

非均质孔隙率采空区氧化升温规律四维动态模拟

周佩玲¹⁾, 张英华¹⁾, 黄志安^{1)✉}, 袁 飞^{2,3)}, 高玉坤¹⁾, 王 辉¹⁾, 孙 倩¹⁾

1) 北京科技大学金属矿山高效开采与安全教育国家重点实验室, 北京 100083 2) 北京科技大学冶金与生态工程学院, 北京 100083

3) 北京科技大学钢铁冶金新技术国家重点实验室, 北京 100083

✉ 通信作者, E-mail: huang_za@qq.com

摘 要 运用 Fluent 动网格模型实现采空区的四维动态变化, 并用用户自定义函数将煤低温氧化动力学机理及非均质孔隙率函数编入 Fluent 中, 结合时间和空间, 对 U + L 型通风系统采空区升温规律进行四维动态模拟研究。研究表明: 非均质孔隙率四维动态模型能更真实地反应孔隙率的空间与时间变化, 空间某一位置的孔隙率随时间呈负指数递减; 工作面推进速度越大, 采空区升温速率越小, 推进速度为 $3.6 \text{ m} \cdot \text{d}^{-1}$ 时平均升温速率仅为推进速度为 $1.2 \text{ m} \cdot \text{d}^{-1}$ 时的 1/5; 然而, 推进速度越大, 高温点的深度越大, 不利于自燃的预防; 尾巷的存在使得温度场范围扩大, 温度升高, CO 主要从尾巷流出, 尾巷释放的 CO 量是回风巷 CO 释放量的 10 倍。最后利用现场实测的数据对结果进行验证, 表明模拟结果是正确可信的。

关键词 采空区; 非均质孔隙率; 煤燃烧; 氧化升温; 四维; 动态模拟

分类号 TD75+2

4D dynamic simulation of coal oxidation heating law in gobs with heterogeneous porosity

ZHOU Pei-ling¹⁾, ZHANG Ying-hua¹⁾, HUANG Zhi-an^{1)✉}, YUAN Fei^{2,3)}, GAO Yu-kun¹⁾, WANG Hui¹⁾, SUN Qian¹⁾

1) Key Laboratory of High-Efficient Mining and Safety of Metal Mines (the Ministry of Education), University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China

2) School of Metallurgical and Ecological Engineering, University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China

3) State Key Laboratory of Advanced Metallurgy, University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China

✉ Corresponding author, E-mail: huang_za@qq.com

ABSTRACT Using the Fluent dynamic mesh model to realize the 4D dynamic movement of a gob and inputting the kinetic mechanism of coal low-temperature oxidation and the dynamic change of heterogeneous porosity into Fluent through the user defined function, 4D dynamic simulation is performed on the spontaneous heating law in a gob for U + L ventilation of a certain mine. The results show that unsteady heterogeneous porous media can be more realistic in response to the change of porosity, which exponentially decreases with time. The greater the advancing speed of the working face, the smaller the heating rate, and the average heating rate at an advancing speed of $3.6 \text{ m} \cdot \text{d}^{-1}$ is 1/5 of that at an advancing speed of $1.2 \text{ m} \cdot \text{d}^{-1}$. However, the higher the advancing speed, the deeper the depth of the high temperature region, which is unfavorable for the prevention from spontaneous combustion of coal. Because of the existence of a tail roadway in the gob, the temperature field expands, the temperature rises, the main way to release CO is the tail roadway, and the amount of CO from the tail roadway is 10 times that from the outlet. Finally, the results are verified by the field test data, indicating that the simulation results are correct and reliable.

KEY WORDS gobs; heterogeneous porosity; coal combustion; oxidation heating; four-dimensional; dynamic simulation

收稿日期: 2016-03-29

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(51474017); 新疆维吾尔自治区基金资助项目(2014211B013)

采空区遗煤自燃是煤矿灾害的主要来源之一,严重威胁煤矿安全生产^[1-2]。采空区遗煤的自燃是受漏风、氧化放热、瓦斯涌出、工作面推进等多因素作用的结果。其中,工作面的动态推进是影响采空区遗煤自燃的重要因素^[3-5]。目前,国内外学者在煤氧复合反应的基础上,建立了三维采空区自燃数学模型^[6],运用多场耦合的方法,研究了U型通风三维采空区自然发火规律。李宗翔等^[3-7]开发了G3程序对采空区进行动态模拟,描述了U型采空区工作面推进过程中采空区内漏风流态等分布规律;时国庆等^[8]利用Fluent中的用户自定义函数(UDF)导入随时间变化的动属性,在定网格的条件下对采空区的氧浓度场进行数值模拟;对于有尾巷存在的U+L型通风采空区的研究,杨胜强和邵昊等^[9-11]运用Fluent软件就尾巷对采空区流场和瓦斯涌出的影响方面进行了研究。

上述对采空区流场或温度场的研究都建立在静态的基础上,有关于工作面推进的研究也是假设采空区实体是静态的,与时间相关的属性只是在定区域内的变化,即可研究采空区内固相煤体并没有变化,是实际情况的一种假设;同时,研究对象都是U型通风采空区,对于U+L通风采空区的研究仅做到对流场的稳态研究,没有对升温过程的进一步研究成果。然而,实际的采空区是受空间和时间动态变化影响的非稳态结果,工作面后煤岩不断垮落,采空区不断扩大,孔隙率不仅在空间上具有非均质性,而且随时间不断变化,从而影响采空区内的传热和传质过程。工作面的动态推进对温度场及氧浓度场的影响最大,而对其他场的影响可以忽略不计^[12-13]。因此,本文基于山西某矿的现场要求,利用Fluent中的动网格模型,实现采空区工作面的动态推进,该模型具备动网格动属性及动边界条件;同时,运用用户自定义函数将煤氧反应动力学机理及孔隙率与空间、时间的函数导入Fluent中,建立具有尾巷的U+L型采空区,对该矿孔隙率的非均质性和动态推进采空区氧化升温过程进行研究;最后,通过现场测温数据对模拟结果进行验证。

1 采空区非稳态四维动态模型

1.1 采空区煤低温氧化动力学数学模型的建立

煤氧发生低温氧化,消耗氧气,产生热量,产生CO、CO₂等,是一个复杂的氧化动力学过程^[14-15]。根据煤氧化学反应动力学中的反应速率方程:

$$r = AC_{O_2}^n \exp(-E/RT) \quad (1)$$

式中:化学反应速率 r 是反应物的函数, $\text{kmol} \cdot \text{m}^{-3} \cdot \text{s}^{-1}$; A 是反应指前因子, C_{O_2} 是氧气质量分数; E 为阿累

尼乌斯活化能,由化学动力学实验可以得到; T 是温度, K ; n 是反应级数,煤和其他含碳材料低温氧化, n 的取值范围为0.5~1,取一般经验值为1,这也符合我国的煤体参数^[16]。因此,煤氧反应的速率方程为式(2)。通过用户自定义函数开源编程将反应速率加载至Fluent多场耦合数学模型中。

$$r = AC_{O_2} \exp(-E/RT) \quad (2)$$

煤氧反应放出热量,采空区散热量主要是由于漏风流的存在,受进回风巷压差及风量的影响,煤氧低温氧化初期,则能量输运方程^[12]为

$$\begin{aligned} & [\varepsilon \rho_g c_{pg} + (1 - \varepsilon) \rho_c c_{pc}] \frac{\partial T}{\partial t} + \\ & \rho_g c_{pg} \left(\mu \frac{\partial T}{\partial x} + \nu \frac{\partial T}{\partial y} + \omega \frac{\partial T}{\partial z} \right) = \\ & \lambda_{\text{eff}} \left(\frac{\partial^2 T}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 T}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 T}{\partial z^2} \right) + Q(C, T) \end{aligned} \quad (3)$$

式中: ε 是孔隙率; ρ_g 和 ρ_c 分别是气体和固体的密度, $\text{g} \cdot \text{cm}^{-3}$; c_{pg} 和 c_{pc} 分别是气体和固体的比热容, $\text{J} \cdot \text{g}^{-1} \cdot \text{K}^{-1}$; t 为时间, s ; λ_{eff} 是煤基有效导热系数, λ_g 和 λ_c 分别是空气和煤的导热系数, $\text{J} \cdot \text{cm}^{-1} \cdot \text{s}^{-1} \cdot \text{K}^{-1}$; $Q(C, T)$ 是煤氧反应的反应热,与温度和氧气浓度及比表面积有关,所以有

$$\lambda_{\text{eff}} = \varepsilon \lambda_g + (1 - \varepsilon) \cdot \lambda_c \quad Q(C, T) = H_s \cdot C \cdot r \cdot S_{\text{ex}}$$

其中 H_s 为标准生成焓, $\text{kJ} \cdot \text{mol}^{-1}$;对于单个球形小颗粒的比表面积 $S_{\text{ex}} = \frac{S'}{V'} = \frac{6}{D}$, D 是粒子的直径, V' 和 S' 分别是理想球体的表面积和体积,而对于单元体而言,比表面积 $\frac{S}{V} = (1 - \varepsilon) \cdot \frac{S'}{V'}$,所以 $S_{\text{ex}} = \frac{6(1 - \varepsilon)}{D}$ ^[14]。

煤矿现场广泛采用CO作为煤自燃早期识别与预测的标志性气体。根据传质学理论,采空区内气体组分方程为^[13]:

$$\frac{\partial(\rho C_s)}{\partial t} + \text{div}(\rho u C_s) = \text{div}(D_s \text{grad}(\rho C_s)) + P_s \quad (4)$$

式中, C_s 为 s 组分气体的质量分数; u 是流经单元体的气体流速, $\text{m} \cdot \text{s}^{-1}$; D_s 为该组分的扩散系数, $\text{cm}^2 \cdot \text{s}^{-1}$; P_s 为该组分在体系内单位时间单位体积的质量变化率(即O₂或CO的变化量)。通过用户自定义函数将 P_s 作为源项编入数学模型中进行解算,本文将煤与氧气在低温条件下的氧化视为主要是化学反应,所以O₂的消耗和CO的产生符合以下公式:Source_O₂ = -0.032 r ; Source_CO = 0.056 r , r 为(1)中的反应速率。

为了研究采空区遗煤的低温氧化规律,假定采空区是由破碎的岩体和遗煤组成,数学模型为:

$$\left\{ \begin{array}{l} \frac{\partial \bar{Q}_x}{\partial x} + \frac{\partial \bar{Q}_y}{\partial y} + \frac{\partial \bar{Q}_z}{\partial z} = 0, \\ \frac{\partial C_{O_2}}{\partial t} + \bar{Q}_x \cdot \frac{\partial C_{O_2}}{\partial x} + \bar{Q}_y \cdot \frac{\partial C_{O_2}}{\partial y} + \bar{Q}_z \cdot \frac{\partial C_{O_2}}{\partial z} = \\ D_e \left(\frac{\partial^2 C_{O_2}}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 C_{O_2}}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 C_{O_2}}{\partial z^2} \right) - V(T), \\ \rho_c c_{pc} \frac{\partial T}{\partial t} = Q(C, T) + \lambda_c \left(\frac{\partial^2 T}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 T}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 T}{\partial z^2} \right) - \\ \rho_g c_{pg} \left(\bar{Q}_x \cdot \frac{\partial T}{\partial x} + \bar{Q}_y \cdot \frac{\partial T}{\partial y} + \bar{Q}_z \cdot \frac{\partial T}{\partial z} \right), \\ \frac{\partial}{\partial x} \left(K_x \frac{\partial H}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(K_y \frac{\partial H}{\partial y} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left(K_z \frac{\partial H}{\partial z} \right) = 0. \end{array} \right. \quad (5)$$

该多元方程组中, x, y, z 为三维空间坐标, $\bar{Q}$ 为漏风流量, K 为绝对渗透率, 假设多孔介质为各向同性, 根据实验数据 $K_x = K_y = K_z = 1 \times 10^{-6} \text{ m}^2$, C_{O_2} 为 O_2 的质量分数, 取 24%, D_e 为氧气在煤体中的扩散系数, $V(T)$ 为实际耗氧速率, $\text{mol} \cdot \text{s}^{-1} \cdot \text{cm}^{-3}$; H 为热力分压, Pa; $Q(C, T)$ 为煤氧化反应放热源项^[17-20].

综上所述, 影响煤氧反应速率的因素主要有温度、氧含量及孔隙结构, 化学反应中组分的变化及放热量又是反应速率的函数. 建立 U + L 型通风方式的采空区几何模型, 将煤氧反应的机理编写成用户自定义函数程序, 导入模拟软件 Fluent 中, 为数值计算增加化学反应的组分源项和能量源项, 研究采空区的氧化升温规律, 力求减小计算误差, 提高仿真模拟的真实性.

1.2 U + L 通风采空区四维动态模型的建立

采空区工作面推进是一个动态过程, 使用计算流体力学 (CFD) 动网格的方法, 进行网格动态重构, 建立采空区四维动态模型, 使采空区范围不断扩大. 使用用户自定义函数中宏 RP_Get_Real “flow-time” 获取工作时间, 并以此建立工作面推进速度、孔隙率和渗透率随时间变化的函数, 编入 Fluent 进行非稳态解算.

实际中孔隙率是随着工作面的推进、周期来压和煤岩特征不断变化的. 采空区应力、时间及孔隙率的关系近似符合负指数关系^[21] $\varepsilon(v, t, y) = ae^{-b\sigma_t(x, y, t)}$, σ_t 为顶板压力, a 为最大孔隙率, v 是推进速度, b 是待定系数. 孔隙率主要受两个因素影响, 一个是冒落矸石压力, 由于此压力与基本顶压力相差较大, 所以可以忽略; 另一个是岩体粒径, 所以认为孔隙率在采空区纵深方向上主要受工作面推进速度的影响. 在对文献 [6] 的孔隙率分布函数的基础上, 本文在孔隙率函数的 y 轴方向添加源项, 该源项是关于 (y, v, t) 的函数, 从而得到四维空间孔隙率分布函数:

$$\varepsilon = \varepsilon_x \varepsilon_y \varepsilon_z =$$

$$\left\{ \begin{array}{l} (0.2e^{-0.0223(y+vt)} + 0.1)(e^{-0.15x} + 1) \times 1.05^z, \quad x \leq L/2; \\ (0.2e^{-0.0223(y+vt)} + 0.1)(e^{-0.15(L-x)} + 1) \times 1.05^z, \quad x > L/2. \end{array} \right. \quad (6)$$

式中: L 是工作面走向长度, m; 初始孔隙率空间分布函数如图 1 所示, 其中 ε_x 、 ε_y 和 ε_z 分别是沿工作面走向 (x 轴)、采空区走向 (y 轴) 和采空区高度方向 (z 轴) 上的孔隙率. 孔隙率分布不仅是空间坐标的函数, 同时是时间的函数. 空间某位置的孔隙率随着工作面的推进不断减小. 由 Carman-Kozeny 公式得出, 渗透率 k 与孔隙率 ε 的关系为

$$k = \frac{d_0^2}{0.241} \frac{\varepsilon^2}{(1-\varepsilon)^2}. \quad (7)$$

式中 d_0 是粒径的平方, 量级可取 10^{-9} m^2 . 将孔隙率代入其中可以得到渗透率的空间分布及随时间的变化规律, 使用用户自定义函数中 DEFINE_PROFILE 将孔隙率及渗透率编入 Fluent 进行解算.

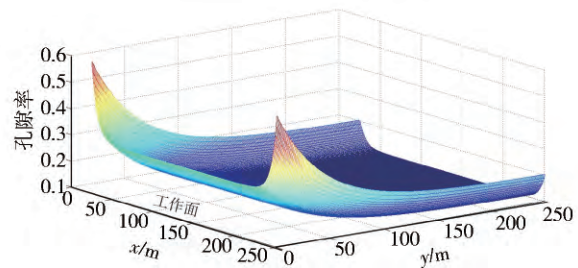


图1 初始孔隙率空间分布函数曲面

Fig. 1 Initial porosity function space distribution

本文以山西某矿 U + L 通风采空区为原型建立几何模型. 工作面长度为 200 m, 采空区走向取 250 m, 进、回风巷及联络巷宽 4 m, 高 2.5 m, 长 10 m. 其中 4# 煤层赋存于山西组下部, 煤厚 0.84 ~ 6.05 m, 平均 2.98 m, 含夹矸 1 ~ 4 层. 4# 和 3# 煤层之间的距离为 9.32 m, 3# 和 2# 煤层之间的距离为 6.94 m, 属于近距离煤层. 根据该矿的实际情况, 结合模拟要求作以下假设:

(1) 采空区 O_2 的消耗主要以煤氧化反应为主, CO 为煤氧反应的主要产物, 遗煤分布在底板上方 0 ~ 2.5 m 的空间, 上部为岩体, 认为不发生反应, 只进行风流的输运和热量的传递, 模型高度为 10 m.

(2) 每隔 40 m 设置一个联络巷, 由于动网格计算量过大, 所以针对联络巷相对工作面距离的周期变化, 只进行一个周期的计算, 对煤氧低温氧化的初级阶段进行研究.

(3) 假设采空区内同一坐标位置气体温度和煤温相等, 工作面推进时新垮落的煤岩温度为初温.

计算模型如图 2 所示, 煤与空气的物理参数见表 1.

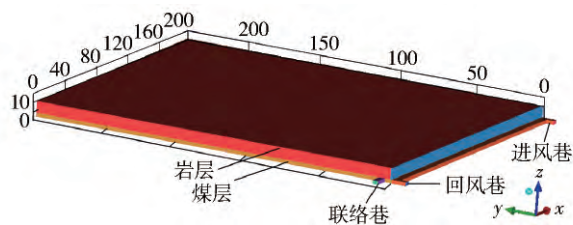


图2 计算模型示意图(单位: m)

Fig.2 Schematic diagram of the calculation model (unit: m)

表1 煤与空气的物理参数

Table 1 Physical parameters of coal and air

量名称	数值	单位
煤的密度	1300	$\text{kg}\cdot\text{m}^{-3}$
煤的比热容	1003.2	$\text{J}\cdot\text{kg}^{-1}\cdot\text{K}^{-1}$
煤的热传导率	0.1998	$\text{W}\cdot\text{m}^{-1}\cdot\text{K}^{-1}$
反应热(1 mol O_2)	300	kJ
空气的比热容	1.0	$\text{J}\cdot\text{kg}^{-1}\cdot\text{K}^{-1}$
空气的热传导率	2.6×10^{-2}	$\text{W}\cdot\text{m}^{-1}\cdot\text{K}^{-1}$
空气动力黏度	1.8×10^{-5}	$\text{kg}\cdot\text{m}^{-1}\cdot\text{s}^{-1}$
气体扩散系数	1.5×10^{-5}	$\text{m}^2\cdot\text{s}^{-1}$
初始温度	300	K
进口风速	1.4	$\text{m}\cdot\text{s}^{-1}$

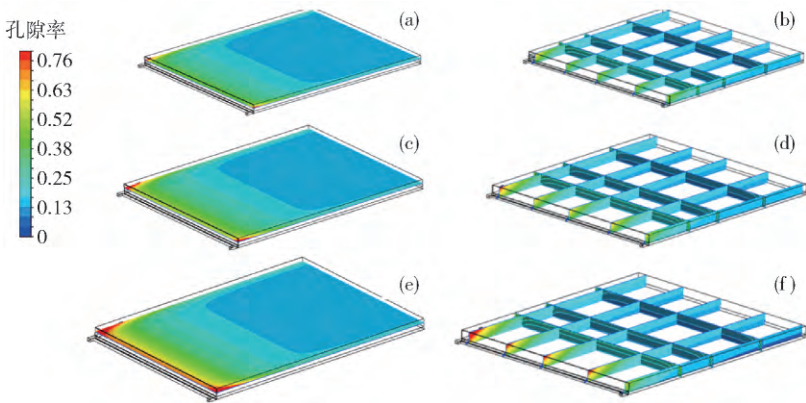


图3 孔隙率时空演化图. (a) $t=2\text{d}$, $z=7\text{m}$ 截面; (b) $t=2\text{d}$ 空间图; (c) $t=9\text{d}$, $z=7\text{m}$ 截面; (d) $t=9\text{d}$ 空间图; (e) $t=16\text{d}$, $z=7\text{m}$ 截面; (f) $t=16\text{d}$ 空间图

Fig.3 Porosity temporal and spatial evolution: (a) $t=2\text{d}$, $z=7\text{m}$, section; (b) $t=2\text{d}$, space; (c) $t=9\text{d}$, $z=7\text{m}$, section; (d) $t=9\text{d}$, space; (e) $t=16\text{d}$, $z=7\text{m}$, section; (f) $t=16\text{d}$, space

遗煤厚度、工作面风量等对采空区升温的影响已有前人做出部分研究,本文主要针对工作面推进速度对采空区升温规律的影响进行研究.

工作面推进速度是影响煤体氧化升温过程的主要因素,决定了高温点的温度及位置.下面分别对推进速度为 $1.2, 2.4, 3.6$ 和 $6\text{m}\cdot\text{d}^{-1}$ 时煤氧低温氧化升温规律进行模拟计算.

图6是工作面推进18m时,距底板1m高度处采空区温度场等值线分布.可知高温区域主要集中在进

2 计算结果及分析

2.1 非均质孔隙率分布及四维变化

在建立了采空区四维动态变化模型的基础上,对采空区模型进行解算,得到孔隙率时空演化过程如图3所示.图3是推进速度 v 为 $2.4\text{m}\cdot\text{d}^{-1}$ 时, $t=2, 9$ 和 16d 时孔隙率的时空演化过程.可见孔隙率在空间以非均质形式分布,工作面附近及两巷位置由于支护及巷道的作用,孔隙率较大,中间压实区域孔隙率较小,符合“O”形圈理论.

图4为采空区距底板1m高截面孔隙率动态变化.随着开采的不断进行,采空区纵深增长,孔隙率的同一等值线随着工作面向前移动,深部孔隙率不断减小.根据相对运动原理,相当于近工作面前端100m范围内孔隙率始终不变.如图5所示,采空区某一空间点(10,10,1)的孔隙率随时间以负指数形式不断减小,这与实际采空区孔隙率不断被压实变化更接近.

2.2 动态推进采空区氧化升温规律

2.2.1 工作面推进速度对采空区温度场的影响

由于工作面的不断推进,采空区是一个动态地不断扩大空间,所以影响煤氧反应的主要因素有遗煤厚度、孔隙率、工作面风量、工作面推进速度等.其中,

风侧.工作面推进速度越大采空区升温速率越小,温度越低, $v=1.2\text{m}\cdot\text{d}^{-1}$ 时最高温度为 313.39K , $v=3.6\text{m}\cdot\text{d}^{-1}$ 时最高温度为 305.46K , 主要是因为推进相同的距离,如果推进速度大则采空区内物质运输速度增加,工作面附近低温煤体温度增加速度加快,同时温度较高的煤体将迅速进入窒息带,从而抑制了温度的升高,对预防遗煤的自燃具有显著作用.然而,工作面推进速度越大,高温区域深度越大,如表2所示,高温区域深度的增加又不利于对遗煤自燃的防治,所以对

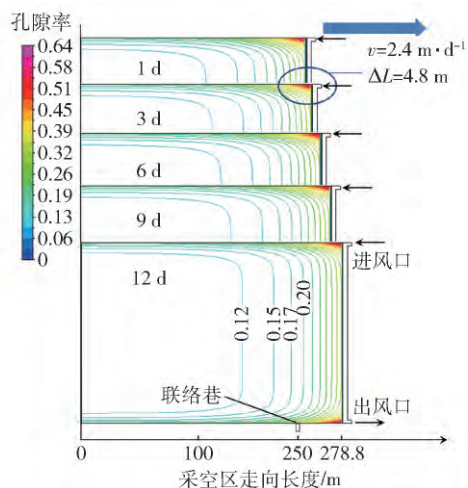


图4 工作面推进及孔隙率动态变化图

Fig. 4 Dynamic change of porosity when the working face is advanced

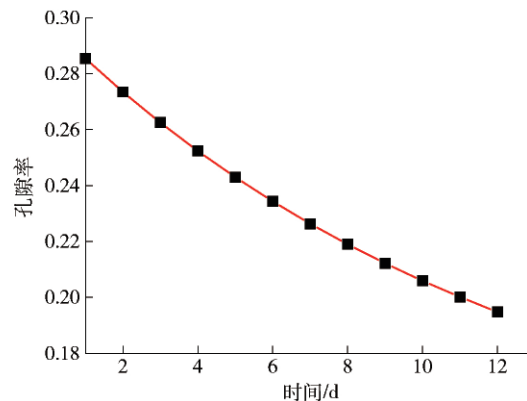
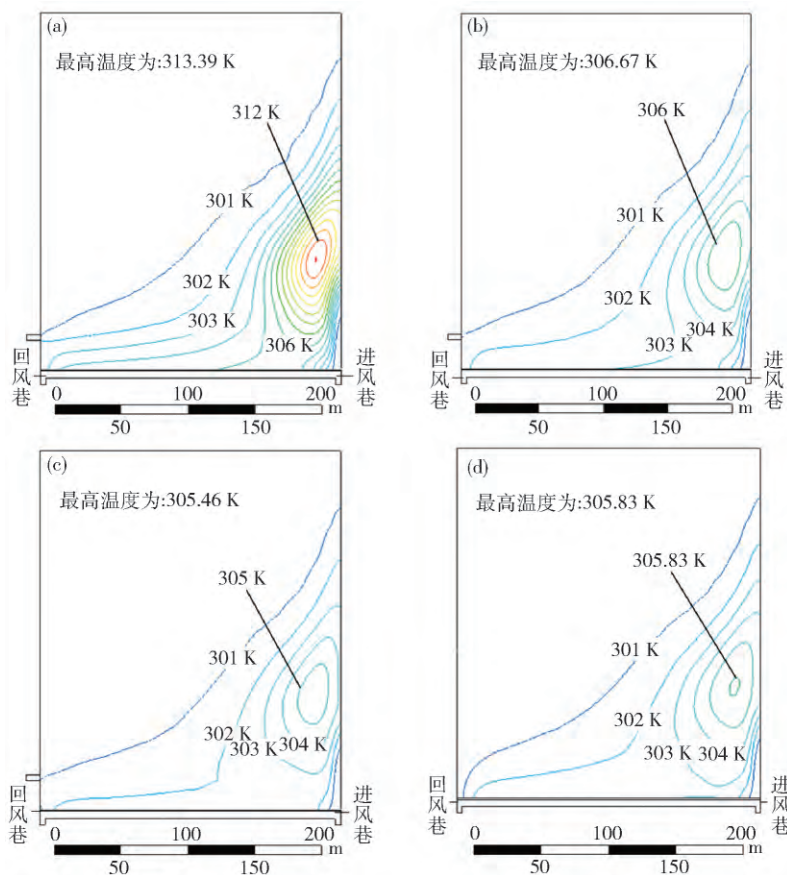


图5 空间某点孔隙率与时间的关系

Fig. 5 Relationship between porosity and time

于推进速度的制定要综合考虑其对采空区升温速率的影响、高温区域的深度等因素。

图6 不同推进速度下采空区温度场分布. (a) $v = 1.2 \text{ m} \cdot \text{d}^{-1}$; (b) $v = 2.4 \text{ m} \cdot \text{d}^{-1}$; (c) $v = 3.6 \text{ m} \cdot \text{d}^{-1}$; (d) $v = 2.4 \text{ m} \cdot \text{d}^{-1}$, U型通风Fig. 6 Temperature field distribution in the gob at different advancing speeds: (a) $v = 1.2 \text{ m} \cdot \text{d}^{-1}$; (b) $v = 2.4 \text{ m} \cdot \text{d}^{-1}$; (c) $v = 3.6 \text{ m} \cdot \text{d}^{-1}$; (d) $v = 2.4 \text{ m} \cdot \text{d}^{-1}$, U-type ventilation

本文研究的是 U + L 型通风采空区,对比图 6 (b) 和 (d) 在同一推进速度条件下,尾巷的联络巷具有热量的传输,近联络巷处温度较高,使得 U + L 通风采空区温度场范围大于 U 型通风采空区,温度也增加,最高温度也高于 U 型采空区近 1 K,虽然设置尾巷有利

于瓦斯的抽放和防治,但同时会对遗煤自燃的防治产生影响。

2.2.2 动态推进采空区温度场四维动态演化规律

推进速度为 $2.4 \text{ m} \cdot \text{d}^{-1}$ 时,在采空区建立监测点阵,对采空区温度场的时空变化过程进行研究。

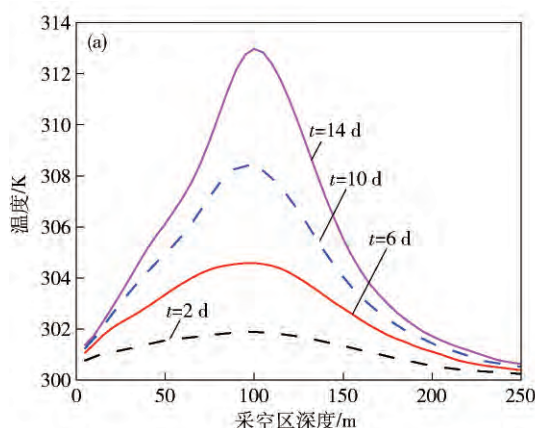
表2 不同推进速度时高温点距工作面的深度

Table 2 Depth of high temperature points at different advancing speeds

推进速度/($\text{m} \cdot \text{d}^{-1}$)	采空区高温点深度/m
1.2	60
2.4	64
3.6	69
6	75

(1) 由于温度场中高温区域主要集中在进风侧, 那么在距进风侧 10 m, 距底板高度 1 m 处建立位于一条直线($x=215 \text{ m}$) 上的监测点阵, 对采空区温度场在纵深方向(Y 轴) 上的变化过程进行研究, 计算结果如图 7(a) 所示。

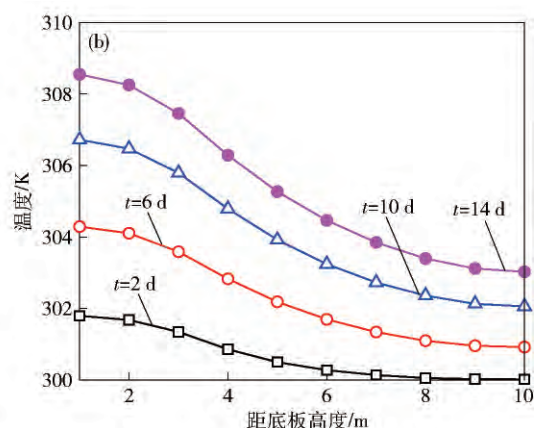
(2) 在进风侧, 距进风煤柱 10 m, 距工作面深度为 65 m 处, 建立沿采空区高度方向的监测点阵, 对采空区温度场在高度方向(Z 轴) 的变化过程进行研究, 结



果如图 7(b) 所示。

图 7(a) 表明: 随着工作面推进时间的增加, 采空区高温位置基本不变, 其在进风侧位于深度 100 m 左右; 随着推进时间的增加, 高温区域升温速率不断增加, 推进时间 $t=6 \text{ d}$ 之后高温点升温速率突增, $t=10 \text{ d}$ 时是 $t=6 \text{ d}$ 时的 1.5 倍; 深度超过 150 m 之后, 温度随时间变化较小, 采空区已经进入窒息带, 200 m 之后基本没有升温过程。

由图 7(b) 可知采空区温度随着距底板高度的增加而减小, 表明下层遗煤氧化放出的热量向岩体传热, 随着高度的增加不断耗散。由于遗煤厚度为 2.5 m, 采空区温度与高度之间的关系大致分为两个阶段: 煤层及附近(高度 $h < 3 \text{ m}$), 温度较高, 温度随时间的变化率较小; 岩层($h > 3 \text{ m}$), 温度随高度的增加呈现负指数减小的趋势, 且温度的变化速率较大, 温度较低。

图7 采空区温度场时空演化过程。(a) 采空区纵深方向(y 轴); (b) 采空区高度方向(z 轴)Fig. 7 Spatial and temporal evolution of the temperatures field in the gob: (a) in the y direction; (b) the z direction

2.2.3 四维动态采空区高温点升温过程

在四维动态模型下, 随着工作面的不断推进, 高温点的升温过程如图 8 所示(推进距离 = 推进速度 $\times$ 时间)。图 8 表明高温点的温度随着推进时间呈现指数增长的趋势, 推进速度是影响升温过程的重要因素, 推进速度越小, 升温速率越大, 温度越高。推进速度为 $1.2 \text{ m} \cdot \text{d}^{-1}$ 时的平均升温速率最大为 $1.5 \text{ K} \cdot \text{d}^{-1}$, 推进速度为 $2.4, 3.6$ 和 $6 \text{ m} \cdot \text{d}^{-1}$ 时的平均升温速率分别为 $0.5, 0.3$ 和 $0.2 \text{ K} \cdot \text{d}^{-1}$ 。

推进速度 $1.2 \text{ m} \cdot \text{d}^{-1}$ 时升温速率最快, 其高温点的升温过程分为两个阶段, 18 m (开采时间为 15 d) 之前和之后, 升温速率分别为 $0.83 \text{ K} \cdot \text{d}^{-1}$ 和 $1.74 \text{ K} \cdot \text{d}^{-1}$, 根据自燃“三带”按温度的划分可知, 氧化升温带的范围是温升大于 $1 \text{ K} \cdot \text{d}^{-1}$ 的区域, 所以当工作面推进 15 d 之后采空区高温点已进入氧化升温带, 这对于防止遗煤的自燃很不利。

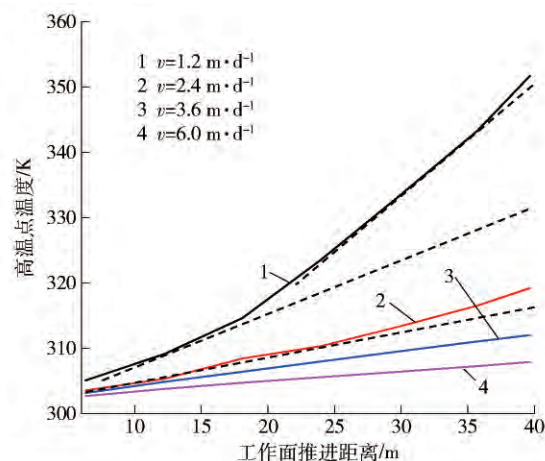


图8 采空区工作面动态推进下高温点升温过程

Fig. 8 Heating process of high temperature points during the working face advancing in the gob

图 9 所示是工作面推进不同时间时, 推进速度与

采空区最高温度之间的关系. 由图9可知,工作面推进速度与最高温度呈负指数关系. 随着推进速度的增加,最高温度不断减小,当推进速度超过 $3.6\text{ m}\cdot\text{d}^{-1}$ 后,曲线趋于平缓,推进速度对采空区最高温度的影响变得微小.

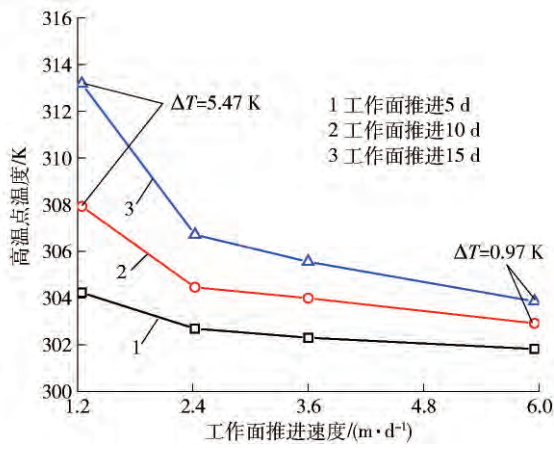


图9 推进速度与最高温度的关系

Fig. 9 Relationship between advancing velocity and maximum temperatures in the gob

动态推进采空区,工作面的动态推进影响最大的除了温度场就是氧含量及CO的含量,下面从氧浓度场的角度对四维动态推进采空进行研究.

2.3 四维动态采空区 O_2 及CO的消耗和产生

煤氧低温氧化反应消耗 O_2 产生CO和热量. 采空区孔隙率随着工作面的推进不断减小,使得工作面氧气的渗入量减小,然而孔隙率的减小使得散热量减小,导致采空区温度升高,温度的升高又使得反应速率增加, O_2 消耗率增加,CO的产生速率增加,反应放热量进一步增加,体系温度循环上升,所以工作面推进速度的大小不仅对温度场产生影响,而且对 O_2 的消耗和CO的产生都有影响.

根据自燃“三带”按氧含量进行划分时氧化升温带为氧气体积分数在10%~18%的区域,表3为不同推进速度时采空区不同位置氧化升温带的位置. 氧化升温带在进风侧深度较深且宽度大,范围为55~130 m,在回风侧深度和宽度都最小,范围为2~25 m;同时,尾巷的联络巷始终处于氧化升温带中. 由表3中进风侧、中间区域和回风侧的内边界深度可以看出,推进速度越小,氧化升温带内边界的深度越小,整体宽度也越小,这是因为推进速度小,采空区温度上升较快,使得消耗的氧气量增加,所以氧含量带分布更靠近工作面.

图10表明,工作面动态推进过程中,CO释放量不断增加,而推进速度越大则释放量越小,这与煤氧反应速率有关. 从第6天开始出现明显的CO气体,随着煤

氧反应速率的增加,CO的释放量也不断增加. 对于U+L型通风采空区,CO的流出有两个路径,一个是回风巷,一个是尾巷. 从图11可以看出,回风巷和尾巷CO的释放量都随着推进速度的增加而不断减小,由于尾巷的位置在多孔介质内部,所以采空区内部气体瓦斯以及CO主要从尾巷释放,尾巷释放的CO量是回风巷CO释放量的10倍,多一个数量级.

表3 不同推进速度时采空区氧浓度场中氧化升温带的宽度

Table 3 Width of the oxidation zone in the oxygen concentration field at different advancing speeds

推进速度, $v/(\text{m}\cdot\text{d}^{-1})$	回风侧/m	中间区域/m	进风侧/m
1.2	2~19	2~31	55~110
2.4	2~21	2~39	61~126
3.6	2~23	2~41	63~130
6.0	2~25	2~43	65~134

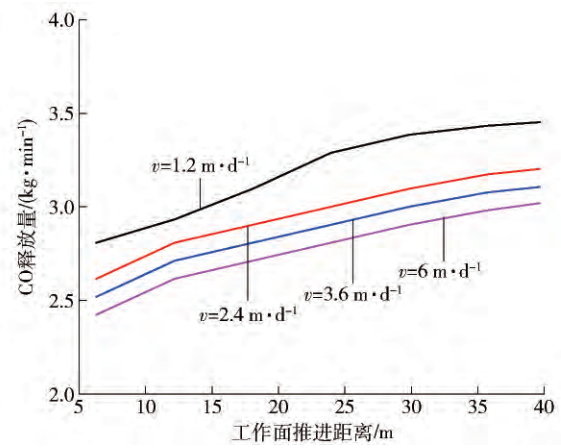


图10 工作面推进过程中CO的释放量

Fig. 10 Amount of CO released in the process of working face advancing

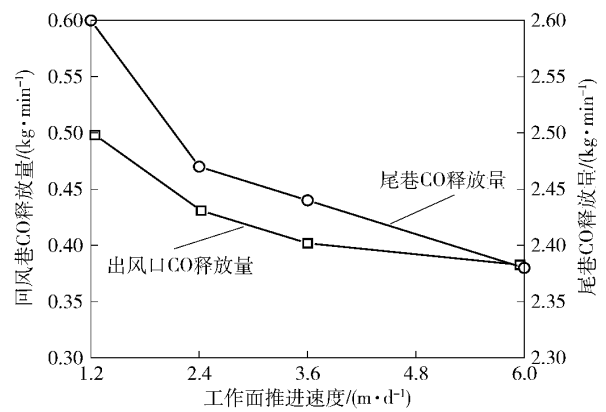


图11 推进速度对回风巷及尾巷CO释放量的影响

Fig. 11 Relationship between advancing speed and released CO amount

3 结果验证

本次研究结果在现场进行了实验验证,该矿使用了束管监测系统,工作面推进速度为 $2.4 \text{ m} \cdot \text{d}^{-1}$ 。采空区预埋测温探头的方法有两种,一种是沿顺槽预埋,另一种是沿工作面预埋,虽然沿工作面预埋探头能全面监测采空区的温度,但现场施工难度大,不易布置测温点,所以采用了沿顺槽预埋测温点的方法,由于采空区具有传热传质的特点,温度场内部各点之间存在着相互影响相互制约的作用,所以沿顺槽测温得到进风侧和回风侧的结果,在一定误差范围内可以反应采空区内温度场的特点。在进风和回风侧分别沿煤壁布置6个测点,每个测点利用二寸三通接头盒与主管相连,每个测点设置一个温度探头和取样束管。具体位置如图12所示。自2015年8月1日监测点建立,之后每天测温一次,并记录数据。

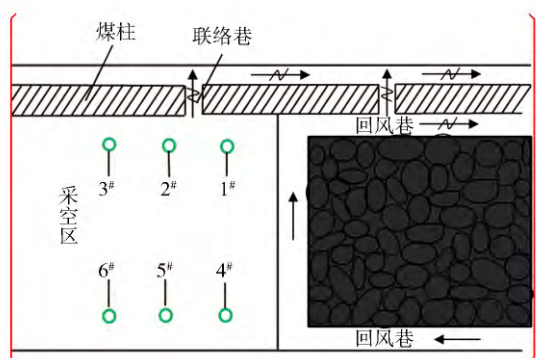


图12 采空区监测点布置图

Fig. 12 Layout of monitoring points in the gob

从两个角度对模拟结果进行验证:首先,对测温点的升温规律进行验证,根据整理数据的结果,选取温度变化较明显的测点进行研究,在进风侧选取1#测点,回风侧选取4#测点,结果如图13所示;其次,对工作面推进一段时间后各测点的最后温度进行对比,观察时

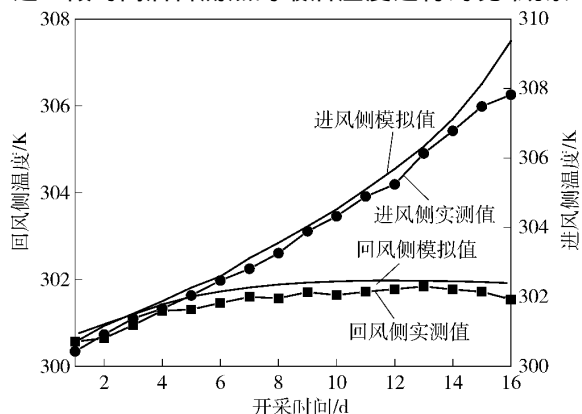


图13 采空区不同位置升温过程模拟值与实测值对比

Fig. 13 Comparison between the simulated and measured values of the temperature rising process in the gob

间为16 d,结果如图14所示。

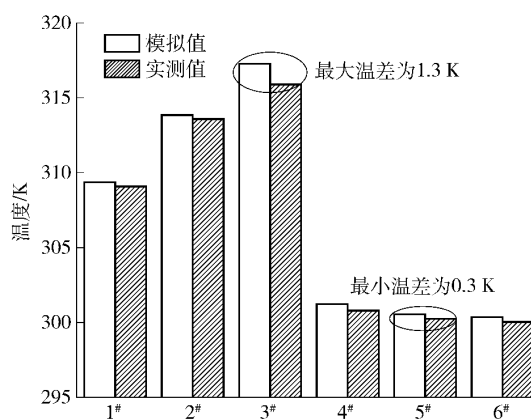


图14 16 d后各测点温度模拟值与实测值对比

Fig. 14 Comparison between the simulated and measured values of measuring point temperatures after 16 d

从图13和图14的结果可知,采空区的进风侧和回风侧升温过程的模拟值与实测值基本吻合,各测点最后温度值也基本吻合。实测值比模拟值小,存在误差,但误差较小,整体上趋势是一致的,所以可以认为采空区的升温规律模拟结果能较为准确地反应实际采空区的升温规律,验证了数值模型的正确性。

4 结论

(1) 非均质多孔介质四维动态模型能较好地反应采空区孔隙率随空间和时间的变化,空间某位置的孔隙率随工作面的推进呈负指数形式减小,模拟结果更接近实际情况。

(2) 动态推进采空区高温点的温度随着时间呈指数增长,推进速度是影响升温过程的重要因素。高温点温度与工作面推进速度呈负指数关系,推进速度为 $1.2 \text{ m} \cdot \text{d}^{-1}$ 时的平均升温速率为 $1.5 \text{ K} \cdot \text{d}^{-1}$,是推进速度为 $6 \text{ m} \cdot \text{d}^{-1}$ 时平均升温速率的7.5倍;对比U型通风采空区,U+L通风采空区尾巷的存在使得采空区温度场范围扩大,温度升高。

(3) 工作面推进速度越大,高温区域深度越大,推进速度为 $1.2 \text{ m} \cdot \text{d}^{-1}$ 时高温位置深度为60 m,当推进速度为 $6 \text{ m} \cdot \text{d}^{-1}$ 时可以到达75 m,高温区域向深部移动15 m,这对采空区遗煤自燃的防治极为不利。

(4) 随着推进速度的减小,氧浓度场中氧化升温带的内边界深度减小,从而越靠近工作面。氧化升温带在进风侧范围为55~130 m,在回风侧深度和宽度都最小,范围为2~25 m,尾巷的联络巷始终处于氧化升温带中。

(5) 推进速度越大,CO释放量越小。CO主要从尾巷流出,尾巷释放的CO量是回风巷CO释放量的10倍。

参 考 文 献

- [1] Yang S Q, Xu Q, Huang J, et al. The “three zones” microcirculation theory of goaf spontaneous combustion and a numerical simulation of the air leakage flow field. *J Chin Univ Min Technol*, 2009, 38(6): 769
(杨胜强, 徐全, 黄金, 等. 采空区自燃“三带”微循环理论及漏风流场数值模拟. 中国矿业大学学报, 2009, 38(6): 769)
- [2] Qi G S, Wang D M, Zheng K M, et al. Kinetics characteristics of coal low-temperature oxidation in oxygen-depleted air. *J Loss Prev Process Ind*, 2015, 35: 224
- [3] Li Z X, Jia J Z, Li Q G. Numerical simulation of the spontaneous combustion laws in goaf of boost working face. *Min Res Dev*, 2005, 25(5): 84
(李宗翔, 贾进章, 李庆刚. 动态推进工作面采空区自燃规律的数值模拟. 矿业研究与开发, 2005, 25(5): 84)
- [4] Zhang S Z, Wu Z Z, Zhang R, et al. Dynamic numerical simulation of coal mine fire for escape capsule installation. *Saf Sci*, 2012, 50(4): 600
- [5] Zhai X W, Deng J, Wen H, et al. Research of the air leakage law and control techniques of the spontaneous combustion dangerous zone of re-mining coal body. *Procedia Eng*, 2011, 26: 472
- [6] Liu W. *Multi-Physics Coupling Mechanism and Three-dimensional Numerical Simulation of Spontaneous Combustion of Goaf* [Dissertation]. Beijing: China University of Mining and Technology, 2014
(刘伟. 采空区多场耦合自然发火机理及三维数值模拟研究 [学位论文]. 北京: 中国矿业大学, 2014)
- [7] Li Z X, Wu Q, Wang Z Q. Distribution characteristic of remaining coal oxygen consumption and spontaneous combustion heating-up in goaf. *J Chin Coal Soc*, 2009, 34(5): 667
(李宗翔, 吴强, 王志清. 自然采空区耗氧-升温的区域分布特征. 煤炭学报, 2009, 34(5): 667)
- [8] Shi G Q, Hu F K, Wang D M, et al. Unsteady simulation on distribution of three zones for spontaneous combustion in goaf areas. *J Chin Univ Min Technol*, 2014, 43(2): 189
(时国庆, 胡方坤, 王德明, 等. 采空区自燃“三带”分布规律的三维动态模拟. 中国矿业大学学报, 2014, 43(2): 189)
- [9] Yang S Q, Chen T, Xu Q, et al. Theoretical analysis and numerical simulation of influence of the change of negative pressure and air volume of inner interlocked tail road on coal spontaneous combustion. *J Chin Coal Soc*, 2011, 36(2): 308
(杨胜强, 程涛, 徐全, 等. 尾巷风压及风量变化对采空区自然发火影响的理论分析与数值模拟. 煤炭学报, 2011, 36(2): 308)
- [10] Shao H, Jiang S G, Wang L Y, et al. Numerical simulation of effect of tail roadway on coal spontaneous combustion in the goaf. *J Min Saf Eng*, 2011, 28(1): 45
(邵昊, 蒋曙光, 王兰云, 等. 尾巷对采空区煤自燃影响的数值模拟研究. 采矿与安全工程学报, 2011, 28(1): 45)
- [11] Wang K, Jiang S G, Zhang W Q, et al. Numerical simulation of tail roadway change to gas flow field in goaf. *J Min Saf Eng*, 2012, 29(1): 124
(王凯, 蒋曙光, 张卫清, 等. 尾巷改变采空区瓦斯流场的数值模拟研究. 采矿与安全工程学报, 2012, 29(1): 124)
- [12] Qin Y P, Liu W, Yang X B, et al. Numerical simulation of impact of non-Darcy seepage on spontaneous combustion in goaf. *J Chin Coal Soc*, 2012, 37(7): 1177
(秦跃平, 刘伟, 杨小彬, 等. 基于非达西渗流的采空区自然发火数值模拟. 煤炭学报, 2012, 37(7): 1177)
- [13] He Q L, Wang D M. Numerical simulation of spontaneous combustion process in goaf areas by fully-mechanized and caving roof coal. *J Chin Univ Min Technol*, 2004, 33(1): 11
(何启林, 王德明. 综放面采空区遗煤自然发火过程动态数值模拟. 中国矿业大学学报, 2004, 33(1): 11)
- [14] Taraba B, Michalec Z. Effect of longwall face advance rate on spontaneous heating process in the gob area: CFD modelling. *Fuel*, 2011, 90(8): 2790
- [15] Yuan L M, Simith A C. Numerical study on effects of coal properties on spontaneous heating in longwall gob areas. *Fuel*, 2008, 87(15): 3409
- [16] Tan B, Niu H Y, He C N, et al. Goaf coal spontaneous combustion temperature field theory and numerical analysis under mining conditions. *J Cent South Univ Sci Technol*, 2013, 44(1): 381
(谭波, 牛会永, 和超楠, 等. 回采情况下采空区煤自燃温度场理论与数值分析. 中南大学学报(自然科学版), 2013, 44(1): 381)
- [17] Zhang C, Ti Z Y, Li Z X. Three-dimension heterogeneity dynamic numerical simulation of top coal spontaneous combustion in limit equilibrium zone. *Chin Saf Sci J*, 2012, 22(5): 37
(张春, 题正义, 李宗翔. 极限平衡区顶煤自燃三维非均质动态数值模拟. 中国安全科学学报, 2012, 22(5): 37)
- [18] He Q L. *Study on Experiment and Computer Simulation of Coal Oxidation of Low Temperature and Whole Spontaneous Process* [Dissertation]. Beijing: China University of Mining and Technology, 2004
(何启林. 煤低温氧化性与自燃过程的实验及模拟的研究 [学位论文]. 北京: 中国矿业大学, 2004)
- [19] Zhu H Q, Liu X K. Theoretical investigation on the relationship between tail roadway methane drainage and distribution of easily spontaneous combustible region in gob. *Saf Sci*, 2012, 50(4): 618
- [20] Zhao Y S. *Multi Field Coupling Effect of Porous Media and Its Engineering Response*. Beijing: Science Press, 2010
(赵阳升. 多孔介质多场耦合作用及其工程响应. 北京: 科学出版社, 2010)
- [21] Zhang C. *Study on Construction of 3D Numerical Model of Coal Spontaneous Combustion of Stope for Fully Mechanized Caving Mining and Its Application* [Dissertation]. Fuxin: Liaoning Technical University, 2013
(张春. 综放采场煤炭自燃三维数值模型构建及应用研究 [学位论文]. 阜新: 辽宁工程技术大学, 2013)