

doi:10.3963/j.issn.1001-487X.2020.04.013

低透气煤层双孔预裂爆破增透有效影响范围研究*

王公忠¹, 赵文彬²

(1. 河南工程学院 安全工程学院, 郑州 451191; 2. 山东科技大学 安全与环境工程学院, 青岛 266590)

摘要: 煤层深孔预裂爆破增透技术能够显著提高低透气性煤层瓦斯的抽采效率。研究双孔不同间距、不同装药结构爆破增透对煤体破坏范围的影响对提高瓦斯抽采率具有重要意义。以新安煤矿二₁煤层为研究对象, 采用数值模拟的研究方法研究了双孔连续爆破应力波的传播过程及对煤层影响的范围。研究结果表明: 煤体双孔连续爆破模型, 不耦合装药粉碎圈半径小于耦合装药, 裂隙圈半径大于耦合装药, 有利于爆破应力波传播及裂纹扩展, 裂纹密度均匀; 采用耦合装药结构和不耦合结构, 分别对炮孔间距为4 m、6 m和8 m的两孔连续起爆模拟结果和现场验证比较, 确定新安煤矿二₁煤层预裂爆破两爆破孔的合理间距为6 m, 不耦合装药系数1.25。

关键词: 煤与瓦斯突出; 预裂爆破; 不耦合装药; 爆破孔间距; 数值模拟

中图分类号: O242; TD235 **文献标识码:** A **文章编号:** 1001-487X(2020)04-0075-06

Study on Effective Influence Range of Permeability Enhancement by Double Hole Presplitting Blasting in Low Permeability Coal Seam

WANG Gong-zhong¹, ZHAO Wen-bin²

(1. School of Safety Engineering, Henan Institute of Engineering, Zhengzhou 451191, China;

2. College of Safety and Environmental Engineering, Shandong University of Science and Technology, Qingdao 266590, China)

Abstract: The permeability enhancement technology of deep-hole pre-splitting blasting can significantly improve the extraction efficiency of gas in low-permeability coal seam. It is of great significance to study the influence of permeability enhancement by double-hole blasting with different spacings and charging structures on the damage range of coal body to improve gas drainage rate. Taking the No. 2-1 coal seam of Xin'an Coal mine as the research object, the propagation process of stress wave and its influence on the coal seam from double-hole continuous blasting were studied by numerical simulation. The results show that: In the two-hole continuous blasting model of coal body, the radius of crushing circle of uncoupled explosive charging structure is smaller than that of coupled explosive-charging structure, and the radius of fracture circle is larger than that of coupled explosive charging structure, which is beneficial to the propagation of blasting stress wave and crack propagation, and the crack density is uniform. By using coupled explosive charging structure and uncoupled explosive charging structure, the simulation results of continuous detonation of two holes with spacings of 4 m, 6 m and 8 m were compared with on-site verification. It was determined that the reasonable spacing between two blasting holes in the presplit blasting of the No. 2-1 coal seam of Xin'an Coal mine was 6m with a decoupling coefficient of 1.25.

Key words: coal and gas outburst; presplit blasting; uncoupled explosive charging structure; spacing between blasting boreholes; numerical simulation

煤层深孔预裂爆破增透技术能够显著提高低透气性煤层瓦斯的抽采效率,炸药在煤体深部爆炸后,产生压缩粉碎圈和贯穿控制孔爆破裂隙面,压缩粉碎圈和爆破裂隙面的形成,可有效增加煤层透气性,提高瓦斯抽放率。在预裂爆破施工工艺、理论计算和数值模拟等方面,国内外许多专家、学者对深孔预裂爆破技术进行了系统的研究,并取得了一定的成果^[1-6]。梁冰、丁学丞等采用数值模拟的研究方法研究了双孔连续爆破应力波的传播过程及对煤层影响的范围^[7]。刘泽功、蔡峰利用二维数值模拟和现场测试相结合方法,分析了爆破孔间距对爆生裂纹和增透效果的影响^[8,9]。徐伟通过数值模拟和现场检验,得出高瓦斯低透气煤层松动爆破合理间距^[10]。刘健、刘泽功分析爆破载荷作用下试样的动态力学特性和裂纹扩展特性,得出裂纹主要是由压缩波与卸载波共同作用形成的,裂纹扩展方向与炮孔轴线方向垂直^[11]。穆朝民对定向聚能爆破控制裂纹演化方向的理论和方法进行研究^[12]。龚敏^[13]、余永强等利用数值模拟和现场应用对低透气性煤层进行了控制爆破,以此来提高瓦斯抽采效率^[14]。

综上,目前煤层预裂爆破增透主要以单孔起爆和两孔连续起爆两种爆破方式为主,不同爆破方法对煤体的破坏范围不同。而对于两孔连续爆破不耦合装药结构研究较少。

采用 LS-DYNA 分析软件,以新安煤矿二₁煤层预裂增透为研究对象,建立6个两孔连续爆破模型,采用耦合装药结构和不耦合结构的有限元计算模型,进行煤层中介质双孔预裂爆破的数值模拟,分析了双孔同时起爆应力波的传播特性,为低透气性煤层预裂增透提高瓦斯抽采效率提供依据。

1 新安煤矿二₁煤层双孔预裂爆破数值模型

1.1 新安煤矿预裂爆破工作面概况

新安煤矿受区域地质构造控制,全层构造软煤发育、煤体结构达到Ⅲ~Ⅴ类,煤层厚度变化大、透气性

差。其主采的二₁煤层具有瓦斯突出危险性。15150工作面在位于15采区下山,煤厚为2.0~7.2 m,平均煤厚3.2 m,比较稳定,性脆,易破碎。工作面煤层煤体坚固性系数在0.17~0.38,透气性系数为 $[0.028 \sim 0.13 \text{ m}^2/(\text{MPa}^2 \cdot \text{d})]$,钻孔瓦斯流量衰减系数为 $(0.054 \text{ d}^{-1} \sim 0.058 \text{ d}^{-1})$,瓦斯放散初速度 ΔP 为9.5~29.5,煤层测定 a 值为27.448~35.512 m^3/t , b 值为0.515~0.762 Mp^{-1} 。

二₁煤层赋存于下二叠统山西组下部,位于大占砂岩和二₁煤层底板砂泥岩之间,顶板岩性:该工作面二₁煤伪顶局部发育,偶见黑色炭质泥岩,松软易碎0~0.5 m;二₁煤层直接顶板主要为泥岩,厚度2.2 m,比较稳定,性脆,易破碎。老顶为灰色-浅灰色中粒石英砂岩,层面富集云母片,具斜层理,厚19.2 m。底板岩性:二₁煤层底板主要为砂质泥岩,少量为粉砂岩或细砂岩,厚度10.1 m。老底为硅质泥岩,厚度5.2 m,岩层硬度较大。

1.2 数值模拟参数

采用有限元软件 LS-DYNA 建立模型,数值模型单位制为 g-mm- μs 。共建立6个爆破模型,模型尺寸均为14 m×8 m,两炮孔直径均为80 mm。①模型1:炮孔间距为4 m,药卷直径64 mm。②模型2:炮孔间距为4 m,药卷直径80 mm。③模型3:炮孔间距为6 m,药卷直径64 mm。④模型4:炮孔间距为6 m,药卷直径80 mm。⑤模型5:炮孔间距为8 m,药卷直径64 mm。⑥模型6:炮孔间距为8 m,药卷直径80 mm。模型划分网格单元采用六面体 Solid164 实体单元,在划分网格时,靠近炸药的部分应力应变比较复杂,因此网格划分相对于其他部分相对细密。岩石和堵塞材料采用 Lagrange 网格,空气和炸药材料选用 Euler 网格,通过关键字 *CONSTRAINED_LAGRANGE_IN_SOLID 来定义岩体物质、炮泥与炸药等流体物质之间的流固耦合作用。

由于模型的炮孔大小和相对位置在纵向上不随模型的尺寸而变化,因此将模型简化为二维的平面应变模型,模拟研究过程建立3D的单层网格模型,即在厚度的方向为单层网格施加位移约束,能够更真实的模拟岩石中的爆破情况。根据对称性简化模型,建立1/4模型。在模型的上边界和右边界施加无反射边界条件,以消除爆炸应力波在模型边界发生反射现象,从而形成拉伸应力波对模拟结果产生影响。模型的左边界和下边界施加对称约束。煤层与顶底板物理力学参数见表1,炸药与JWL状态方程参数见表2。

收稿日期:2020-07-31

作者简介:王公忠(1975-),男,教授、博士研究生,主要从事地下工程灾害预防与控制等方面的研究与教学工作,(E-mail) gongzhw2845@163.com。

通讯作者:赵文彬(1976-),男,副教授、博士(后),主要从事矿井一通三防方面的教学科研工作,(E-mail) zhwb1976@163.com。

基金项目:河南工程学院博士基金-热力耦合作用下原煤煤样渗流特性研究(D2016021);2017年度河南省科技开放合作项目-动态应力下煤层底板裂隙演化及水渗流突变机理研究(172106000073)

表1 煤层与顶底板物理力学参数

Table 1 The physical and mechanics parameters of the coal seam and roof and floor

岩性	密度/ ($g \cdot cm^{-3}$)	弹性模量/ GPa	泊松比	抗拉强度/ MPa	抗压强度/ MPa	屈服强度/ MPa	剪切强度/ MPa
煤层	1.4	7.3	0.28	0.48	4.22	3.92	1.98
顶底板	2.6	39.1	0.30	3.01	31.20	28.20	13.60

表2 炸药与JWL状态方程参数

Table 2 The parameter of explosive and JWL

参数	密度/ ($g \cdot cm^{-3}$)	爆速 D / ($m \cdot s^{-1}$)	CJ压力/ GPa	A /GPa	B /GPa	R_1	R_2	EO /GPa
煤层	1.1	3200	4.5	735	17	5.15	1.56	3.8

2 数值模拟结果与分析

2.1 爆破应力波传播及裂纹扩展规律分析

炸药在无限介质中爆炸时,爆炸能量将以药包中心为球心,呈同心球向四周传播。爆破作用将形成粉碎圈、裂隙圈和振动圈。图1~图6为不同爆破模型爆破应力波传播及裂纹扩展规律。两炮孔在

爆破初期以各自药包中心为球心,呈同心球向四周传播,随传播距离的增加而不断衰减。当应力波传播至两爆破孔连线的中心处相遇(图1~图6中(a)所示);然后会发生应力波叠加效应(图1~图6中(b)所示);最终两炮孔应力波传播及裂纹扩展(图1~图6中(c)所示)。

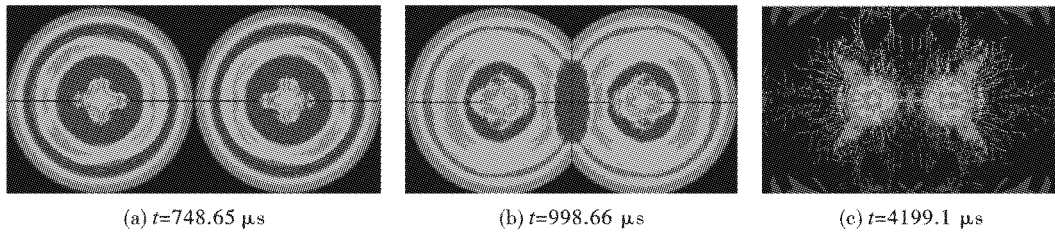


图1 爆破孔间距4 m,不耦合系数1.25 爆破应力波传播及裂纹扩展规律

Fig.1 Blasting hole spacing 4 m,uncoupling coefficient 1.25 blasting stress wave propagation and crack propagation law

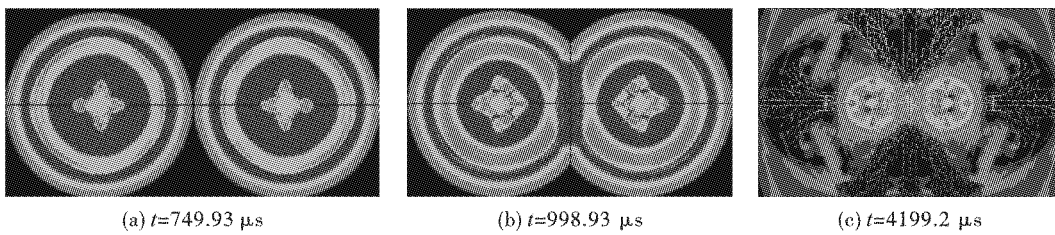


图2 爆破孔间距4 m,耦合装药爆破应力波传播及裂纹扩展规律

Fig.2 Blasting hole spacing 4 m, stress wave propagation and crack propagation law of coupled charge blasting

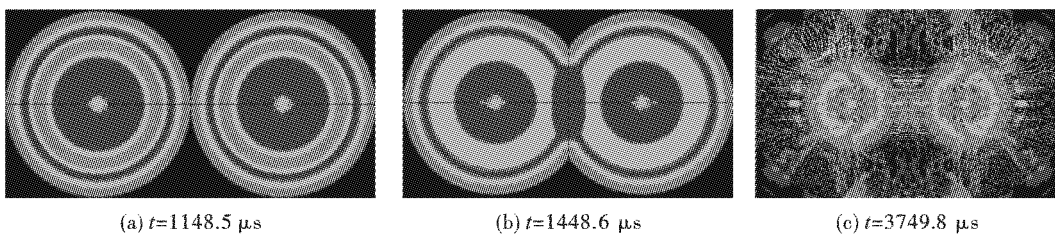


图3 爆破孔间距6 m,不耦合系数1.25 爆破应力波传播及裂纹扩展规律

Fig.3 Blasting hole spacing 6 m,uncoupling coefficient 1.25 blasting stress wave propagation and crack propagation law

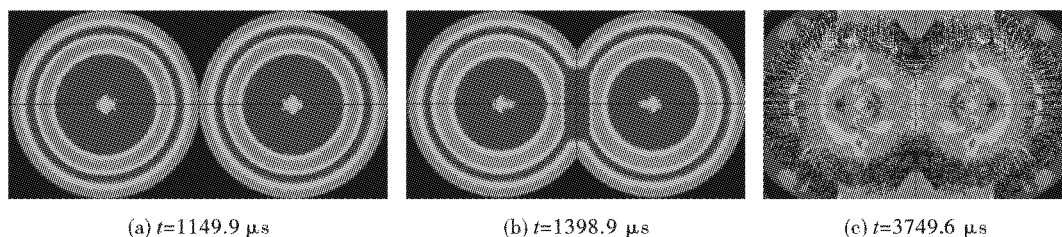


图 4 爆破孔间距 6 m,耦合装药爆破应力波传播及裂纹扩展规律

Fig.4 Blasting hole spacing 6 m, stress wave propagation and crack propagation law of coupled charge blasting

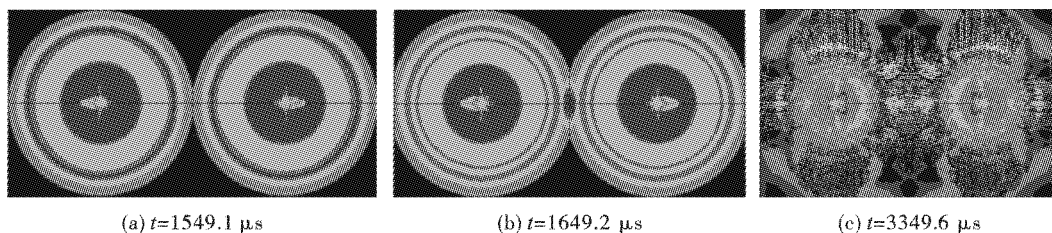


图 5 爆破孔间距 8 m,不耦合系数 1.25 爆破应力波传播及裂纹扩展规律

Fig.5 Blasting hole spacing 8 m, uncoupling coefficient 1.25 blasting stress wave propagation and crack propagation law

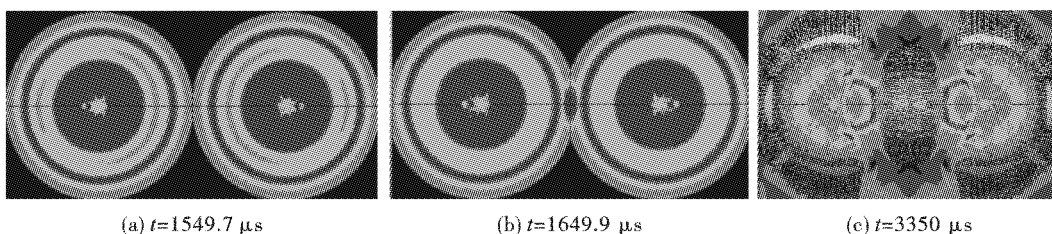


图 6 爆破孔间距 8 m,耦合装药爆破应力波传播及裂纹扩展规律

Fig.6 Blasting hole spacing 8 m, stress wave propagation and crack propagation law of coupled charge blasting

由图 1 ~ 图 6 可以看出:随着孔间距的增加应力波发生叠加现象的时间越晚,且应力波叠加效应会沿着爆破孔连线的中心处垂直方向发展;不耦合装药破碎圈半径明显小于耦合装药破碎圈半径。经量取孔间距为 6 m,不耦合系数为 1.25 时,粉碎圈半径为 155 mm,是 6 种爆破模型中最小;孔间距为 4 m,耦合装药时,粉碎圈半径为 212 cm,是 6 种爆破模型中最大;不耦合装药裂隙圈半径明显大于耦合装药裂隙圈半径,孔间距为 6 m,不耦合系数为 1.25 时,裂隙圈半径为 3500 mm,是 6 种爆破模型中最大,孔间距为 4 m,耦合装药时,裂隙圈半径为 2180 mm,是 6 种爆破模型中最小。

炸药在无限介质中爆炸初期,作用在药室壁面上的初始压力远远高于煤岩体的抗压能力,致使药包附近产生粉碎破坏,且消耗能量较多。对比图 1 ~ 图 6,可以看出,孔间距为 6 m 时,不耦合系数为 1.25 时,裂纹密度最均匀,裂隙圈半径最大。原因一:爆破孔孔间距越小,叠加应力衰减就会越快,致使能量浪费,从而影响裂纹的扩展;若孔间距越

大,虽然叠加应力衰减很慢,但发生叠加应力效应前的原始应力就会越小,达不到煤岩材料的失效准则,煤体裂隙的就不会继续扩展。原因二:不耦合装药粉碎圈半径,能量损失小。综合所得最佳爆破孔间距为 6 m,不耦合系数 1.25。

2.2 单元压力峰值对比分析

为了对比分析 6 种爆破模型爆炸应力波在炮孔周围岩体的分布和衰减规律,对每个计算模型的炮孔连心线的中心位置单方向每隔 50 cm 选取一个典型单元,直至炮孔周围粉碎圈处。将单元压力随着炮孔连心线与中心单元位置的距离变化趋势拟合成曲线,如图 7 所示。从图 7 变化曲线可以看出,在沿炮孔连心线走向方向,6 种计算模型单元压力峰值变化趋势是一致的,随着应力波向炮孔连心线的中心位置传播各单元压力急剧衰减。当应力波在两炮孔中心位置叠加时,单元压力有所增加,更易于裂纹在炮孔中心处垂直方向的扩展。对比相同孔间距模型,可以发现不耦合系数 1.25 的炮孔周围单元压力峰值大于耦合装药的炮孔周围单元压力,这说明了

耦合装药起爆时在炮孔粉碎圈损耗了大量能量。

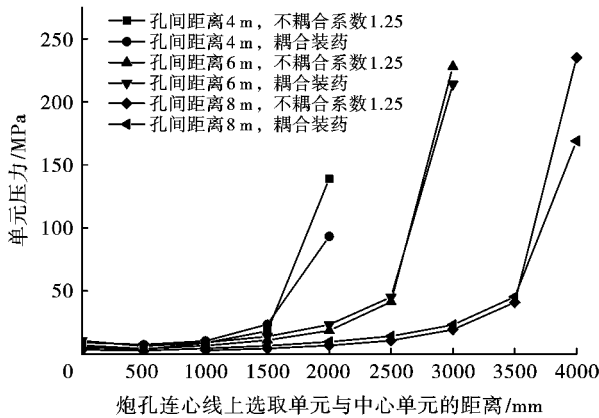


图7 不同爆破模型单元压力随着炮孔连心线与中心单元位置的距离变化曲线

Fig.7 The pressure curve of different blasting model element varies with the distance between the center line and the center element

3 现场爆破试验

为验证数值模拟的合理性,在新安煤矿 15150 工作面瓦斯巷分别进行了炮孔间距为 4 m、6 m、8 m 两孔连续爆破的爆破试验,分别采用耦合装药结构和 不耦合装药结构,对 6 个试验区爆破孔中间位置 考察孔进行了为期 15 d 的瓦斯浓度及流量观测,如 图 8 所示。间距 6 m、8 m,不耦合系数 1.25,爆破 试验考察孔累计瓦斯抽采纯量分别为 465 m³、385 m³, 抽采效果明显,间距 4 m,耦合装药时,爆破试验 考察孔累计瓦斯抽采纯量为 290 m³,抽采效果不佳。 说明双孔爆破试验两爆破孔间距在 6 m、8 m 范围 内对煤层均产生了有效的塑性破坏,但 6 m 的效果 更好,这与数值模拟中两爆破孔合理布置间距为 6 m, 不耦合系数 1.25 一致。

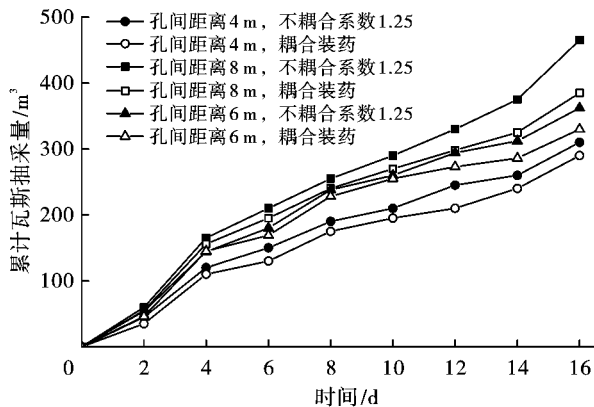


图8 不同炮孔间距、装药结构爆破试验考察孔累计瓦斯抽采纯量

Fig.8 Cumulative gas extraction purity of holes in blasting tests with different hole spacing and charge structure

4 结论

(1) 爆破应力波在煤体中的传播以爆破中心为 起点,呈圆形向四周传播,随着孔间距的增加应力波 发生叠加现象的时间越晚,且随着爆破距离的增大 不断衰减,应力波叠加效应会沿着爆破孔连线的中 心处垂直方向发展。

(2) 煤体双孔连续爆破模型,不耦合装药破碎 圈半径明显小于耦合装药破碎圈半径,作用于粉碎 圈的爆炸能量消耗小,有利于爆破应力波传播及裂 纹扩展,且裂纹密度均匀;不耦合装药裂隙圈半径明 显大于耦合装药裂隙圈半径,能够显著提高低透气 性煤层瓦斯的抽采效率。

(3) 炮孔间距为 4 m 时,炮孔水平方向及 2 个 爆破孔连线的中心处垂直方向煤体裂纹扩展良好, 但在炮孔中心 45° 方向裂纹发育不好;炮孔间距为 8 m 时,不耦合装药煤体裂纹扩展明显好于耦合装 药,而在耦合装药时,爆破孔连线的中心处垂直方向 及炮孔中心 45° 方向煤体裂纹扩展不好;炮孔间距 为 6 m,不耦合系数 1.25 时,裂纹密度最均匀,裂隙 圈半径最大。

(4) 依据新安煤矿的煤质条件,双孔爆破模型 两爆破孔合理布置间距为 6 m,不耦合装药系数 1.25。孔距 6 m 与 8 m 爆破模型均在爆破孔连心 线中点附近的单元产生了塑性破坏,但孔距 6 m 比孔 距 8 m 爆破孔模型产生的塑性破坏强烈,可以显著 提高煤层瓦斯渗透率,数值模拟结果与现场试验数 据基本吻合。

参考文献 (References)

[1] 郑福良. 深孔预裂爆破技术在煤矿井下的应用[J]. 爆 破, 1997, 14(4): 58-61.

[1] ZHENG Fu-liang. Application of deep-hole presplitting blas-ting technology underground coal mine[J]. Blasting, 1997, 14(4): 58-61. (in Chinese)

[2] 陈玉涛,秦江涛,谢文波. 水力压裂和深孔预裂爆破联 合增透技术的应用研究[J]. 煤矿安全, 2018, 49(8): 141-144, 148.

[2] CHEN Yu-tao, QIN Jiang-tao, XIE Wen-bo. Application research on combined anti-reflection technology of hydrau-lic fracturing and deep hole pre-splitting blasting[J]. Safety in Coal Mines, 2018, 49(8): 141-144, 148. (in Chinese)

[3] 董小明,翟文杰,张雷林. 深孔预裂爆破技术在煤巷掘

- 进中的应用[J]. 煤炭技术, 2017, 36(8): 60-62.
- [3] DONG Xiao-ming, ZHAI Wen-jie, ZHANG Lei-lin. Application of deep hole pre-splitting blasting technology in coal roadway driving[J]. Coal Technology, 2017, 36(8): 60-62. (in Chinese)
- [4] 吕 昌, 刘 健, 郭林杰. 深孔预裂爆破不同孔间距下裂隙演化规律[J]. 煤矿安全, 2016, 47(11): 65-68.
- [4] LV Chang, LIU Jian, GUO Lin-jie. Deep hole pre-splitting blasting crack evolution law with different hole spacing [J]. Coal Mine Safety, 2016, 47(11): 65-68. (in Chinese)
- [5] 黄文尧, 颜事龙, 刘泽功, 等. 煤矿瓦斯抽采水胶药柱在煤层深孔爆破中的应用[J]. 煤炭学报, 2012, 37(3): 472-476.
- [5] HUANG Wen-yao, YAN Shi-long, LIU Ze-gong. Research and application of water gel explosive grain on coal mine gas extra- ction in coal seam deep hole blasting[J]. Journal of China Coal Society, 2012, 37(3): 472-476. (in Chinese)
- [6] 谭 波, 何杰山, 潘凤龙. 深孔预裂爆破在低透性高突煤层中的应用与分析[J]. 中国安全科学学报, 2011, 21(11): 72-78.
- [6] TAN Bo, HE Jie-shan, PAN Feng-long. Application and analysis of deep hole pre-split blasting in low permeability and high utburst coal seam [J]. China Safety Science Journal, 2011, 21(11): 72-78. (in Chinese)
- [7] 梁 冰, 丁学丞, 孙维吉, 等. 低透气性煤层双孔预裂爆破增透数值模拟[J]. 爆破, 2014, 31(2): 84-90.
- [7] LIANG Bing, DING Xue-cheng, SUN Wei-ji, et al. Numerical simulation of increasing permeability by double hole presplitting blasting in low permeability coal seam [J]. Blasting, 2014, 31(2): 84-90. (in Chinese)
- [8] 蔡 峰, 刘泽功, 张朝举, 等. 高瓦斯低透气性煤层深孔预裂爆破增透数值模拟[J]. 煤炭学报, 2007, 32(5): 499-503.
- [8] CAI Feng, LIU Ze-gong, ZHANG Chao-ju, et al. Numerical simulation of improving permeability by deep-hole pre-splitting explosion in loose-soft and low permeability coal seam [J]. Journal of China Coal Society, 2007, 32(5): 499-503. (in Chinese)
- [9] 刘泽功, 蔡 峰, 肖应祺. 煤层深孔预裂爆破卸压增透效果数值模拟分析[J]. 安徽理工大学学报(自然科学版), 2008, 28(4): 16-20.
- [9] LIU Ze-gong, CAI Feng, XIAO Ying-qi. Numerical simulation and analysis of effect of stress release and permeability improvement in coal seams by deep-hole presplitting explosion [J]. Journal of Anhui University of Science and Technology (Natural Science), 2008, 28(4): 16-20. (in Chinese)
- [10] 徐 伟. 高瓦斯低透气煤层松动爆破有效影响范围确定[J]. 煤炭科学技术, 2011, 39(8): 46-49.
- [10] XU Wei. Determination on standing blasting effective scope of high gassy and low permeability seam [J]. Coal Science and Technology, 2011, 39(8): 46-49. (in Chinese)
- [11] 刘 健, 刘泽功, 高 魁, 等. 不同装药模式爆破载荷作用下煤层裂隙扩展特征试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2015, 33(12): 1-8.
- [11] LIU Jian, LIU Ze-gong, GAO Kui, et al. Experimental study of coal seam crack extension charcaters in the blasting load with different charging mode [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2015, 33(12): 1-8. (in Chinese)
- [12] 穆朝民, 王海露, 黄文尧, 等. 高瓦斯低透气性煤体定向聚能爆破增透机制[J]. 岩土力学, 2013, 34(9): 2496-2500.
- [12] MU Chao-min, WANG Hai-lu, HUANG Wen-yao, et al. Increasing permeability mechanism using directional cumulative blasting in coal seams with high concentration of gas and low permeability [J]. Rock and Soil Mechanics, 2013, 34(9): 2496-2500. (in Chinese)
- [13] 龚 敏, 刘万波, 王德胜, 等. 提高煤矿瓦斯抽放效果的控制爆破技术[J]. 北京科技大学学报, 2006, 28(3): 223-226.
- [13] GONG Min, LIU Wan-bo, WANG De-sheng, et al. Control blasting technique to improve gas predrainage effect in a coal mine [J]. Journal of University of Science and Technology Beijing, 2006, 28(3): 223-226. (in Chinese)
- [14] 余永强, 杨小林, 梁为民, 等. 控制爆破致裂提高矿井瓦斯抽放率试验研究[J]. 煤炭学报, 2007, 32(4): 377-381.
- [14] YU Yong-qiang, YANG Xiao-lin, LIANG Wei-min, et al. Testing research of improving mine gas drainage under uction by controlling blasting to cause crack [J]. Journal of China Coal Society, 2007, 32(4): 377-381. (in Chinese).