

深孔控制预裂爆破对煤体微观结构的影响

曹树刚, 李 勇, 刘延保, 张立强, 王 军

(重庆大学 资源开发及环境灾害控制工程教育部重点实验室, 重庆 400044)

摘要: 在我国南方一矿井深孔控制预裂爆破试验基础上, 利用 ASAP-2010 型表面积及微孔快速测定仪, 对距离爆破孔 3.0~9.7 m 范围内的煤样进行微观结构分析, 并结合煤层瓦斯抽放结果进行对比研究。结果表明, 随着至爆破孔距离的增加, 煤的 Langmuir 和 BET 比表面积近似线性减少, 在 9.7 m 处分别减小 68.8% 和 15.26%; 煤的微孔体积比和面积比先减小后增加, 小孔、中孔体积比和面积比先增加后减小; 煤渗透孔体积比先略有增大而后减小, 在孔距 3.9 m 处达到最大值, 即 26.88%。深孔控制预裂爆破后, 最大瓦斯抽放量增加 36%, 最初 15 d 抽放总量提高 93%。深孔控制预裂爆破的适宜孔间距为 10~12 m。

关键词: 采矿工程; 煤与瓦斯突出; 孔隙结构; 比表面积; 深孔控制预裂爆破

中图分类号: TD 32

文献标识码: A

文章编号: 1000-6915(2009)04-0673-06

INFLUENCE OF DEEP-HOLE CONTROLLED PRE-CRACKING EXPLOSION ON MICROSTRUCTURE OF COAL

CAO Shugang, LI Yong, LIU Yanbao, ZHANG Liqiang, WANG Jun

(Key Laboratory for Exploitation of Southwest Resources and Environmental Disaster Control Engineering, Ministry of Education, Chongqing University, Chongqing 400044, China)

Abstract: To find out the influence of deep-hole controlled pre-cracking explosion on microstructure of coal, a field test of deep-hole controlled pre-cracking explosion was carried out in a mine located in south China. In the test, the microstructures of some coal samples, taken from different spots that were 3.0 to 9.7 m away from the explosive hole, were observed carefully with ASAP-2010(automated surface area analyzer-2010). Besides, the performance of gas drainage was studied. The results showed that, with the increment of distance from explosive hole, the Langmuir surface area and BET surface area decreased linearly. At the spot 9.7 m away from explosive hole, Langmuir surface area and BET surface area decreased 68.8% and 15.26% respectively. The volumetric ratio and area ratio of micropores decreased at first and increased then. On the contrary, the volumetric ratio and area ratio of small-pores and mid-size-pores increased at first and decreased then. The volume ratio of penetrating pores increased a little at the beginning and decreased then. The peak value, which was 26.88%, was 3.9 m away from the exploding hole. After explosion, the highest gas drainage volume increased 36%, and the total gas drainage volume in the first 15 days increased 93%. The optimum distance among exploding holes of deep-hole controlled pre-cracking explosion should be between 10 to 12 m.

Key words: mining engineering; coal and gas bursts; pore structure; surface area; deep-hole controlled pre-cracking explosion

收稿日期: 2008-09-26; **修回日期:** 2009-01-11

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(50674111)

作者简介: 曹树刚(1955-), 男, 博士, 1982年毕业于重庆大学采矿工程专业, 现任教授、博士生导师, 主要从事采矿工程、岩石力学与工程等方面的教学与研究工作。E-mail: caosgdoc@yahoo.com.cn

1 引言

瓦斯抽放是防治煤矿瓦斯事故的重要措施之一。但是，我国 95% 以上的高瓦斯煤矿和突出煤矿开采低透气性煤层^[1]，瓦斯抽放率普遍较低。随着煤炭工业的发展，许多煤矿已进入深部开采阶段，瓦斯的抽放难度更大。近几年的研究与实践^[2~10]表明，利用爆炸产生的应力波和爆生气体作用于煤体，同时辅以自由面(控制孔)，可以使煤体产生不可愈合的裂隙，增大煤层的透气性。因此，深孔控制预裂爆破技术能够大幅度提高高瓦斯、低透气性煤层的瓦斯抽放率，缩短抽放时间。但是，深孔控制预裂爆破对煤体孔隙结构产生的影响、新生裂隙分布范围等问题的定量描述鲜见报道。本文利用低温氮吸附法^[11]研究了煤体微观孔隙结构变化与爆破孔距离的关系，并结合现场试验，探讨了深孔控制预裂爆破对煤层瓦斯抽放的作用。

2 现场试验条件

试验矿井位于贵州高原与四川盆地的过渡地带。地势东南高西北低，水系发育，溪流纵横。含煤地层属于海陆过渡沉积相的二叠系上统龙潭组，总厚为 66~82 m，含煤 10~12 层。其中，6[#]，11[#] 煤层为局部可采，7[#]，8[#] 煤层为全区可采，均为无烟煤，有煤层自燃和煤尘爆炸危险。开采过程中，矿井绝对瓦斯涌出量为 160 m³/min 以上，相对瓦斯涌出量达 65 m³/t，属于煤与瓦斯突出矿井。

试验区位于矿井的 S1721 工作面，开采 7[#] 煤层。煤层结构单一，平均厚度为 1.10 m，普氏系数为 0.8。煤层的原始瓦斯含量为 18.59 m³/t，瓦斯压力为 1.0 MPa。该工作面采用倾斜长壁后退式仰斜开采，走向布置长为 108 m，倾向推进长为 900 m，具体布置见图 1。

在工作面运输斜巷内向煤层打顺层钻孔，进行深孔控制预裂爆破，预抽煤层瓦斯。其中，爆破孔孔径为 87 mm，孔深为 60 m，装药长度为 40 m，平均装药密度为 0.922 kg/m；间隔一定距离平行布置孔径为 94 mm、孔深为 70 m 的瓦斯抽放孔，同时作为爆破控制孔和效果检验孔。预抽超前距离为 300~500 m，超前时间为 6 个月以上。

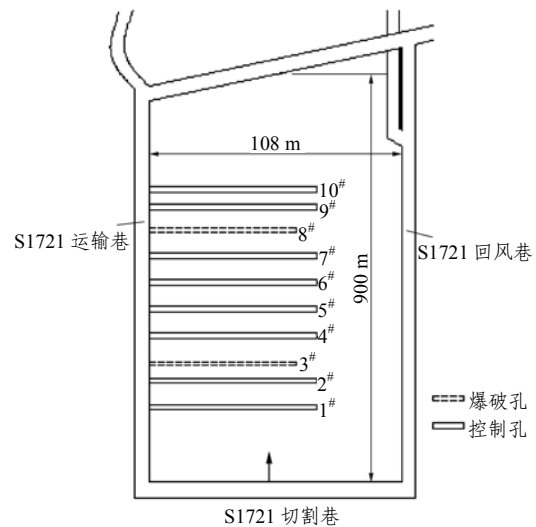


图 1 工作面及钻孔布置图

Fig.1 Layout diagram of working faces and boreholes

3 比表面积和孔隙结构测定

3.1 制样及试验设备

(1) 制样

为了研究深孔控制预裂爆破对煤体孔隙结构的影响，分别在平均距离爆破孔 3.0, 5.0, 7.0 和 9.7 m 的采煤工作面内各随机采取 3 个煤样，经捣碎机破碎、筛分，取出直径 0.246 4~0.175 3 mm(60~80 目)的粉煤作为试验样品。

(2) 试验设备

利用美国麦克仪器公司(Micrometer Co.)制造的 ASAP - 2010 型表面积及微孔快速测定仪进行煤的微观结构试验(见图 2)。在 77 K 液氮饱和温度、相对压力 $P/P_0 = 0.010 \sim 0.995$ 的条件下，取 40 个压力点对样品进行静态等温吸附，测量相应的氮气吸附量，确定样品的比表面积和孔隙率。



图 2 ASAP - 2010 比表面积和孔径分析仪

Fig.2 The ASAP - 2010 automated surface area analyzer

3.2 比表面积和孔隙结构的测定方法

首先利用氦气测量试验管的原始体积, 再对整个分析系统连续抽真空至 0.67 Pa, 除去杂质气体^[12]。由于氦气分子直径 0.43 nm, 则试验测得样品的孔隙直径最小可达 0.86 nm^[11]。煤的比表面积、孔容分布、孔径分布及孔表面积采用如下模型计算。

(1) BET 理论模型

通过低压状态下的 8 个不同压力点测得氦气吸附量, 用多分子层吸附 BET 法理论模型计算出单层吸附量, 由已知的分子截面积求出样品的比表面积。BET 两常数公式^[13]为

$$\frac{1}{V(P_0/P-1)} = \frac{1}{V_m C} + \frac{C-1}{V_m C} \frac{P}{P_0} \quad (1)$$

式中: V 为吸附体积; P_0 为饱和气体压力; P 为试验压力; V_m 为单分子层体积, 由 V_m 可以算出铺满单分子层时所需的分子个数; C 为试验常数。

(2) Langmuir 单分子层吸附理论

Langmuir 理论认为固体表面的原子力场只能吸附一层气体分子。气体吸附是气体分子在吸附剂(样品)表面凝集和逃逸(吸附与解吸)2 种相反过程达到动态平衡的结果, 即在等温条件下平衡时, 吸附速率等于解吸速率:

$$\theta = \frac{aP}{1+aP} \quad (2)$$

式中: a 为吸附系数; θ 为吸附剂表面被覆盖的百分比, $\theta = V/V_m$ 。

(3) BJH 法

利用已知相对压力 P/P_0 和氦气吸附量, 采用 BJH 模型计算孔容、孔径分布及孔表面积。E. P. Barrett 等^[14,15]提出了通过脱附数据计算孔径分布的方法, 得出联系孔体积和孔径的 BJH 方程:

$$V_{pn} = \left(\frac{r_{pn}}{r_{kn} + \Delta t_n / 2} \right)^2 \left(\Delta V_n - \Delta t_n \sum_{j=1}^{n-1} A_{vj} \right) \quad (3)$$

式中: V_{pn} 为孔隙容积, r_{pn} 为最大孔半径, r_{kn} 为毛细管半径, V_n 为毛细管体积, t_n 为吸附的氮气层厚度, A_{vj} 为预先排空后的面积。

为使式(3)与试验数据相联系, 还应用了如下的 Kelvin 方程和 t -plot 方程^[16]分别求出毛细管半径 r_{kn} 和吸附层厚度 t_n :

$$\ln \frac{P}{P_0} = - \frac{2\gamma\bar{V}}{r_{kn}RT} \quad (4)$$

$$\ln \frac{P}{P_0} = 0.034 - \frac{13.99}{t_n^2} \quad (5)$$

式中: γ 为液氮的表面张力, \bar{V} 为液氮的摩尔体积, T 为绝对温度, R 为气体常数。

4 岩石爆破损伤断裂机制

根据岩石爆破理论, 在无限大岩体中爆破时, 岩体内部将产生爆炸冲击波作用下的压碎区, 爆炸应力波和爆生气体作用下的破裂区, 以及具有地震效应的震动区。由于冲击波在震动区已经衰减得很弱, 只能使质点产生振动, 不能引起岩石结构的破坏, 因此, 重点研究爆破对压碎区和破裂区岩石孔隙结构的影响。爆破作用下岩石破坏、断裂过程可分为以下 2 个阶段^[7]:

(1) 爆炸应力波使压碎区产生宏观裂纹, 并激活、扩展破裂区的原始裂纹。

根据 D. E. Grady 和 M. L. Kipp^[17]的研究, 爆炸应力波作用下微裂纹平均半径 r 、裂纹激活数 N 服从体积拉伸应变的双参数 Weibull 分布, 裂纹密度 C_d 是裂纹影响区的岩石体积与岩石总体积之比, 即

$$\left. \begin{aligned} r &= \frac{1}{2} \left(\frac{\sqrt{20}K_{IC}}{\rho V_c \dot{\theta}_{max}} \right)^{2/3} \\ N &= \alpha \theta^\beta \\ C_d &= ANr^3 \end{aligned} \right\} \quad (6)$$

式中: ρ 为岩石密度; V_c 为纵波速度; $\dot{\theta}_{max}$ 为最大体积拉应变率; K_{IC} 为临界应力强度因子; θ 为体积拉伸应变; α , β 均为韦伯分布参数; A 为可近似取为 1 的系数。

(2) 爆生气体的准静态作用使爆炸应力波形成的裂纹产生二次扩展。扩展条件^[18]为

$$\sigma = \sigma_c = \sqrt{\pi/4r} K_{IC} \quad (7)$$

式中: σ 为岩石应力, σ_c 为微裂纹扩展的临界应力。

当 $\sigma < \sigma_c$ 时, 煤岩处于线弹性阶段, 裂纹不发生二次扩展; $\sigma \geq \sigma_c$ 时, 应力波形成的初始裂隙将产生二次扩展。

5 试验结果及分析

在深孔控制预裂爆破过程中, 爆炸应力波的动力作用和爆生气体的准静态作用将对爆破孔周边煤体产生不同程度的破坏作用。利用 ASAP-2010 型表面积及微孔快速测定仪对现场试验工作面煤样微结构试验的分析数据, 分别得到比表面积、孔容比、

孔表面积比与爆破孔距离关系的散点图和拟合曲线, 见图 3~7。

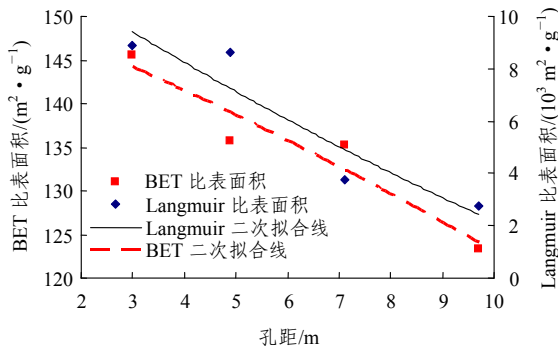


图3 Langmuir 比表面积和 BET 比表面积与孔距的关系
Fig.3 Relationship between BET surface area and Langmuir surface area with distance from blasting hole

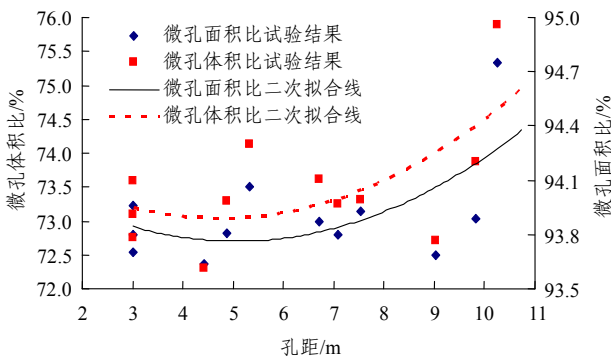


图4 微孔体积比和微孔面积比与孔距的关系
Fig.4 Relationship between micro-pore's volume ratio and surface area ratio with distance from blasting hole

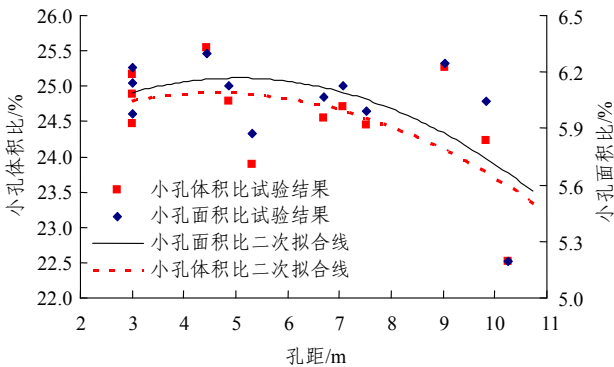


图5 小孔体积比和小孔面积比与孔距的关系
Fig.5 Relationship between small pore's volume ratio and surface area ratio with distance from blasting hole

5.1 比表面积与孔距的关系

由图 3 可以看出, 随着孔距增加, Langmuir 比表面积近似线性递减。当距离爆破孔 3 m 时, Langmuir 比表面积为 8 864.292 m²/g, 而距离爆破

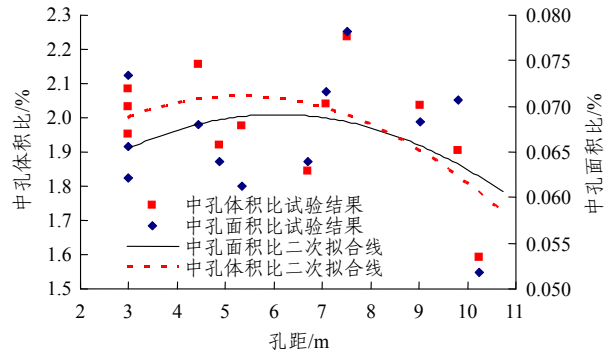


图6 中孔体积比和中孔表面积比与孔距的关系
Fig.6 Relationship between middle-pore's volume ratio and surface area ratio with distance from blasting hole

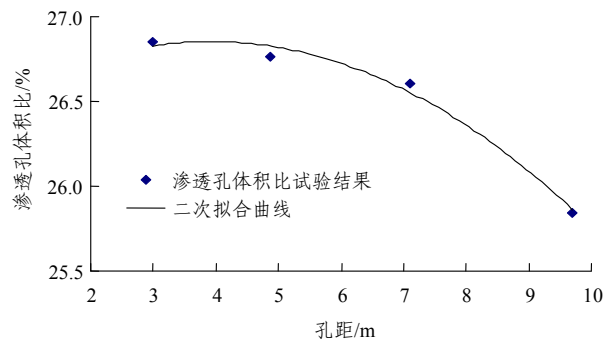


图7 渗透孔体积比与孔距的关系
Fig.7 Relationship between infiltration pore's volume ratio and distance from blasting hole

孔 9.7 m 时减小了 68.8%, 为 2 765.419 m²/g。同样, BET 比表面积存在距离爆破孔越远, 其值越小的趋势。当距离爆破孔 9.7 m 时, BET 比表面积为 123.3 m²/g, 比距离爆破孔 3 m 处的 145.5 m²/g 减小了 15.26%。

5.2 孔容和孔表面积与孔距的关系

按照前苏联霍多特(1966 年)分类法, 将煤中孔隙分为以下几类^[19]: 微孔, 孔隙直径 ≤ 10 nm, 构成孔的吸附容积; 小孔, 10 nm < 孔隙直径 ≤ 100 nm, 构成毛细管凝结和瓦斯扩散区间; 中孔, 100 nm < 孔隙直径 ≤ 1 000 nm, 构成缓慢的层流渗透区间; 大孔, 10³ nm < 孔隙直径 ≤ 10⁵ nm, 构成了强烈的层流渗透区间, 形成了具有强烈破坏结构的破坏面。其中, 小孔、中孔和大孔称为渗透容积, 所占比例越大, 渗透性越好, 瓦斯抽放越容易。图 4~6 分别为微孔、小孔、中孔的孔体积比和孔表面积比与孔距的关系, 图 7 为 4 组样品的渗透孔体积比算术平均值与孔距的关系。

从图 4~6 可以看出, 随着距离的增加, 不同孔隙类型的体积比和面积比的变化趋势明显不同。对

于微孔而言, 体积比和面积比随孔距的增加在约 5.0 m 范围内有所减小, 大于 6.2 m 以后增加速率逐渐加大。小孔和中孔的拟合曲线形态大致相似, 其变化趋势与微孔相反。随孔距增加, 小孔的体积比和面积比在约 5.0 m 范围内有所增加, 超过 5.0 m 开始减小, 在 6.5 m 以后减小速率逐渐加大; 中孔的体积比在孔距为约 5.0 m 处达到最大, 在孔距大于 6.3 m 以后减小速率加大, 而面积比在孔距约 6.0 m 处达到最大, 在孔距大于 7.0 m 以后减小速率加大。由图 7 可以看出, 随着孔距增加, 渗透孔体积比先略有增加, 然后逐渐减小。孔距 3.0 m 处的渗透孔体积比为 26.85%, 比孔距为 9.7 m 处的 25.80%, 增大了 3.91%, 在孔距为 3.9 m 处达到最大, 为 26.88%。说明在孔距约 3.9 m 处, 煤体的渗透孔隙结构最发育, 最有利于瓦斯流动。

可以认为, 微孔所占比例是煤体未受爆破振动影响的表现, 小孔和中孔所占比例则反映了煤体受爆破振动影响的大小。渗透孔隙体积比与孔距关系的变化趋势表明, 爆破振动对煤体的影响在孔距小于 5~6 m 的范围内比较大, 孔距大于 5~6 m 以后, 这种影响明显减少。

根据试验结果, 孔距 3 m 处的微孔体积比、面积比略大于 5 m 处的相应值, 而孔距 3 m 处的小孔、中孔的体积比、面积比和渗透孔体积比略小于 5 m 处的相应值。这种现象表明, 爆破对孔周围的煤体存在一定的压实作用。

综合考虑煤体内部孔隙的体积比、面积比的变化规律以及 Langmuir 比表面积和 BET 比表面积的变化趋势, 可以认为, 煤层深孔控制预裂爆破预抽瓦斯的适宜孔间距离约为 10~12 m。试验结果与前人理论研究结果基本一致^[3]。

5.3 现场试验结果分析

瓦斯抽放量是深孔控制预裂爆破效果的最直接的反映。现场爆破试验前、后的最初接抽 15 d 内, 至爆破孔 10 m 的 1[#]抽放孔瓦斯抽放量和累计瓦斯抽放量的对比分析见图 8。在爆破前, 该孔已经高压抽放了 46 d 的煤层瓦斯。

图 8 表明, 经过爆破后的前 2 d 的过渡期, 第三天瓦斯抽放量就达到了 48.96 m³。爆破后最大瓦斯抽放量是爆破前最大瓦斯抽放量的 1.36 倍, 即预裂爆破较大幅度地增加了煤层瓦斯抽放量。在最初接抽 15 d 内, 爆破前、后的累计抽放量分别为 300.96 和 581.76 m³, 则爆破后是爆破前的 1.93 倍。

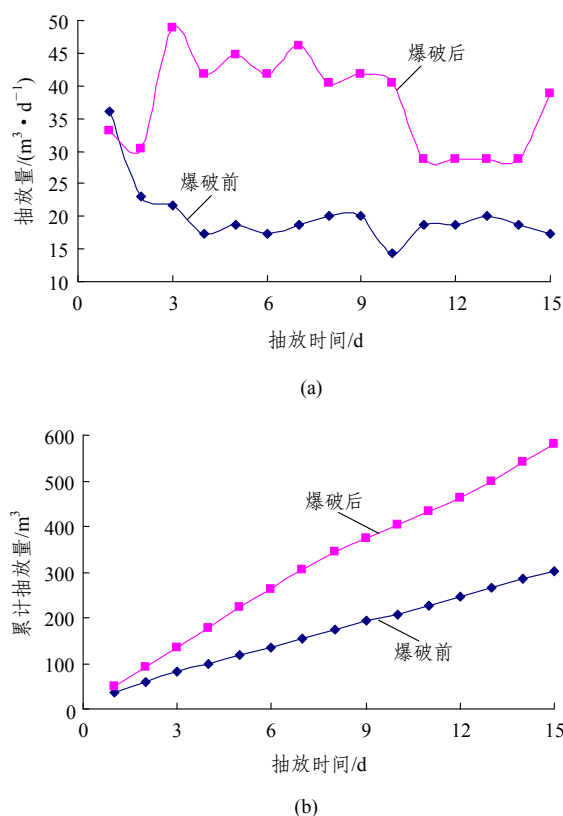


图 8 爆破前后最初 15 d 瓦斯抽放量对比

Fig.8 Comparison diagram of gas drainage quantity before and after blasting in first 15 days

现场瓦斯抽放结果说明, 深孔控制预裂爆破使煤体内的裂隙增加并扩展, 形成了较大范围的裂隙网, 产生了不可恢复的裂隙空间, 即增加了煤体内的渗透孔隙, 对于提高煤层瓦斯的可抽性效果显著。

6 结 论

煤的微观结构试验研究和现场检验结果表明, 深孔控制预裂爆破有利于煤层瓦斯抽放。主要表现在如下几个方面:

(1) 煤体的 Langmuir 比表面积和 BET 比表面积随着与爆破孔孔距的增加而近似线性的递减, 在约 9.7 m 处分别减小了 68.8%和 15.26%。

(2) 小孔、中孔等构成的渗透孔的体积比随着与爆破孔距离的增加, 先略有增大而后减小。在孔距 3.9 m 处达到最大, 为 26.88%。

(3) 随着与爆破孔距离的增加, 微孔的体积比、面积比先减小而后增加, 小孔和中孔的体积比、面积比先增加而后减小, 尤其在距爆破孔 5~6 m 以内变化明显。因此, 深孔控制预裂爆破的适宜孔间距为 10~12 m。

(4) 现场试验证明, 尽管事先预抽了 46 d 的煤层瓦斯, 爆破后最大瓦斯抽放量相对于爆破前仍然增加了 36%, 爆破后 15 d 内的累计瓦斯抽放量比爆破前 15 d 的累计瓦斯抽放量提高了 93%, 即深孔控制预裂爆破明显地改善了煤层瓦斯的可抽性。

致谢 感谢北京科技大学土木工程系龚敏教授在本文涉及的现场深孔控制预裂爆破试验过程中的技术指导!

参考文献(References):

- [1] 马丕梁, 范启炜. 我国煤矿抽放瓦斯现状及展望[J]. 中国煤炭, 2004, 30(2): 5 - 8.(MA Piliang, FAN Qiwei. China CMM drainage monograph[J]. China Coal, 2004, 30(2): 5 - 8.(in Chinese))
- [2] 曹树刚, 徐阿猛, 沈大富, 等. 顺层深孔预裂爆破瓦斯预抽的试验研究[J]. 中国矿业, 2007, 16(7): 68 - 70, 73.(CAO Shugang, XU Ameng, SHEN Dafu, et al. Experiment study on deep-hole pre-split explosion to drainage gas[J]. China Mining Magazine, 2007, 16(7): 68 - 70, 73.(in Chinese))
- [3] 龚敏, 黄毅华, 王德胜, 等. 松软煤层深孔预裂爆破力学特性的数值分析[J]. 岩石力学与工程学报, 2008, 27(8): 1 674 - 1 681. (GONG Min, HUANG Yihua, WANG Desheng, et al. Numerical simulation on mechanical characteristics of deep-hole presplitting blasting in soft coal bed[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2008, 27(8): 1 674 - 1 681.(in Chinese))
- [4] 张兴华. 利用深孔控制预裂爆破强化瓦斯抽放消除回采工作面突出危险性[J]. 煤矿安全, 2006, (2): 22 - 24.(ZHANG Xinghua. Strengthening methane-drainage using deep-hole controlled pre-split blasting for eliminating risk of working face outburst[J]. Safety in Coal Mines, 2006, (2): 22 - 24.(in Chinese))
- [5] 石必明, 俞启香. 低透气性煤层深孔预裂控制松动爆破防突作用分析[J]. 建井技术, 2002, 23(5): 27 - 30.(SHI Biming, YU Qixiang. Analysis of the anti-outburst effect used deep-hole pre-split loosening blasting in the low permeability coal seam[J]. Mine Construction Technology, 2002, 23(5): 27 - 30.(in Chinese))
- [6] 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.(CAI Feng, LIU Zegong, ZHANG Chaoju, 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))
- [7] 杨小林, 王梦怒. 爆生气体作用下岩石裂纹的扩展机制[J]. 爆炸与冲击, 2001, 21(2): 111 - 116.(YANG Xiaolin, WANG Mengshu. Mechanism of rock crack growth under detonation gas loading[J]. Explosion and Shock Waves, 2001, 21(2): 111 - 116.(in Chinese))
- [8] 张顶立, 何佐德, 董伟君, 等. 特厚坚硬煤层分层综放开采关键技术研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2002, 21(2): 273 - 279.(ZHANG Dingli, HE Zuode, DONG Weijun, et al. Study on key technology of fully-mechanized sub-level caving mining for special thick and hard coal seam[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2002, 21(2): 273 - 279.(in Chinese))
- [9] 戴会超, 朱红兵, 严鹏. 三峡船闸综合控制爆破技术[J]. 岩石力学与工程学报, 2007, 26(增 2): 4 426 - 4 431.(DAI Huichao, ZHU Hongbing, YAN Peng. Comprehensive controlled blasting technique for TGP shiplock[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007, 26(Supp.2): 4 426 - 4 431.(in Chinese))
- [10] 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.(GONG Min, LIU Wanbo, WANG Desheng, et al. Controlled blasting technique to improve gas pre-drainage effect in a coal mine[J]. Journal of University of Science and Technology Beijing, 2006, 28(3): 223 - 226.(in Chinese))
- [11] 陈萍, 唐修义. 低温氮吸附法与煤中微孔隙特征的研究[J]. 煤炭学报, 2001, 26(5): 552 - 556.(CHEN Ping, TANG Xiuyi. The research on the adsorption of nitrogen in low temperature and micro-pore properties in coal[J]. Journal of China Coal Society, 2001, 26(5): 552 - 556.(in Chinese))
- [12] 丘纪华. 煤粉在热分解过程中比表面积和孔隙结构的变化[J]. 燃料化学学报, 1994, 22(3): 316 - 320.(QIU Jihua. Variation of surface area and pore structure of pulverized coal during pyrolysis[J]. Journal of Fuel Chemistry and Technology, 1994, 22(3): 316 - 320.(in Chinese))
- [13] 傅献彩, 沈文霞, 姚天扬, 等. 物理化学[M]. 北京: 高等教育出版社, 2006.(FU Xiancai, SHEN Wenxia, YAO Tianyang, et al. Physicochemistry[M]. Beijing: Higher Education Press, 2006.(in Chinese))
- [14] BARRETT E P, JOYNER L G, HALENDA P P. The determination of pore volume and area distributions in porous substances I, computations from nitrogen isotherms[J]. Journal of American Chemistry Society, 1951, 73(1): 373 - 380.
- [15] KHAJAM S, RAMA K S, SAI P S, et al. Derivation of the expanded form of the BJH equation and its application to the pore structure analysis of mesoporous adsorbents[J]. Adsorption Science and Technology, 1992, 9(4): 212 - 230.
- [16] RACHID G, MOHAMED S, ABDELKADER B. Adsorption of carbon dioxide at high pressure over H-ZSM-5 type zeolite, micropore volume determinations by using the Dubinin-Raduskevich equation and the "t-plot" method[J]. Microporous and Mesoporous Materials, 2008, 113(1/3): 370 - 377.
- [17] GRADY D E, KIPP M L. Continuum modelling of explosive fracture in oil shale[J]. Int. J. Rock Mech. Min. Sci. Geomech. Abstr., 1987, 17(3): 147 - 157.
- [18] FENG X Q, YU S W. Micromechanical modelling of tensile response of elastic-brittle materials[J]. International Journal of Solids and Structures, 1995, 32(22): 3 359 - 3 372.
- [19] 于不凡, 白帆, 刘明. 煤矿瓦斯防治技术[M]. 北京: 中国经济出版社, 1987.(YU Bufan, BAI Fan, LIU Ming. The prevention technology of coal mine methane[M]. Beijing: China Economic Publishing House, 1987.(in Chinese))