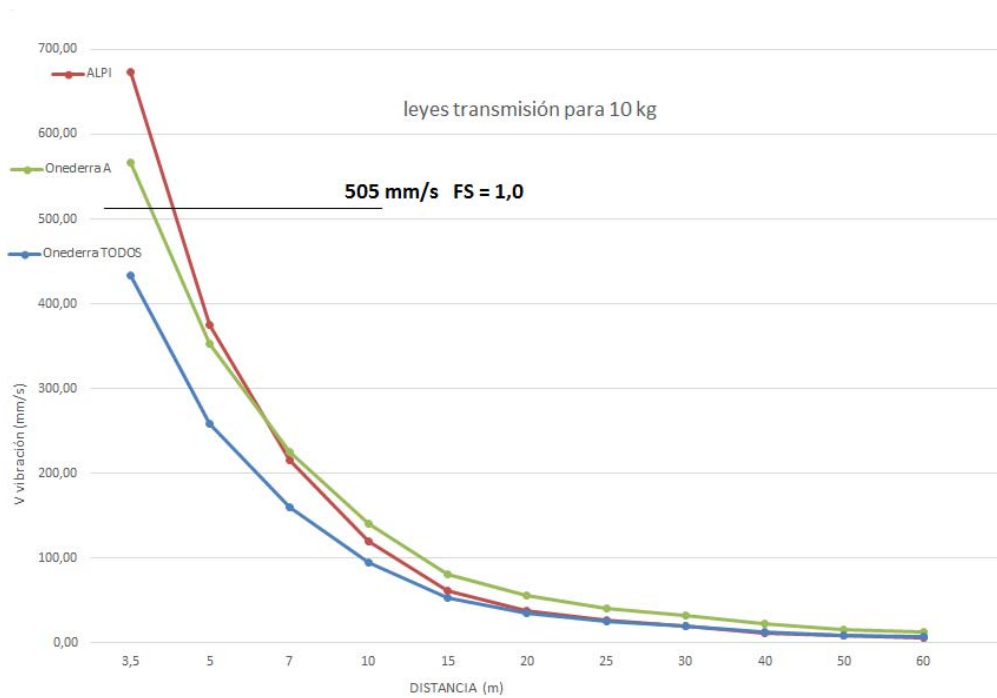
Si el ajuste USBM lo hacemos con todos los tiros depurados de ALPI, añadiendo ese nuevo punto, el resultado entonces es:

$$K = 501 \quad \beta = -1,44 \quad \alpha = 0,72, \text{ con } R^2 = 0,96$$

Mejorando mucho el coeficiente de Pearson.

Llevando estos resultados a la figura 6.10., para comparar las curvas, observamos que con estas nuevas gráficas se reduce la dimensión de la zona de fragmentación que pronostican.



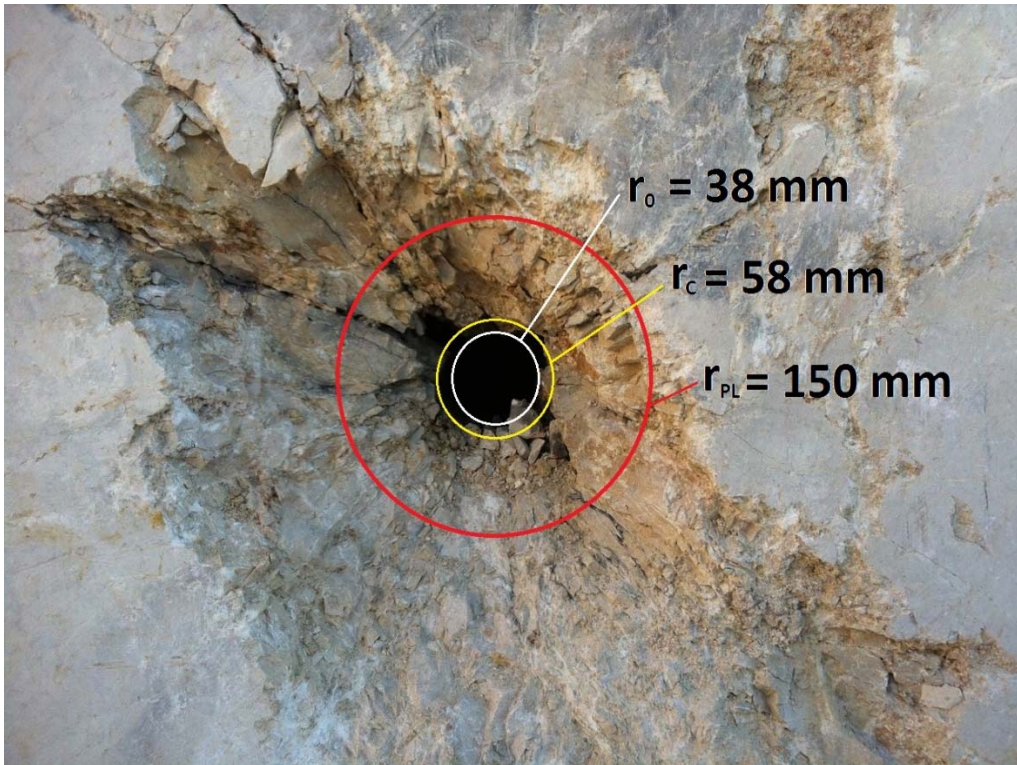


**figura 6.10. Comparación de la ley Gral de Alpi USBM para 10 kg con las curvas ajustadas con el punto teórico  $r_c - PPV_c$ , Onederra y Esen (2004).**

La nueva gráfica que resulta del ajuste, con todos los datos depurados de Alpi, más el punto limítrofe en la zona de pulverización, predice una dimensión de la zona de fragmentación hasta un 25 % menor. De esa forma, el daño con 10 kg, que estaba previsto hasta los 4,2 m. queda reducido a 3,1 m.

En conclusión, el método de ajuste de Onederra y Esen (2004), que se puso a punto con ensayos a muy corta distancia en materiales homogéneos, empleando acelerómetros piezoeléctricos, no es un método conservador, ya que reduce la distancia de daño, pero es un método por considerar pues podría estar suficientemente fundamentado como para ser de utilidad. En cualquier caso, trabaja en la zona muy próxima o incluso dentro de la zona de plastificación lo que aporta también resultados de considerable interés.

Podemos aventurarnos a calcular la presión de plastificación  $P_{PL}$  de la roca si disponemos de la magnitud del radio de plastificación tal como observamos en la figura 6.11., que procede de la explosión de un barreno ciego tras su voladura, habiendo seccionado el barreno con la rozadora.



**figura 6.11. Alpi: foto de un barreno ciego de 76 mm. tras la explosión, con la zona de pulverización y plastificación marcadas**

Empleando la ecuación [4.27.] calculamos la presión de plastificación, para un radio de plastificación  $r_{PL} = 150 \text{ mm}$ , correspondiente a un espesor  $e_{PL} = r_{PL} - r_c = 89 \text{ mm}$ ., resultando entonces  $P_{PL} = 223 \text{ MPa}$ .

El nivel de vibraciones ocasionado al inicio de la zona de fragmentación se calcula sin más que utilizar la ecuación de amortiguación para  $D = r_{PL} = 0,15 \text{ m}$ , con una carga de 10 kg. Empleando la ley de Alpi ajustada con la expresión USBM incluyendo con el punto situado en  $r_c - PPV_c$ , calculamos finalmente:

$$PPV_{PL} = \frac{501 \cdot 10^{0,72}}{0,15^{1,44}} = 40.389 \text{ mm/s}$$

De esa forma, utilizando la misma ley conseguida, podemos dibujar la gráfica de vibración de la roca en el entorno del barreno ciego de 10 kg, tal como aparece en la figura 6.12. e incluso el perfil de presiones, en la figura 6.13.



figura 6.12. Alpi: vibraciones alrededor de un barreno ciego de 10 kg de explosivo

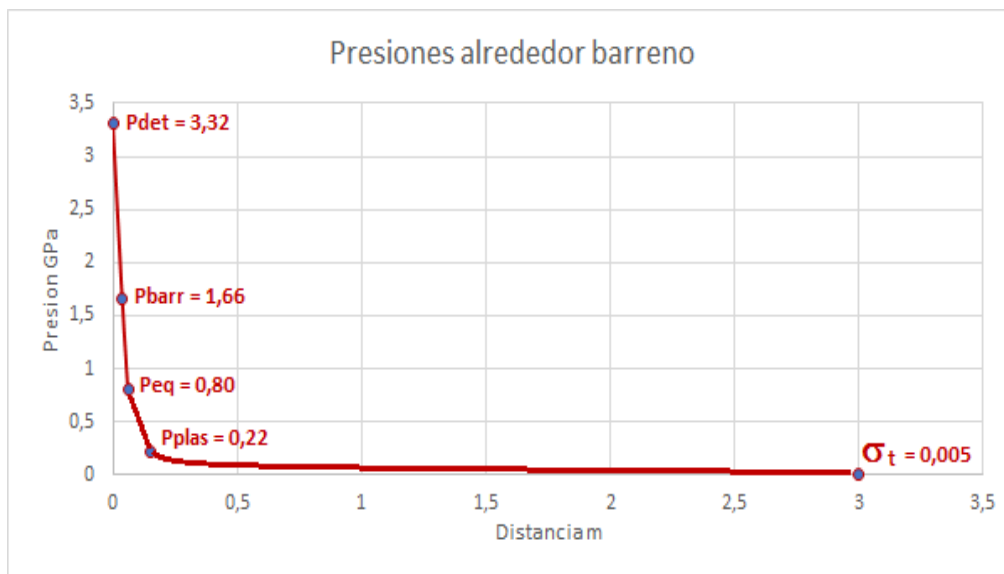


figura 6.13. Alpi: presiones alrededor de un barreno ciego de 10 kg de explosivo

### 6.3. OBTENCIÓN DEL UMBRAL CRÍTICO DE VIBRACIÓN

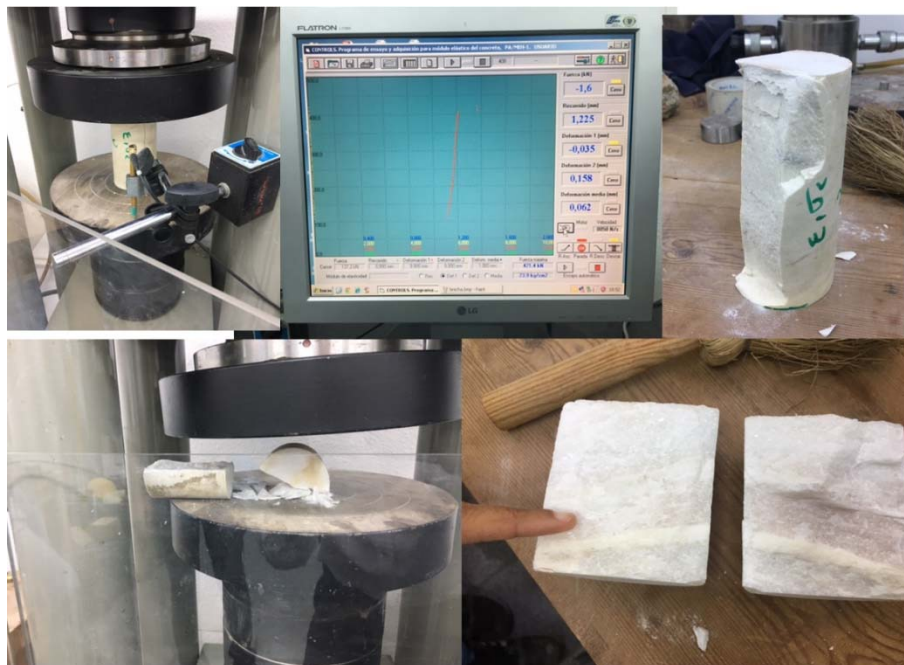
La ecuación que establece el umbral crítico de vibración (UCV), aquella velocidad máxima de vibración que determina el final del comportamiento elástico y cuya expresión se justifica en el capítulo 4, surge al despejar la ecuación que determina la tensión provocada al paso del tren de ondas P [4.28.], y depende solamente de 3 variables:  $\sigma_t$ ,  $V_p$  y E.

### 6.3.1. Ensayos mecánicos

La realización de ensayos mecánicos es primordial para obtener el UCV, aunque podríamos intentar estimar a partir de datos bibliográficos, tal como se realizó para tener unos datos previos en el caso de la Arenisca de Bateig. En ese caso, hemos visto que se sobreestimó la resistencia a la tracción de la roca, que se estableció inicialmente en 4 MPa, quedando tras los ensayos de tracción indirecta en 1,7 Mpa. De igual manera también se asumió un módulo de elasticidad (51.000 MPa) bastante superior al medido tras los ensayos, que fue de 19.500 MPa.

Los ensayos a realizar para conocer los módulos y la resistencia a tracción indirecta (brasileños) son rápidos y fáciles de conseguir, y es recomendable realizar al menos 10 ensayos sobre testigos de varias procedencias espaciales, asumiendo los valores medios o pudiendo asumir valores corregidos por la desviación típica de los datos en función de lo conservadores que pretendamos ser, dependiendo de la forma en la que cada variable afecta al UCV:

- Para la  $\sigma_t$  el valor medio menos la desviación típica. (superado en el 83% de los casos)
- Para el módulo E el valor medio más la desviación típica (solo superado en el 17% de los casos).



**figura 6.14. Ensayos de módulos y brasileños**

### 6.3.2. Determinación de la $V_p$

La velocidad de propagación de las ondas depende también de los parámetros elásticos, existiendo, como hemos visto en el capítulo 3, unas expresiones para  $V_p$  y  $V_s$  que tienen en cuenta tanto los módulos  $E$  y  $\nu$  como la densidad de la roca.

Hemos visto, no obstante, que no existe una concordancia entre los resultados que teóricamente han de tener las velocidades, según las ecuaciones [3.3] y [3.4.], y los medidos en campo para las diferentes canteras.

**tabla 6.6. Valores de velocidades de propagación calculados, medidos y utilizados**

parámetro	ALPI	DUQUESA	MARKINA	BATEIG
$\gamma$ (KN/m <sup>3</sup> )	26,5	27,0	27,0	25,0
$E$ (GPa)	37,2	31,1	27,5	19,8
$\nu$	0,3	0,25	0,35	0,2
$V_p$ (cal)	4.375	3.734	3.707	2.955
$V_p$ (med)	3.700	3.850	4.432	4.040
$V_p$	4.000	3.850	4.432	3.070
GSI	75	70	85	85

Existen varias razones para ello. Por supuesto, las diferencias en la roca que ensayamos y la de las pruebas de campo, que afectan a una porción muy superior a la que constituye un conjunto limitado de testigos.

También es cierto que el cálculo está muy condicionado por el módulo transversal  $\nu$ , existiendo dificultades para medir ese módulo de Poisson, pues se puede sobreestimar, debido a que es un hecho frecuente el que una porción de la probeta donde se encuentra la galga o el comparador se desprenda en forma de esquirla, aumentando o invalidando el resultado.

Al margen de estas importantes circunstancias, la mayor componente de las diferencias debe provenir del diaclasado. No es tan rápida la propagación si se ve interrumpida por una serie de grietas que pueden estar parcialmente rellenas por sustancias más blandas. Estas consideraciones nos llevan a pensar que las velocidades teóricas, calculadas, son cercanas a las que tendría la roca sin fisuras, con GSI = 100, resultando variable a la baja cuando se incrementa la densidad de la fisuración. Una prueba de ello se presenta en la roca de Bateig, cuando se mide la propagación en sentido de los estratos, con frecuentes superficies de discontinuidad en el

medio propagador, lo que llega a reducir un 25% la  $V_p$  obtenida en la dirección transversal a estos.



**figura 6.15. Medida VP en Bateig.**

Centrándonos en los casos estudiados, y cuyos valores figuran en la tabla 6.6., existen varias situaciones paradójicas:

- En Alpi, la velocidad calculada es mayor que la registrada, pudiendo deberse esa reducción al diaclasado, al corresponderle un GSI de 75. Tal como se explicó adoptamos una velocidad de propagación intermedia, como medida de seguridad.
- En Duquesa, coinciden los valores calculado y medido, aunque este caso es el de menor GSI, con un valor de 70, que podría conducir a un menor registro de campo.
- En Markina al igual que en Bateig, la velocidad calculada es menor que la medida, siendo además rocas muy compactas con valores GSI de 85.

Por ese motivo, además de las precauciones en relación con los procedimientos de medida, utilizando la velocidad teórica como referencia, conviene realizar también la medida de la llegada de la onda transversal con alguna técnica de sísmica pasiva (tipo MASW) para comprobar si la desviación se confirma.

En cualquier caso, la medida de velocidades de propagación es mejor que se realice varias veces al entender que la roca no es homogénea en toda la cantera, y para identificar diaclasas principales en las líneas de colocación de geófonos. Si es posible se aprovechará el disparo en

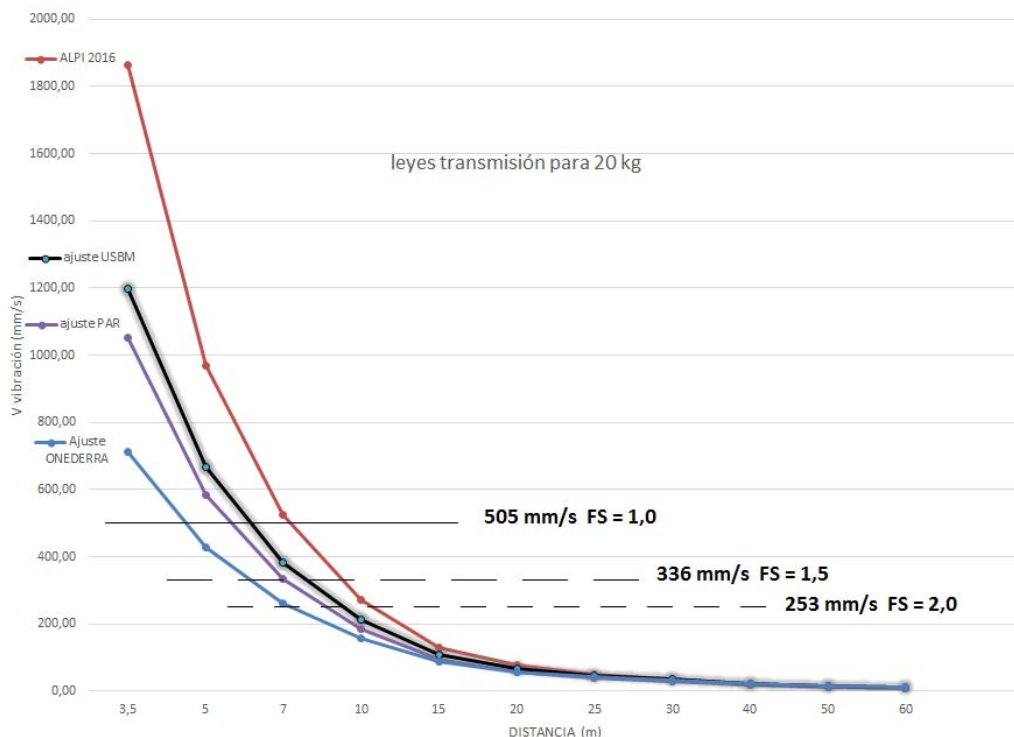
paralelo para disponer de un número adicional de datos de observación para el estudio que probablemente permitan identificar los frentes transversales.

#### 6.4. RESULTADOS EN LA CANTERA ALPI

En el año 2016, en que se realizaron la mayor parte de los registros en la cantera, se obtuvieron una serie de conclusiones en relación con el daño (Trigueros et al. 2017) que ahora, tras un análisis de mayor detalle, podemos precisar cuantitativa y cualitativamente.

Tras la revisión de todos los métodos de ajuste, y tras el estudio de un mayor número de datos geomecánicos, se han variado ligeramente los valores de los coeficientes de las leyes de transmisión y los de los módulos y resistencias de la roca. Así, el UVC ha pasado de 580 mm/s a 505 mm/s, al haber disminuido la resistencia a tracción y aumentado el módulo elástico.

Con todo ello, podemos comparar las gráficas de amortiguación de las vibraciones que se preparaban en 2016 para registros a menos de 50 m, con las leyes ahora establecidas con arreglo a un ajuste mediante la DR USBM de los datos de Alpi depurados, un ajuste con el método parcial y un ajuste que incluye el valor teórico de vibraciones que se tendría al inicio de la zona de plastificación de la roca (Onederra 2004).



**figura 6.16. Comparación (para 20 kg) entre las leyes de ajuste ALPI 2016 y las leyes ajustadas ahora con criterio USBM, método parcial y de la zona de plastificación (Onederra 2004).**

Como podemos ver en la figura 6.16, ahora con los nuevos cálculos, las distancias de daño se reducen hasta los niveles que podemos comprobar en la tabla 6.7.

**tabla 6.7. Comparación en las distancias de daño para las leyes de ajuste obtenidas en 2016 y actuales por los tres procedimientos USBM, Ajuste Parcial y Onederra. (Alpi)**

Cargas kg	2016 m.	USBM m.	PARC m.	ONED m.
5	3,1	2,9 (-5%)	2,6 (-16%)	2,2 (-28%)
10	4,7	4,2 (-11%)	3,8 (-20%)	3,1 (-33%)
15	6,0	5,1 (-15%)	4,7 (-22%)	3,9 (-36%)
20	7,1	5,9 (-17%)	5,5 (-24%)	4,4 (-38%)
30	9,1	7,3 (-20%)	6,8 (-26%)	5,4 (-40%)

Tras un amplio análisis y comparación de todos los procedimientos y como conclusión, podemos afirmar que todavía podemos acercarnos más con las voladuras a la zona de roca sana sin dañarla. Dependiendo de las cargas, las reducciones de las zonas de seguridad pueden oscilar entre un 10 y un 40%. En 2016, se consideró además una ley de propagación más conservadora, que se ajustaba solamente con los registros más próximos ( $k = 1.160$ ;  $\beta = -1,83$ ;  $\alpha = 1,1$ ), de manera que las reducciones en la distancia de daño previstas con arreglo a esta ley se pueden ver en la tabla 6.8. La figura 6.10, en la que se puede comprobar el resultado real después de una voladura con 10 Kg de carga operante, invita, en efecto, a asumir que las primeras consideraciones fueron demasiado conservadoras.

**tabla 6.8. Nuevas distancias de daño según factores de seguridad y reducción respecto a los valores establecidos en 2016. (Alpi)**

Cargas kg	FS 1,0 m.	FS 1,5 m.	FS 2,0 m.
5	2,9 (-23%)	3,8 (-22%)	4,5 (-20%)
10	4,2 (-28%)	5,3 (-27%)	6,4 (-25%)
15	5,1 (-31%)	6,6 (-23%)	7,8 (-21%)
20	5,9 (-33%)	7,6 (-18%)	9,0 (-17%)
30	7,3 (-36%)	9,3 (-15%)	11,1 (-14%)



## 6.5. CAMBIO DE MÉTODO Y DAÑO

En la imagen de la figura 6.17. aparece la labor habitual realizada anteriormente a la aplicación de los resultados de la investigación. La apertura de un nuevo banco para la entrada a la capa se prepara desde las margocalizas de techo, mediante una voladura en trinchera y rampa descendente. Esa voladura incluye un precorte para verticalizar y aislar la entrada en la capa. A partir de esa situación se empieza con el rozado inferior (ya preparado en la imagen) y la separación de bloques primarios con el hilo, a pesar de que los primeros 20-30 m no son de calidad ornamental.



***figura 6.17. Procedimiento habitual de entrada en capa. Voladura con precorte y rozado.***

Una vez modificado el método, según vemos en la figura 6.18. la entrada prosigue con voladuras, y se realiza el precorte a unos 10 metros de la zona que ya tiene calidad. La carga operante empleada es de 10 Kg de manera que existe un factor de seguridad, en cuanto a la posibilidad de dañar la roca, superior a 2 (tabla 6.8., para FS 2,0 la distancia sería ahora de 6,4 m). El precorte se realiza con cordón detonante de 100 g/m, quedando la superficie del corte con muy buena calidad.



***figura 6.18. Nuevo método de entrada directa en capa. Voladura con precorte previo.***

El resultado es mejor que el esperado. En la figura 6.19., aparece la parte de la roca vecina al precorte, una vez cortada con rozadora e hilo. Gracias al precorte, el daño no va más allá de unos pocos decímetros, y ni siquiera se aprecia que las cargas de fondo produzcan zonas de daño, quedando limitado este a una pequeña aureola de fisuras en la base de la roca.

Con el cambio de método se produce un apreciable ahorro de medios y tiempo, al no tener que realizar el rozado inferior, que obligaría a avanzar de tres en tres metros.



***figura 6.19. Resultado del nuevo método de entrada con voladura.  
Pequeña aureola de fisuras en la base, de algunos decímetros.***

## CAPÍTULO 7. CONCLUSIONES Y LÍNEAS DE FUTURO

A lo largo de los trabajos desarrollados se ha podido comprobar de manera concluyente que, mediante el estudio de las vibraciones, la utilización de ensayos mecánicos y la medida de la propagación sísmica en la roca podemos establecer, con garantías, a qué distancia la roca ornamental no será dañada por los explosivos.

Esa distancia queda determinada, una vez que se establecen las leyes más convenientes de amortiguación de las vibraciones, mediante la introducción en las gráficas de amortiguación (PPV-D) del umbral crítico de vibración (UCV), que es directamente dependiente de la resistencia a tracción de la roca y de la velocidad de propagación de las ondas de compresión dilatación, e inversamente proporcional al módulo elástico.

La expresión con la que se configuran las tablas, ya que permite el cálculo directo de la distancia de daño, incorporando la carga operante  $Q$ , los coeficientes de las leyes de transmisión ( $K$ ,  $\beta$  y  $\alpha$ ), la velocidad de vibración crítica  $V_v$  y el factor de seguridad  $FS$ , es la siguiente:

$$D = \left( \frac{K \cdot Q^\alpha}{V_v / FS} \right)^{1/\beta}$$

Tal como se planteaba en los objetivos generales de este trabajo, se han podido optimizar todos los aspectos y secuencias de la metodología básica propuesta, mediante su aplicación al análisis de 4 casos de rocas ornamentales, de los que se han extraído una serie de conclusiones más específicas, que ahora repasamos.

### 7.1.1. Conclusiones en la toma de datos.

1. Respecto al uso de barrenos ciegos, que aparentemente pudieran generar más vibraciones, a causa de que toda la energía del explosivo pasa a la roca sin desplazarla, este efecto puede verse compensado por la posible superposición de frentes desde la voladura con múltiples barrenos. Sí parece que el uso de barrenos ciegos es más conveniente para el estudio de las leyes de transmisión, dado que el ajuste tiene una menor dispersión cuando se realiza solo con estos.
2. Respecto al uso de tiros en línea, registrando también sucesivamente los disparos en una línea de geófonos triaxiales, hay que tener cuidado: la secuencia de disparo debe comenzar en los tiros más alejados y las distancias entre barrenos deben ser suficientemente grandes para que no se vea dañada la roca encargada de propagar la energía.
3. Respecto a las cargas y distancias, no podemos registrar a distancias mayores de 50 metros y debemos disponer de un máximo de tiros por debajo de 30 m. El camino de propagación será muy heterogéneo en otro caso y las velocidades de vibración muy bajas si, como en el caso de Alkerdi, además, las cargas son tan pequeñas.

### 7.1.2. Conclusiones en cuanto a las leyes de amortiguación

1. El proceso de ajuste de la ley de transmisión ( $PPV = K Q^\alpha D^\beta$ ) es el más complejo e importante, existiendo tres formas fundamentales, una convencional y otras dos analizadas en este trabajo:
  - Basadas en la distancia reducida (DR) con diferentes expresiones de esta.
  - Estimación lineal múltiple.
  - Ajuste parcial, en dos etapas, basado en valores de carga constantes.
2. Los procesos de ajuste más utilizados y sugeridos por las normas de daño a las estructuras son los de distancias reducidas, existiendo un número abrumador e innecesario de criterios de los que se pueden seleccionar dos:
  - La distancia reducida USBM (Duvall y Petkoff, 1959), que considera una distancia reducida apropiada para frentes cilíndricos, con  $DR = D/Q^{1/2}$ .
  - La distancia reducida con cargas esféricas (Ambraseys y Hendron, 1968), que trabaja con  $DR = D/Q^{1/3}$ . Los mejores ajustes se obtienen con esta ley en un caso como éste caracterizado por rocas compactas y registros próximos (de hasta 50 m).

3. La estimación lineal múltiple es muy recomendable, al no establecer de forma previa una relación entre los exponentes  $\alpha$ , de la carga, y  $\beta$  de la distancia. El inconveniente surge por la dificultad de disponer de un conjunto suficientemente amplio de datos para diferentes cargas. Exige una mayor y variada cantidad de datos de registro.
4. El ajuste parcial, consistente en la obtención del coeficiente  $\beta$  utilizando solo los registros de igual carga, y luego ajustando  $K$  y  $\alpha$  con la totalidad de las medidas, obtiene excelentes resultados en el primer ajuste y buenos resultados en el segundo, por lo que también se debe utilizar con la mayor cantidad de registros posible.
5. De todas las leyes de transmisión la más conservadora es la USBM, puesto que pronostica una mayor distancia para la amortiguación de la señal de vibración, por lo que las zonas de daño calculadas son también mayores.
6. Se ha demostrado también que la utilización de pocos registros (3) para establecer las leyes de amortiguación, a pesar del buen ajuste obtenido, requiere de la utilización de valores de FS de 2, al menos, debido a la gran variación entre los valores de daño para las leyes obtenidas (+/- 60%).

### 7.1.3. Conclusiones en relación con las zonas de daño

1. Existen tres zonas de daño alrededor del barreno que confina el explosivo y que se desarrollan inmediatamente después de la explosión:
  - Zona de pulverización (crushing), de unos pocos centímetros ( $r_c$ ), llegando hasta que la presión del barreno  $P_B$  se reduce a un valor de equilibrio  $P_{eq}$  que depende de las velocidades de detonación y propagación.
  - Zona de plastificación, de unos pocos decímetros ( $r_{pl}$ ), caracterizada por una intensa fracturación radial, y cuyo comportamiento mecánico se puede comparar al de un recipiente a presión, de forma que se puede calcular la presión final  $P_{pl}$ .
  - Zona de fragmentación, de varios metros ( $r_f$ ), que llega hasta que las vibraciones en la roca descienden por debajo del umbral crítico (UCV).
2. Los valores de vibración en estas tres zonas son muy altos superando con creces la capacidad de los geófonos (250 mm/s), por lo que se ha de trabajar con acelerómetros piezo-eléctricos.
3. En el caso de Alpi, se dispuso de la sección de un barreno después de su detonación, de forma que se ha podido validar el método de Onederra en relación con el cálculo del radio de pulverización  $r_c$  (0,06 m) y del uso de la velocidad teórica de vibración (79.228 mm/s) en dicho punto.

#### **7.1.4. Conclusiones en relación con la obtención de las leyes de transmisión a partir de los parámetros mecánicos de la capa**

1. La pretensión de establecer leyes de transmisión dependientes de los parámetros mecánicos es muy interesante, pero una vez efectuado el análisis concreto para nuestros datos de campo, la propuesta de Kumar et al (2016) ofrece resultados muy irregulares. El procedimiento de predicción de Kumar es demasiado simple, no tiene en cuenta que una roca dura ( $\sigma_c$  elevada) puede estar muy fracturada (bajo RQD, bajo GSI) ni tampoco que las variables de la ejecución de las voladuras pueden afectar a los coeficientes de la ley de transmisión, pues pretende un pronóstico sin pruebas de vibraciones. Es decir, no puede utilizarse para la previsión de daño por las voladuras.
2. En cuanto a la posibilidad de que los coeficientes de la ley de amortiguación estén relacionados con las variables geomecánicas, debe tenerse en cuenta, para trabajar en este campo:
  - El índice K es el más difícil de predecir sin realizar ensayos de campo, no estando relacionado, de manera simple, con las variables geomecánicas.
  - El coeficiente  $\beta$ , sin embargo, sí parece estar relacionado con variables mecánicas como E,  $\sigma_c$  o GSI, por lo que los estudios deben trabajar en este sentido, pudiendo considerar que  $\alpha$ , el exponente de la carga, tal como se viene admitiendo (criterio USBM), se mantenga en la mitad de aquel o, si se quiere mejorar el ajuste, independizando  $\alpha$  y  $\beta$ , han de realizarse bastantes voladuras con diferentes cargas y estimación lineal múltiple o parcial.

#### **7.1.5. Conclusiones en relación con las velocidades de propagación sísmica**

1. Aunque la  $V_p$  se debe incrementar con la presencia de rocas más rígidas (mayores E y  $\sigma_c$ ) y/o más compactas (mayores GSI), no siempre se cumple esa regla, ocurriendo que las rocas menos rígidas y duras, pero con mayor GSI si registran velocidades superiores a las calculadas de forma teórica en función de los módulos.
2. Es por ello muy recomendable la realización de la medida de la propagación de forma simultánea con la de la vibración, mediante lo que hemos denominado tiros con registro paralelo de los frentes (geófonos de primeras llegadas) y de las vibraciones (geófonos triaxiales). De esa forma, se tendrá la ventaja adicional de poder identificar también los frentes transversales, estableciendo  $V_s$  en los sismogramas de los registros triaxiales.

**7.1.6. Optimización de los resultados en Alpi**

1. La eliminación de los registros, en base a las observaciones de campo que pudieran constatar un posible fallo en el registro, por alteración del medio propagador o heterogeneidad de este, pasando de 27 registros en la capa de Monte Coto hasta los 15 registros finales, mejora el ajuste de las leyes de transmisión de manera considerable, así:
  - La ley cilíndrica (USBM) pasa de  $R^2 = 0,75$  a  $R^2 = 0,83$
  - La ley esférica (Ambraseys) pasa de  $R^2 = 0,75$  a  $R^2 = 0,85$
2. La utilización del valor de lo que sería un registro teórico de vibraciones, a la distancia límite de pulverización (Onederra), junto a los 15 registros finales conduce al mejor ajuste, con:
  - La ley cilíndrica (USBM) pasa de  $R^2 = 0,75$  a  $R^2 = 0,95$
  - La ley esférica (Ambraseys) pasa de  $R^2 = 0,75$  a  $R^2 = 0,96$
3. El uso de los coeficientes de las nuevas leyes para el umbral crítico UCV de 505 mm/s, conduce a valores de la distancia de daño de entre un 10 y un 40 % menores a los establecidos en 2016, siendo estas reducciones crecientes con las cargas operantes.
4. La realización de voladuras en la cantera, tras la aplicación del cambio de método para entrar en la capa, induce a considerar muy positivas las reducciones de las zonas de daño, pues es plenamente compatible con los resultados obtenidos. Esto invita a pensar en el uso más conveniente de las leyes de transmisión menos conservadoras.



## 7.2. LÍNEAS DE TRABAJO FUTURAS

### 7.2.1. En rocas ornamentales

Las rocas ornamentales, como medio cuasi-contínuo, son un excelente escenario de conocimiento para el estudio de las zonas de daño y la transmisión de vibraciones.

Como mejoras metodológicas para seguir trabajando en el ámbito de las rocas ornamentales, estaría la realización de los **tiros con registro en abanico**, situando los geófonos triaxiales alrededor del punto de disparo, de forma que se consiga conocer los efectos de anisotropía relacionados con las juntas y diaclasas en los registros.

Ya se ha comentado también otra forma de conocer esas anisotropías a través del **registro simultáneo en paralelo de la propagación** (primeras llegadas de las ondas P) y de la vibración (identificación de los diferentes frentes en sismogramas de geófonos sucesivos).

La **obtención de los coeficientes ( $K$ ,  $\alpha$ ,  $\beta$ ) a partir de los datos geomecánicos** ( $\gamma$ ,  $\sigma_c$ ,  $\sigma_t$ , GSI, RQD, etc.) incorporando indirectamente alguno de ellos en  $V_p$ . Se puede y debe estudiar la influencia del diaclasado en la velocidad de propagación, teniendo como objetivo el establecer correlaciones entre  $V_p$  y GSI.

El **estudio de las zonas de daños en las proximidades del barreno**, utilizando acelerómetros piezoeléctricos que permitan medir vibraciones de mucho mayor intensidad, puesto que los geófonos triaxiales están limitados a 250 mm/s. Replantear y calibrar la solución analítica a través de las distancias, las presiones y las velocidades de detonación, propagación y vibración.

### 7.2.1. En otras capas de roca

En capas duras, sin calidad ornamental, que configuran los frentes de canteras de áridos minería metálica o excavaciones civiles próximas a zonas industriales o pobladas, se puede realizar también el análisis de la **dependencia de los coeficientes de transmisión y los datos geomecánicos de la capa**. Este estudio ya está en marcha en la Universidad Politécnica de Cartagena, intentando contar con financiación para los medios de investigación.

Hay que **incorporar la tecnología láser-escáner** para calibrar los daños reales de las voladuras en relación con las vibraciones.

## CAPÍTULO 8. PUBLICACIÓN DE RESULTADOS

Durante el desarrollo de esta Tesis se han publicado dos artículos:

Trigueros, E., Cánovas, M., Muñoz, J. M., Cospedal, J. (2017) "A methodology based on geomechanical and geophysical techniques to avoid ornamental stone damage caused by blast-induced ground vibrations". Publicado en la revista: International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences (ISI: 2.010, Q1). Vol: 93 pp: 196 / 200, en abril de 2017.

Cánovas, M., Trigueros, E., Cospedal, J., Muñoz, J. M. (2017). Desarrollo de una metodología para limitar la carga operante en canteras de roca ornamental. Proceedings del SIMIN 2017 XX Symposium de Ingeniería en Minas, Santiago de Chile, Chile. 203-212.

Están 2 artículos más en preparación, basados en las conclusiones de la Tesis.



## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Aimone, C. (1992). *Rock breakage: Explosives, blast design*. SME Mining Engineering Handbook, 3rd edn. Society of Mining Engineers, Littleton, 722-746.
- Ainalis, D., Ducarne, L., Kaufmann, O., Tshibangu, J. P., Verlinden, O., Kouroussis, G. (2018). Improved analysis of ground vibrations produced by man-made sources. *Science of The Total Environment*, 616, 517-530.
- Ainalis, D., Kaufmann, O., Tshibangu, J. P., Verlinden, O., Kouroussis, G. (2017). Modelling the source of blasting for the numerical simulation of blast-induced ground vibrations: a review. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 50(1), 171-193.
- Ak, H., Iphar, M., Yavuz, M., Konuk, A. (2009). Evaluation of ground vibration effect of blasting operations in a magnesite mine. *Soil Dynamics and Earthquake Engineering*, 29(4), 669-676.
- Ak, H., Konuk, A. (2008). The effect of discontinuity frequency on ground vibrations produced from bench blasting: a case study. *Soil Dynamics and Earthquake Engineering*, 28(9), 686-694.
- Aki, K., Richards, P. G. (2002). *Quantitative seismology*. University Science Books, San Francisco.
- Aldas, G. G. U. (2010). Investigation of blast design parameters from the point of seismic signals. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, 24(1), 80-90.
- Aldas, G. G. U., Ecevitoglu, B. (2008). Waveform analysis in mitigation of blast-induced vibrations. *Journal of Applied Geophysics*, 66(1-2), 25-30.
- Álvarez-Vigil, A. E., Gonzalez-Nicieza, C., Gayarre, F. L., Álvarez-Fernández, M. I. (2012). Predicting blasting propagation velocity and vibration frequency using artificial neural networks. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 55, 108-116.
- Ambraseys, N. N., Hendron, A. J. (1968). *Dynamic behaviour of rock masses*. J. Wiley & Sons.
- Amnieh, H. B., Mozdianfard, M. R., Siamaki, A. (2010). Predicting of blasting vibrations in Sarcheshmeh copper mine by neural network. *Safety Science*, 48(3), 319-325.
- Amnieh, H. B., Siamaki, A., Soltani, S. (2012). Design of blasting pattern in proportion to the peak particle velocity (PPV): Artificial neural networks approach. *Safety Science*, 50(9), 1913-1916.
- Anderson, D., Brinckerhoff, P. (2008). Signature hole blast vibration control-twenty years hence and beyond. *Proceedings of the Annual Conference on Explosives and Blasting Technique*, Vol. 34, No. 2, p. 27.

- Armaghani, D. J., Hajihassani, M., Mohamad, E. T., Marto, A., Noorani, S. A. (2014). Blasting-induced flyrock and ground vibration prediction through an expert artificial neural network based on particle swarm optimization. *Arabian Journal of Geosciences*, 7(12), 5383-5396.
- Armaghani, D. J., Momeni, E., Abad, S. V. A. N. K., Khandelwal, M. (2015). Feasibility of ANFIS model for prediction of ground vibrations resulting from quarry blasting. *Environmental Earth Sciences*, 74(4), 2845-2860.
- Arthur, C. K., Temeng, V. A., Ziggah, Y. Y. (2019). Novel approach to predicting blast-induced ground vibration using Gaussian process regression. *Engineering with Computers*, 1-14.
- Ash, R. L. (1968). The design of blasting rounds. *Surface mining*, 387.
- Asociación Española de Normalización y Certificación AENOR (1993). Control de vibraciones producidas por voladuras. Norma UNE 22-381-93, Madrid, 1993.
- Bernaola, J., Castilla, J., Herrera, J. (2013). *Perforación y voladura de rocas en minería*. Departamento de Explotación de Recursos Minerales y Obras Subterráneas, Universidad Politécnica de Madrid.
- Bilgin, A., Esen, S., Kilic, M. (1998). TKI the investigation to eliminate the environmental problems caused by blasts in Can open-pit lignite mine facility. *Final report*. Ankara: TKI general directory.
- Birch, W., White, T., Hosein, S. (2010). Electronic detonators: a step forward in blast vibration control. *Proceedings of the 15th Extractive Industry Geology Conference*, Cardiff.
- Blair, D. P. (2004). Charge weight scaling laws and the superposition of blast vibration waves. *Fragblast*, 8(4), 221-239.
- Blair, D. P. (2009). Limitations of electronic delays for the control of blast vibration and fragmentation. *Proceedings of the 9th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting*, 171.
- Blair, D. P. (2010). Seismic radiation from an explosive column. *Geophysics*, 75(1), E55-E65.
- Blair, D. P. (2014). Blast vibration dependence on charge length, velocity of detonation and layered media. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 65, 29-39.
- Blair, D. P. (2015). The free surface influence on blast vibration. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 77, 182-191.
- Blair, D. P., Armstrong, L. W. (1999). The spectral control of ground vibration using electronic delay detonators. *Fragblast*, 3(4), 303-334.
- Blair, D. P., Armstrong, L. W. (2001). The influence of burden on blast vibration. *Fragblast*, 5(1-2), 108-129.
- Blair, D. P., Birney, B. (1994). Vibration signatures due to single blastholes fired in the Charlotte Deeps. *ICI Confidential Report*.
- Bowen, N. (2015) Next generation blasting—how will wireless change mining. *Proceedings of the 2nd Annual International Mining and Resources Conference*, Melbourne, Australia.
- Brent, G. F., Smith, G. E., Lye, G. N. (2002). Studies on the effect of burden on blast damage and the implementation of new blasting practices to improve productivity at KCGMs Fimiston Mine. *Fragblast*, 6(2), 189-206.
- British Standards Institution (1993). Evaluation and Measurement for Vibration in Buildings: Guide to damage levels from groundborne vibration, Vol. 7385, No. 2.

- Cánovas, M., Trigueros, E., Cospedal, J., Muñoz, J. M. (2017). Desarrollo de una metodología para limitar la carga operante en canteras de roca ornamental. *Proceedings del SIMIN 2017 XX Simposium de Ingeniería en Minas*, Santiago, Chile. 203-212.
- Cardu, M., Dompieri, M., Seccatore, J. (2012). Complexity analysis of blast-induced vibrations in underground mining: a case study. *International Journal of Mining Science and Technology*, 22(1), 125-131.
- Cardu, M., Giraudi, A., Oreste, P. (2013). A review of the benefits of electronic detonators. *Rem: Revista Escola de Minas*, 66(3), 375-382.
- Cardu, M., Lovera, E. (2004) Optimising quarrying techniques and practices. In Terezopoulos N. & Paspaliaris I (eds) *OSNET Editions Vol. 7 EUR 20637/7*. Athens: National Technical University.
- Cardu, M., Mucci, A., Uyar, G. G. (2015). Investigating the effects of bench geometry and delay times on the blast induced vibrations in an open-pit quarry. *GEAM-GEOINGEGNERIA AMBIENTALE E MINERARIA-GEAM-GEOENGINEERING ENVIRONMENT AND MINING*, (144), 45-56.
- CETESB-COMPANHIA (1992). AMBIENTAL-Norma D7. 013-Mineração por explosivo. *São Paulo*.
- Chakraborty, A. K., Roy, P. P., Jethwa, J. L., Gupta, R. N. (1998). Blast performance in small tunnels-a critical evaluation in underground metal mines. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 13(3), 331-339.
- Charlie, W. A., Veyera, G. E., Durnford, D. S., Doehring, D. O. (1996). Porewater pressure increases in soil and rock from underground chemical and nuclear explosions. *Engineering Geology*, 43(4), 225-236.
- Chiappetta, R. F. (1994). *New findings on the impact of an explosive VOD on blast results* (No. CONF-940144-). International Society of Explosives Engineers, Cleveland, OH (United States).
- Cook, N. G. (1992). Natural joints in rock: mechanical, hydraulic and seismic behaviour and properties under normal stress. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, Vol. 29, No. 3, pp. 198-223.
- Damas, L., Aramburu, A., García, P., Fano, H. (2013). Rocas Ornamentales del País vasco y Navarra (II): El gris Deba/rosa Duquesa y el gris/rojo Baztán.
- Davies, B., Farmer, I. W., Attewell, P. B. (1964). Ground vibration from shallow sub-surface blasts. *Engineer*, 217(5644)
- Deere, D. U. (1964). Technical description of rock cores for engineering purpose. *Rock Mechanics and Engineering Geology*, 1(1), 17-22.
- Dehghani, H., Ataee-Pour, M. (2011). Development of a model to predict peak particle velocity in a blasting operation. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 48(1), 51-58.
- Deutsches Institut für Normung (1999). DIN 4150-2: Structural vibrations—Part 2: Human exposure to vibration in buildings.
- Deutsches Institut für Normung. (1999). DIN 4150-3: Structural vibrations—Part 3: Effects of vibration on structures.
- Dick, R. A., Fletcher, L. R., D'Andrea, D. V. (1982). *Explosives and blasting procedures manual*. Washington, DC: US Department of the Interior, Bureau of Mines.
- Dindarloo, S. R. (2015). Peak particle velocity prediction using support vector machines: a surface blasting case study. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 115(7), 637-643.

- Djordjevic, N. (1999). Two-component of blast fragmentation. *Proceedings of the Sixth International Symposium of Rock Fragmentation by Blasting. Fragblast 6*. 213-222.
- Dowding, C.H. (1985). *Blast Vibration Monitoring and Control*. Prentice-Hall, Englewood Cliffs, New Jersey.
- Duvall, W. I., Petkof, B. (1959). *Spherical propagation of explosion-generated strain pulses in rock* (No. BM-RI-5483). United States Bureau of Mines.
- Eissa, E. A., Kazi, A. (1988) Relation between static and dynamic Young's moduli of rocks. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 25(6), 479-482
- Esen, S., Onederra, I. and Bilgin, H. (2003). Modelling the Size of the Crushing Zone Around a Blasthole. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, Vol. 40, pp. 485-495.
- Espíndola, J. M. (1994). *Terremotos y ondas sísmicas* (Vol. 1). UNAM.
- Estadística Minera de España (2016). *Secretaría General de la Energía. Ministerio para la Transición Ecológica*. <https://energia.gob.es/mineria/Estadistica/Paginas/Consulta.aspx>
- Faradonbeh, R. S., Armaghani, D. J., Majid, M. A., Tahir, M. M., Murlidhar, B. R., Monjezi, M., Wong, H. M. (2016). Prediction of ground vibration due to quarry blasting based on gene expression programming: a new model for peak particle velocity prediction. *International Journal of Environmental Science and Technology*, 13(6), 1453-1464.
- Fişne, A., Kuzu, C., Hüdaverdi, T. (2011). Prediction of environmental impacts of quarry blasting operation using fuzzy logic. *Environmental Monitoring and Assessment*, 174(1-4), 461-470.
- Giraudi, A., Cardu, M., Kecojevic, V. (2009). An assessment of blasting vibrations: a case study on quarry operation. *American Journal of Environmental Sciences*, 5(4), 468-474.
- Ghasemi, E., Ataei, M., Hashemolhosseini, H. (2013). Development of a fuzzy model for predicting ground vibration caused by rock blasting in surface mining. *Journal of Vibration and Control*, 19(5), 755-770.
- Ghoraba, S., Monjezi, M., Talebi, N., Armaghani, D. J., Moghaddam, M. R. (2016). Estimation of ground vibration produced by blasting operations through intelligent and empirical models. *Environmental Earth Sciences*, 75(15), 1137.
- Ghosh, A., Daemen, J. J. (1983). A simple new blast vibration predictor (based on wave propagation laws). *Proceedings of the 24th US Symposium on Rock Mechanics (USRMS)*. American Rock Mechanics Association.
- Giraudi, A., Cardu, M., Kecojevic, V. (2009). An assessment of blasting vibrations: a case study on quarry operation. *American Journal of Environmental Sciences*, 5(4), 468-474.
- Gu, B., Suárez-Rivera, R., Nihei, K. T., Myer, L. R. (1996). Incidence of plane waves upon a fracture. *Journal of Geophysical Research: Solid Earth*, 101(B11), 25337-25346.
- Gupta, R. N., Pal Roy, P., Bagchi, A., Singh, B. (1987). Dynamic effects in various rock mass and their prediction. *Journal of Mines, Metals & Fuels*, 35(11), 455-462.
- Hagan, T. N., Kennedy, B. J. (1978). Practical approach to the reduction of blasting nuisances from surface operations: aust min, V69, N11, Nov 1977, P36-46. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, Vol. 15, No. 3, p. 65.

- Hajihassani, M., Armaghani, D. J., Marto, A., Mohamad, E. T. (2015a). Ground vibration prediction in quarry blasting through an artificial neural network optimized by imperialist competitive algorithm. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 74(3), 873-886.
- Hajihassani, M., Armaghani, D. J., Monjezi, M., Mohamad, E. T., Marto, A. (2015b). Blast-induced air and ground vibration prediction: a particle swarm optimization-based artificial neural network approach. *Environmental Earth Sciences*, 74(4), 2799-2817.
- Hao, H., Wu, Y., Ma, G., Zhou, Y. (2001). Characteristics of surface ground motions induced by blasts in jointed rock mass. *Soil Dynamics and Earthquake Engineering*, 21(2), 85-98.
- Hasanipanah, M., Monjezi, M., Shahnazar, A., Armaghani, D. J., Farazmand, A. (2015). Feasibility of indirect determination of blast induced ground vibration based on support vector machine. *Measurement*, 75, 289-297.
- Hasanipanah, M., Naderi, R., Kashir, J., Noorani, S. A., Qaleh, A. Z. A. (2017). Prediction of blast-produced ground vibration using particle swarm optimization. *Engineering with Computers*, 33(2), 173-179.
- Himanshu, V. K., Roy, M. P., Mishra, A. K., Paswan, R. K., Panda, D., Singh, P. K. (2018). Multivariate statistical analysis approach for prediction of blast-induced ground vibration. *Arabian Journal of Geosciences*, 11(16), 460.
- Marinos, P., Hoek, E. (2000). GSI: a geologically friendly tool for rock mass strength estimation. In *ISRM International Symposium*. International Society for Rock Mechanics and Rock Engineering.
- Hoek, E., Carranza-Torres, C., Corkum, B. (2002). Hoek-Brown failure criterion-2002 edition. *Proceedings of NARMS-Tac*, 1(1), 267-273.
- Holmberg, R., Persson, P. A. (1978). *The Swedish approach to contour blasting*. SveDeFo.
- Holmberg, R. and Persson, P.A. (1980): Design of Tunnel Perimeter Blast Hole Patterns to Prevent Rock Damage. *Trans. Inst. Mining Metal.* 89, pp. A37-A40. Hople, R. B. (Ed.). (1998). *Blasters' handbook*. International Society of Explosives Engineers.
- Hople, R. B. (Ed.). (1998). *Blasters' handbook*. International Society of Explosives Engineers.
- Hudaverdi, T. (2012). Application of multivariate analysis for prediction of blast-induced ground vibrations. *Soil Dynamics and Earthquake Engineering*, 43, 300-308.
- Husillos, R., Pérez, R. (2015). Informe sismográfico para la empresa Mármoles Baztan, S.A. en la explotación de "Alkerdi". *Informe de la Universidad de Cantabria, Santander*.
- Hustrulid, W., Lu, W. (2002). Some general design concepts regarding the control of blast-induced damage during rock slope excavation. *Proceedings of the 7th Rock Fragmentation by Blasting, Beijing*.
- Indian Standard (1973). Criteria for Safety and Design of Structures Subjected to Underground Blast. *Bulletin No: IS-6922, Bureau of Indian Standards, New Delhi, India*.
- Instituto Gallego de Promoción Económica IGAPE (2017). Diagnostico sectorial: piedra natural en Galicia. *Xunta de Galicia*.
- International Organization for Standardization ISO (1990). Mechanical vibration and shock—vibration of fixed structures—guidelines for the measurement of vibrations and evaluation of their effects on structures, ISO 4866.
- Iphar, M., Yavuz, M., Ak, H. (2008). Prediction of ground vibrations resulting from the blasting operations in an open-pit mine by adaptive neuro-fuzzy inference system. *Environmental Geology*, 56(1), 97-107.



- Iramina, W. S., Sansone, E. C., Wichers, M., Wahyudi, S., Eston, S. M. D., Shimada, H., Sasaoka, T. (2018). Comparing blast-induced ground vibration models using ANN and empirical geomechanical relationships. *REM-International Engineering Journal*, 71(1), 89-95.
- Iverson, S., Kerkering, Ch y Hustrulid, W. (2008) Application of the NIOSH-Modified Holmberg-Persson Approach to Perimeter Blast Design. Stillwater Mining Company. National Institute for Occupational Safety and Health. Montana, USA.
- Kahriman, A. (2002). Analysis of ground vibrations caused by bench blasting at can open-pit lignite mine in Turkey. *Environmental Geology*, 41(6), 653-661.
- Kahriman, A. (2004). Analysis of parameters of ground vibration produced from bench blasting at a limestone quarry. *Soil Dynamics and Earthquake Engineering*, 24(11), 887-892.
- Kahriman, A., Ozer, U., Aksoy, M., Karadogan, A., Tuncer, G. (2006). Environmental impacts of bench blasting at Hisarcik Boron open pit mine in Turkey. *Environmental Geology*, 50(7), 1015-1023.
- Keith, C. M., Crampin, S. (1977). Seismic body waves in anisotropic media: reflection and refraction at a plane interface. *Geophysical Journal International*, 49(1), 181-208.
- Khandelwal, M., Kumar, D. L., Yellishetty, M. (2011). Application of soft computing to predict blast-induced ground vibration. *Engineering with Computers*, 27(2), 117-125.
- Khandelwal, M., Saadat, M. (2015). A dimensional analysis approach to study blast-induced ground vibration. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 48(2), 727-735.
- Khandelwal, M., Singh, T. N. (2006). Prediction of blast induced ground vibrations and frequency in opencast mine: a neural network approach. *Journal of Sound and Vibration*, 289(4-5), 711-725.
- Khandelwal, M., Singh, T. N. (2007). Evaluation of blast-induced ground vibration predictors. *Soil Dynamics and Earthquake Engineering*, 27(2), 116-125
- Khandelwal, M., Singh, T. N. (2009). Prediction of blast-induced ground vibration using artificial neural network. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 46(7), 1214-1222.
- Konya, C. J., Walter, E. J. (1990). *Surface blast design*. Englewood Cliffs: Prentice Hall.
- Kumar, R., Choudhury, D., Bhargava, K. (2016). Determination of blast-induced ground vibration equations for rocks using mechanical and geological properties. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 8(3), 341-349.
- Kuzu, C. (2008). The importance of site-specific characters in prediction models for blast-induced ground vibrations. *Soil Dynamics and Earthquake Engineering*, 28(5), 405-414.
- Langefors, U., Kihlström, B. (1963). *The modern technique of rock blasting*. New York: Wiley.
- Lee, N. (2011). The effects of various wet-hole loading methods on powder factor. *Proceedings of the 37th Conference on Explosives and Blasting Technique*, San Diego, California.
- Li, D. T., Yan, J. L., Zhang, L. (2012). Prediction of blast-induced ground vibration using support vector machine by Tunnel excavation. *Applied Mechanics and Materials*, 170, 1414-1418
- Linehan, P., Wiss, J. F. (1982). Vibration and air blast noise from surface coal mine blasting. *Mining Engineering*, 34(4).
- López Jimeno, C. (1991). *Manual de perforación y voladura*. ITGE. Ministerio de Industria y Energía de España. Madrid. España.
- Lopez Jimeno, C., López Jimeno, E., Carcedo, F. J. A. (1995). *Drilling and blasting of rocks*. AA Balkema.

- López-Jimeno, C., López-Jimeno, E., Bermúdez, P. G. (2017). *Manual de perforación, explosivos y voladuras: minería y obras públicas*. Universidad Politécnica de Madrid, Grupo de Proyectos de Ingeniería.
- Liu, Q., Katsabanis, P. D. (1993). A theoretical approach to the stress waves around a borehole and their effect on rock crushing. In *Proceedings of the Fourth International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting—Fragblast-4*, 9-16.
- Lui, Q., Ludwig, G. (1996). A blast damage study in blasthole open stope mining. *Proceedings of the 5th international symposium on rock fragmentation by blasting, Vienna*, 451-459.
- Mandal, S. K. (2012). Mathematical model to locate interference of blast waves from multi-hole blasting rounds. *Engineering*, 4(03), 146.
- Marchán, C., et al., (2017). La piedra natural en España: evolución y perspectivas. *Boletín Geológico y Minero*, 128 (2): pp 395-403. ISSN: 0366-0176. doi: 10.21701/bolgeomin.128.2.008.
- McKenzie, C. (1990). Quarry blast monitoring: technical and environmental perspectives. *Quarry Management*, 17, 23-4.
- Melnikov, N. V. (1962). Influence of explosive charge design on results of blasting. *Mining Research*, 147-155.
- Mesec, J., Kovač, I., Soldo, B. (2010). Estimation of particle velocity based on blast event measurements at different rock units. *Soil Dynamics and Earthquake Engineering*, 30(10), 1004-1009.
- Minchinton, A. (2015). On the influence of fundamental detonics on blasting practice. *Proceedings of the 11th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, Sydney*, 41-53.
- Mohamadnejad, M., Gholami, R., Ataei, M. (2012). Comparison of intelligence science techniques and empirical methods for prediction of blasting vibrations. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 28, 238-244.
- Mohamed, M. T. (2009). Artificial neural network for prediction and control of blasting vibrations in Assiut (Egypt) limestone quarry. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 46(2), 426-431.
- Mohamed, M. T. (2011). Performance of fuzzy logic and artificial neural network in prediction of ground and air vibrations. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 48(5), 845.
- Mokfi, T., Shahnazar, A., Bakhshayeshi, I., Derakhsh, A. M., Tabrizi, O. (2018). Proposing of a new soft computing-based model to predict peak particle velocity induced by blasting. *Engineering with Computers*, 34(4), 881-888.
- Monjezi, M., Ahmadi, M., Sheikhan, M., Bahrami, A., Salimi, A. R. (2010). Predicting blast-induced ground vibration using various types of neural networks. *Soil Dynamics and Earthquake Engineering*, 30(11), 1233-1236.
- Monjezi, M., Ghafurikalajahi, M., Bahrami, A. (2011). Prediction of blast-induced ground vibration using artificial neural networks. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 26(1), 46-50.
- Monjezi, M., Hasanipanah, M., Khandelwal, M. (2013). Evaluation and prediction of blast-induced ground vibration at Shur River Dam, Iran, by artificial neural network. *Neural Computing and Applications*, 22(7-8), 1637-1643.
- Muhammad, K., Shah, A. (2017). Minimising backbreak at the Dewan Cement limestone quarry using an artificial neural network. *Archives of Mining Sciences*, 62(4), 795-806.

- Müller, T. M., Gurevich, B., Lebedev, M. (2010). Seismic wave attenuation and dispersion resulting from wave-induced flow in porous rocks—A review. *Geophysics*, 75(5), 75A147-75A164.
- Muñoz-Camarasa, J. M. (2004) Canteras de Mármol: Arranque, perforación y corte, carga y transporte. *Operaciones auxiliares. Apuntes del II Curso Especialista en Industrias de la Piedra Natural, Centro Tecnológico del Mármol y Universidad Politécnica de Cartagena.*
- Murmu, S., Maheshwari, P., Verma, H. K. (2018). Empirical and probabilistic analysis of blast-induced ground vibrations. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 103, 267-274.
- Nateghi, R. (2011). Prediction of ground vibration level induced by blasting at different rock units. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 48(6), 899-908.
- Nicholls, H. R., Johnson, C. F., Duvall, W. I. (1971). *Blasting vibrations and their effects on structures*. US Government Printers.
- New Zealand Standards (1976). Code of practice for the storage, handling and use of explosives (Explosive code), NZS 4403:1976.
- Norma Portuguesa (2004). NP 2074: avaliação da influência em construções de vibrações provocadas por explosões ou solicitações similares.vLisboa: Instituto Português da Qualidade (IPQ).
- Onederra, I; Esen, S. (2004) An Alternative Approach to Determine the Holmberg–Persson Constants for Modelling Near Field Peak Particle Velocity Attenuation. *Fragblast*, 8(2), 61-84.
- Ongen, T., Karakus, D., Konak, G., Onur, A. H. (2018). Assessment of blast-induced vibration using various estimation models. *Journal of African Earth Sciences*, 145, 267-273.
- Oriard, L. L. (1989). The scale of effects in evaluating vibration damage potential. *Proceedings of the 15th Annual Conference on Explosives and Blasting Research, International Society of Explosives Engineers*, 161-176.
- Ozer, U. (2008). Environmental impacts of ground vibration induced by blasting at different rock units on the Kadikoy–Kartal metro tunnel. *Engineering Geology*, 100(1-2), 82-90.
- PAN50 (2000). Controlling the environmental effects of surface mineral workings: The control of blasting at surface mineral workings. *Estandar PAN50 Anexo D, Scottish Executive, Edimburgo.*
- Parida, A., Mishra, M. K. (2015). Blast vibration analysis by different predictor approaches-A comparison. *Procedia Earth and Planetary Science*, 11, 337-345.
- Park, D., Jeon, S. (2010). Reduction of blast-induced vibration in the direction of tunneling using an air-deck at the bottom of a blasthole. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 47(5), 752-761.
- Persson, P. A., Holmberg, R., Lee, J. (1993). *Rock blasting and explosives engineering*. CRC press.
- Prashanth, R., & Nimaje, D. S. (2018a). Estimation of ambiguous blast-induced ground vibration using intelligent models: A case study. *Noise & Vibration Worldwide*, 49(4), 147-157.
- Prashanth, R., & Nimaje, D. S. (2018b). Estimation of peak particle velocity using soft computing technique approaches: a review. *Noise & Vibration Worldwide*, 49(9-10), 302-310.
- Pyrak-Nolte, L. J., Myer, L. R., Cook, N. G. (1990). Transmission of seismic waves across single natural fractures. *Journal of Geophysical Research: Solid Earth*, 95(B6), 8617-8638.
- Pyrak-Nolte, L. J., Myer, L. R., Cook, N. G. (1990). Anisotropy in seismic velocities and amplitudes from multiple parallel fractures. *Journal of Geophysical Research: Solid Earth*, 95(B7), 11345-11358.

- Ragam, P., Nimaje, D. S. (2018a). Assessment of blast-induced ground vibration using different predictor approaches-a comparison. *Chemical Engineering Transactions*, 66, 487-492.
- Rai, R., Singh, T. N. (2004). A new predictor for ground vibration prediction and its comparison with other predictors. *Indian Journal of Engineering and Material Sciences*, 11:178e84.
- Ramírez-Oyanguren, P., Alejano-Monge, L. R. (2004). *Mecánica de rocas: Fundamentos e Ingeniería de taludes* (No. 727). Red DESIR.
- Roy, P. P. (1991). Prediction and control of ground vibration due to blasting. *Colliery Guardian*, 239(7), 215-219.
- Schweizerische Normen-Vereinigung (1992). SN-640312a: Les ebranlements — Effet des ébranlements sur les constructions (Swiss Standard on vibration effects on buildings).
- Shao, S., Petrovitch, C. L., Pyrak-Nolte, L. J. (2015). Wave guiding in fractured layered media. *Geological Society, London, Special Publications*, 406(1), 375-400.
- Shi, X. Z., Chen, S. R. (2011). Delay time optimization in blasting operations for mitigating the vibration-effects on final pit walls' stability. *Soil Dynamics and Earthquake Engineering*, 31(8), 1154-1158.
- Simangunsong, G. M., Wahyudi, S. (2015). Effect of bedding plane on prediction blast-induced ground vibration in open pit coal mines. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 79, 1-8.
- Singh, T. N., Dontha, L. K., Bhardwaj, V. (2008). Study into blast vibration and frequency using ANFIS and MVRA. *Mining Technology*, 117(3), 116-121.
- Singh, P., Narendrula, R. (2007). The influence of rock mass quality in controlled blasting. *Proceedings of the 26th International Conference on Ground Control in Mining, Morgantown*, 314-319.
- Singh, T. N., Singh, V. (2005). An intelligent approach to prediction and control ground vibration in mines. *Geotechnical & Geological Engineering*, 23(3), 249-262.
- Siskind, D. E., Stagg, M. S., Kopp, J. W., Dowding, C. H. (1980) Structure response and damage produced by ground vibration from surface mine blasting. United States Department of the Interior, United States Bureau of Mines.
- Siskind, D. E., Fumanti, R. R. (1974). Blast-produced fractures in Lithonia granite: 23F. US. BUR. MINES, RI 7901, 1974, 38P. In *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, Vol. 11, No. 11, p. A219.
- Swedish Standard (1989). Vibration and shock guide values for blast induced ground vibrations in buildings, SS 460 48 46. SIS, Stockholm.
- Takahashi, Y., Sasaoka, T., Sugeng, W., Hamanaka, A., Shimada, H., Saburi, T., Kubota, S. (2018). Study on Prediction of Ground Vibration in Consideration of Damping Effect by Fragment in the Rock Mass. *Journal of Geoscience and Environment Protection*, 6(06), 1-11.
- Taqieddin, S. A. (1986). Ground vibration levels: prediction and parameters. *Mining Science and Technology*, 3(2), 111-115.
- Trigueros, E. (2006). Parámetros de viabilidad para la explotación de mármol y calizas marmóreas mediante métodos de explotación subterráneos. Tesis Doctoral, Universidad de Vigo.
- Trigueros, E., Martínez, J. M. (2009). Limitación de carga operante para voladuras en canteras de roca ornamental: Aplicación a una cantera de Piedra Bateig. *Ingeopres: Actualidad técnica de ingeniería civil, minería, geología y medio ambiente*, (182), 16-21.

- Trigueros, E., Muñoz-Camarasa, J. M., Cánovas, M., Fano, H. (2010). Optimización de la operación minera en las canteras de roca ornamental de Markina (Guipuzkoa). *Canteras y Explotaciones*, (528), 54-59.
- Trigueros, E., Muñoz-Camarasa, J. M., Cánovas, V. M., Martínez, M. (2011). Voladuras en canteras de roca ornamental. *Ingeopres: Actualidad técnica de ingeniería civil, minería, geología y medio ambiente*, (206), 24-28.
- Trigueros, E., Alcaraz, M. (2014) Estudio Geotécnico y de Estabilidad de la Cantera Monte Coto V-R. *Informe para la empresa, Canteras Alpi, S.L.*
- Trigueros, E., Cánovas, M., Muñoz, J. M., Cospedal, J. (2017) "A methodology based on geomechanical and geophysical techniques to avoid ornamental stone damage caused by blast-induced ground vibrations". *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. Vol: 93 pp: 196 / 200.
- UNI 9614 (1990). Measurement of vibrations in buildings and evaluation criteria of the disorder.
- Uysal, Ö., Arpaz, E., Berber, M. (2007). Studies on the effect of burden width on blast-induced vibration in open-pit mines. *Environmental Geology*, 53(3), 643-650.
- Verma, A. K., Singh, T. N. (2011). Intelligent systems for ground vibration measurement: a comparative study. *Engineering with Computers*, 27(3), 225-233.
- Worsey, P. N. (1986). Understanding Vibrations from Multihole Blasts Using Short Delay Periods. *Journal of Explosives Engineering*, International Society of Explosives Engineers (ISEE).
- Wu, Y. K., Hao, H., Zhou, Y. X., Chong, K. (1998). Propagation characteristics of blast-induced shock waves in a jointed rock mass. *Soil Dynamics and Earthquake Engineering*, 17(6), 407-412.
- Wu, C., Lu, Y., Hao, H., Lim, W. K., Zhou, Y., Seah, C. C. (2003). Characterisation of underground blast-induced ground motions from large-scale field tests. *Shock Waves*, 13(3), 237-252.
- Yuill, G. J. (2003). *Simulation of the generation and propagation of blast induced shock waves*. Doctoral dissertation, University of Leeds.
- Zhang, Z. X. (2016). *Rock fracture and blasting: theory and applications*. Elsevier Science, Oxford.
- Zhongya, Z., Xiaoguang, J. (2018). Prediction of Peak Velocity of Blasting Vibration Based on Artificial Neural Network Optimized by Dimensionality Reduction of FA-MIV. *Mathematical Problems in Engineering*, Volume 2018, Article ID 8473547, 12 pages

## ANEXO. REGISTROS DE VIBRACIONES

Este anexo contiene los datos e incidencias de los disparos realizados en los trabajos de campo utilizados en esta investigación.



- Los disparos en ALPI campaña 2014 son los A, B, C, D, E, F y G, con tres geófonos.
- Los disparos en ALPI campaña 2016, para disponer de datos más cercanos son los H y J. Hechos con tres geófonos.
- Los disparos en Marcotsa campaña 2018, para disponer de más datos de capa y voladuras, con un solo geófono son el K, L y M.
- Los disparos en Duquesa campaña 2012, control vibraciones tras el deslizamiento de un talud, son el DA, DB, DC y DD. Se utilizan dos geófonos.
- El disparo en Markina campaña 2017, control de vibraciones en voladura de saneo de talud deslizado, son el MK. Se utilizan tres geófonos.

<b>Cantera</b>	<b>ALPI</b>	76 mm	<b>fecha</b>	15/05/2014
<b>disparo A</b>	<b>ciego</b>	<b>masa (Kg)</b>	<b>Columna (m)</b>	<b>densi (Kg/m)</b>
barre 8 m.	<b>carga</b>	<b>5,5</b>	1,40	3,93

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>5,0</b>		
<b>A5</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		190	139	<b>350</b>
frecuencia (Hz)		64	43	85
aceleración (g)		11,2	11,2	20,1

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>20,0</b>		
<b>A20</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		15	<b>24,4</b>	19,8
frecuencia (Hz)		N/D	57	39
aceleración (g)		1,01	1,25	0,93

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>40,0</b>		
<b>A40</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		3,05	<b>17,3</b>	8,64
frecuencia (Hz)		N/D	73	85
aceleración (g)		0,2	0,67	0,56

<b>observaciones</b>	<b>BUENA EJECUCIÓN Y MEDIDAS</b>
Los 3 geófonos se instalan en línea, manteniéndose en el mismo punto para los tiros A/B y C	
Las ondas desde el tiro B, al estar más alejado que el A, en la misma línea pueden verse perjudicadas con una mayor amortiguación.	
Las ondas desde el tiro C, al estar más alejado que el A y el B, en la misma línea, parecen claramente perjudicadas con una mayor amortiguación y un menor nivel de PPV en los registros.	

<b>Cantera</b>	<b>ALPI</b>	76 mm	<b>fecha</b>	15/05/2014
<b>disparo B</b>	<b>ciego</b>	<b>masa (Kg)</b>	<b>Columna (m)</b>	<b>densi (Kg/m)</b>
barre 8 m.	<b>carga</b>	<b>9,65</b>	2,57	3,75

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>15,0</b>		
<b>B15</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		<b>44,2</b>	39,6	39
frecuencia (Hz)		73	85	
aceleración (g)		5,89	4,14	3,21

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>30,0</b>		
<b>B30</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		11,2	<b>16,5</b>	9,65
frecuencia (Hz)		85	51	32
aceleración (g)		1,01	1,25	0,93

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>50,0</b>		
<b>B50</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		2,54	<b>13,2</b>	6,6
frecuencia (Hz)		47	64	85
aceleración (g)		0,2	0,66	0,41

<b>observaciones</b>	<b>BUENA EJECUCIÓN Y MEDIDAS</b>
Los 3 geófonos se instalan en línea, manteniéndose en el mismo punto para los tiros A/B y C	
Las ondas desde el tiro B, al estar más alejado que el A, en la misma línea, pueden verse perjudicadas con una mayor amortiguación.	
Las ondas desde el tiro C, al estar más alejado que el A y el B, en la misma línea, parecen claramente perjudicadas con una mayor amortiguación y un menor nivel de PPV en los registros.	



<b>Cantera</b>	<b>ALPI</b>	76 mm	<b>fecha</b>	15/05/2014
<b>disparo C</b>	<b>ciego</b>	<b>masa (Kg)</b>	<b>Columna (m)</b>	<b>densi (Kg/m)</b>
barre 8 m.	<b>carga</b>	<b>13,85</b>	3,70	3,74

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>25,0</b>		
<b>C25</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		9,78	9,4	<b>11,8</b>
frecuencia (Hz)		>100	43	32
aceleración (g)		0,47	0,56	0,62

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>40,0</b>		
<b>C40</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		3,56	<b>6,6</b>	5,33
frecuencia (Hz)		85	57	37
aceleración (g)		0,2	0,24	0,25

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>60,0</b>		
<b>C60</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		1,46	<b>4</b>	2,92
frecuencia (Hz)		64	57	73
aceleración (g)		0,06	0,19	0,15

<b>observaciones</b>	<b>MEDIDAS BAJAS. AFECTADAS TIROS A y B.</b>
Los 3 geófonos se instalan en línea, manteniéndose en el mismo punto para los tiros A/B y C	
Las ondas desde el tiro B, al estar más alejado que el A, en la misma línea, pueden verse perjudicadas con una mayor amortiguación.	
Las ondas desde el tiro C, al estar más alejado que el A y el B, en la misma línea, parecen claramente perjudicadas con una mayor amortiguación y un menor nivel de PPV en los registros.	

<b>Cantera</b>	<b>ALPI</b>	76 mm	<b>fecha</b>	21/05/2014
<b>disparo D</b>	<b>voladura</b>	<b>masa (Kg)</b>	<b>Columna (m)</b>	<b>densi (Kg/m)</b>
barre 8 m.	Carga (3x9,75)	<b>29,25</b>	2,57	3,79

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>47,0</b>		
<b>D47</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		8,13	<b>19,3</b>	17,1
frecuencia (Hz)		64	51	39
aceleración (g)		0,4	0,82	0,53

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>62,0</b>		
<b>D62</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		4,83	8,38	<b>11,2</b>
frecuencia (Hz)		51	17	43
aceleración (g)		0,22	0,24	0,35

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>82,0</b>		
<b>D82</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		5,84	6,1	<b>15,5</b>
frecuencia (Hz)		51	20	34
aceleración (g)		0,17	0,19	0,38

<b>observaciones</b>	<b>MEDIDA IRREGULAR GEÓFONO D82</b>
Voladura en las margocalizas pegada a la capa. Salida del frente en dirección opuesta.	
Es la primera medida de la serie D, E, F y G, con los geófonos alineados.	
La lectura del D82 es más alta que las 2 anteriores, no están alineadas en el gráfico log PPV-log DR.	

<b>Cantera</b>	<b>ALPI</b>	76 mm	<b>fecha</b>	21/05/2014
<b>Disparo E</b>	<b>ciego</b>	<b>masa (Kg)</b>	<b>Columna (m)</b>	<b>densi (Kg/m)</b>
barre 8 m.	<b>carga</b>	<b>9,75</b>	2,57	3,79

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>15,0</b>		
<b>E15</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		15,5	13,6	<b>43,4</b>
frecuencia (Hz)		39	39	47
aceleración (g)		1,25	0,73	2,2

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>30,0</b>		
<b>E30</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		10,2	11,4	<b>16,5</b>
frecuencia (Hz)		N/D	43	43
aceleración (g)		0,77	0,61	0,66

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>50,0</b>		
<b>E50</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		4,57	5,84	<b>8,38</b>
frecuencia (Hz)		64	51	37
aceleración (g)		0,28	0,27	0,28

<b>observaciones</b>	<b>MUY BUENA EJECUCIÓN Y MEDIDAS</b>
Es la segunda medida de la serie D, E, F y G, con los geófonos alineados.	
Las lecturas están alineadas en el gráfico log PPV-log DR.	

<b>Cantera</b>	<b>ALPI</b>	76 mm	<b>fecha</b>	21/05/2014
<b>Disparo F</b>	<b>ciego</b>	<b>masa (Kg)</b>	<b>Columna (m)</b>	<b>densi (Kg/m)</b>
barre 8 m.	<b>carga</b>	<b>9,75</b>	2,57	3,79

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>10,0</b>		
<b>F10</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		207	<b>227</b>	124
frecuencia (Hz)		>100	>100	64
aceleración (g)		23	25,8	11,2

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>25,0</b>		
<b>F25</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		7,62	<b>10,4</b>	9,65
frecuencia (Hz)		>100	>100	57
aceleración (g)		0,72	0,68	0,52

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>45,0</b>		
<b>F45</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		2,54	5,14	<b>5,65</b>
frecuencia (Hz)		73	57	34
aceleración (g)		0,17	0,23	0,17

<b>observaciones</b>	<b>BUENA EJECUCIÓN Y MEDIDAS</b>
Es la tercera medida de la serie D, E, F y G, con los geófonos alineados.	
Las lecturas no están alineadas en el gráfico log PPV-log DR. El registro intermedio y final algo bajos.	

<b>Cantera</b>	<b>ALPI</b>	76 mm	<b>fecha</b>	21/05/2014
<b>Disparo G</b>	<b>ciego</b>	<b>masa (Kg)</b>	<b>Columna (m)</b>	<b>densi (Kg/m)</b>
barre 8 m.	<b>carga</b>	<b>9,75</b>	2,57	3,79

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>5,0</b>		
<b>G5</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		Sin medidas, error activación		
frecuencia (Hz)				
aceleración (g)				

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>20,0</b>		
<b>G20</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		11,9	24,9	<b>26,2</b>
frecuencia (Hz)		47		47
aceleración (g)		1,25	1,59	1,7

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>40,0</b>		
<b>G40</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		4,32	<b>8,64</b>	14
frecuencia (Hz)		51	43	26
aceleración (g)		0,33	0,53	0,49

<b>observaciones</b>	<b>BUENA EJECUCIÓN Y MEDIDAS</b>
Es la cuarta medida de la serie D, E, F y G, con los geófonos alineados.	
Las lecturas están alineadas en el gráfico log PPV-log DR. El registro inicial falló, no se activó bien el aparato.	

<b>Cantera</b>	<b>ALPI</b>	76 mm	<b>fecha</b>	12/07/2016
<b>Disparo H</b>	<b>ciego</b>	<b>masa (Kg)</b>	<b>Columna (m)</b>	<b>densi (Kg/m)</b>
barre 8 m.	<b>carga</b>	<b>4,90</b>	1,24	3,96

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>8,0</b>		
<b>H8</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		16,5	<b>34,5</b>	20,2
frecuencia (Hz)				
aceleración (g)				

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>12,0</b>		
<b>H12</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		18,6	<b>29,46</b>	15,4
frecuencia (Hz)				
aceleración (g)				

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>15,0</b>		
<b>H15</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		<b>Sin medidas, error activación</b>		
frecuencia (Hz)				
aceleración (g)				

<b>observaciones</b>	<b>MEDIDA PRIMER GEÓFONO MUY BAJA</b>
Es la primera medida de H y J. Dos disparos alineados y cercanos, con los geófonos dispuestos en línea.	
Delante del disparo se abre una diacasa que probablemente amortigua la recepción del primer geófono. Eliminar registro.	

<b>Cantera</b>	<b>ALPI</b>	76 mm	<b>fecha</b>	12/07/2016
<b>Disparo G</b>	<b>ciego</b>	<b>masa (Kg)</b>	<b>Columna (m)</b>	<b>densi (Kg/m)</b>
barre 8 m.	<b>carga</b>	<b>9,75</b>	2,57	3,79

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>10,0</b>		
<b>J10</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		20,5	<b>46,74</b>	27,4
frecuencia (Hz)				
aceleración (g)				

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>15,0</b>		
<b>J15</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		25,1	<b>49,78</b>	31,2
frecuencia (Hz)				
aceleración (g)				

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>20,0</b>		
<b>J20</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		15,3	<b>19,05</b>	12,4
frecuencia (Hz)				
aceleración (g)				

<b>observaciones</b>	<b>MEDIDA PRIMER GEÓFONO MUY BAJA</b>
Es la segunda medida de H y J. Dos disparos alineados y cercanos, con los geófonos dispuestos en línea.	
La diaclasa abierta perturba probablemente la recepción del primer geófono. Eliminar registro.	



<b>Cantera</b>	<b>MARCOTSA</b>	45 mm	<b>fecha</b>	15/06/2018
<b>disparo K</b>	<b>voladura</b>	<b>masa (Kg)</b>	<b>Columna (m)</b>	<b>densi (Kg/m)</b>
barre 9 m.	<b>carga</b>	<b>10,2</b>	4,08	2,5

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>50,0</b>		
<b>K50</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		5,84	<b>8,76</b>	6,35
frecuencia (Hz)		>200	49	128
aceleración (g)		0,63	0,40	0,61

<b>observaciones</b>	<b>BUENA EJECUCIÓN Y MEDIDAS</b>
Voladura en capa de una torta sin calidad. Bien conectada con la capa. Un solo registro.	
Voladura con 27 barrenos.	





<b>Cantera</b>	<b>MARCOTSA</b>	76 mm	<b>fecha</b>	10/07/2018
<b>disparo L</b>	<b>voladura</b>	<b>masa (Kg)</b>	<b>Columna (m)</b>	<b>densi (Kg/m)</b>
barre 9 m.	<b>carga</b>	<b>18,0</b>	4,91	3,71

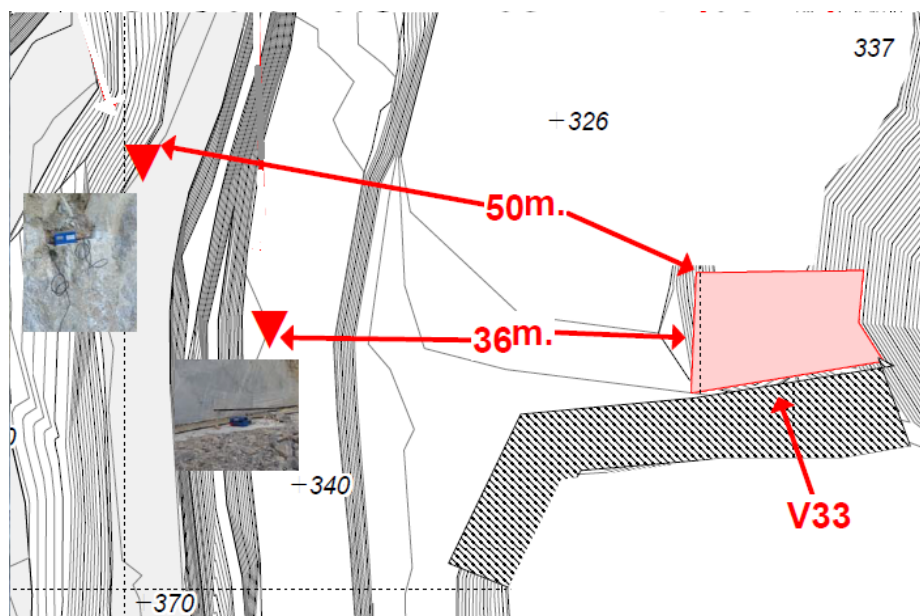
<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>120,0</b>		
<b>L120</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		<b>5,21</b>	3,68	3,94
frecuencia (Hz)		43	34	114
aceleración (g)		0,21	0,19	0,32

<b>observaciones</b>	<b>BUENA EJECUCIÓN Y MEDIDAS</b>
Voladura de margocalizas del contratalud. Buena transmisión a la capa por las cargas de fondo, primer banco.	
Un solo registro.	
Voladura con 35 barrenos.	

<b>Cantera</b>	<b>MARCOTSA</b>	90 mm	<b>fecha</b>	10/07/2018
<b>disparo M</b>	<b>voladura</b>	<b>masa (Kg)</b>	<b>Columna (m)</b>	<b>densi (Kg/m)</b>
barre 15 m.	<b>carga</b>	<b>62,0</b>	12,25	5,10

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>100,0</b>		
<b>M100</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		2,41	3,05	<b>3,43</b>
frecuencia (Hz)		41	49	57
aceleración (g)		0,13	0,16	0,16

<b>observaciones</b>	<b>MEDIDA MUY BAJA</b>
Voladura de margocalizas del contratalud. Mala transmisión a la capa por las cargas de fondo, está en segundo banco por encima de la conexión a capa. Un solo registro.	
Voladura con 30 barrenos.	

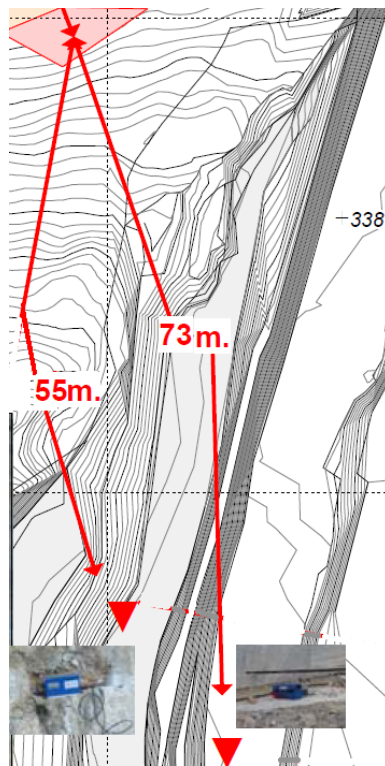


<b>Cantera</b>	<b>DUQUESA</b>	90 mm	<b>fecha</b>	24/10/2012
<b>disparo DA</b>	<b>voladura</b>	<b>masa (Kg)</b>	<b>Columna (m)</b>	<b>densi (Kg/m)</b>
barre 12 m.	<b>carga</b>	<b>20,0</b>	3,85	5,20

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>36,0</b>		
<b>DA36</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		12,7	<b>34,5</b>	10,9
frecuencia (Hz)		ND	>100	85
aceleración (g)		1,22	3,22	1,51

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>50,0</b>		
<b>DA50</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		<b>6,10</b>	4,06	5,59
frecuencia (Hz)		ND	39	51
aceleración (g)		0,45	0,23	0,38

<b>observaciones</b>	<b>BUENA EJECUCIÓN Y MEDIDAS</b>
Voladura de capa por debajo de los captadores fijados sobre el talud. Falla intermedia entre los dos registros el primero en flanco de la voladura. Posición de geófonos coincidente con la voladura DB.	
Valores del segundo captador algo más bajos. Efecto falla.	

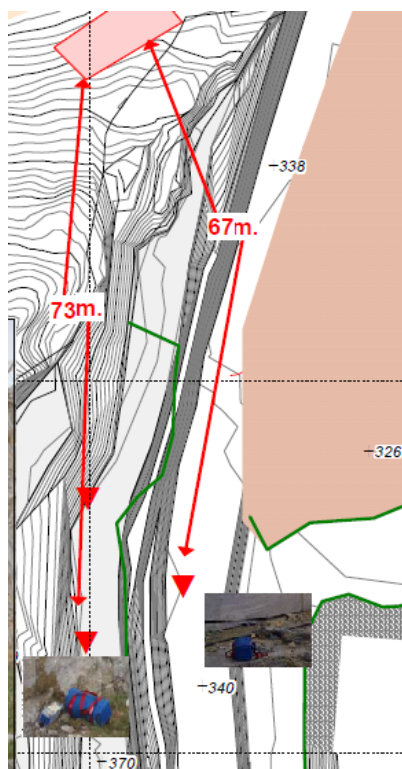


<b>Cantera</b>	<b>DUQUESA</b>	90 mm	<b>fecha</b>	24/10/2012
<b>disparo DB</b>	<b>voladura</b>	<b>masa (Kg)</b>	<b>Columna (m)</b>	<b>densi (Kg/m)</b>
barre 10 m.	<b>carga</b>	<b>9,0</b>	1,68	5,33

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>55,0</b>		
<b>DB55</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)	5,08	4,89	<b>5,08</b>	
frecuencia (Hz)	43	32	32	
aceleración (g)	0,24	0,15	0,24	

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>73,0</b>		
<b>DB73</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)	1,78	2,10	<b>2,79</b>	
frecuencia (Hz)	32	37	39	
aceleración (g)	0,11	0,14	0,10	

<b>observaciones</b>	<b>BUENA EJECUCIÓN Y MEDIDAS</b>
Voladura de capa por encima de los captadores fijados sobre el talud. Falla intermedia entre los dos registros el primero en flanco de la voladura.	
Valores del segundo captador algo más bajos. Efecto falla.	

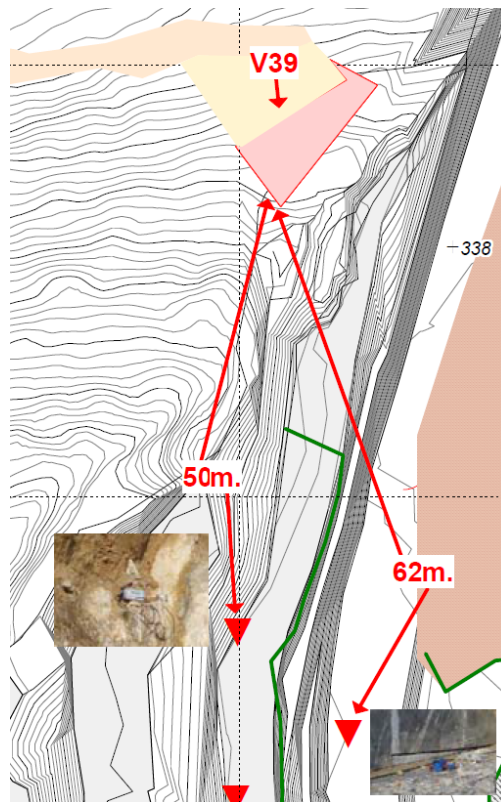


Cantera	<b>DUQUESA</b>	90 mm	fecha	26/10/2012
disparo DC	<b>voladura</b>	masa (Kg)	Columna (m)	densi (Kg/m)
barre 10 m.	carga	<b>10,0</b>	1,88	5,31

REGISTRO	distancia (m)	<b>73,0</b>		
<b>DC73</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		2,10	<b>2,60</b>	2,48
frecuencia (Hz)		28	28	20
aceleración (g)		0,05	0,09	0,07

REGISTRO	distancia (m)	<b>67,0</b>		
<b>DC67</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		1,78	2,48	<b>3,05</b>
frecuencia (Hz)		85	43	64
aceleración (g)		0,11	0,17	0,16

observaciones	<b>BUENA EJECUCIÓN Y MEDIDAS</b>
Voladura de capa por encima de los captadores fijados sobre el talud. Falla intermedia entre los dos registros el primero en flanco de la voladura.	
Valores del segundo captador no afectados por el efecto de la falla.	



<b>Cantera</b>	<b>DUQUESA</b>	90 mm	<b>fecha</b>	06/11/2012
<b>disparo DD</b>	<b>voladura</b>	<b>masa (Kg)</b>	<b>Columna (m)</b>	<b>densi (Kg/m)</b>
barre 10 m.	carga	<b>9,0</b>	1,68	5,33

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>50,0</b>		
<b>DD50</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)	6,35	<b>9,14</b>	8,89	
frecuencia (Hz)	>100	34	73	
aceleración (g)	0,47	0,34	0,44	

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>62,0</b>		
<b>DD62</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)	2,35	3,30	<b>3,49</b>	
frecuencia (Hz)	39	73	43	
aceleración (g)	0,33	0,23	0,28	

<b>observaciones</b>	<b>BUENA EJECUCIÓN Y MEDIDAS</b>
Voladura de capa por encima de los captadores fijados sobre el talud. Falla intermedia entre los dos registros el primero en flanco de la voladura.	
Valores del segundo captador algo más bajos. Efecto falla.	



<b>Cantera</b>	<b>MARKINA</b>	90 mm	<b>fecha</b>	12/02/2018
<b>disparo MK</b>	<b>voladura</b>	<b>masa (Kg)</b>	<b>Columna (m)</b>	<b>densi (Kg/m)</b>
barre 10 m.	<b>carga</b>	<b>15,0</b>	2,89	5,25

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>25,0</b>		
<b>MK25</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		18,3	<b>38,6</b>	24,1
frecuencia (Hz)		43	112	118
aceleración (g)		1,11	3,02	2,07

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>27,5</b>		
<b>MK28</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		33,5	<b>49,8</b>	48,8
frecuencia (Hz)		239	214	137
aceleración (g)		3,87	3,66	4,3

<b>REGISTRO</b>	<b>distancia (m)</b>	<b>32,3</b>		
<b>MK32</b>		TRANSVERSAL	VERTICAL	LONGITUDI
vibración PPV (mm/s)		44,2	51,4	<b>57,9</b>
frecuencia (Hz)		102	79	93
aceleración (g)		3,1	3,9	3,45
<b>observaciones</b>	<b>BUENA EJECUCIÓN Y MEDIDAS</b>			
Voladura de capa, con primer geófono separado por la falla.				
Valores de vibración muy similares, más bajos en el primero.				