

掘进工作面前方地应力与孔隙压力分布的数值模拟研究

王 刚¹,程卫民¹,王宏伟²,张孝强¹

(1. 山东科技大学 资源与环境工程学院,山东 青岛 266590;2. 中国矿业大学 力学与建筑工程学院,北京 100083)

摘 要:基于库仑准则和煤体瓦斯吸附和解吸规律,以掘进头前方 40 m 的煤层为研究对象,分别建立了煤体中瓦斯解吸/吸附与流动的数学模型和掘进头前方煤体变形破坏的数学模型,并采用数值模拟的方法,模拟了分步开挖过程中煤壁前方的瓦斯压力和顶板压力的变化。结果表明,掘进工作面开挖后,掘进工作面周围的瓦斯压力分布呈子弹头形状向前移动,掘进巷道周围煤体瓦斯压力随煤壁暴露时间的延长而降低。掘进工作面煤壁前方的矿压分布规律为:卸压区宽度约为 3 m;3~5 m 为塑性区(应力集中区部分);5~20 m 为弹性区(应力集中区部分);20 m 以后为原始应力区。瓦斯的影响范围约 20 m;每掘进一步,煤壁前方的矿山压力和瓦斯压力的变化趋势基本相同。
关键词:掘进工作面;动态;地应力;瓦斯压力;数值模拟

中图分类号:TD713

文献标志码:A

文章编号:1672-3767(2012)05-0009-06

Numerical Simulation Research on the Distribution of Ground Stress and Pore Pressure in Front of Heading Faces

WANG Gang¹, CHENG Weimin¹, WANG Hongwei², ZHANG Xiaoqiang¹

(1. College of Resources and Environmental Engineering, Shandong University of Science and Technology, Qingdao, Shandong 265590, China;

2. School of Mechanics Architecture and Civil Engineering, China University of Mining and Technology, Beijing 100083, China)

Abstract: Based on the Coulomb criterion and the laws of coal gas adsorption/desorption and taking the coal seam at 40 m away in front of heading face as research object, the mathematical models about the gas adsorption/desorption and flowing, and the deformation and failure of the coal body in front of the coal face are established respectively. The numerical simulation method is adopted to simulate the changes of gas and roof pressure in front of the coal wall during excavation step by step. Results showed that after the excavation, the gas pressure distribution around heading face moved forward by the shape of the bullet, coal gas pressure around the roadway decreased with exposure time of coal wall; the law of pressure distribution in front of heading face are: the width of pressure relief zone was about 3 m; the plastic zone (the part of stress concentration area) about 3-5 m; the elastic region (the part of stress concentration area) about 5-20 m; the original stress areas about 20 m further; the range influenced by gas is about 20 m; the change trend of rock and gas pressures was basically the same in front of coal wall in each heading cycle.

Key words: heading face; dynamics; ground stress; gas pressure; numerical simulation

在原岩状态下,煤体一般处于三向受压状态。煤层掘进时,煤壁煤体的快速采出可使深部高压瓦斯煤体突然暴露,暴露面处煤体的最小主应力迅速降低。这种情况下,如果孔隙瓦斯压力很大,煤体将在此方向受

收稿日期:2012-05-25

基金项目:山东省科技发展计划项目(2010GSF10808)

作者简介:王 刚(1984—),男,山东苍山人,讲师,博士,主要从事煤与瓦斯突出机理及防治方面的研究。

E-mail:ckwangang@163.com

拉性载荷作用而发生破坏^[1],对原岩应力场的大小和方向产生扰动,有可能发生动力现象^[2]。因此,研究掘进工作面瓦斯压力的分布和地应力的关系,对实现巷道安全、快速的掘进有重要意义。

掌握掘进工作面孔隙压力的分布是进行煤层瓦斯流动机理研究的基础,国内外许多学者在这个领域做了大量的工作,也取得了丰硕的成果。周世宁、林柏泉等^[3-4]从研究煤层瓦斯流动机理出发,提出了煤层瓦斯运移的数学模型,并通过数值模拟求出了煤层瓦斯流动的数值解。高建良等^[5]采用有限差分法对移动掘进工作面巷道周围瓦斯压力分布以及瓦斯涌出规律进行了数值模拟。本研究以掘进头前方 40 m 的煤层为研究对象,运用 SIMBURST 软件,模拟了分步开挖过程中煤壁前方的瓦斯压力和顶板压力的变化。

1 煤体中瓦斯解吸/吸附与流动的数学模型

在煤巷掘进过程中,假设:煤层的温度不发生变化;瓦斯和水在煤层孔隙或裂隙中的运移通过 Darcy 定律和相对渗透率来描述;同一个差分网格内的矩阵单元具有相同的性质;不同网格内两个矩阵块大小和吸附时间可能有所不同;在矩阵单元中存在非稳态流。

Ruthven^[6]和 Yang^[7]提出的多种气体的吸附模型,对于含有甲烷、氮气和二氧化碳的气体,其方程可表达为:

$$C_i(p_i) = \frac{V_{L_i} p_i}{p_{L_i} \left[1 + \sum_{j=1}^3 (p/p_{L_j})_j \right]}, i = 1, 2, 3. \quad (1)$$

其中: V_{L_i} —单一气体 i 的 Langmuir 体积系数; p_{L_i} —单一气体 i 的 Langmuir 压力系数; P_i —单一气体 i 的压力。

假定瓦斯在煤体中的扩散符合 Fick 扩散准则,即作用力来源于瓦斯浓度梯度。瓦斯在煤体中的扩散可用 Fick 第一扩散准则表达为:

$$q_{mi} = \frac{V_m}{\tau_i} [C_i - C_i(p_i)], i = 1, 2, 3. \quad (2)$$

其中: q_{mi} —瓦斯流量; $C_i (i = 1, 2, 3)$ —煤体中单一气体 i 平均瓦斯含量; V_m —煤体单元体积; $\tau_i (i = 1, 2, 3)$ —单一气体 i 吸附时间。

根据 Langmuir 等值面,忽略瓦斯在水中的溶解,假定瓦斯和水在煤体裂隙中的流动符合 Darcy 准则,依据质量平衡的原则,煤体中瓦斯解吸和吸附的数学模型为:

$$\begin{cases} \nabla \cdot [b_g M_g (\nabla p_g + \gamma_g \nabla Z) + R_{sw} b_w M_w (\nabla p_w + \gamma_w \nabla Z)] + q_m + q_g = (d/dt)(\phi b_g S_g + R_{sw} \phi b_w M_w) \\ \nabla \cdot [b_w M_w (\nabla p_w + \gamma_w \nabla Z)] + q_w = (d/dt)(\phi b_w S_w) \end{cases} \quad (3)$$

其中: $M_n = \frac{k k_{rn}}{\mu_n}$; $\gamma_n = \rho_n g$; $b_n = \frac{1}{B_n}$; ∇ 为梯度因子; $\nabla \cdot$ 为差异算子; 下标 g 和 w 分别表示瓦斯和水; $M_n (n$ 表示瓦斯 g 或水 w) 表示瓦斯或水的迁移性; k 为绝对渗透率; k_r 为相对渗透率; μ_n 为粘度; γ_n 为瓦斯或水的重力梯度; ρ_n 为相质量密度; g 为重力加速度; b_n 为瓦斯或水收缩因子; B_n 为单位体积系数; Z 为埋藏深度; ϕ 为有效裂缝孔隙度; q_g 和 q_w 为初始源项; R_{sw} 为瓦斯在水中的溶解度,近似为 0; q_m 为瓦斯流量,可由公式(2)求出。

毛细管压力 C_p 等于气相压力 P_g 和水相压力 P_w 之和:

$$C_p = P_g + P_w; \quad (4)$$

水和瓦斯的饱和度满足

$$S_g + S_w = 1. \quad (5)$$

由式(3)、(4)和(5)联立可得四个方程包括四个未知量(P_g, P_w, S_g 和 S_w),因此它们是一组有解的方程组。 $\mu_g, \mu_w, \gamma_g, \gamma_w, b_g, b_w, \phi$ 和 k 都是输入参数。

而在瓦斯和水的两相流中,瓦斯和水的相对渗透率满足

$$\begin{cases} 0 \leq k_{ig} \leq 1 \\ 0 \leq k_{rw} \leq 1 \end{cases} \quad (6)$$

煤体内孔隙压力的变化可表示为

$$P = p_g s_g + p_w s_w \quad (7)$$

2 掘进头前方煤体变形破坏的数学模型

有效应力与原始应力(采掘前的应力状态)、开采引起的应力重新分布以及孔隙压力变化有密切的关系。掘进后,掘进头前方煤体的孔隙压力降低,当降低到一定的压力值时,瓦斯就开始从煤体中解吸出来。瓦斯压力将在工作面附近形成一定的瓦斯压力梯度。在进行开挖后,新暴露的自由面上的两个剪应力分量和一个正应力分量均变为零。未被支护的开挖面成为主应力面,而这又会通过主应力方向的偏转对原来的应力场造成扰动。主应力的大小将会发生变化,与开挖面正交的主应力分量变为零。

2.1 基本假设

巷道掘进时将在工作面附近的煤体中产生应力重新分布,并诱发细小裂缝的产生和扩展。这个过程是逐渐完成的,并可能导致煤和岩体的破坏。这种破坏主要表现为塑性变形,它是由裂缝的扩展、应力集中、次裂缝发育以及岩体力学参数(强度和弹性模量)的弱化引起的。为了模拟研究,作以下假设:煤体为连续介质,煤体中的应力状态符合极限应力平衡条件;煤体具有均匀各向同性的物理力学性质;煤体的破坏符合库仑准则,不考虑煤层材料的分离,即煤层只有三种变形状态(完全弹性状态、剪切屈服和拉伸破坏)。

2.2 程序描述

为了便于编译方程,采用工程力学计算的三维显式有限差分程序来描述掘进头前方煤体的应力分布,求解如下:

$$\sigma_{ij,j} + \rho b_i = \rho \frac{dv_i}{dt} \quad (8)$$

其中: ρ —密度; σ —应力; b_i —单位质量的重量; $\frac{dv_i}{dt}$ —速度偏导,对于静态问题, $\frac{dv_i}{dt} = 0$ 。

上述的连续方程可以采用第一阶有限差分 and 特殊的混合离散方法在三维空间离散,有限差分方程是用常应变率四面体单元导出的,然后叠加并适用于最终的区域单元。再用有限差分技术对时间离散,可得出以下形式的运动方程:

$$v_i^{t+\Delta t/2} = v_i^{t-\Delta t/2} + \frac{\Delta t}{m} \sum F_i^t \quad (9)$$

其中: v —节点速度; m —节点质量; F —节点力。

渗透率的变化受多因素影响,研究证明其主要与有效应力有关。即使渗透率和有效应力之间的关系也非常复杂,但大量实验证明渗透率随有效应力呈负指数变化。可采用如下常用经验公式计算渗透率^[9]:

$$k = k_0 e^{-\alpha \Delta J'_1} \quad (10)$$

其中: k —渗透率; k_0 —有效应力为 2.0 MPa 时的渗透率; α —需实验确定的常数(取 0.62)^[10]; $\Delta J'_1$ —第一应力不变量增量,

$$\Delta J'_1 = \frac{\Delta \sigma'_1 + \Delta \sigma'_2 + \Delta \sigma'_3}{3} \quad (11)$$

基本的显式动态计算在求解运动方程和满足应力应变本构方程间循环进行。计算中采用足够小的时间步以确保在前一时间步的速度和力的基础上能精确地算出当前时间步的速度,其节点速度用来计算新的应变和应力率并更新方程(9)中的力矢量。当平衡力趋于零时,就得到最终解。

3 掘进工作面动态瓦斯压力分布的数值模拟

3.1 程序的实现及框图

为了研究掘进头前方煤体内孔隙压力的分布,采用上述的方法进行离散化,然后进行编译,可对某一特定边界条件和初始条件下的煤体孔隙压力分布进行模拟,并可得出顶板压力和瓦斯压力随进尺的变化规律。程序流程如图 1 所示。

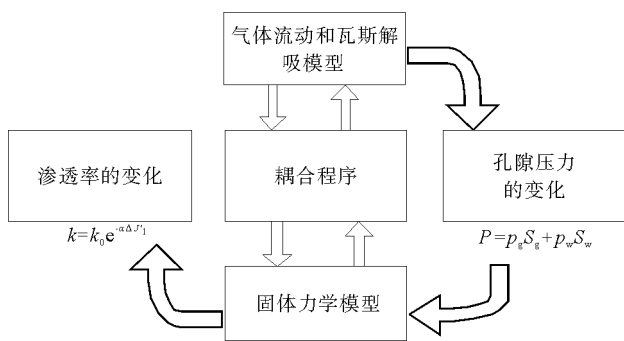


图 1 耦合程序运行循环示意图

Fig. 1 Coupling program running cyclic graph

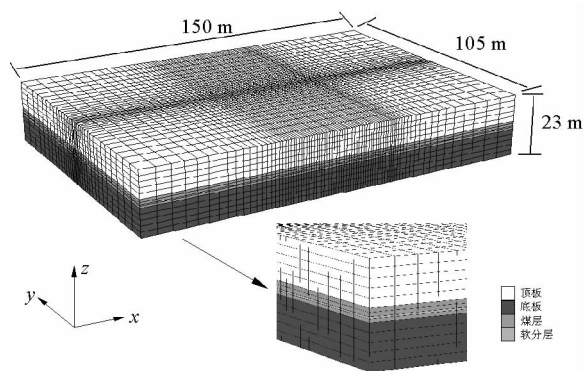


图 2 数值模型网格图

Fig. 2 Numerical model grid diagram

3.2 数值模型及材料物理力学参数

数值模型尺寸尽可能按照地层结构实际尺寸建立,具体模型中结构位置关系如图 2、图 3 所示。模型几何尺寸为 150 m×105 m×23 m,共划分网格单元 39 200 个,节点 43 740 个,模型坐标轴方向如图 2 所示,巷道宽 5 m,分八步开采,开采步长 5 m,共 40 m。岩层及煤层材料物理力学参数包括密度、弹性模量、泊松比、粘聚力、摩擦角以及抗拉强度,具体参数如表 1 所示。边界条件为:模型顶面自由,四周约束各边界面的法向位移,底面完全约束。煤层中瓦斯参数如表 2 所示。

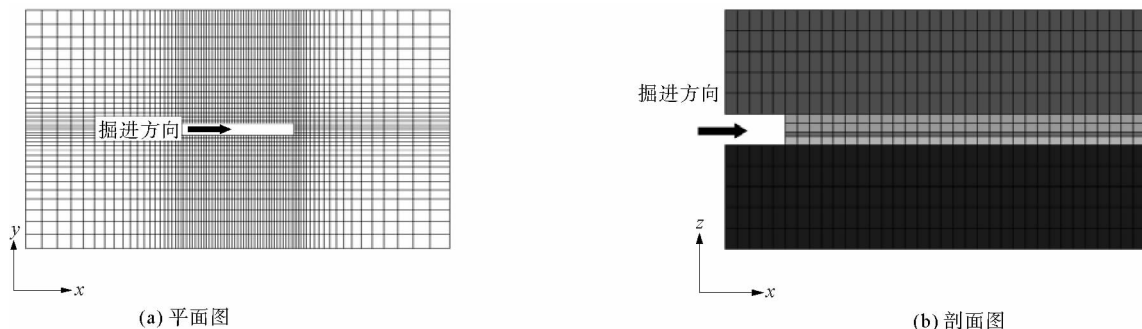


图 3 煤层掘进示意图

Fig. 3 Coal heading schematic diagram

表 1 岩层和煤层的物理力学参数表

Tab. 1 Physical and mechanical parameters of rock and coal

岩层名称	厚度/m	密度/(kg·m ⁻³)	弹性模量/GPa	粘聚力/MPa	摩擦角/(°)	抗拉强度/MPa	泊松比
顶板	10.0	2665	22.49	8.35	45.7	2.18	0.22
底板	10.0	2665	22.49	8.35	45.7	2.18	0.22
煤层 1	0.8	1600	15.00	6.00	40.0	2.57	0.35
软煤层	0.4	1500	3.00	1.00	30.0	0.35	0.35
煤层 2	1.8	1600	15.00	6.00	40.0	2.57	0.35

表 2 煤层中瓦斯参数表

Tab. 2 Coal seam gas parameters

渗透率/D	孔隙率/%	瓦斯密度/(kg·m ⁻³)	瓦斯模量/GPa	瓦斯压力/MPa
1.1×10^{-10}	0.5	716	2.54×10^{-8}	3.0

3.3 煤层瓦斯压力和顶板压力的分布

煤层巷道掘进是一个连续、动态变化的过程,随着巷道的开拓,煤体内的瓦斯不断解吸和流动,煤层内的瓦斯压力也是一个动态变化的过程。图4为开挖第一、三、五和八步时煤层的瓦斯压力分布等值线。从图4中可以看出,瓦斯压力分布等值线越靠近煤壁的方向颜色越重,这说明在靠近煤壁处的瓦斯压力梯度较大,距离煤壁越远瓦斯压力梯度越小。

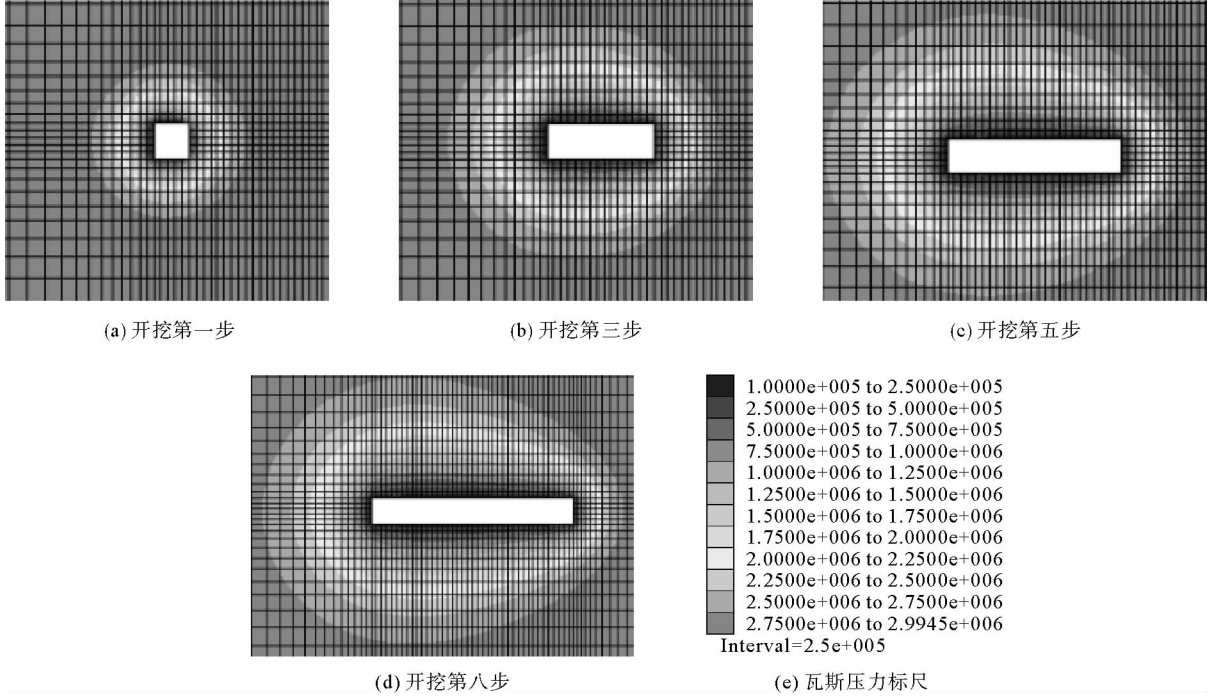


图4 开采过程中煤体内瓦斯压力的等值线分布图

Fig.4 Contour distribution pattern of gas pressure during mining process

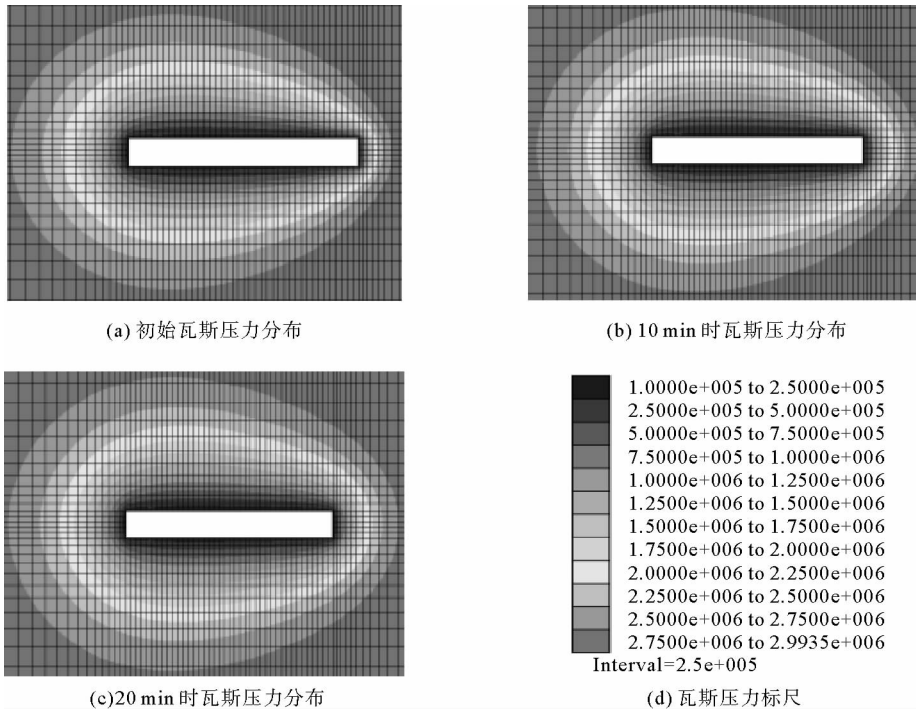


图5 第八步开挖后煤体内瓦斯压力随时间的变化趋势图

Fig.5 Coal gas pressure trend of changes with time after step eight excavation

图 5 为开挖后煤体内瓦斯压力随时间的变化情况,从图中可以看出,开挖后,煤体内瓦斯压力将减少。随着时间推移,当瓦斯压力减少到一定的压力值时,瓦斯就开始从煤体中解吸,瓦斯压力将在工作面附近形成一定的压力梯度。在本例采取的参数下,掘进影响的瓦斯压力范围在 10 m 左右。图 6 为分步掘进过程中巷道前方压力分布模拟图,图中可以看出,该模型掘进工作面煤壁前方的矿压分布规律为:卸压区宽度约为 3 m;3~5 m 为塑性区(应力集中区部分);5~20 m 为弹性区(应力集中区部分);20 m 以后为原始应力区;图中也可看出应力的影响区域与瓦斯的变化区域是一致的。

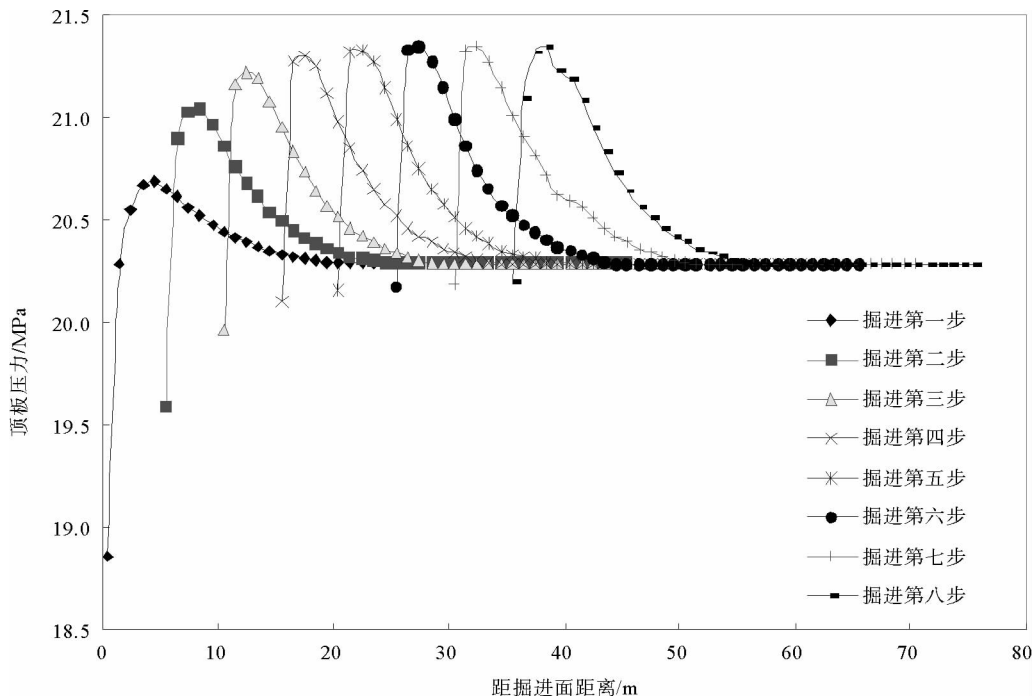


图 6 分步掘进过程中巷道前方压力分布图

Fig. 6 Pressure distribution pattern in front of the tunnel during excavating step

4 结论

1)掘进工作面开挖后,对原岩应力场产生扰动的同时,新暴露的煤壁瓦斯解吸,破坏了煤体的原始瓦斯压力场,使得掘进工作面周围的瓦斯压力分布呈子弹头形状向前移动,掘进巷道周围煤体瓦斯压力随煤壁暴露时间的延长而降低,且到一定范围后压力并不再变化。

2)从模拟中可以看出,该模型掘进工作面煤壁前方的矿压分布规律为:卸压区宽度约为 3 m;3~5 m 为塑性区(应力集中区部分);5~20 m 为弹性区(应力集中区部分);20 m 以后为原始应力区。瓦斯的影响范围约 20 m。说明应力的影响区域与瓦斯的变化区域是一致的。

3)每掘进一步煤壁前方的矿山压力和瓦斯压力的变化趋势基本相同。

参考文献:

[1]梁冰,章梦涛.拉性载荷作用下煤和瓦斯突出的失稳机理及数值模拟[J].湘潭矿业学院院报,1995,10(2):1-5.
LIANG Bing,ZHANG Mengtao. Instable mechanism and numerical simulation of coal and outburst effected by tensile force [J]. Journal of Xiangtan Mining Institute,1995,10(2):1-5.

[2]胡千庭.煤与瓦斯突出的力学作用机理及应用研究[D].北京:中国矿业大学,2007:57-60.

[3]周世宁.瓦斯在煤层中的流动机理[J].煤炭学报,1990,15(1):15-24.
ZHOU Shining. Flow mechanism of the gas in coal[J]. Journal of China Coal Society,1990,15(1):15-24.