

文章编号:0253-9993(2012)06-0972-06

# 煤巷底板岩石爆破提高瓦斯抽放率的应用与数值模拟

龚 敏<sup>1</sup>,张凤舞<sup>2</sup>,文 斌<sup>1</sup>,王 华<sup>1</sup>

(1. 北京科技大学 土木与环境工程学院,北京 100083;2. 重庆能源投资集团,重庆 401121)

**摘 要:**在松软煤层相邻的岩石进行深孔控制爆破时,相邻煤层也产生裂隙和振动并可提高瓦斯流量。为研究此方法与煤体爆破的差异,利用三维数值模拟结合煤矿现场爆破实验,探讨了不同爆破介质的动应力分布及抽放效果。分析了底板岩石布孔和单煤体爆破布孔的特点;建立了不同条件下的爆破模型;研究了单煤体和煤岩介质中爆破孔与控制孔连心线距离与有效应力的关系。复合介质从岩石变为煤体后,有效应力极值减小57%,相同位置单一煤体只减小27%;瓦斯抽放效果很大程度上与爆破后控制孔轴线方向有效应力分布有关,爆破孔与控制孔间距为2.0 m时,轴线方向平均有效应力与全煤层爆破3.0 m间距时基本相当。通过对重庆渝阳矿进行底板岩石深孔爆破实践,证实了以上研究结论的正确性。

**关键词:**瓦斯抽放率;岩孔爆破;煤层;动态应力;数值模拟

**中图分类号:**TD712.6 **文献标志码:**A

## Numerical simulation and application on blasting to improve gas drainage rate in floor rock of coal roadway

GONG Min<sup>1</sup>,ZHANG Feng-wu<sup>2</sup>,WEN Bin<sup>1</sup>,WANG Hua<sup>1</sup>

(1. School of Civil and Environment Engineering, University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China; 2. Chongqing Energy Investment Group, Chongqing 401121, China)

**Abstract:** The gas flow increases as cracks and vibrations in coal seam are produced by the deep-hole control blasting in rock adjoining soft coal seam in which drill hole was easily destroyed. In order to study the differences between blasting in rock and that in coal body, dynamic stress distributions and draining effect for different medium blasted were discussed by means of three-dimensional numerical simulation method and blasting test from the coal mine. The characteristics of drilling hole patterns which blasting hole was located in single coal body and in rock media were analyzed. Blasting models on the different condition were constructed by numerical simulation. Relationships between effective stress and distance at linking line between blasting hole and draining hole were studied for single coal seam and coal-rock media. The maximum of effective stress decrease 57% when the stress wave spread from rock to coal seam in the coal-rock media. While it's only 27% in the single coal seam at the same location; gas draining effect was considerably affect by distribution of effective stress along axis of controlling holes. The mean effective stress along axis of the draining hole in coal-rock media, when the distance between blasting hole and controlling hole is 2.0 m, is appropriately the same as that is 3.0 m in the single coal seam. These research conclusions were validated to be correct by the deep blasting which located in rock nearby coal seam in Yuyang Coal Mine.

**Key words:** gas drainage rate; blasting in rock; coal seam; transient stress; numerical simulation

在低透气煤层中进行深孔爆破,已证明可以提高瓦斯抽采率,防止瓦斯突出。近年来在本层瓦斯抽放<sup>[1-3]</sup>、石门揭煤和特殊地段穿层防突<sup>[4-5]</sup>、巷道边抽

边掘<sup>[6-8]</sup>等多种条件下应用,都取得了良好的效果,其中以用于本煤层瓦斯抽放最为普遍。但这一技术也存在严重的技术屏障:首先,许多矿井煤层松软,钻

孔成形较困难,导致装药爆破无法实施;其次,尽管采用复式爆破网络等安全起爆技术<sup>[9]</sup>,在现场复杂条件下仍然出现了不少拒爆现象,数十千克残留在煤层中未爆炸药的处理非常困难,也促使安全部门对其使用更加慎重,这些制约了深孔预裂爆破技术的进一步发展。

为解决上述问题,在多个高突矿井深孔控制爆破技术积累基础上<sup>[10-12]</sup>,本文以重庆渝阳煤矿为研究背景<sup>[13]</sup>,将爆破孔布置在与煤层相邻的底板岩石,抽放孔位于煤层,并在岩孔和煤孔同时抽取本层瓦斯,避免了钻孔塌孔问题,即使发生拒爆也无安全危害。由于这种爆破方法是初次运用,尚无人进行相关研究。

本文探讨了爆破孔分别在煤体和岩体时孔位布置的差异;利用三维动力有限元程序 DYN3D 建立煤岩、全煤介质爆破模型;在不同布孔参数下,对岩孔爆破传播到煤层的动应力进行分析;通过与全煤介质比较,得到最优的孔位布置方案。

## 1 巷道底板岩石爆破特点和模拟设计

### 1.1 底板岩石深孔爆破的特点

单煤层深孔爆破从剖面上看爆破孔与两控制孔沿直线布置,底板爆破由于在岩石布置炮孔,炮孔与两控制孔呈平面关系,图 1 为两种介质布孔。若单煤层爆破时炮孔与控制孔的最小抵抗线(即孔距  $AB$ ,为渝阳矿井下实际参数)为 3 m,复合介质中相同抵抗线下煤层两孔间距就达 5.58 m。对于煤层孔距的增大,可用两孔间底板爆破孔进行抽放并将爆破孔紧靠煤层,如参数得当仍可达到较好的抽放效果。

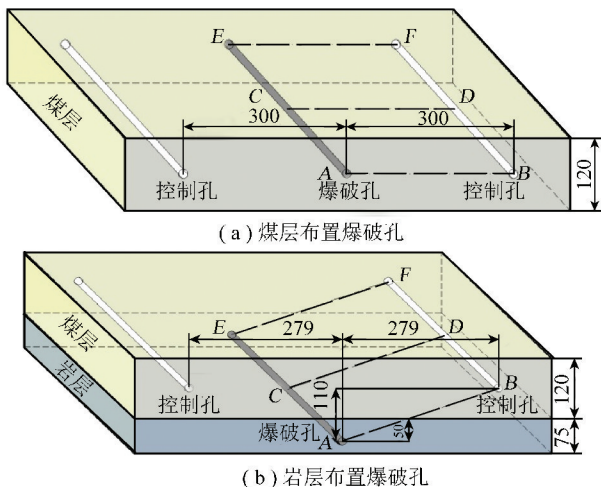


图 1 煤层与岩层布置爆破孔的差异(单位:cm)

Fig. 1 Difference of borehole layout for blasting hole in coal and rock seam

岩孔爆破时,爆炸波穿过煤岩交界面将发生反射和透射,若爆破孔与相邻控制孔保持与单煤体相同间距,煤岩复合介质控制孔所受爆破应力必低于全煤层情况,这种差距从量化角度有多大,爆破孔与抽放孔间距多少可与全煤效果相当,将是本文研究的重点。

### 1.2 数值模拟实验设计

以渝阳矿 2709 运输巷实测数据建模,煤层厚 1.2 m,岩石中炮孔布置距底板 0.5 m 处。

(1)建立 5 个数值计算模型:1 个全煤模型,炮孔与控制孔间距 3.0 m;4 个煤岩复合模型,孔间距分别为 3.0,2.5,2.0,1.5 m。表 1 给出了所建 5 个模型的类型及尺寸、单元数。

表 1 建模类型及尺寸表  
Table 1 The model type and size

参数模型类别	炮孔与控制孔间距/m	模型尺寸/(m×m×m)	单元数
全煤模型	3.0	8.00×1.20×22.00	524 040
煤岩模型 1	1.5	6.02×1.95×22.00	536 840
煤岩模型 2	2.0	6.67×1.95×22.00	609 660
煤岩模型 3	2.5	7.24×1.95×22.00	696 120
煤岩模型 4	3.0	7.79×1.95×22.00	730 000

(2)当炮孔与相邻控制孔距离均为 3.0 m(即全煤模型和煤岩模型 4)时,炮孔与控制孔连线上有效应力的对比,分别如图 1 中沿  $AB, CD, EF$  即模型前、中、后位置进行分析。

(3)利用所建 5 个模型,计算分析不同间距下煤岩与全煤介质沿抽放孔壁有效应力的对比,找出最优布孔参数。

(4)进行井下爆破实验,根据爆后抽放数据进行验证校核和分析。

### 1.3 建模及相关参数的选取

建模时由于孔距或厚度不等,5 个模型大小都不相同,各模型尺寸见表 1。为考察爆破对相邻控制孔和远端控制孔的影响,模型以炮孔为中心,取炮孔右半侧及右侧两个控制孔建模。炮孔装药长度 20 m,前后各延长 1 m 表示孔底煤体和填塞段,图 2(a), (b)分别为全煤模型和孔距 3.0 m 煤岩介质模型。

LS-DYNA 对动态问题有 3 种算法<sup>[14]</sup>,本文用共节点算法进行模拟。

根据煤岩特性,材料本构模型采用 MAT\_PLASTIC\_KINEMATIC 即塑性随动强化模型,它是在 Cowper-Symonds 关系式基础上建立起来的,其动态极限

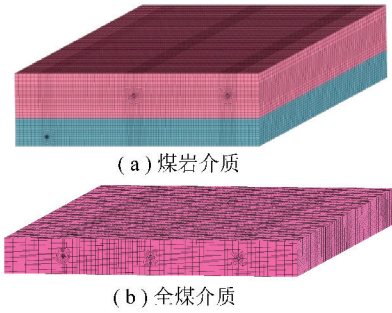


图 2 煤岩介质和全煤介质计算模型  
Fig. 2 Computation model in the coal-rock media and coal media

屈服应力  $\sigma_y$  表达式为

$$\sigma_y = \left[ 1 + \left( \frac{\dot{\epsilon}}{C} \right)^{1/p} \right] (\sigma_0 + \beta E_p \epsilon_{eff}^p)$$

式中,  $\dot{\epsilon}$  为应变率;  $C, p$  为与材料性质有关的常数;  $\sigma_0$  为初始屈服强度;  $\beta$  为可调参数,  $\beta=0$  为塑性随动强化模型,  $\beta=1$  为各向同性硬化模型;  $E_p$  为塑性强化模量;  $\epsilon_{eff}^p$  为塑性应变率。

程序采用 JWL 状态方程<sup>[15]</sup> 确定爆轰压力, 求解任意时刻爆轰压力需求解方程中  $A, B, R_1, R_2, \omega$  等 5 个与材料性质相关的参数。这些参数采用拟合法获取; 利用“K 方程计算 P, M 程序”得中间参数  $M$ , 再求 P-M 数值列, 代入拟合软件即得 5 个参数。本文所取炸药参数及拟合结果见表 2。

表 2 炸药和状态方程参数

Table 2 Properties of explosive and JWL equations

$\rho / (\text{kg} \cdot \text{m}^{-3})$	$D / (\text{m} \cdot \text{s}^{-1})$	$A / \text{GPa}$	$B / \text{GPa}$	$R_1$	$R_2$	$\omega$	$E_0 / \text{GPa}$
900	3 200	0.206 2	3.949 7	2.481 6	7.025 2	0.069 3	4.192

注:  $\rho$  为炸药密度;  $D$  为爆速;  $E_0$  为炸药初始比能。

试验煤层底板为炭质泥岩, 煤岩力学参数见表 3。

表 3 现场煤岩力学参数

Table 3 Mechanics parameters of coal and rock in the mine

介质	密度/ ( $\text{g} \cdot \text{cm}^{-3}$ )	杨氏模 量/GPa	泊松比	屈服强 度/MPa
煤	1.38	3.30	0.32	3.8
岩	2.46	8.75	0.26	35.0

## 2 计算结果与分析

煤岩本构模型默认的屈服准则为 Mises 准则, 因此对爆炸应力场分析时常用 Von Mises 有效应力表示介质应力特征, 它较好地体现了材料的应力强度。计算后得到 5 个模型各力学参数, 图 3、图 4 只列出了全煤和煤岩模型 4 对应时刻三维有效应力云图。

为方便叙述, 下文以煤孔爆破和岩孔爆破指代爆破孔位于煤层、爆破孔位于岩石两种状况。

### 2.1 两种介质下炮孔与控制孔距相等时连心线上有效应力的比较

以全煤模型和模型 4 为例, 计算了在煤孔、岩孔爆破条件下, 当孔距均为 3.0 m 时炮孔与控制孔连心线上有效应力随距离的变化。图 5 给出了模型前、中、后部(图 1 中 AB, CD, EF 方向)炮孔与控制孔连

线上有效应力对比, 各图均以炮孔中心为坐标原点。

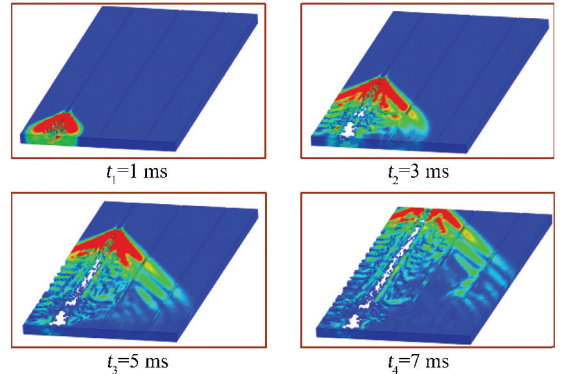


图 3 全煤介质爆破后三维有效应力云图

Fig. 3 3D contours of effective stress after blasting at different time in the coal seam

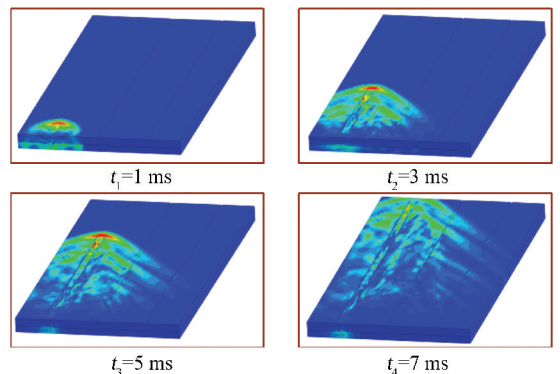


图 4 岩孔爆破后三维有效应力云图

Fig. 4 3D contours of effective stress after blasting at different time in the layers of coal-rock media



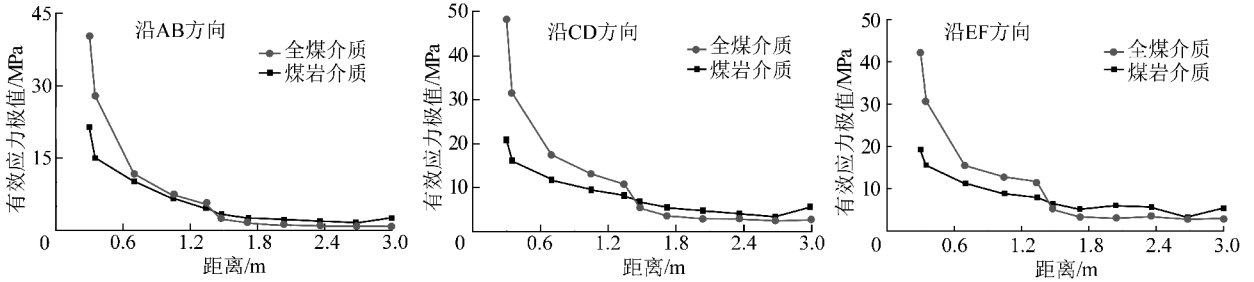


图5 两种介质条件炮孔与控制孔联线方向有效应力随距离变化的比较

Fig. 5 Comparison of effective stress-distance change along linking line of the blasting hole and drain hole under the coal and coal-rock media

计算结果表明:

(1)模型爆破孔与控制孔连线的前、中、后部位置,岩孔爆破后岩石段应力都高于单煤体相同距离应力。

(2)两种介质在炮孔近区应力随距离衰减迅速。以AB线为例,单煤层距爆源0.3 m有效应力为21.40 MPa,到0.7 m时为10.17 MPa,下降52%;煤岩介质相同位置有效应力从40.31 MPa变为11.70 MPa,下降71%。

(3)岩孔爆破应力波通过分层界面(炮孔与控制孔连心线1.41 m处)时产生能量耗散,有效应力在此处发生突变。以孔口AB连线上煤岩分界面为例,当距爆源1.34 m岩层变为距爆源1.48 m煤层时,应力极值从5.49~2.35 MPa,减小57%。而单一煤层介质爆破时,相同位置有效应力极值从4.64~3.40 MPa,仅减小了27%。因此从岩孔爆破传播到煤层其应力衰减程度较单煤层大得多。

2.2 爆破孔位于两种介质时控制孔轴线各点有效应力的比较

控制孔沿轴线的受力对爆破后抽放效果的好坏起非常重要的作用。故以沿控制孔轴线各点所受最大有效应力为标准,探讨煤体和煤岩体介质下爆破效果的差异。

利用煤岩模型4和全煤模型进行计算,得到单煤体和煤岩介质在孔间距均为3.0 m时沿控制孔轴向各点最大有效应力比较(图6)。如需二者达到较为接近的爆破效果,需将煤岩体的炮孔与控制孔间距缩小,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1~4,代入DYNA3D计算处理后与全煤介质下3.0 m间距进行比较,得到沿孔轴线各点最大有效应力的分布(图7)。

由图6可知,单一煤体爆破在孔轴线各点有效应力极值均大于煤岩复合介质,煤孔爆破时轴线上平均有效应力5.0 MPa,最大有效应力为5.4 MPa,岩孔

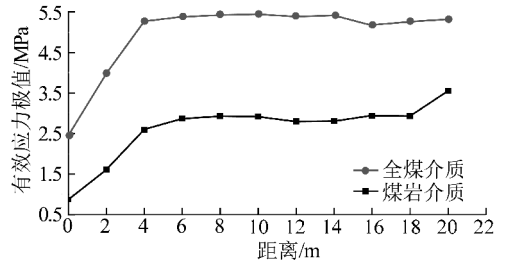


图6 全煤模型与煤岩模型4在控制孔轴线上最大有效应力的比较(爆破孔与控制孔距离相等)

Fig. 6 Comparison of max effective stress along the axis of control hole for coal model and coal-rock model 4

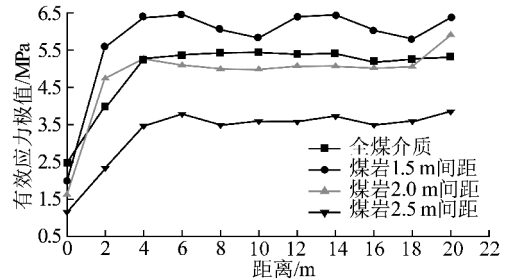


图7 全煤模型与煤岩模型1~3在控制孔轴线上最大有效应力的比较(爆破孔与控制孔距离不等)

Fig. 7 Comparison of max effective stress along the axis of control hole for coal model and coal-rock models 1~3

爆破平均2.6 MPa,较全煤体减小48%,最大有效应力为3.6 MPa,较煤体爆破减小33%。因此如在岩孔爆破时采取与煤孔爆破相同间距,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。

为进一步分析不同间距模型沿控制孔轴线的应力大小,表4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。

图7及表4计算结果表明:当全煤介质炮孔与控制孔间距为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模型间距大34%,相比较

而言,与 2.0 m 间距模型最接近,差距仅为 4.0%;有效应力的最大值也呈现相同的规律。

表 4 单一煤层和复合介质中控制孔壁所受应力极值对比

Table 4 Comparison of extreme of effective stress along axis of control hole for single coal seam and coal-rock seam

参数模 型类别	有效应力平 均值/MPa	有效应力最 大值/MPa	煤岩较全 平均值/%	煤介质应力增 减最大值/%
全煤 3.0 m 模型	5.0	5.4		
煤岩 1.5 m 间距	5.8	6.5	16	20.4
煤岩 2.0 m 间距	4.8	5.9	-4.0	9.3
煤岩 2.5 m 间距	3.3	3.8	-34	-29.4

从与控制孔相邻的控制孔比较,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,此参数所对应应在煤体控制孔孔距为 3.4 m,与松藻矿过去单煤体布孔参数基本相符,故岩孔爆破孔与控制孔间距确定为 2.0 m 左右是恰当的。

### 3 现场验证

#### 3.1 试验参数及过程

试验地点选在渝阳矿 2709 工作面运输巷,2009 年 10 月 4 日、6 日、7 日分 3 次进行底板深孔爆破,起爆岩孔 10 个。图 8 为第 1 次爆破的布孔,钻孔施工后炮孔距控制孔实际距离 2.2 m。两爆破孔均在距底板 0.5 m 处开孔,钻孔倾角与煤层倾角一致,实际钻孔角度 5°。

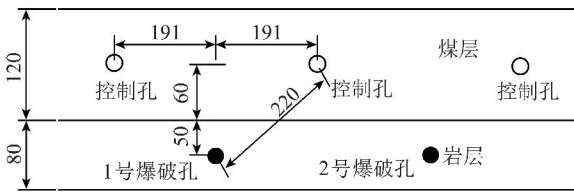


图 8 渝阳矿巷道底板爆破实际布孔

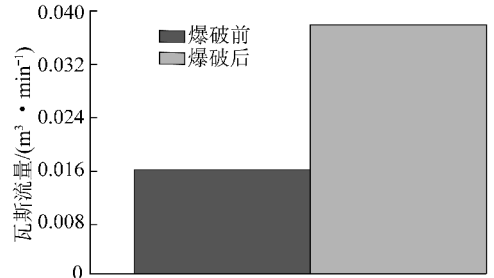
Fig. 8 Layout of blasting and control hole in the floor of roadway in Yuyang Coal Mine

1 号和 2 号爆破孔孔深分别为 20, 25 m, 炮孔直径 87 mm。装药密度为 1.28 和 1.04 kg/m, 堵塞长度 10 m, 起爆采用双雷管形成孔内孔外双独立回路。

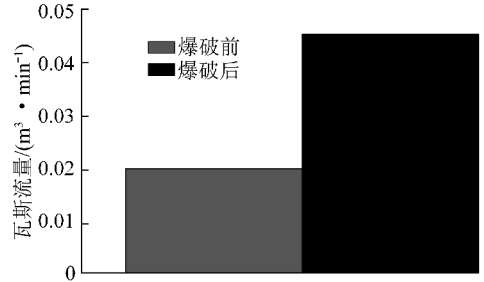
为进行对比研究,在同一工作面煤层内进行了深孔爆破并进行抽放。

#### 3.2 试验结果

图 9 所示为煤孔爆破间距 3.0 m、岩孔爆破间距 2.0 m 时爆破前后 20 d 控制孔的平均瓦斯流量对比,煤孔瓦斯流量较爆破前增加了 140%,岩孔增加了 125%,二者基本相当。



(a) 煤体爆破



(b) 岩体爆破

图 9 单一煤层和煤岩介质中爆破前后平均瓦斯流量比较

Fig. 9 Comparison of average gas draining gross before and after blast for single coal seam and coal-rock seam

### 4 结 论

(1) 利用巷道底板爆破技术解决了松软煤层深孔预裂爆破无法实施的难题,爆破的安全性从根本上得以提高,为南方大多数高突矿井利用深孔爆破提高瓦斯抽放率提供了条件,从理论及实际应用上证明了技术的可靠性。

(2) 炮孔与控制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煤层相同位置应力,而在进入煤层后低于单一煤层爆破情况。岩孔爆破时应力波通过分层界面时,有效应力在此处发生二次突变而降低,变化幅度较全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 2.3 倍。相同位置单煤体有效应力极值仅减小了 27%。

(3) 控制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。在炮孔和控制孔距离相同条件下,岩孔爆破因应力波经过两介质分界面产生反射和透射,较全煤体爆破的控制孔轴线方向各点平均有效应力极值小得多。本文 3.0 m 孔间距条件下减小 48%,故如采取相同布孔参数,岩孔爆破后将达不到煤孔爆破的抽放效果。

(4) 岩孔爆破时减小炮孔与控制孔距离,控制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全煤体爆破 3.0 m 间距大 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。爆破孔与控制孔间距为 2.0 m 时,

轴线方向平均有效应力与全煤层爆破 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。

### 参考文献:

- [1] 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 Zhizhong. Research for deep advance split explosion and strengthening discharging methane[J]. Journal of Heilongjiang Mining Institute,1997,7(2):5-10.
- [2] 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 Qingyun,Xu Yingwei. Study on improving gas drainage volume of coal seams with low gas permeability[J]. Mining Safety and Environmental Protection,2002,29(1):17-19.
- [3] 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.  
Yu Yongqiang, Yang Xiaolin, Liang Weimin, et al. Testing research of improving mine gas drainage under suction by controlling blasting to cause crack [J]. Journal of China Coal Society, 2007, 32 (4):377-381
- [4] 陈鹏,郭金栋,李忠辉,等.高瓦斯低透气性煤层石门揭煤卸压爆破试验[J].煤炭科学技术,2009,37(6):49-56.  
Chen Peng, Guo Jindong, Li Zhonghui, et al. Test on pressure released blasting applied to seam opening of cross-cut in high gassy and low permeability seam [J]. Coal Science and Technology, 2009,37(6):49-56.
- [5] 吕有厂.穿层深孔控制爆破防治冲击型突出研究[J].采矿与安全工程学报,2008,25(3):337-340.  
Lü Youchang. Preventing rock burst by using deep crossing-hole controlled blasting [J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2008,25(3):337-340.
- [6] 刘健,刘泽功,石必明.低透气性突出煤层巷道快速掘进的试验研究[J].煤炭学报,2007,32(8):827-831.  
Liu Jian, Liu Zegong, Shi Biming. Study on the roadway excavation rapidly in the low permeability outburst coal seam [J]. Journal of China Coal Society,2007,32(8):827-831.
- [7] 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 Hejun, Yang Yuhui, Hou Yuting. Application of deep pre-splitting explosive technique to dangerous tunneling face [J]. Coal Technology,2011,30(3):83-84.
- [8] 陈浩.深孔松动预裂爆破增透技术在边抽边掘进工作面的应用[J].煤炭技术,2008,27(7):92-94.  
Chen Hao. Application of deep borehole blasting technology in draining and excavating heading faces [J]. Coal Technology, 2008,27 (7):92-94.
- [9] 郭金栋,谢绍东,许福乐,等.卸压爆破在低透气突出煤层快速掘进中的应用[J].煤炭技术,2009,28(9):60-62.  
Guo Jindong, Xie Shaodong, Xu Fule, et al. Application of rapid excavation in roadway of low gas permeability and outburst coal seam based on deep-hole pre-splitting control blasting [J]. Coal Technology,2009,28(9):60-62.
- [10] 邱 Jude, 龚 Min. Application of technology of deep-hole pre-splitting blasting for gas control in Baijiao Mine [J]. Prevention and Control Technology of Gas Disaster in Coal Mine [C]. Beijing: Science Press,2009:638-644.
- [11] 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. 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.
- [12] 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 Desheng, Huang Yihua, et al. Study of numerical simulation on action of control hole for deep-hole blasting in outburst coal seam [J]. Explosion and Shock Waves,2008,28(4):300-315.
- [13] 北京科技大学,重庆松藻煤电公司.高效抽采煤层瓦斯的深孔预裂爆破技术研究鉴定报告[R].2009.  
University of Science and Technology Beijing, Songzao Coal-electricity Co. Ltd. Chongqing. Summarizing report of gas extracted efficiently by deep-hole pre-splitting blasting in coal seam [R]. 2009.
- [14] LSTC. LS-DYNA keyword user's manual [M]. California: Livermore Software Technology Corporation,2003.
- [15] Yang R, Bawden W F, Katsabanis P D. A new constitutive model for blast damage [J]. Int. J. Rock mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr., 1996,33(3):245-254.