

文章编号: 1001-1455(2012)02-0196-07

岩石深孔爆破对邻近煤层的动应力作用*

龚 敏, 王 华, 文 斌

(北京科技大学土木与环境工程学院, 北京 100083)

摘要: 为解决松软媒体爆破孔成孔困难导致深孔预裂爆破技术无法应用的问题, 选择在运输巷底板距煤层较近的岩石中进行爆破, 利用数值模拟方法进行了相关理论探讨。分析了煤岩介质和单煤体介质中布孔的差异, 建立了单煤体和煤岩体深孔预裂爆破的 5 个数值计算模型。研究了单煤体和煤岩介质爆破孔与抽放孔连心线上有效应力随距离的变化, 从岩孔爆破传播到煤层其应力衰减的程度较单煤层中大得多, 但在靠近抽放孔附近煤层, 二者的差距变小。抽放孔轴线方向所受有效应力的大小是决定爆破效果的重要因素, 煤岩介质中爆破孔与抽放孔间距为 2.0 m 时, 抽放孔轴线方向上的平均有效应力与单煤层中爆破孔与抽放孔间距为 3.0 m 时的相当, 可作为实现岩孔爆破效果的布孔参数。

关键词: 爆炸力学; 动态应力; 计算模型; 煤层; 岩石; 爆破

中图分类号: O383

国标学科代码: 1303520

文献标志码: A

深孔预裂爆破在瓦斯治理中发挥了重要的作用^[1-2]。但我国南方许多矿井煤层松软, 爆破孔塌孔后无法装药。为解决这一问题, 近年来将爆破孔布置在与煤层相邻的底板岩石, 抽放孔位于煤层, 爆破后在岩孔和煤孔中同时抽取瓦斯, 取得了良好效果^[3]。但这样爆破孔布置与传统方式不同, 且爆炸应力波因分界面的耗散, 使应力场的变化与煤层爆破存在很大差异, 对此有必要从理论上探讨其作用规律。

煤层深孔预裂爆破井下应用开始于 20 世纪 90 年代^[4-5], 后来逐渐扩展到石门揭煤、煤巷掘进防突、消除空白带等领域^[6-10]。这些报道大多是对工艺过程及技术的阐述。在理论研究方面, 蔡峰等^[11]分析了二维模型双孔同时起爆的应力波和裂纹发展; 程建圣等^[12]模拟了爆破与非爆破条件下瓦斯压力、瓦斯压力梯度和流动矢量的情况; 龚敏等^[13-14]开展了松软煤层深孔爆破时的力学特性以及爆破相邻抽放孔的作用的研究。总体上, 三维数值模拟刚刚起步。岩孔爆破对煤层作用是第一次运用于实践, 尚无理论上的探索。

本文中拟利用三维动力有限元程序 DYNA3D, 以实际工程为背景, 对煤层底板岩石爆破时煤层动应力进行计算模拟, 按照现场情况建立煤岩、单煤介质爆破模型; 在不同布孔参数下, 对岩孔爆破传播到煤层应力的衰减情况进行定量分析, 通过与单煤介质比较, 得到最优的孔位布设方案, 为此类爆破方法的运用提供理论依据。

1 岩孔爆破的布设特点和数值模型的建立

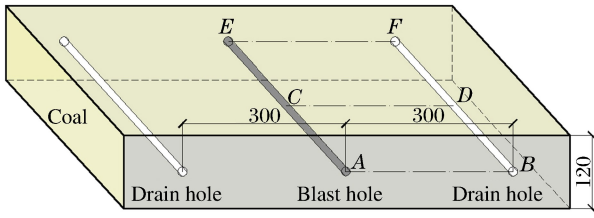
1.1 岩孔双层爆破与单煤层爆破孔布置的差异

现以重庆渝阳矿 2709 工作面运巷为例说明。图 1 为在单煤层和煤岩层中布置爆破孔 2 种方案的三维图, 图中尺寸为井下实测, 深色孔为爆破孔。从断面上看, 单煤层中爆破孔与抽放孔均位于煤层并间隔布置, 爆破孔与抽放孔间距(煤体中 2 孔的间距) AB 通常取 3.0 m。煤岩介质中爆破孔和抽放孔分别位于煤层和岩层中, 如果维持底板爆破孔与煤体抽放孔 3.0 m 的间距, 则煤层中 2 孔间距为 5.58 m, 较单煤层孔间距增大很多。从另一角度考虑, 即使 2 种布孔孔距相等, 由于图 1(b) 中爆炸波穿过煤岩交界面会发生能量损耗, 抽放孔所受爆破应力必低于单煤层情况, 这种差距有多大, 也是需要探索的。

* 收稿日期: 2011-03-08; 修回日期: 2011-11-14

作者简介: 龚 敏(1963—), 男, 博士, 教授, 博士生导师。

(a) Single coal medium



(b) Coal-rock media

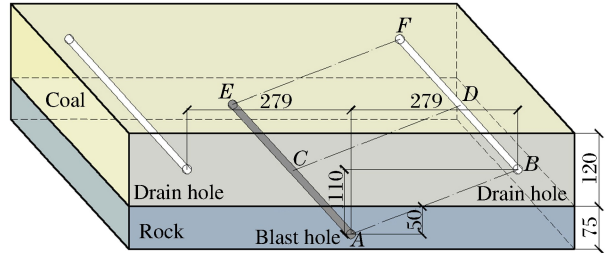


图 1 爆破孔和抽放孔在单煤层和煤岩层中的布置(单位:cm)

Fig. 1 Layout of blast holes and drain holes in the single coal seam and the coal-rock media (unit: cm)

1.2 建模依据

(1)建立 5 个计算模型:1 个单煤模型,爆破孔与抽放孔间距 3.0 m,模型尺寸为 8.00 m×1.20 m×22.00 m,单元数为 524 040;4 个煤岩复合模型,孔间距分别为 1.5、2.0、2.5 和 3.0 m,模型尺寸分别为 6.02 m×1.95 m×22.00 m、6.67 m×1.95 m×22.00 m、7.24 m×1.95 m×22.00 m 和 7.79 m×1.95 m×22.00 m,单元数分别为 536 840、609 660、696 120 和 730 000。

(2)取单煤模型和煤岩模型 4 进行动态应力随距离的衰减对比。分别如图 1 中沿 AB、CD、EF 即模型前、中、后位置进行分析。

(3)抽放孔孔壁有效应力随时间变化对比。利用单煤模型和煤岩模型 4 对 B、F 即孔口、孔底研究。

(4)利用单煤和煤岩模型 4,研究 2 种介质在爆破孔与抽放孔距离相同(3.0 m)时抽放孔沿轴线 BF 方向(见图 1)的应力差异;利用单煤模型和煤岩模型 1~3,研究在煤岩介质中爆破孔与抽放孔不同间距的情况下抽放孔轴线上有效应力同单煤时的差异,找出最优布孔参数。

1.3 建模与参数

采用实体模型,煤层厚 1.2 m,岩石中爆破孔距底板 0.5 m,孔径为 100 mm,由于孔距不等,单煤层、煤岩介质各模型大小各不相同,实际装药长度为 20 m,前后各延长 1 m 表示孔底煤体和填塞段。为考察爆破对相邻抽放孔和远端抽放孔的影响,模型设计一个爆破孔、2 个抽放孔,图 2 是孔距为 3.0 m 时的煤岩双层介质计算模型图。爆破孔周围是应力集中区,对爆破孔周围的网格进行加密以提高精度,其网格划分见图 3。

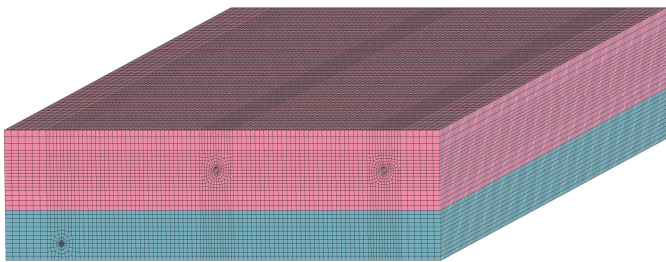


图 2 煤岩介质计算模型

Fig. 2 The computational model for the coal-rock media

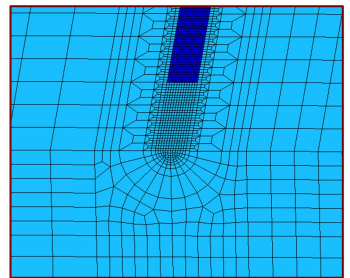


图 3 煤岩介质爆破孔及周围网格划分

Fig. 3 Meshing for the blast hole and its adjacent area in the coal-rock media

运用三维有限元程序 LS-DYNA 的共节点算法进行模拟。采用随动塑性材料模型,考虑失效准则,并引入包含应变率效应的塑性硬化本构模型。

DYNA3D 软件所用 JWL 状态方程能较精确描述爆轰产物膨胀做功过程,从方程可得到任意时刻作用于被爆物体的爆轰压力,采用乳化炸药的爆轰压力为^[15]

$$p = A \left(1 - \frac{\omega}{R_1 V} \right) e^{-R_1 V} + B \left(1 - \frac{\omega}{R_2 V} \right) e^{-R_2 V} + \frac{\omega E_0}{V}$$

式中: V 为相对体积; E_0 为初始比内能; A 、 B 、 R_1 、 R_2 和 ω 均为与材料性质有关的常数; 由 γ 拟合法得到所用炸药的基本参数和拟合结果分别为: 密度 $\rho_0 = 0.9 \text{ t/m}^3$, 爆速 $D = 3.2 \text{ km/s}$, $A = 0.206 \text{ GPa}$, $B = 3.9497 \text{ GPa}$, $R_1 = 2.4817$, $R_2 = 7.0252$, $\omega = 0.0693$, $E_0 = 4.19 \text{ GPa}$ 。现场煤层和岩层力学参数分别为: 煤层的密度为 1.38 g/cm^3 , 杨氏模量为 3.3 GPa , 泊松比为 0.32 , 抗压强度为 3.8 MPa ; 岩层的密度为 2.46 g/cm^3 , 杨氏模量为 8.75 GPa , 泊松比为 0.26 , 抗压强度为 35 MPa 。

2 计算结果

经计算得到单煤介质、煤岩介质 5 个模型的力学参数, 为节省篇幅, 仅列出单煤和煤岩模型 4 对应时刻的三维有效应力云图, 如 4 图所示, 图 4(b) 最左侧孔是位于岩石中的爆破孔。由于在程序中设定了破坏准则, 在有效应力超过一定范围后将单元消除, 故计算结果为删除破坏单元后的有效应力。

深孔预裂爆破的目的是抽放孔受到爆破作用后, 瓦斯抽放率能够提高。因此研究的重点在于分析抽放孔孔壁的受力情况。为简便起见, 以煤孔爆破和岩孔爆破分别指代单煤介质中爆破孔位于煤层、煤岩介质中爆破孔位于岩石 2 种状况。

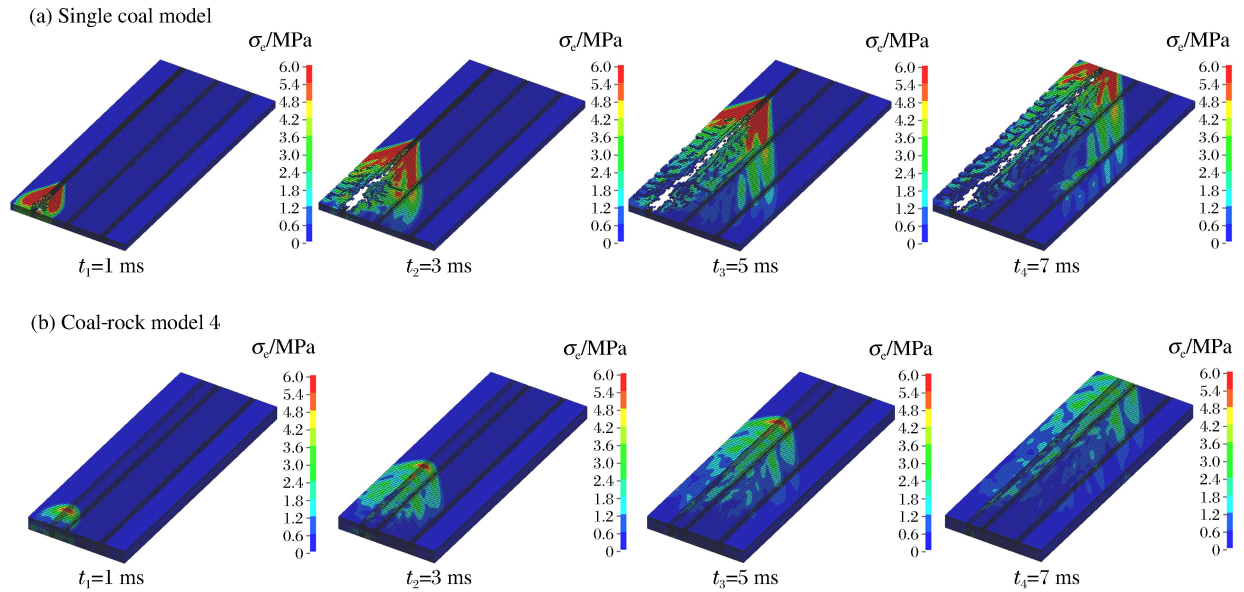


图 4 爆破后不同时刻的三维有效应力云图

Fig. 4 Three-dimensional contours of effective stress after blasting at different times

2.1 2 种介质下有效应力随爆破孔距离的衰减

以单煤模型和煤岩模型 4 为例, 计算了在煤孔、岩孔爆破条件下, 爆破孔与抽放孔连心线方向有效应力随距离的变化。图 5 中给出了模型前、中、后部(对应图 1 中 AB 、 CD 、 EF 方向)爆破孔与抽放孔连线上的有效应力, 去除了爆源 30 cm 内爆破粉碎区被删除计算单元的受力情况, 各图均以爆破孔中心为坐标原点。由计算结果和作图分析可知:

(1) 无论孔口、孔中还是孔底, 岩孔爆破后在岩石段应力高于煤层相同位置应力。

(2) 2 种介质在爆破孔近区应力均随距离衰减迅速。以孔口为例, 单煤层距爆源 0.3 m 最大有效应力为 21.40 MPa , 到 0.7 m 时为 10.17 MPa , 下降 52% ; 煤岩介质中距爆源 0.3 m , 最大有效应力为 40.31 MPa , 0.7 m 处最大有效应力为 11.70 MPa , 下降 71% 。

(3) 岩孔爆破岩石段所受应力较煤孔爆破相同距离处高。但通过分层界面(爆破孔与抽放孔连心线 1.41 m 处)时由于不同波阻抗产生波的反射和透射, 有效应力在此处发生突变而降低, 变化幅度较单煤介质因距离正常衰减大。以孔口处煤岩分界面为例, 当从连心线上距爆源 1.34 m 岩层变为距爆源 1.48 m 煤层时, 应力极值从 5.49 MPa 减小到 2.35 MPa , 减小 57% 。而单煤层介质爆破时, 相同位置

有效应力极值从 4.64 MPa 减小到 3.40 MPa,仅减小了 27%。因此从岩孔爆破传播到煤层其应力衰减的程度较单煤层中大得多,但在靠近抽放孔附近煤层,二者的差距变小。

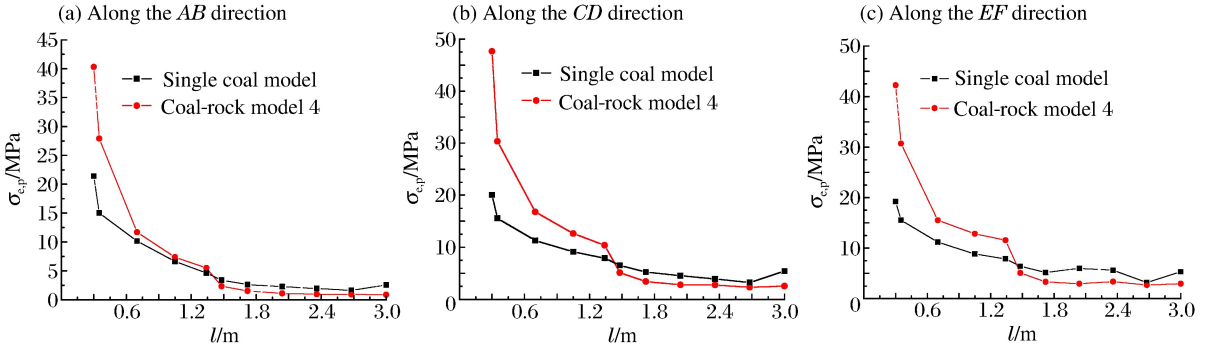


图 5 爆破孔与抽放孔联线方向有效应力极值随距离的变化

Fig. 5 Peak effective stress change along the linking line of the blast hole and the drain hole

2.2 2 种介质中与爆破孔距离 3.0 m 的抽放孔的动应力变化

2.2.1 抽放孔孔壁有效应力随时间的变化

井下实验单煤层爆破时,爆破孔与抽放孔最优间距为 3.0 m,利用 DYNA3D 程序以 3.0 m 间距为基准,计算了煤孔和岩孔爆破时各力学参数。图 6 展示了沿抽放孔轴向孔口、孔底有效应力随时间的变化。为便于比较,2 个位置都是将应力波传至该点作为计时零点。

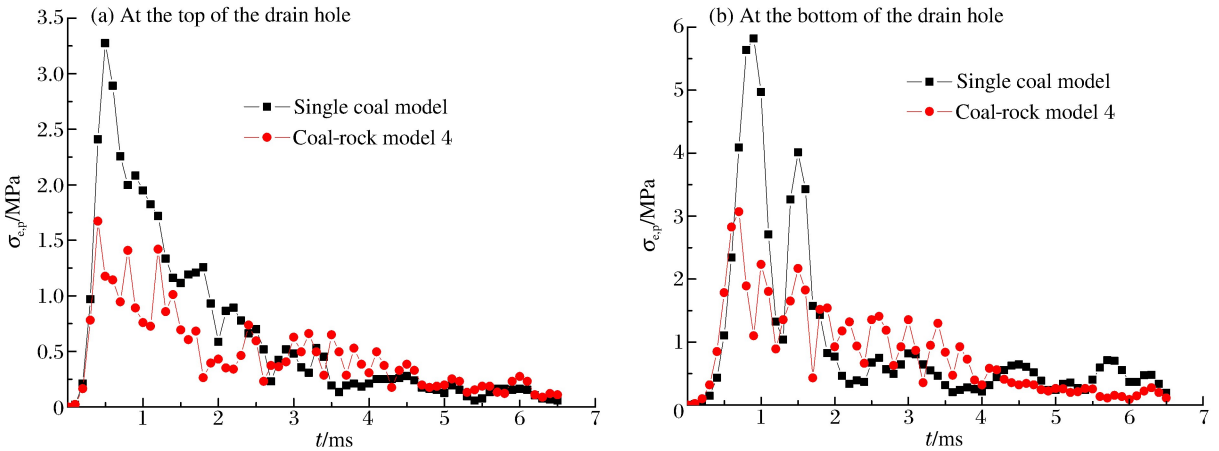


图 6 沿抽放孔轴向,抽放孔孔口和孔底处有效应力极值随时间的变化

Fig. 6 Variation of the peak effective stress along the axes of the the drain holes with time at the top and bottom of the drain holes

从计算结果可知,2 种条件下爆炸波在传播至孔壁处 1 ms 左右达最大应力,到 3.5 ms 后迅速衰减,然后维持在很低的应力水平。

2 种模型比较而言,岩孔较煤孔爆破后的有效应力最大值、平均值小得多。以孔底为例,煤体爆破时最大有效应力 5.82 MPa,岩孔为 3.07 MPa,煤孔较岩孔大约 90%;对同一模型比较,孔口处的有效应力较孔底处要小,例如煤层孔口的最大有效应力为 3.27 MPa,较孔底小 56%。

2.2.2 岩孔和煤孔爆破条件下抽放孔轴线上的应力

抽放孔沿轴线的受力与爆破后抽放效果密切相关。为探讨在煤体和煤岩体 2 种介质下爆破效果的差异,当抽放孔与爆破孔轴线距离相等时(煤岩模型 4 和单煤模型),沿抽放孔轴向方向提取其最大有效应力,并作其应力分布如图 7(a)所示。

由图中可知,单煤体爆破在孔轴线各点有效应力极值均大于煤岩介质。煤孔爆破时轴线上平均有效应力为 5.0 MPa,最大有效应力为 5.4 MPa。岩孔爆破时轴线上平均为 2.6 MPa,较单煤体减小 48%,最大有效应力为 3.6 MPa,较煤体爆破减小 33%。因此如果在岩孔爆破时采取与煤孔爆破时相同的间距,孔壁所受动态应力较后者降低较多,达不到与煤体爆破相同的抽放效果。

如果需要岩孔爆破后相邻抽放孔达到与煤体爆破较接近的抽放效果,则需将爆破孔与抽放孔的间距缩小,为此,以 0.5 m 为级差,逐步降低二者间距分别建立计算模型 1~3,代入 DYNA3D 计算处理后与单煤介质下 3.0 m 间距进行比较,得到沿孔轴线各点有效应力极值的分布,如图 7(b)所示。

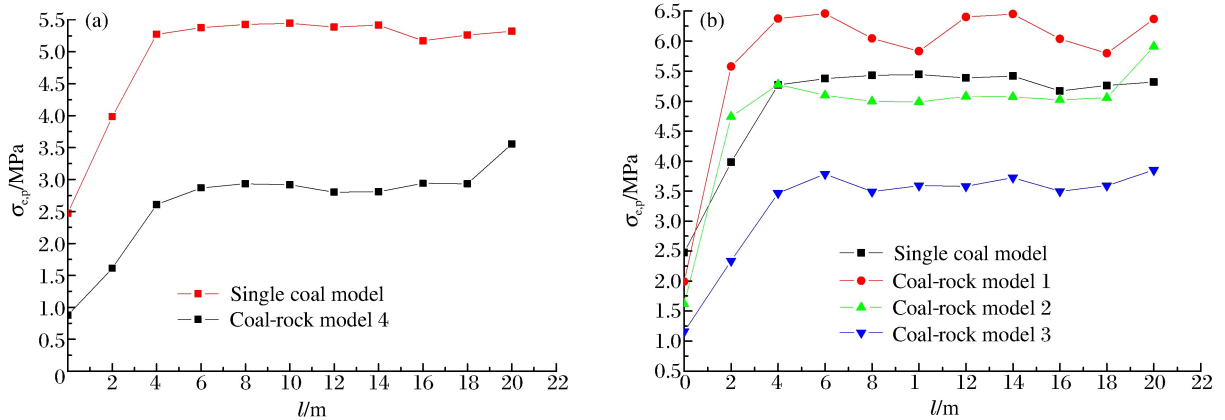


图 7 单煤模型与煤岩模型在抽放孔轴线上有效应力极值的比较

Fig. 7 Comparison of the peak effective stress along the axes of the drain holes between the single coal model and the coal-rock models

为进一步分析不同间距模型沿抽放孔轴线的应力大小,表 1 列出了岩孔爆破 3 种间距条件下与煤孔爆破时 3.0 m 间距的平均有效应力极值、有效应力最大值的对比。表中 l 为爆破孔与抽放孔的间距, $\bar{\sigma}_{e,p}$ 为有效应力极值的平均值, $\sigma_{e,m}$ 为有效应力最大值, $\bar{\epsilon}_{e,p}$ 为煤岩介质中较单煤层中有效应力极值的平均值的增减, $\epsilon_{e,m}$ 为煤岩介质中较单煤层中有效应力最大值的增减。

表 1 单煤层和煤岩介质中抽放孔壁所受的有效应力

Table 1 The effective stress along the axes of the drain holes in the single coal medium and the coal-rock media

模型	l /m	$\bar{\sigma}_{e,p}$ /MPa	$\sigma_{e,m}$ /MPa	$\bar{\epsilon}_{e,p}/\%$	$\epsilon_{e,m}/\%$
单煤模型	3.0	5.0	5.4		
煤-岩模型 1	1.5	5.8	6.5	16	20.4
煤-岩模型 2	2.0	4.8	5.9	-4	9.3
煤-岩模型 3	2.5	3.3	3.8	-34	-29.4

计算结果表明:当单煤介质爆破孔与抽放孔间距为 3.0 m 时,较 1.5 m 间距煤岩介质平均有效应力小 16%,而比 2.5 m 模型间距的大 34%,相比较而言,与 2.0 m 间距模型的最接近,差距仅为 4.0%;有效应力的最大值也呈现相同的规律。故从与抽放孔相邻的抽放孔比较,与爆破孔间距为 2.0 m 的岩孔爆破效果与煤孔爆破 3.0 m 间距时受力情况基本相当,岩孔爆破间距确定应以此为依据。

3 结论

在我国南方煤矿中松软煤层较普遍,过去深孔预裂爆破很难用于瓦斯灾害治理,利用煤层相邻岩石段进行爆破不仅解决了这一难题,还可在岩孔中抽出瓦斯,为爆破技术治理瓦斯创造了良好的运用条件。本文中利用数值模拟方法分析了单煤层和煤岩介质的受力情况,并得到如下结论:

(1) 爆破孔与抽放孔连心线上动应力随距离变化的特点是,岩孔爆破后在岩石段应力高于单煤层相同位置应力,进入煤层后低于单煤层爆破情况。岩孔爆破时应力波通过分层界面时,有效应力在此处发

生突变而降低,变化幅度较单煤介质因距离正常衰减大。在孔口AB段方向,当从岩层过渡为煤层时,应力极值减小了57%。相同位置单煤体有效应力极值仅减小了27%。

(2)抽放孔轴线方向所受有效应力大小是决定爆破效果的重要因素。在爆破孔和抽放孔距离相等的条件下,岩孔爆破因应力波经过波阻抗不同的分层介质,较单煤体爆破的抽放孔轴线方向各点平均有效应力极值小得多。本文中3.0 m孔间距条件下减小48%,因此如果采取相同的孔间距,岩孔爆破后将难以达到煤孔爆破的抽放效果。

(3)岩孔爆破时减小爆破孔与抽放孔距离,抽放孔轴线各点所受动应力相应提高。间距1.5 m时所受平均应力极值较单煤体爆破3.0 m间距的大16%;孔间距在2.5 m及以上则岩孔爆破效果明显低于煤孔3.0 m间距情况。爆破孔与抽放孔间距为2.0 m时,轴线方向平均有效应力与单煤层爆破3.0 m间距时基本相当,故此可作为保持岩孔爆破效果的布孔参数。

(4)在炭质泥岩和煤体中,爆炸波传播至抽放孔壁1 ms左右达最大应力,爆破后应力波随时间衰减均较快,到3.5 ms后迅速衰减,此后的应力大小对抽放孔的作用很小。

参考文献:

- [1] 申宝宏,刘见中,张泓.我国煤矿瓦斯治理的技术对策[J].煤炭学报,2007,32(7):673-679.
SHEN Bao-hong, LIU Jian-zhong, ZHANG Hong. The technical measures of gas control in china coal mines[J]. Journal of China Coal Society, 2007,32(7):673-679.
- [2] 袁亮.高瓦斯矿区复杂地质条件安全高效开采关键技术[J].煤炭学报,2006,31(2):174-178.
YUAN Liang. Key technique to high efficiency and safe mining in high gassy mining area with complex geologic condition[J]. Journal of China Coal Society, 2006,31(2):174-178.
- [3] 龚敏,卓知权,邱居德,等.爆破新技术及相关理论在防治瓦斯灾害中的应用研究[R].北京科技大学,2009.
- [4] 刘志忠.深孔预裂爆破强化抽放瓦斯的研究[J].黑龙江矿业学院学报,1997,7(2):5-10.
LIU Zhi-zhong. Research for deep advance split explosion and strengthening discharging methane[J]. Journal of Heilongjiang Mining Institute, 1997,7(2):5-10.
- [5] 赵青云,许英威.提高低透气煤层抽排瓦斯量的试验研究[J].矿业安全与环保,2002,29(1):17-19.
ZHAO Qing-yun, XU Ying-wei. Study on improving gas drainage volume of coal seams with low gas permeability [J]. Mining Safety and Environmental Protection, 2002,29(1):17-19.
- [6] 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 Wan-bo, WANG De-sheng, 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.
- [7] 王满,王英伟.穿层控制卸压爆破掩护煤巷掘进技术探讨[J].中国煤炭,2011,37(7):67-68.
WANG Man, WANG Ying-wei. Coal heading excavation protected by controlled penetration-hole blasting[J]. China Coal, 2011,37(7):67-68.
- [8] 梁绍权.深孔控制预裂爆破强化抽放瓦斯技术研究与应[J].煤炭工程,2009(6):72-74.
LIANG Shao-quan. Research and application of intensified gas drainage technology with deep borehole controlled pre-cracking blasting[J]. Coal Engineering, 2009(6):72-74.
- [9] 郭德勇,宋文健,李中洲,等.煤层深孔聚能爆破致裂增透工艺研究[J].煤炭学报,2009,34(8):1381-1385.
GUO De-yong, SONG Wen-jian, LI Zhong-zhou, et al. Study on splitting technical of coal bed deep-hole cumulative blasting to improve permeability[J]. Journal of China Coal Society, 2009,34(8):1086-1089.
- [10] 祖贺军,杨玉辉,侯玉亭.深孔预裂爆破技术在突出危险掘进工作面的应用[J].煤炭技术,2011,30(3):83-84.
ZU He-jun, YANG Yu-hui, HOU Yu-ting. Application of deep pre-splitting explosive technique to dangerous tunneling face[J]. Coal Technology, 2011,30(3):83-84.
- [11] 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 Ze-gong, ZHANG Chao-ju, et al. Numerical simulation of improving permeability by deep-hole presplitting explosion in loose-soft and low permeability coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 2007,32(5):499-503.

- [12] 程建圣, 耿延辉, 何清. 深孔预裂控制爆破增透数值模拟研究[J]. 矿业安全与环保, 2008, 35(2): 8-13.
CHENG Jian-sheng, GENG Yan-hui, HE Qing. Study on numerical simulation of permeability increase by long-hole pre-splitting controlled blast[J]. Mining Safety and Environmental Protection, 2008, 35(2): 8-13.
- [13] 龚敏, 王德胜, 黄毅华, 等. 突出煤层深孔控制爆破时控制孔的作用[J]. 爆炸与冲击, 2008, 28(4): 300-315.
GONG Min, WANG De-sheng, HUANG Yi-hua, et al. Action of control holes on deep-hole blasting in outburst coal seams[J]. Explosion and Shock Waves, 2008, 28(4): 300-315.
- [14] 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): 1674-1681.
GONG Min, HUANG Yi-hua, WANG De-sheng, 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): 1674-1681.
- [15] Yang R, Bawden W F, Katsabantis P D. A new constitutive model for blast damage[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts, 1996, 33(3): 245-254.

Dynamic stress in adjacent coal seams induced by deep-hole blasting in rock *

GONG Min, WANG Hua, WEN Bin

*(Civil and Environmental Engineering Institute, University of Science and Technology Beijing,
Beijing 100083, China)*

Abstract: To overcome the difficulty in using the deep-hole pre-splitting blasting technology in the soft coal seams prone to resulting in the borehole collapse, a new method was applied to increasing the gas drainage rate, in which the rock nearby the coal seam was exploded at the bottom of the laneway. The theories for the technique were explored by numerical simulation. Layouts of blast holes and drain holes were compared the single coal seam and the coal-rock media. Five numerical computational models were constructed by DYNA3D, including a single coal model and four coal-rock models with the different distance between the blast hole and the drain hole. The corresponding effective stress was computed along the linking line of the blast hole and the drain hole. The computational results show that the attenuation of the effective stress from the blast hole to the drain hole is more in the coal-rock media than in the single coal, whereas the effective stress difference between the two media decreases in the coal seams adjacent to the drain holes. The distribution of the effective stress along the axis of the drain hole is significant to the drain effect. The mean effective stress along the axis of the drain hole in coal-rock media, when the distance between the blast hole and the drain hole is 2.0 m, is appropriately the same as that in the single coal seam, when the distance between the blast hole and the drain hole is 3.0 m. And it can be used as the layout parameter to keep the same blast effect in the coal-rock media as in the single coal seam.

Key words: mechanics of explosion; dynamic stress; computational model; coal seam; rock; blasting

* Received 8 March 2011; Revised 14 November 2011

Corresponding author: GONG Min, gongmin@ces.ustb.edu.cn