文章编号：1001-1455(2014)02-0145-08

深孔爆破技术在高地应力低透气性高瓦斯煤层增透防突中的适用性*

赵宝友[1]，王海东[2]

(1.辽宁工程技术大学力学与工程学院，辽宁 阜新 123000；
2.中国煤炭科工集团有限公司沈阳研究院煤矿安全技术国家重点实验室，辽宁 沈阳 110016)

摘要：同时考虑爆炸波、爆生气体、煤层原始瓦斯压力和煤层地应力的作用，对不同地应力条件下的高瓦斯低透气性煤层深孔爆破进行了有限差分动力数值模拟，并与室内相似模型实验和相关现场实践进行了对比。结果表明：地应力对煤层深孔爆破效果的影响显著，尤其对于高地应力煤层，地应力严重抑制着煤层爆生裂隙的扩展，煤层爆生裂隙半径随地应力的增大而近线性地减小，但深孔爆破技术对于高应力低透气性煤层仍可取得良好的增透效果；煤层地应力的主应力方向在一定程度上影响着爆生裂隙的扩展方向，实际工程需结合煤层地应力状况来布置爆破孔的空间位置。

关键词：爆炸力学；爆生裂隙；深孔爆破；高应力低透气性煤层；煤层地应力；爆生气体

中图分类号：O383；TD713；X936　　**国标学科代码**：13035　　**文献标志码**：A

我国煤层赋存条件差，地质构造复杂，煤层瓦斯含量较高且多以吸附状态存在，这使得我国高瓦斯矿井和煤与瓦斯突出矿井占大部分，相应的瓦斯灾害也比较严重。李润求等[1]的统计资料表明，我国在 2 001～2 010 的 10 年内就发生了 2 246 起煤矿瓦斯事故，累计造成 13 155 人遇难；在瓦斯事故中，煤与瓦斯突出是发生最多的较大事故，同时造成人员遇难也最多。据第 2 次全国煤田预测结果[2]，我国煤炭资源总量为 5.57 万亿吨，其中埋深小于 600 m 的预测煤炭资源量占全国煤炭预测资源总量的26.8%，埋深在 600～1 000 m 的约占 20%，埋深超过 1 000 m 的约占 53.2%。煤炭作为国民经济的基础产业，在未来一段时间内仍是我国的主体能源[1-3]。迄今我国开采深度千米以上的煤矿至少有 17 座[3]，随着开采水平向深部的延伸，地质构造更复杂，煤层瓦斯压力增大，不少原来中浅埋深非突出矿井，转化为突出矿井，冲击地压和煤与瓦斯突出的强度和频度随采深增加明显增大。高瓦斯矿井瓦斯灾害治理的根本途径是煤层瓦斯的抽放。但我国大部分煤矿的煤层为低透气性煤层[2]，即便是高渗透性的晋城等煤气田的渗透率也仅为$(1.0\sim18.0)\times10^{-3}$ mm^2，比国外相同埋深煤层的渗透率低 2～3 个数量级。这一特点也决定了对我国煤矿采用传统预抽瓦斯方法开展瓦斯安全治理难度很大。

目前，采煤生产实践中主要采用水力压裂[4]、深孔松动爆破[5]等技术来改善低透气性煤层的渗透特性。实验研究[6]表明，煤层高压注水致裂后，煤炭含水的饱和度增加，高压裂隙水和孔隙水堵塞了瓦斯的渗流通道，又因煤层孔隙压力升高，大量游离的瓦斯转变为吸附态，抑制了瓦斯的解析效果，不利于煤层瓦斯的抽采。深孔爆破是利用在煤层中引爆炸药，使炮孔周围产生大量径向裂隙，形成瓦斯流向抽采孔的渗流通道，同时降低煤体刚度，使局部煤层的应力得到释放，进而达到煤层防冲、防突的目的[5]。深孔爆破增透技术起初是从浅孔采掘爆破中借鉴过来的，但由于煤岩体所承受的应力状态及煤岩体内部爆生裂隙(包括原生裂隙)与采掘临空面的空间位置不同以及爆破最终目的不同，使得煤层深孔爆破增透机理与常规浅孔采掘破岩机理不同[7]：常规浅孔采掘爆破中，爆生气体主要起到抛掷破碎煤岩块的外

* **收稿日期**：2012-09-03；**修回日期**：2013-01-06
基金项目：国家自然科学基金项目(51304109，51204086)；辽宁工程技术大学校基金项目(2010115，2011188)；高等学校博士学科点专项科研基金项目(20112121120004)
作者简介：赵宝友(1979—)，男，博士，讲师。

部动力作用,而主要依靠爆炸波的冲击震裂作用克服煤岩体的强度来破岩;深孔爆破中,爆炸波主要用来生成后继高压爆生气体流入煤体的初始裂隙,煤体裂隙扩展主要依靠高压爆生气体和煤层原始瓦斯压力的准静态尖劈致裂作用,爆破致裂增透期间除克服煤体强度还要克服煤层地应力,尤其对于深埋高应力煤层的深孔爆破,主要是依靠高压爆生气体克服煤层的地应力来产生大量的裂隙,达到增透目的。尽管深孔爆破增透效果已被中浅埋深煤层井工开采的工程实践证实较好[5,7-8],但随采深的增加,不可避免会遇到高应力的低透气性煤层,因此,有必要研究该爆破技术对高应力煤层增透的适用性及煤层地应力对爆破增透的影响。

1 数值计算模型

鉴于深孔爆破影响范围内煤层的受力为 3 向应力状态,炮孔装药长度至少几十米,封孔长度也在 10 m 左右,因此,可将其简化为二维平面应变问题进行研究。以往有关煤体爆破裂隙扩展的理论研究大都只考虑爆炸波的影响,却很少考虑爆生气体对煤体裂隙扩展的影响,本文中,利用 FLAC3D 有限差分软件的动力求解模块,同时考虑爆炸波、爆生气体、煤体原始瓦斯压力和煤层地应力的作用,对深埋煤层深孔爆破增透进行数值模拟,通过对动力计算结果的分析及与模型实验、现场实验和前人研究成果的对比,揭示深孔爆破技术在深埋高应力低透气性高瓦斯煤层增透防突中的适用性,详细探究煤层地应力对其增透效果的影响,以期为深埋高应力低透气性煤层深孔爆破工艺的设计提供参考。

1.1 有限差分模型

选取厚为 4 m 的煤层作为研究对象,只考虑单一炮孔且将其布置在煤层中间,炮孔直径为 90 mm,炮孔两侧和底部煤(岩)体厚度均取 100 m,上覆岩层一直建至地表,模型平面法向方向长度为 1 m;煤层竖向应力为上覆岩层的自重,上覆岩层平均密度为 2.5 t/m^3。地应力平衡的静力计算期间模型四周和底部为法向位移固定边界条件。动力计算期间模型四周和底部为黏弹性自由边界场条件,以吸收从炮孔爆炸内源传至模型边界的外行波。模型的几何示意图和有限差分网格局部放大图如图 1 所示。

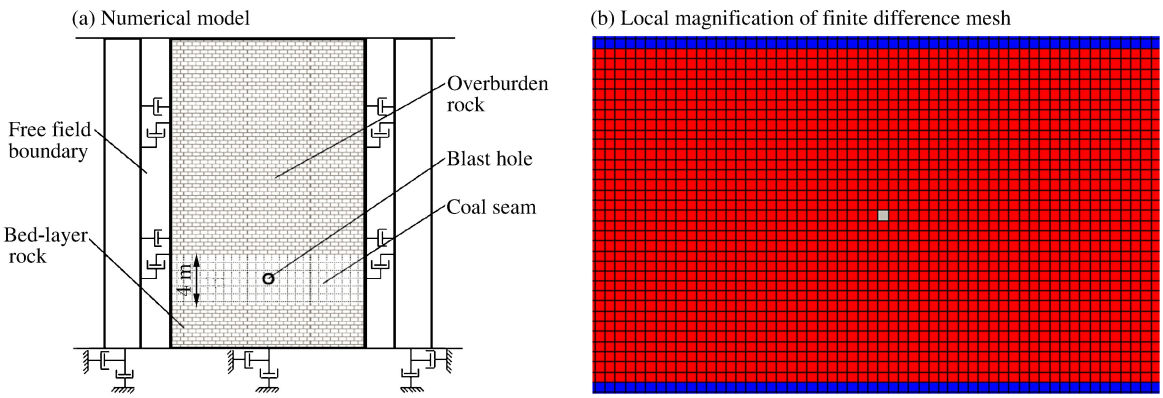


图 1 煤层深孔爆破示意图

Fig. 1 Schematic figure of deep-hole blasting in coal seam

1.2 煤体的本构模型

煤体中大量层理、节理、割理裂隙等不连续面(体)的存在,使得煤体的力学强度显著降低。爆破作用下煤体内爆生裂隙的生成要克服煤层地应力和煤体的抗拉强度,合理的煤体抗拉强度是防突抽采设计的重要参数之一。以往理论分析和数值模拟研究中大都采用 Mohr-Coulomb(MC)准则来描述煤岩体的破坏行为。加之利用 FLAC3D 内嵌的 MC 本构可以描述煤体受拉破坏的力学行为,为此,本文数值模拟计算中对煤体同样选取具有拉剪复合破坏准则的 MC 模型。采用分段线性拟合 HB 模型的方法[9-10]获得等效 MC 模型参数,如表 1 所示。表中 S 为煤体的地质强度指标参数,σ_{ci} 和 m_i 分别为完整煤块的单轴抗压强度和材料常数,m_b、s、a 均为煤体的材料常数,σ_{cc} 和 σ_{ct} 分别为煤体的单轴抗压强度和单轴抗拉强度,c_{cm} 为煤体的粘结力,E_i 和 E_{cm} 分别为煤块和煤体的杨氏模量,φ 为煤体的内摩擦角。

表 1 煤体 HB 和 MC 模型参数

Table 1 Coal parameters for HB and MC models

模型	S	σ_{ci}/MPa	m_i	s	a	m_b	E_i/GPa
HB 本构模型	50	45	7	0.004	0.51	1.17	35
模型	σ_{ct}/MPa	σ_{cc}/MPa	c_{cm}/MPa	φ/(°)	E_i/GPa	E_{cm}/GPa	
MC 本构模型	0.15	2.71	1.73	45	35	1.08	

1.3 爆炸荷载

煤岩中炸药引爆后，在爆炸波的动态冲击震裂及爆生气体的准静态应力作用下，沿炮孔径向依次生成压缩粉碎区、裂隙区及受应力波扰动未产生裂隙的震动区。鉴于爆炸过程的瞬时性，很难精确测定爆生气体和爆炸波的压力峰值，加之后续煤岩体中生成裂隙时空分布规律的复杂性，更难精确测定裂隙内爆生气体的变化规律。为此，对煤岩体爆破问题进行适当简化，将爆生气体视为等熵绝热膨胀气体，发展了一些理论方法计算炮孔内爆生气体和炮孔壁爆炸波的峰值压力[11-13]。

柱状耦合装药情况下，爆生气体和爆炸波峰值压力的理论公式分别为：

$$p_g = \rho_0 D_e^2/8 \tag{1}$$

$$p_s = \frac{2\rho_0 D_e^2}{1+\rho_0 D_e/(\rho_c c_p)} \tag{2}$$

柱状非耦合装药情况下(忽略药柱与炮孔之间的空气间隙)，爆生气体和爆炸波峰值压力的理论公式分别为：

$$p_g = \rho_0 D_e^2 \ (r_1/r_2)^6 \ (l_1/l_2)^3/8 \tag{3}$$

$$p_s = n\rho_0 D_e^2 \ (r_1/r_2)^6 \ (l_1/l_2)^3/8 \tag{4}$$

式中：p_g和 p_s分别为炮孔内爆生气体和炮孔壁处爆炸波的峰值压力；ρ_0和 ρ_c分别为炸药和煤岩体的密度；D_e 和 c_p分别为炸药的爆速和煤岩体的压缩波波速；r_1和 r_2分别为药柱和炮孔的半径；l_1和 l_2分别为药柱和炮孔的长度；n 为增大因数，取值范围为 8～11。

利用有限元软件 ABAQUS 的 Explicit 显示动力模块[14]可以模拟炸药的爆炸过程，即可获取炮孔壁的爆炸波时程曲线。已有学者[8,15-17]通过 AUTODYN、ABAQUS 等有限元软件获得了炸药爆炸的时程曲线。ABAQUS 软件中基于 Jones-Wilkens-Lee(JWL)状态方程来模拟炸药的爆炸过程，炸药引爆后爆源内任一点的压力 p 可表达为：

$$p = p_{eos} F \tag{5}$$

$$p_{eos} = A\left[1-\omega\rho/(R_1\rho_0)\right] e^{-R_1\rho_0/\rho} + \omega\rho E_m + B\left[1-\omega\rho/(R_2\rho_0)\right] e^{-R_2\rho_0/\rho} \tag{6}$$

$$F = \begin{cases} \min\left[1, (t-t_d)\, D_e/(B_s l_e)\right] & t > t_d \\ 0 & t \leqslant t_d \end{cases} \tag{7}$$

式中：p_{eos}和 F 分别为炸药的状态方程和燃烧分数；A、B、R_1、R_2和 ω 为与炸药相关的材料常数；ρ_0和 ρ 分别为炸药和爆生产物的密度；E_m为炸药的质量内能；B_s为控制炸药燃烧的速度常数，可取 2.5；l_e为网格单元的特征长度，t_d 为炸药点燃后生成爆生气体的时刻。

选取煤矿许用型水胶(或乳化)炸药，装药形式为柱状耦合装药，采用上述理论公式计算得到爆生气体和爆炸波的压力峰值，利用有限元软件 ABAQUS 模拟炸药的爆炸过程，获得炮孔壁的爆炸波压力时程曲线。炸药的特性参数[14]及计算结果分别为：D_e=2.7 km/s，A=215 GPa，B=0.19 GPa，R_1=4.2，R_2=0.9，ω=0.15，ρ_0=1 t/m^3，E_m=3.2 kJ/g，p_g=0.92 GPa，p_s=1.24 GPa，$p_{g,c}$=0.55 GPa。获得的炮孔壁爆炸波归一化的压力时程曲线如图 2 所示。

R. H. Nilson[18]、卢文波等[19]和李宁等[20]认为，爆生气体在裂纹中的衰减规律近似符合指数形式。本文中选取的爆生气体在裂纹中随时间变化的规律为：

$$p'_g = p_{g,c} \ (1-\alpha)^{t-t_0} \tag{8}$$

$$p_{g,c} = p_g \ (r_2/r_c)^6 \tag{9}$$

式中：$p_{g,c}$为粉碎区扩腔形成后爆生气体的压力，p'_g为裂隙内 t 时刻的爆生气体压力；t_0为爆生气体进入初始裂隙的起始时间；r_2和 r_c分别为炮孔原始半径和生成粉碎区后的扩腔半径；α 为裂纹相对扩展速度，$\alpha=v/c_p$，v 是裂纹扩展的绝对速度。

Griffith 理论[18-19]指出，裂纹扩展的稳定扩展速度 $\alpha=v/c_p=0.38$，本文中取 $\alpha=0.3$。张奇[21]和宗琦[22]研究发现，岩石粉碎后生成的扩腔半径为炮孔半径的 1.05～1.30 倍，本文中取 $r_c/r_2=1.09$。那么，由上述公式(9)可计算得到粉碎区边界处裂隙气体的压力峰值 $p_{g,c}=0.55$ GPa。爆生气体的压力时程曲线如图 3 所示。

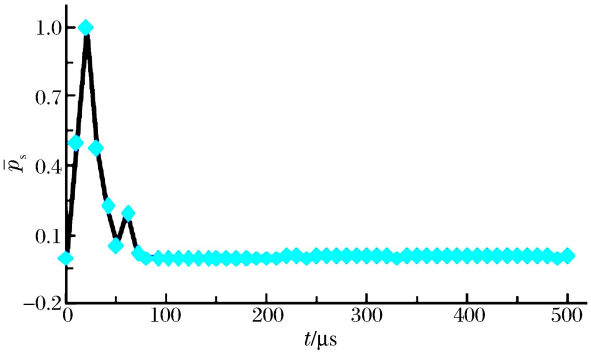


图 2 归一化的爆炸波峰值压力时程曲线

Fig. 2 Normalized peak pressure curve of explosion wave

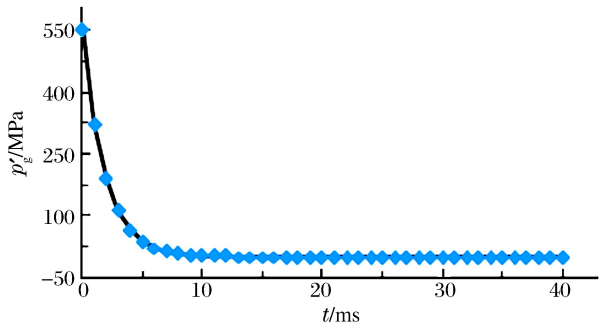


图 3 爆生气体压力时程曲线

Fig. 3 Pressure curve of explosion-induced gas

2 结果分析

鉴于 FLAC3D 的动力模块能很好地反映爆炸波在煤岩体内的传播规律[7]，本文中选取 FLAC3D 的动力模块对煤层深孔爆破增透进行数值模拟。

由于爆炸波作用下炮孔周围粉碎区及径向初始裂隙的生成仅需数百微秒至数毫秒，而后继爆生气体准静态作用下初始裂纹的二次扩展至少需几十毫秒至数秒，因此，可将爆炸波与爆生气体的作用分开来研究。动力计算时，施加 1.0 ms 爆炸波使炮孔周围煤体形成压缩屈服的粉碎区及初始的径向裂隙后，再通过自编的 fish 程序时时追踪和判断单元是否发生屈服，将爆生气体以等效节点力的形式施加在屈服单元节点上来近似模拟爆生气体的致裂作用。本文的动力数值计算中，以局部阻尼的形式近似考虑煤岩介质的阻尼效应，煤岩体的临界阻尼比均取 5%。动力求解时间为 1.0 s；煤层的原始瓦斯压力取 2.0 MPa。鉴于本文的数值计算是在基于牛顿第二定律的动力模块下进行，较以往以忽略爆破振动引起的惯性力、忽略爆炸波的传播规律及不考虑爆生气体的动态扩展裂纹效应，该数值模拟结果更符合实际情况。

煤体爆破产生的拉伸裂隙在很大程度上可以反映煤层深孔爆破增透的效果。下面对各工况下煤层爆破拉伸破坏区域的数值模拟结果进行分析，探究煤层地应力对煤层深孔爆破增透的影响及该爆破技术在深埋高应力煤层增透防突中的适用性。

2.1 等压地应力对煤层爆破增透的影响

对静水压力为 10～40 MPa 的煤层(对应的埋深分别为 400、800、1 200 和 1 600 m)深孔爆破进行数值模拟，爆破结束后煤层的拉伸破坏区如图 4 所示。由图 4 可知，地应力对煤层的深孔爆破效果影响显著；随着地应力的增大，煤层裂隙区域逐渐减小。

图 5 中给出了煤层单孔爆破影响半径随地应力的变化规律，从图中可以直观地看出，地应力为 10～40 MPa时，裂隙区半径随地应力的增大而近线性地减小，线性拟合曲线的相关因数为 0.96。图 6 给出了实验室模型实验得到的不同地应力下距爆破孔 75 倍炮孔半径处煤体波速与煤层地应力的关系曲线[7]。从图中可以看出，随煤层地应力的增大，距炮孔一定距离位置处煤体的波速随之近线性地增大，即随地应力的增大，炮孔周围裂隙密度和裂隙区范围随之减小。可见，地应力对煤层深孔爆破裂隙区影

响的数值模拟结果与实验室模型实验结果基本一致。

另外，数值模拟结果也与一些地应力相当的工程实践的测试结果相近，进一步说明本文中数值计算结果的可信性，如：埋深 450 m 的鹤壁二矿 36061 回采工作面，深孔爆破工业实验单孔增透的有效影响半径为 4 m 左右[23]；埋深 780 m 的五龙矿 3321 回采工作面，煤层 3 向主应力分别为 15、20 和 30 MPa，深孔爆破工业实验单孔增透的有效影响半径为 3.5 m 左右[7]；埋深约为 800 m 淮南矿业集团潘三矿 1741(3)回采工作面深孔爆破增透的有效影响半径为 3～4 m[24]；埋深 1 100 m 左右的平煤十二矿己 15-31010 机、风巷穿层控制卸压爆破的有效影响半径为 2.5～3.5 m[25]。

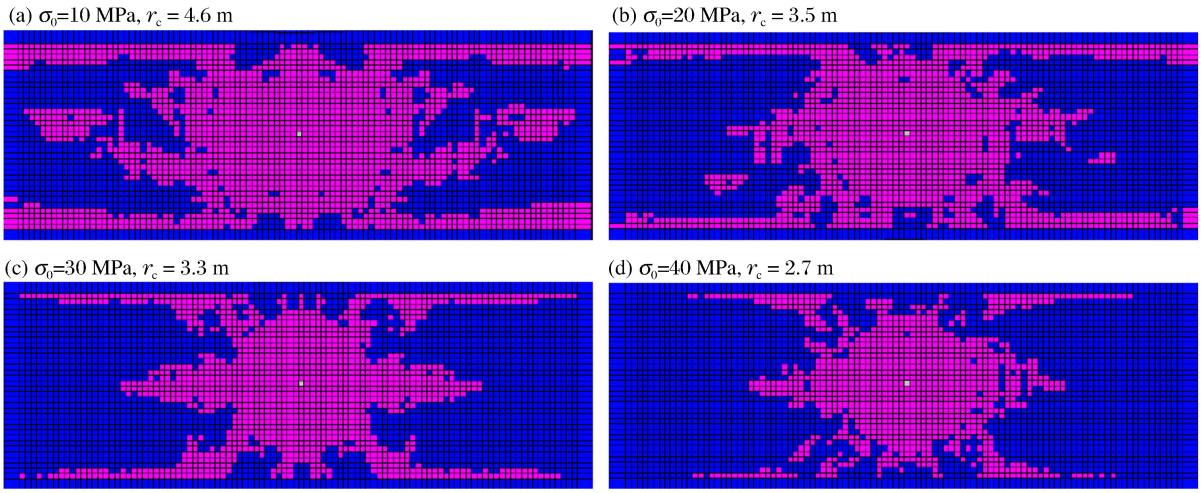


图 4　不同地应力情况下裂隙区分布图(静水压力状态)

Fig. 4　Crack zone under different hydrostatic geo-stress conditions

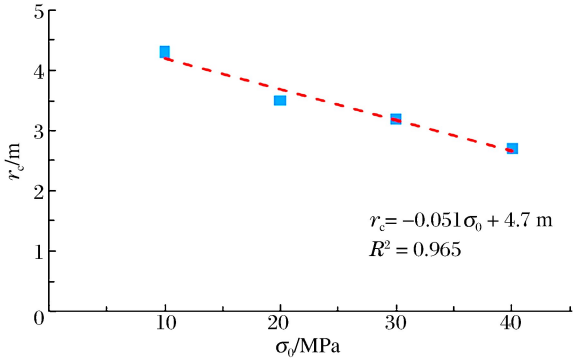


图 5　裂隙扩展半径随煤层地应力的变化

Fig. 5　Variation of crack radius with geo-stress endured by coal seam

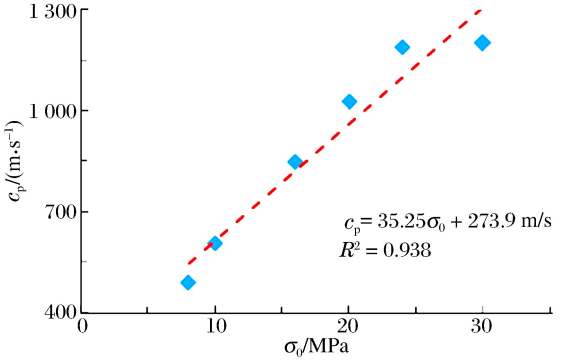


图 6　压缩波速度随煤层地应力的变化[7]

Fig. 6　Velocity of compressional wave varied with geo-stress endured by coal seam[7]

2.2　非等压地应力对煤层爆破增透的影响

图 7 中给出了 30 MPa 定值竖向应力、不同水平侧压因数(λ_x、λ_y)下煤层单孔爆破裂隙区分布情况。从图中可知，随水平侧压因数的增大，裂隙区总体积和裂隙区的竖向半径随之减小，水平向半径有增大的趋势。这是因为，在竖向地应力保持不变的情况下，随水平地应力的增大，由于煤层水平应力的逐渐增大，导致垂直水平向的裂隙，即竖向裂隙的发展逐渐得到抑制，使得有限的爆能将向有利于裂隙发展的水平向传播，进而使水平向的裂隙范围增大。另外，煤层地应力对煤体爆生裂隙的影响可以通过断裂力学进行解释，煤层地应力的增大使得应力场作用下煤体裂纹尖端的应力强度因子 K 降低，不利于煤体裂隙的生成[7,12]：

$$K=\frac{2}{1-D}\sqrt{\frac{L(t)+r_2}{\pi}}\int_0^{L(t)+r_2}\frac{p'_g(x,t)-\sigma_{inf}}{\sqrt{[L(t)+r_2]^2-x^2}}\mathrm{d}x \tag{10}$$

式中：D 为裂隙尖端的损伤值；$L(t)$ 为 t 时刻裂隙的扩展长度；$\sigma_{\inf}$ 为垂直裂隙面的远场地应力；x 为裂隙扩展方向的坐标。

式(10)表明，在距炮孔中心 $x \leqslant L + r_2$ 处(L 为裂隙最终的扩展长度)，若 $\sigma_{\inf}$ 增大，那么 K 随之减小，使得 L 减小，如图 7 所示。因此，受地应力影响显著的深埋煤层深孔爆破工艺的设计，应结合实际煤层分布情况及其地应力的分布规律，适当调整爆破孔与控制孔的位置及间距，使煤层深孔爆破能够获得最佳的爆破增透效果。炮孔位置及孔间距的布置建议方案如下：爆破孔与控制孔的中心连线应尽可能地与地应力的最大主应力方向平行；平行于地应力最小主力方向的孔间距 s_1 与平行于地应力最大主应力方向的孔间距 s_2 的比值 l_k 应等于 2 主应力量值的比值，即 $l_k = s_1 / s_2 = \sigma_{\min} / \sigma_{\max}$ ，式中 $\sigma_{\min}$ 和 $\sigma_{\max}$ 分别为煤层炮孔横断面平面内的最小和最大主应力。

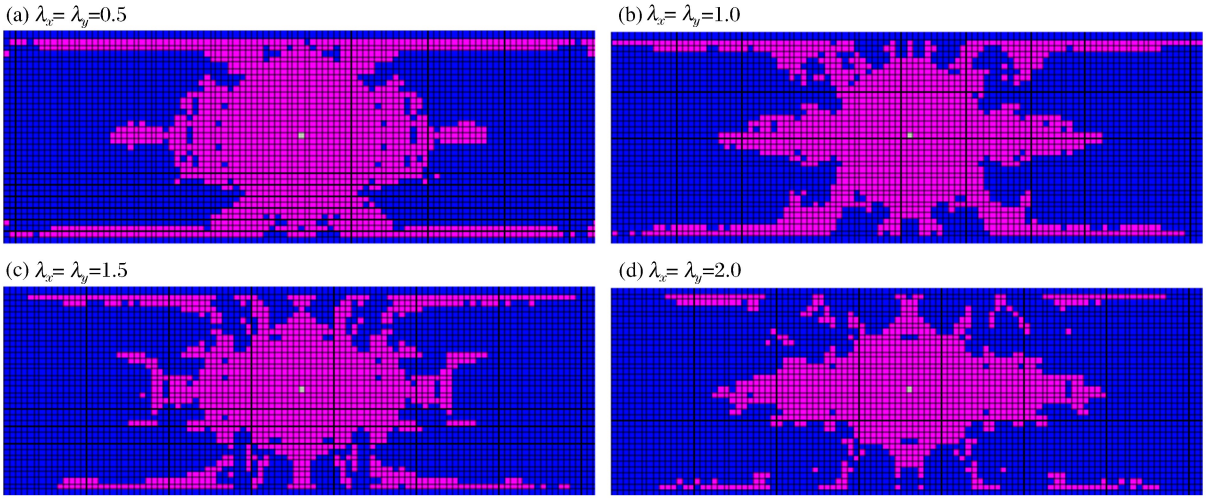


图 7 不同地应力侧压力因数下裂隙区的分布

Fig. 7 Crack zones at different lateral coefficients of initial geo-stress

3 结 论

通过不同地应力下低透气性煤层深孔爆破增透的数值模拟以及与实验室模型实验和相关现场实验的对比，可得如下结论。

(1)煤层地应力对煤层爆破增透具有显著的抑制作用；深孔爆破的裂隙区半径随地应力的增大而近线性地减小；但深孔爆破技术应用于深埋高应力低透气性煤层同样可获得比较理想的增透防突效果。

(2)煤层地应力的主应力方向在一定程度上影响着煤层深孔爆破裂隙的扩展方向：在竖向地应力保持不变的情况下，随水平地应力的逐渐增大，炮孔周围竖向裂隙的发展逐渐得到抑制，有限的爆能将向有利于裂隙发展的水平向传播，使水平向的裂隙范围增大。

(3)在煤层深孔爆破增透的实际工程中，需结合煤层地应力状况来布置炮孔的空间位置，爆破孔与控制孔的中心连线应尽可能地与地应力的最大主应力方向平行。

参考文献：

[1] 李润求，施式亮，念其锋，等. 近 10 年我国煤矿瓦斯灾害事故规律研究[J]. 中国安全科学学报，2011，21(9)：143-151.
Li Run-qiu, Shi Shi-liang, Nian Qi-feng, et al. Research on coalmine gas accident rules in China in recent decade [J]. China Safety Science Journal, 2011,21(9):143-151.

[2] 袁亮，薛俊华. 中国煤矿瓦斯治理理论与技术[C]// 2010 中国煤矿瓦斯治理国际研讨会论文集. 合肥：中国矿业大学出版社，2010：3-16.

[3] 胡社荣，彭纪超，黄灿，等. 千米以上深矿井开采研究现状与进展[J]. 中国矿业，2011，20(7)：105-110.

Hu She-rong, Peng Ji-chao, Huang Can, et al. An overview of current status and progress in coal mining of deep over a kilometer[J]. China Mining Magazine, 2011,20(7):105-110.

[4] 林柏泉,李子文,翟成,等.高压脉动水力压裂卸压增透技术及应用[J].采矿与安全工程学报,2011,28(3):452-455.
Lin Bo-quan, Li Zi-wen, Zhai Cheng, et al. Pressure relief and permeability increasing technology based on high pressure pulsating hydraulic fracturing and its application[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2011,28(3):452-455.

[5] 邢昭芳,阎永利,李会良.深孔控制卸压爆破防突机理和效果考察[J].煤炭学报,1991,16(2):1-9.
Xing Zhao-fang, Yan Yong-li, Li Hui-liang. Mechanism and results of prevention of rockburst by controlled pressure relief deep holes[J]. Journal of China Coal Society, 1991,16(2):1-9.

[6] 赵东,冯增朝,赵阳升.高压注水对煤体瓦斯解吸特性影响的试验研究[J].岩石力学与工程学报,2011,30(3):547-555.
Zhao Dong, Feng Zeng-chao, Zhao Yang-sheng. Experimental study of effects of high pressure water injection on desorption characteristic of coal-bed methane (CBM)[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2011,30(3):547-555.

[7] 王海东.深部开采低渗透煤层预裂控制爆破增透机理研究[D].哈尔滨:中国地震局工程力学研究所,2012:47-56.

[8] 龚敏,王华,文斌.岩石深孔爆破对邻近煤层的动应力作用[J].爆炸与冲击,2012,32(2):196-202.
Gong Min, Wang Hua, Wen Bin. Dynamic stress in adjacent coal seams induced by deep-hole blasting in rock[J]. Explosion and Shock Waves, 2012,32(2):196-202.

[9] Hoek E. Pratical rock engineering[M/OL]. [2011-03-01]. http://www.rocscience.com/hoek/corner/Practical_Rock_Engineering.pdf. Chapter 11:1-28.

[10] 杨圣奇,温森.不同直径煤样强度参数确定方法的探讨[J].岩土工程学报,2010,32(6):881-891.
Yang Sheng-qi, Wen Sen. Method for strength parameters of coal samples with different diameters[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2010,32(6):881-891.

[11] 郭进平,聂兴信.新编爆破工程实用技术大全[M].北京:光明日报出版社,2002:18-22.

[12] 吴亮,卢文波,宗琦.岩石中柱状装药爆炸能量分布[J].岩土力学,2006,27(5):735-739.
Wu Liang, Lu Wen-bo, Zong Qi. Distribution of explosive energy consumed by column charge in rock[J]. Rock and Soil Mechanics, 2006,27(5):735-739.

[13] 赵铮,陶钢,杜长星.爆轰产物 JWL 状态方程应用研究[J].高压物理学报,2009,23(4):277-284.
Zhao Zheng, Tao Gang, Du Chang-xing. Application research on JWL equation of state of detonation products[J]. Chinese Journal of High Pressure Physics, 2009,23(4):277-284.

[14] ABAQUS Inc. ABAQUS theory manual[M/OL]. [2011-03-11]. http://abaqusdoc.ucalgary.ca/v6.9/books/stm/default.htm.

[15] Liu Li-qing, Katsabanis P D. A numerical study of the effects of accurate timing on rock fragmentation[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 1997,34(5):817-835.

[16] Chen S G, Zhao J. A study of UDEC modeling for blast wave propagation in jointed rock masses[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 1998,35(1):93-99.

[17] Wei X Y, Zhao Z Y, Gu J. Numerical simulations of rock mass damage induced by underground explosion[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2009,46(7):1206-1213.

[18] Nilson R H. An integral method for predicting hydraulic fracture propagation driven by gasses or liquids[J]. International Journal for Numerical and Analytical Methods in Geomechanics, 1986,10(2):191-211.

[19] 卢文波,陶振宇.预裂爆破中炮孔压力变化历程的理论分析[J].爆炸与冲击,1994,14(2):140-147.
Lu Wen-bo, Tao Zhen-yu. Theoretical analysis of the pressure variation in borehole for pre-splitting explosion[J], Explosion and Shock Waves, 1994,14(2):140-147.

[20] 李宁,陈莉静,张平.爆生气体驱动岩石裂纹动态扩展分析[J].岩土工程学报,2006,28(4):460-463.
Li Ning, Chen Li-jing, Zhang Ping. Dynamic analysis for fracturing progress by detonation gas[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2006,28(4):460-463.

[21] 张奇.岩石爆破的粉碎区及其空腔膨胀[J].爆炸与冲击,1990,10(1):68-95.

Zhang Qi. Smash districts and expanding of cavities in rock blasting[J]. Explosion and Shock Waves, 1990,10(1):68-95.

[22] 宗琦.岩石爆破的扩腔作用及能量消耗[J].煤炭学报,1997,22(4):392-396.
Zong Qi. Function of cavity expansion and energy consumption in rock blasting[J]. Journal of China Coal Society, 1997,22(4):392-396.

[23] 李鸿宽,吴继园,刘思远.深孔预裂爆破强化抽放低透气性特厚煤层瓦斯的实践[J].煤矿安全,2003,34(2):12-14.
Li Hong-kuan, Wu Ji-yuan, Liu Si-yuan. Practice of using deep-hole presplitting blasting technology to drainage methane from extremely thick coal seam with low permeability[J]. Safety in Coal Mines, 2003,34(2):12-14.

[24] 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,2006,37(2):22-24.
Zhang Xing-hua. Strengthening methane drainage using deep-hole controlled pre-split blasting for eliminating risk of working face outburst[J]. Safety in Coal Mines, 2006,37(2):22-24.

[25] 谢友友,张连军,林柏泉,等.穿层深孔控制爆破有效影响半径的确定[J].煤矿安全,2008,39(11):11-14.
Xie You-you, Zhang Lian-jun, Lin Bo-quan, et al. Determination of effective influence radius for strata penetration controlled blasting[J]. Safety in Coal Mines, 2008,39(11):11-14.

Feasibility of deep-hole blasting technology for outburst prevention and permeability enhancement in high-gas-content coal seams with low-permeability subjected to high geo-stresses*

Zhao Bao-you[1], Wang Hai-dong[2]

(1. *College of Mechanics and Engineering, Liaoning Technical University, Fuxin* 123000, *Liaoning, China*;
2. *State Key Laboratory of Coal Mine Safety Technology, Shenyang Research Institute, China Coal Technology & Engineering Group Corp, Shenyang* 110016, *Liaoning, China*)

Abstract: By considering the action of blasting wave, explosion-induced gas and initial gas pressure as well as geo-stress endured by coal seam simultaneously, the deep-hole blasting in low-permeability high-gas-content coal seams under different geo-stresses were numerically simulated by using the FLAC3D code. And the simulated results were compared with the laboratory model test and other related field studies on the permeability improvement of the low-permeability coal seams. The comparable analysis indicates that the geo-stress can dramatically inhibit the extension of the blast-induced cracks in the coal seams, especially for the deeply-buried coal seams. Though the radius of the blasting crack zones linearly decreases with the increasing of geo-stress, the blasting technique can also be adapted to enhance the permeability of the deeply-buried low-permeability coal seams. And the direction of the maximum geo-stress can affect the extension direction of the blast-induced cracks in some degree. Therefore, in a practical blasting engineering, the spatial location of the blast holes should be determined according to the state of the geo-stress endured by the coal seam.

Key words: mechanics of explosion; blast-induced crack; deep-hole blasting; low-permeability coal seams subjected to high geo-stresses; geo-stress endured by coal seam; explosion-induced gas

---

* Received 3 September 2012; Revised 6 January 2013
Supported by the National Natural Science Foundation of China (51304109,51204086)
Corresponding author: Zhao Bao-you, rocksoul@163.com

(责任编辑 张凌云)