文章编号:1000-5773(2013)03-0403-08

煤体在爆炸荷载和地应力耦合作用下裂纹扩展的数值模拟*

穆朝民[1,2],潘　飞[1,2]

(1.安徽理工大学能源与安全学院,安徽淮南　232001;
2.煤矿安全高效开采省部共建教育部重点实验室,安徽淮南　232001)

摘要:建立含瓦斯煤的拉压动态损伤动态本构模型,将此模型嵌入LS-DYNA软件中,对含瓦斯煤体柱状装药欲裂爆破进行了模拟,数值模拟与模型实验基本一致。结果表明,煤体在爆炸荷载作用下,裂纹主要是由于压缩波和卸载波共同作用形成的,地应力对裂纹的发展具有抑制作用,主应力对于拉伸裂纹的发展具有明显的导向作用。

关键词:含瓦斯煤;应力分布;柱状装药;数值模拟
中图分类号:O383.1　　**文献标识码**:A

1　引　言

我国大多数煤层埋藏深、瓦斯含量高、透气性差,难以抽采,尽管实施了大量的瓦斯抽采工程,但效果依然不佳,瓦斯抽采率很低。预裂爆破技术作为一门新兴煤层增透技术,受到越来越广泛的关注。含瓦斯煤在爆破荷载作用下的增透机理日益成为热点课题,相继对煤层预裂爆破原理[1]和预裂爆破机制的数值方法[2]、煤层中应力波传递与裂纹扩展的数值方法[3]、爆炸载荷下岩石的变形与破坏[4]、岩石爆破破坏界面上的应力[5]、岩石中条形装药能量分布[6],以及裂隙圈半径[7]进行了研究,取得了一定的研究成果,但对地应力和爆炸荷载耦合作用下含瓦斯煤动态损伤裂纹演化机理的研究很少见诸于报道。

本研究在对当前混凝土等多孔材料TCK、HJC、RHT[8-10]等损伤本构研究的基础上,结合含瓦斯煤自身的特点,对煤体在爆炸荷载和地应力耦合作用下的动态损伤本构模型进行了研究。此模型可以同时确定"拉裂"和"压剪"损伤分布的范围,对于损伤破坏范围的确定和损伤裂纹演化机理的研究具有一定的参考意义。

2　拉压损伤本构方程

以连续介质力学为基础,以高瓦斯低透气性煤在冲击荷载作用下的损伤检测数据(损伤耗散能、衰减系数和损伤变量之间的关系)为依据,建立高瓦斯低透气性煤在爆炸荷载作用下的损伤演化方程。

2.1　损伤函数

损伤函数

$$D=1-\left(\frac{c}{c_0}\right)^2 \tag{1}$$

* **收稿日期**:2011-06-23;**修回日期**:2011-10-25
基金项目:国家自然科学基金(51204007);安徽省高等学校省级自然科学重点项目(J2011A082);安徽省自然科学基金(1208085QE85)
作者简介:穆朝民(1977—),男,博士后,副教授,主要从事工程安全与防护技术方面的研究.
E-mail:chmmu@mail.ustc.edu.cn

式中：c_0 为损伤前煤体中弹性纵波波速，c 为损伤后煤体中弹性纵波波速，D 表述的是高瓦斯低透气煤在爆炸荷载作用下损伤前、后模量的相对变化。

2.2 损伤演化方程

2.2.1 拉伸波作用下损伤演化方程

衰减系数与损伤能量释放率的关系

$$\alpha = \alpha_0 + K_\alpha \cdot Y_D$$

写成率的形式

$$\dot{\alpha} = K_\alpha \cdot \dot{Y}_D$$

此式即为高瓦斯低透气性煤体在拉伸波作用下的损伤演化方程式。其中，损伤能量释放率

$$Y_D = -\frac{1}{2}[\lambda \varepsilon_{ii}^{e} \varepsilon_{jj}^{e} + 2\mu \varepsilon_{ij}^{e} \varepsilon_{ij}^{e}]$$

式中：K_α 是衰减系数与损伤耗散能关系的拟合常数；α_0 为煤体介质的初始衰减系数；Y_D 为受损材料的损伤能量释放率；λ、μ 为 Lame 常数；C 是材料常数。

2.2.2 卸载波作用下剪切损伤演化方程

卸载波作用下剪切损伤在基于 RDA 模型的应变率效应耦合原则下可表示为

$$\frac{\mathrm{d}D_c}{\mathrm{d}t} = \frac{\lambda}{1 - D_t} \frac{\mathrm{d}W_p}{\mathrm{d}t} \tag{2}$$

式中：λ 是压缩损伤敏感参数；W_p 是压缩塑性功，$W_p = \int \sigma_{ij}\, \mathrm{d}\varepsilon_{ij}^{p}$；$D_c$、$D_t$ 分别为塑性剪切损伤和拉裂损伤。

2.3 动态本构关系

高瓦斯低透气性煤无论是在拉伸还是在塑性剪切损伤后，仍然遵从增量型虎克定律(损伤统一用 D 表示)

$$\Delta\sigma_{ii} = 3K(1 - D) \cdot \Delta\varepsilon_{kk}\delta_{ij} + 2G(1 - D) \cdot \Delta e_{ij} \tag{3}$$

式中：K、G 分别表示体积模量和剪切模量；Δe_{ij} 为偏应变增量；$\Delta\varepsilon_{kk}$ 为体应变增量。(2)式、(3)式构成了煤体冲击损伤模型的封闭方程组。

2.4 损伤判据

根据最大主应力准则和体积拉应力准则，当煤体最大主应力 σ_1 大于断裂应力 σ_f 时，发生断裂，此时压缩强度 Y_c 为零，否则煤体材料屈服强度服从拉伸损伤的应变率有关的 Mohr-Coulomb 准则，即

$$Y_c = \begin{cases} 0 & p \geqslant 0 \quad \sigma_1 \geqslant \sigma_f \\ [C_1(1 + C_2 \ln\dot{\varepsilon}_p) + C_3 p] \cdot (1 - D_t) & p < 0 \quad \sigma_1 < \sigma_f \end{cases} \tag{4}$$

式中：C_1 为静态屈服强度；C_2 为应变率参数；C_3 为围压常数；p 为压力；$\dot{\varepsilon}_p$ 为等效塑性应变率；σ_1 为最大主应力；σ_f 为断裂应力；D_t 为拉裂损伤。将定义的本构子程序嵌入 LS-DYNA 中，具体流程如图 1 所示。

2.5 炸药状态方程

采用 JWL(Jones-Wilkens-Lee)状态方程，求得高能炸药起爆后炸药单元体内的压力 p。JWL 方程描述了炸药爆炸时的化学能的转化情况，一般表示为如下形式

$$p = A\left(1 - \frac{\omega}{R_1 V}\right)\mathrm{e}^{-R_1 V} + B\left(1 - \frac{\omega}{R_2 V}\right)\mathrm{e}^{-R_2 V} + \frac{\omega E_0}{V} \tag{5}$$

式中：V 为相对体积，E_0 为初始体积内能，A、B、R_1、R_2、ω 为常数。

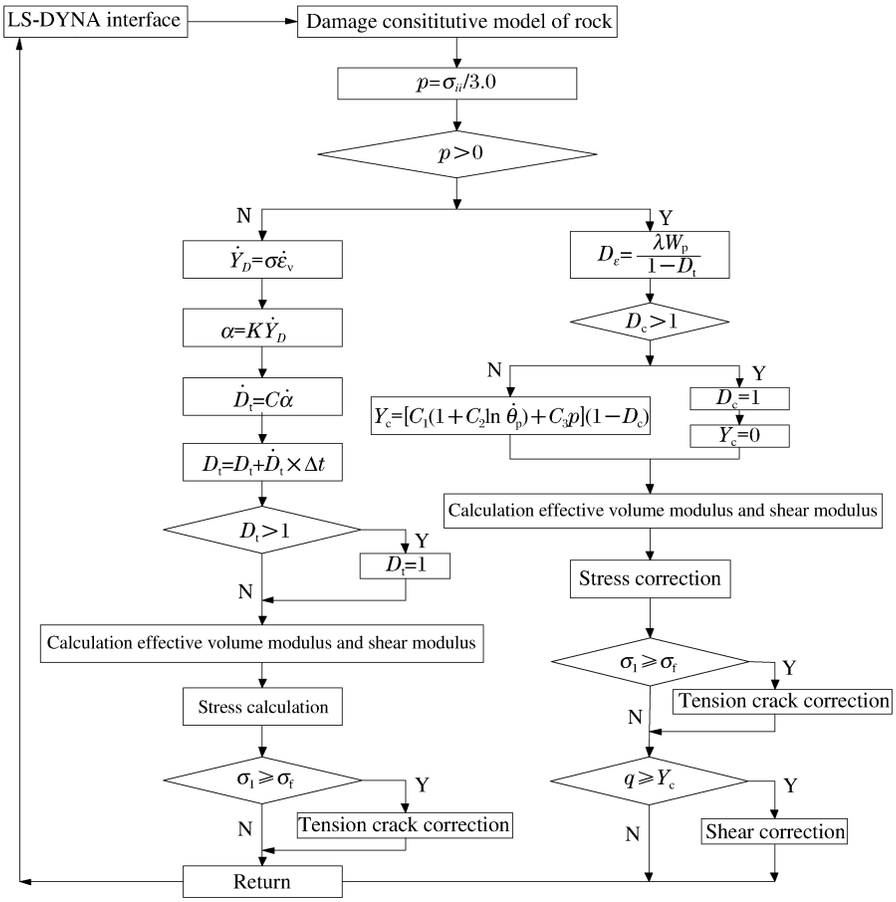


图 1 损伤本构嵌入流程

Fig. 1 Flowchart for damage model

3 模型实验和数值模拟

根据 Froude 相似定律(Froude 定律的最大特点是保持原型与模型的重力加速度之比为 1),在实验中不必改变重力加速度的数值,但必须保持应力比例系数与密度比例系数、几何比例系数满足 $\sigma=\rho l$。

根据 Froude 相似定律确定 K_ρ(模型实验材料与原型材料密度比比例系数)、K_L(长度比比例系数)、K_σ(应力比例系数)分别为 0.75、0.5、0.075,选砂∶水泥∶水∶速凝剂质量比为 14∶1∶1.4∶0.016 6 的材料,对原型含瓦斯煤材料进行模拟,参数见表 1。根据 Π 定律确定模型实验为 100 g 柱状 TNT 装药。模型结构尺寸为 2 m×2 m×2 m 的正方体,模拟 4 m×4 m×4 m 正方形煤体,模型实验分为两种方式:一种为没有围压,另一种为有围压。有围压的情况是将模型放入 50 m 深水中,利用水压模拟地应力。根据 Froude 相似定律,由应力 $\sigma_m/\sigma_p=\rho_m l_m/\rho_p l_p$ 可知(m 表示模型、p 表示原型),模型在 50 m 深水压作用下,相当于原始煤体受到 2.5 MPa 围压的作用(假设煤体上覆岩石密度是水密度的 2.5 倍)。

表 1 煤体原型及模型参数

Table 1 Coal and Molding parameters

Medium	Density ρ/(kg/m^3)	Cohension C/(MPa)	Internal frictional angle φ/(°)	Deformation modulus E/(GPa)	Poisson ratio μ	Compression strength R_c/(MPa)	Tensile strength R_t/(MPa)
Coal	1 250～1 450	0.5～1.1	39～50	6～20	0.25～0.30	5～10	0.63～1.20
Molding	1 800～2 000	0.06～0.12	39～50	0.48～1.60	0.25～0.30	15～20	4.0～5.0

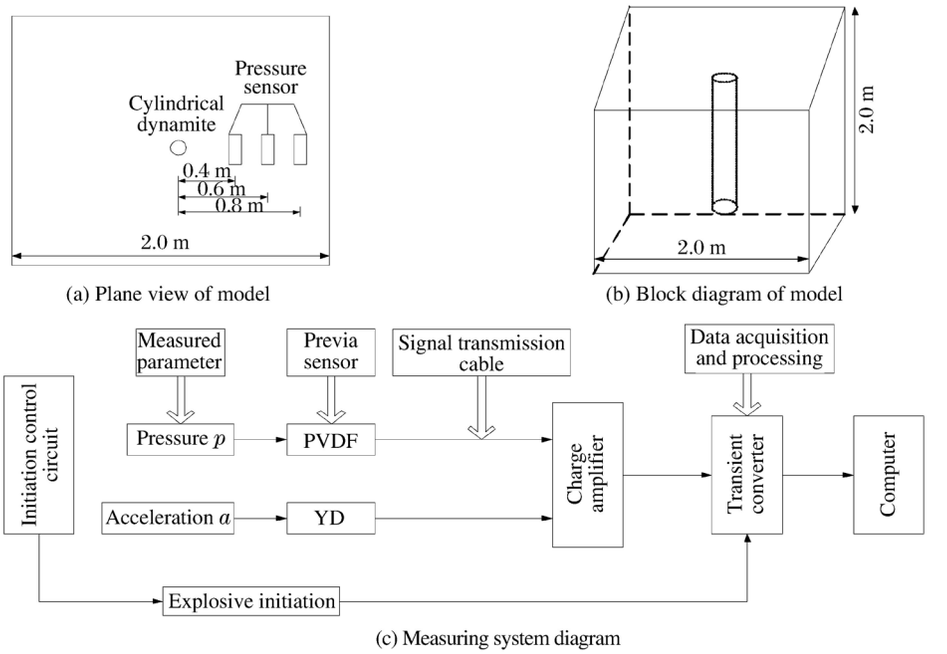


图 2 模型及测量系统示意图

Fig. 2 Schematic diagram of model and measurement system

本次数值模拟采用 LS-DYNA 软件，数值模型为 2 m×2 m 正方形，装药直径为 25 mm，共划分 180 000 个单元。模型力学参数与表 1 模型材料参数一致。炸药采用 JWL 状态方程，炸药具体参数见表 2。

表 2 模型材料力学参数

Table 2 Mechanical parameters of the similar material

ρ_1/(g/cm^3)	p_{CJ}/(GPa)	D_H/(m/s)	A/(GPa)	B/(GPa)	R_1	R_2	E_0/(GPa)	ω
1.63	27	6 930	371	7.43	4.15	0.95	7	0.3

表 2 中，ρ_1、p_{CJ}、D_H、E_0 分别为炸药密度、炸药爆轰压力、爆速、爆轰初始内能(单位体积)，A、B、R_1、R_2、ω 为常数(JWL 状态方程必须输入的常数)。模拟分为 2 种情况：(1) 无围压情况，模拟爆炸波在无限围岩介质中的传播规律，模型上、下、左、右边界均为透射边界；(2) 有围压情况，考虑围岩所受水平、垂直应力对爆炸波传播的影响，研究柱状装药条件下压力和损伤范围随距离变化的规律。模型的边界条件如图 3 所示。

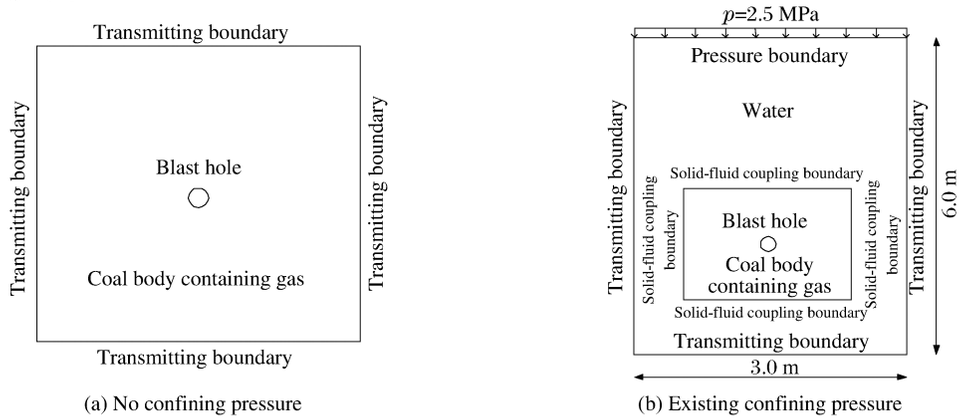


图 3 数值计算模型

Fig. 3 Numerical model

由于现场进行含瓦斯煤体的现场试验具有很大的难度,将本次进行的数值模拟结果与模型试验结果进行对比分析。

由图 4 可以看出,煤体在柱状装药爆破过程中共形成了 3 个区:空腔区、破裂区、震动区。其中模型结构呈“十”字型花瓣状破坏,抵抗线小的地方呈“十”字型破坏,其他部分呈花瓣状破坏。



图 4　数值模拟和实验结果对比

Fig. 4　Comparison of simulated and experimental results

爆炸荷载作用下,煤体的破坏主要是由于压缩波和拉伸波的共同作用而形成的,在距爆心不同距离处,其破坏机理有所不同。空腔区(图 5(a)～图 5(c)),爆炸压缩波对煤体的强烈压缩作用产生了压缩粉碎区,此时很难看出裂纹发展。破裂区(图 5(d)～图 5(f)),在爆炸中远区,煤体存在天然裂纹和微缺陷,在高压力波作用下形成高应力集中,当应力集中大于形成裂纹的阻力时,便形成了剪切裂纹,此时裂纹扩展主要是由于塑性剪切造成的。震动区(图 5(g)～图 5(i)),裂纹是由压缩波和拉伸波共同作用形成的,此时裂纹的剖面锐化,拉剪裂纹发展偏离原方向并有一定的倾角。

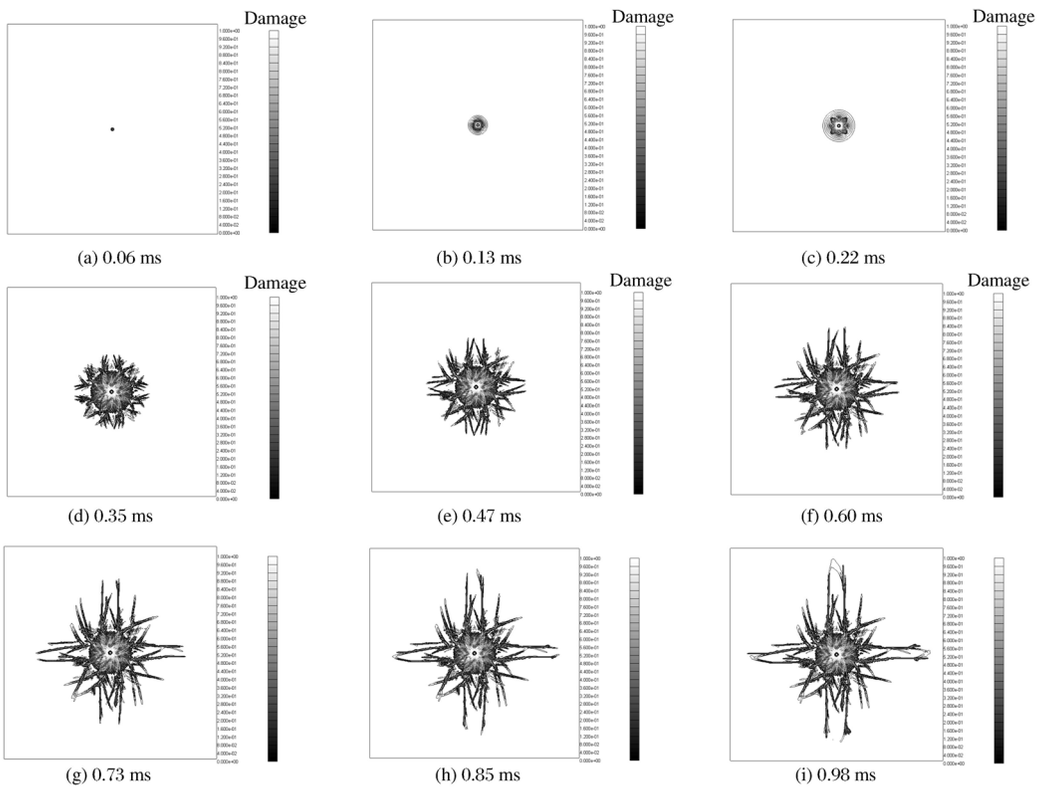


图 5　裂纹演化

Fig. 5　Crack evolution

如图 6 所示，模型未裂开，形成标准的“十”字型裂纹。应力对于裂纹的扩展具有明显的阻碍作用，主裂纹的长度变化并不明显，而裂纹的数目和宽度却大幅度减小。爆破孔周围的裂纹首先呈放射直线状，然后裂纹方向发生转折，有围压条件下裂纹扩展后期的脆性拉断裂纹与塑性剪切裂纹相耦合的裂纹扩展形式更加明显，此时裂纹断口锐化趋势和拉剪断口发展的方向性更加剧烈。

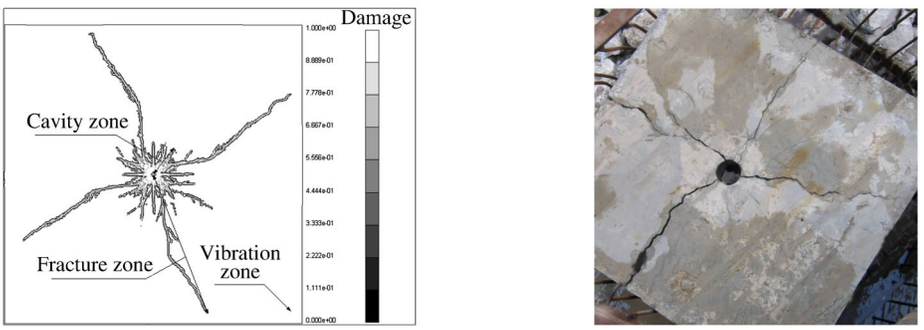


图 6 数值模拟和实验结果对比

Fig. 6 Comparison of simulated and experimental results

由于围压的存在，主裂纹的长度变化并不明显，而裂纹的数目和宽度却大幅度减小，这主要是由于煤体在拉伸破坏阶段裂纹受围压导向作用影响明显，在其他方向上裂纹很短。在有围压的条件下，爆破孔周围的裂纹首先呈放射直线状，然后发生偏转。这是由于在爆破孔近区，爆炸产生的压力明显大于围压产生的主应力，此时爆破孔周围裂纹呈放射状。随着传播距离的增大，爆炸波呈指数衰减，当反射拉伸波与围压处于同等量级时，此时围压对裂纹的发展具有明显的导向作用(如图 7 所示)。

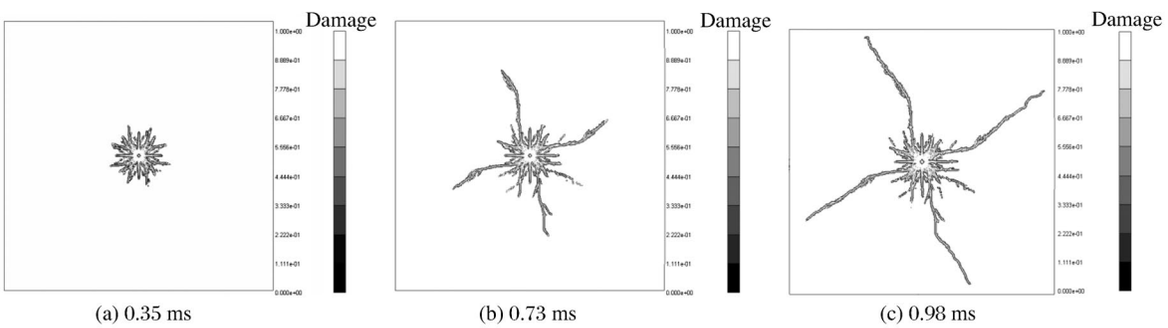


图 7 裂纹演化

Fig. 7 Crack evolution

在现场进行煤体预裂爆破过程中，应充分考虑拉伸应力波形成裂纹的作用和主应力对裂纹发展的导向作用。在条件允许下，人为形成的自由面便于拉伸波在岩石(或煤体)自由面形成更多的拉伸裂纹。爆炸产生的压力波与主应力方向尽量一致，在主应力的导向作用下更有利于裂纹的形成。

由图 8 可以看出，在无围压情况下，随着爆心距离的增加，应力波上升时间和正压作用时间都相应增加，峰值压力则呈指数下降，在距离爆心距离 38 倍装药半径距离处，压力峰值减小了 90%以上。实测值与模拟值基本一致，反映出数值模拟的正确性。

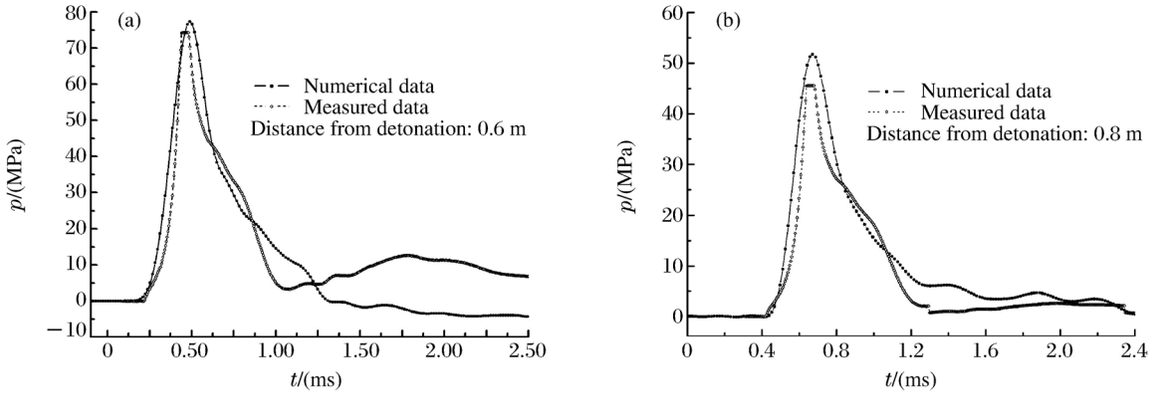


图 8　压力实测值与模拟值的比较

Fig. 8　Comparison of simulated and tested pressure data

4　结　论

(1) 以连续介质力学为基础,建立含瓦斯煤的拉压动态损伤动态本构模型,并对含瓦斯煤柱状装药欲裂爆破进行了模拟,实验与模型实验基本吻合,证明拉压损伤本构模型可以有效地模拟含瓦斯煤的动态损伤。

(2) 煤体在爆炸荷载作用下,裂纹主要是由压缩波和卸载波共同作用形成的,前期裂纹扩展主要由塑性剪切造成,后期裂纹由压缩波和卸载波复合作用形成。

(3) 在现场进行煤体预裂爆破过程中,应充分考虑拉伸应力波形成裂纹的作用和主应力对裂纹发展的导向作用。

References:

[1] Gong M, Liu W B, Wang D S, et a1. Control blasting techniqueto improve gas predrninage effect in a coal mine [J]. Journal of University of Science and Technology Beijing, 2006, 28(3): 223-226. (in Chinese)
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.

[2] Gong M, Huang Y H, Wang D S, et al. Numerical simulation on mechanical characteristics deep-hole presplitting blasting in soft coal bed [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2008, 17(8): 68-70. (in Chinese)
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 2008,17(8):68-70.

[3] Cai F, Liu Z G, Zhang C J, 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. (in Chinese)
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.

[4] Wang M Y, Wang L Y, Qi C Z, et al. Study of deformation and failure of rock under explosion load (Part Ⅱ) [J]. Journal of Disaster Prevention and Mitigation Engineering, 2003, 23(3): 9-20. (in Chinese)
王明洋,王立云,戚承志,等. 爆炸荷载作用下岩石的变形与破坏研究(Ⅱ) [J]. 防灾减灾工程学报,2003,23(3):9-20.

[5] Chen S H, Wang M Y, Zhao Y T, et al. Time-stress history on interface between cracked anduncracked zones under rock blasting [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2003, 22(11): 1784-1788. (in Chinese)
陈士海,王明洋,赵跃堂,等. 岩石爆破破坏界面上的应力时程研究 [J]. 岩石力学与工程学报,2003,22(11):1784-1788.

[6] Wu L, Lu W B, Zong Q. Distribution of explosive energy consumed by column charge in rock [J]. Rock and Soil Mechanics, 2006, 27(5): 735-739. (in Chinese)
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.

[7] Dai J. Calculation of radii of the broken and cracked areas in rock by a long charge explosion [J]. Journal of Liaoning Technical University (Natural Science), 2001, 20(2): 144-147. (in Chinese)
戴 俊. 柱状装药爆破的岩石压碎圈与裂隙圈计算 [J]. 辽宁工程技术大学学报(自然科学版), 2001, 20(2): 144-147.

[8] Taylor L M, Chen E P, Kuszmaul J S. Microcrack-induced damage accumulation in brittle rock under dynamic loading [J]. Comput Method Appl M, 1986, 55(3): 301-320.

[9] Tang C A. Numerical simulation of progressive rock failure and associated seismicity [J]. Int J Rock Mech Min Sci, 1997, 34(2): 249-261.

[10] Mu C M, Qi J. Mechanical characteristics of gas-filled coal under blasting load [J]. Journal of China Coal Society, 2012, 37(2): 268-273. (in Chinese)
穆朝民, 齐 娟. 含瓦斯煤在爆炸荷载作用下的力学特性 [J]. 煤炭学报, 2012, 37(2): 268-273.

Numerical Study on the Damage of the Coal under Blasting Loads Coupled with Geostatic Stress

MU Chao-Min[1,2], PAN Fei[1,2]

(1. *School of Energy Resources and Safety, Anhui University of Science and Technology, Huainan* 23001, *China*;
2. *Key Laboratory of Mining Coal Safety and Efficiently Constructed by Anhui Province and Ministry of Education, Huainan* 232001, *China*)

Abstract: In order to investigate on cracks propagation of the coal under column charge blasting subjected to geostatic stress, the damage constitutive model was established by considering tension and compression. The improved damage constitutive model was embedded in the FEM software to study the mechanics of cracks propagation coupled by blasting loads and geostatic stress. The precision of simulation is proved because the numerical results are in good with model experiments. The results show that the interaction of the compression wave and unloading wave yield cracks in the coal. The cracks are somewhat inhibited by geostatic stress. The direction of cracks is in accordance with the major principal stress.

Key words: gas-filled coal; distribution of stress; column charge; numerical simulation