乙酸作用下煤体温压及渗流特性变化规律研究

郑春山[1,2,3],刘 涛[2],薛 生[1,3],江丙友[1,2],韩飞林[3],任 波[4],赵 洋[2]
(1. 安徽理工大学 深部煤炭安全开采与环境保护全国重点实验室,安徽 淮南 232001;2. 安徽理工大学 安全科学与工程学院,安徽 淮南 232001;3. 安徽理工大学 煤炭安全精准开采国家地方联合工程研究中心,安徽 淮南 232001;4. 平安煤矿瓦斯治理国家工程研究中心有限责任公司,安徽 淮南 232001)

摘要: 为了揭示多相多场作用下安全环保型低浓乙酸酸化增渗机制,建立了气水两相应力-化学-温度-扩散-渗流多场耦合理论模型,分析了乙酸作用煤体方解石浓度、氢离子浓度及温度值变化规律,结合核磁及超声波试验测试,研究了孔渗特性改善机制,揭示了有效气压与有效水压演化规律,并进一步探究了乙酸浓度、初始瓦斯压力、含水饱和度、Langmuir体积常数和极限吸附膨胀变形量对渗透率及瓦斯抽采特性的影响.结果表明:乙酸作用下,煤体方解石浓度、H^+浓度与温度值均降低,方解石与H^+浓度分别降低至550和0.07 mol/m^{3}左右,由于方解石溶解与瓦斯解吸作用,煤体温度随抽采时间增加而减小(约为初始温度的0.942 4倍).乙酸有助于孔裂隙发育,增加煤体渗透率,抽采120 d时,渗透率最大增加到原始渗透率的18倍.煤样核磁图谱均出现微小孔、中孔峰减少,大孔峰增加,煤样W_2-6%HAc、W_3-12%HAc与W_4-18%HAc超声衰减系数与比值均增大,W_3-12%HAc增加程度最高,约达1 583%与1 388%,与乙酸处理增大煤体渗透率相互验证.瓦斯抽采120 d时,注酸煤层有效气压从0.70 MPa降低到0.23 MPa,有效水压从0.75 MPa降低到0.06 MPa.随着乙酸浓度、极限吸附膨胀变形量和含水饱和度增加,煤层渗透率显著提高.钻孔周围"低温区"范围随着Langmuir体积常数、初始瓦斯压力增加而降低,最低温度值亦降低.相关结果为阐明乙酸增渗及瓦斯抽采增效机制提供参考.

关键词: 孔裂隙;温压特性;渗流规律;多参数影响机制
中图分类号: TD 712 **文献标志码:** A **文章编号:** 1000-1964(2026)01-0118-18

Investigation on temperature pressure and permeability characteristics of coal affected by acetic acid

ZHENG Chunshan[1,2,3], LIU Tao[2], XUE Sheng[1,3], JIANG Bingyou[1,2], HAN Feilin[3], REN Bo[4], ZHAO Yang[2]
(1. State Key Laboratory of Safe Mining of Deep Coal and Environmental Protection, Anhui University of Science and Technology, Huainan, Anhui 232001, China; 2. School of Safety Science and Engineering, Anhui University of Science and Technology, Huainan, Anhui 232001, China; 3. National & Local Joint Engineering Research Center of Precision Coal Mining, Anhui University of Science and Technology, Huainan, Anhui 232001, China; 4. Ping'an Coal Mine Gas Control National Engineering Research Center Co., Ltd., Huainan, Anhui 232001, China)

Abstract: In order to reveal the permeability enhancement mechanism of coal treated by safe and environmental-friendly low-concentration acetic acid with considering multi-phase and multi-field ef-

收稿日期: 2025-05-31 **修回日期:** 2025-09-23 **DOI:** 10.13247/j.cnki.jcumt.20250332
基金项目: 安徽省高校自然科学优青项目(2023AH030042);国家自然科学基金面上项目(52274171)
通信作者: 郑春山(1989—),男,安徽省淮南市人,教授,博士生导师. E-mail: chunshanzheng@aust.edu.cn
引用格式: 郑春山,刘 涛,薛 生,等.乙酸作用下煤体温压及渗流特性变化规律研究[J].中国矿业大学学报,2026,55(1):118-135.
ZHENG Chunshan, LIU Tao, XUE Sheng, et al. Investigation on temperature pressure and permeability characteristics of coal affected by acetic acid[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2026, 55(1): 118-135.

fects, a coupling theoretical model incorporating gas-water phases and stress-chemistry-temperature-diffusion-seepage fields was established to analyze the variation characteristics of calcite concentration, hydrogen ion concentration and temperature value of the coal affected by acetic acid. Through adopting the magnetic resonance and ultrasonic wave experimental tests, the improvement principles of pore and seepage characteristics was investigated. Meanwhile, the changing laws of effective air pressure and water pressure was revealed. The effects of acetic acid concentration, initial gas pressure, water saturation, Langmuir volume constant and ultimate adsorption expansion deformation on the permeability and gas extraction characteristics were further analyzed. The results show that: affected by acetic acid, the calcite concentration, H^+ concentration and temperature value of the coal both decrease. The calcite concentration and H^+ concentration drop to approximately 550 and 0.07 mol/m^3, respectively. The coal temperature decreases with the increasing gas drainage time due to the effects of dissolution of calcite and desorption of gas (about 0.942 4 times of the original). Acetic acid treatment contributes to pore and fracture development, resulting in 18 times of permeability increase after 120 d of gas drainage. The NMR spectra of coal samples all show decrease in micro-small and medium pore peaks and increase in large pore peaks. The ultrasonic attenuation coefficients and ratios of coal samples W_2-6%HAc, W_3-12%HAc and W_4-18%HAc rise. Among which, the increasing degree of W_3-12% HAc is the highest, being about 1 583% and 1 388%. This is validated with the acetic acid treatment's permeability enhancement effect. At 120 d of gas extraction, the effective air pressure in treated coal decreases from 0.70 MPa to 0.23 MPa, while the effective water pressure reduces from 0.75 MPa to 0.06 MPa. With the increasing acetic acid concentration, ultimate adsorption expansion deformation and water saturation, the coal permeability increases significantly. The range of "low-temperature zone" around borehole decreases with bigger Langmuir volume constant and initial gas pressure, with the lowest temperature value also drops. The results could provide references for obtaining enhancement mechanism of permeability and gas extraction efficiency in coal treated by acetic acid.

Key words: pore fracture; temperature pressure properties; seepage characteristics; multi-parameter effect mechanism

煤层甲烷具有清洁能源、致灾气体和温室气体"三重"属性[1]. 孔隙-裂隙系统构成了甲烷气体赋存和运移的主要空间,裂隙结构更是控制甲烷和地层水运移的关键通道,渗透率是影响气水运移效率的主要特性[2]. 然而,我国煤储层普遍具有低渗透特性(渗透率范围约为0.1×10^{-15}~1×10^{-15} m^2)[3],严重制约了煤层气抽采效率,尤其随着煤层开采向深部推进,这一问题更加突出. 故需要着力提升储层渗透率,将灾害源甲烷转化为可利用的清洁能源.

煤体增渗技术主要有物理增渗和化学增渗. 常用的水力压裂、微波致裂等[4-5]属于前者. 然而,水力压裂技术中存在的突出问题是水锁效应、裂隙开度小及维持时间短. 需要结合化学增渗的方式实现协同增渗(酸化、氧化等[6-7]). 已知碳酸盐和硅酸盐等矿物与煤共存,缩小了孔裂隙空间,也会阻碍气水运移,通过物理手段难以清除矿物[8]. 文献[9]在不同温度和压力下进行煤酸化试验,结合核磁共振技术对孔隙结构进行了定量表征. 文献[10]优选出的适宜于不同煤阶的酸化体系,改善了目标煤储层的解吸和渗流能力,提高了单井产量和采出率. 文献[11]开展了酸化试验、低温氮气吸附试验,发现酸化能够溶解矿物质,达到疏孔、扩孔效果. 文献[12]提出了基于离散裂缝网络的热-水-力-化学耦合模型. 文献[13]建立了考虑气-液两相流体相互作用、矿物化学反应以及储层温度变化的热-水-固-化学耦合模型. 文献[14]提出了酸化压裂提高煤层气采收率(AF-ECBM)的热-水-固-化学耦合模型.

以往相关研究大多为盐酸、氢氟酸等,而乙酸

作为有机酸，与裂隙中方解石反应后影响范围大，且安全环保优势明显，可替代盐酸等成为优势增渗试剂．有关学者对乙酸作用下煤体组分变化开展了卓有成效的研究[15-17]．然而，对于乙酸处理带来的煤体孔隙-裂隙结构变化特性缺乏深入的量化表征．同时，乙酸注入煤层钻孔抽采提效机制尚不明确，特别是在化学增渗煤体渗流模型方面，较少耦合考虑化学场的影响，大大降低了抽采流动分析准确性，且现有考虑化学场的渗透率模型亦大多基于强酸与矿物反应构建，而乙酸等弱酸与矿物反应不适用于此类模型．故采用超声波和低场核磁共振测试，探究了不同浓度乙酸溶剂和清水对煤体孔裂隙结构的影响，建立了乙酸作用煤体气水两相应力-化学-温度-扩散-渗流多场耦合理论模型，研究了乙酸对煤体化学特性和增渗抽采性能的作用规律，并开展不同乙酸浓度、初始瓦斯压力、含水饱和度等多因素影响分析．

1 理论模型

煤被认为是由煤基质和裂隙组成的均匀各向同性弹性体，矿物（方解石）附着在基质表面，乙酸溶液主要溶解碳酸盐矿物，模型主要考虑方解石的化学反应．同时，矿物厚度远小于基质宽度，即矿物被认为是基质的一部分．甲烷的储运同时发生在孔隙和裂隙中，而水（包括溶解气体和化学离子）存在于裂隙中．自由气体服从理想气体状态方程，气体吸附-解吸过程满足扩展的Langmuir方程．基质孔隙与裂隙间的扩散过程遵循菲克定律，裂隙中气体和水的渗流过程符合达西定律，并考虑了气体的滑移流动机理．

1.1 煤体应力控制方程

煤体包含孔隙-裂隙结构，综合考虑酸化后煤层钻孔抽采瓦斯过程地应力、瓦斯压力、瓦斯吸附与解吸、体积应力、煤层温度以及矿物溶解对煤层的影响，其应力方程[18]可表示为

$$\varepsilon_{ij}=\frac{1}{2G}\sigma_{ij}-\left(\frac{1}{6G}-\frac{1}{9K}\right)\sigma_{kk}\delta_{ij}+\frac{\alpha_{\mathrm{m}}p_{\mathrm{m}}\delta_{ij}+\alpha_{\mathrm{f}}p_{\mathrm{f}}\delta_{ij}}{3K}+\frac{\Delta\varepsilon_{\mathrm{s}}\delta_{ij}}{3}+\frac{\alpha_{\mathrm{T}}\Delta T\delta_{ij}}{3}+\frac{M_{\mathrm{v}}\Delta\varepsilon_{\mathrm{c}}\delta_{ij}}{3},\tag{1}$$

式中：ε_{ij}为应变张量；G为煤的剪切模量，Pa；σ_{ij}为总应力；K为煤的体积模量，Pa；$K=E/3(1-2\upsilon)$；E为弹性模量，Pa；υ为煤的泊松比；δ_{ij}为克罗内克符号；α_{m}为基质内有效应力系数，$\alpha_{\mathrm{m}}=K/K_{\mathrm{m}}-K/K_{\mathrm{s}}$；$K_{\mathrm{m}}$为煤基质的体积模量，Pa；$K_{\mathrm{m}}=E_{\mathrm{m}}/(1-2\upsilon)$；$K_{\mathrm{s}}$为煤骨架的体积模量，Pa；$E_{\mathrm{m}}$为煤基质的弹性模量，Pa；$p_{\mathrm{m}}$为基质瓦斯压力，Pa；$\alpha_{\mathrm{f}}$为裂隙内有效应力系数，$\alpha_{\mathrm{f}}=(1-K)/K_{\mathrm{m}}$；$p_{\mathrm{f}}$为裂隙压力，Pa，$p_{\mathrm{f}}=p_{\mathrm{fg}}+p_{\mathrm{fw}}$；$p_{\mathrm{fg}}$和$p_{\mathrm{fw}}$分别为裂隙气压、裂隙水压，Pa；$\Delta\varepsilon_{\mathrm{s}}$为基质吸附膨胀应变；$\alpha_{\mathrm{T}}$为煤的热膨胀系数，$\mathrm{K}^{-1}$；$\Delta T$为煤体温度变化，K；$M_{\mathrm{v}}$为方解石的摩尔体积，$\mathrm{m}^3/\mathrm{mol}$；$\Delta\varepsilon_{\mathrm{c}}$为方解石的浓度变化，$\mathrm{mol}/\mathrm{m}^3$．

考虑煤体变形的连续性，煤体应力平衡方程和几何方程[19]可表示为

$$\begin{cases}\sigma_{ij,j}+f_i=0,\\ \varepsilon_{ij}=\dfrac{1}{2}(\boldsymbol{u}_{i,j}+\boldsymbol{u}_{j,i}),\end{cases}\tag{2}$$

式中：$\sigma_{ij,j}$为有效应力；f_i为体力；u为位移，$\boldsymbol{u}_{i,j}$，$\boldsymbol{u}_{j,i}$为张量形式．

煤体吸附瓦斯后发生膨胀变形，假设吸附膨胀应变正比于煤基质吸附瓦斯量，则基质吸附膨胀变形可由Langmuir形式的方程表示．考虑初始变形及温度变化的影响，基质吸附膨胀应变[20]可表示为

$$\Delta\varepsilon_{\mathrm{s}}=\varepsilon_{\mathrm{L}}\left(\frac{p_{\mathrm{m}}}{p_{\mathrm{m}}+P_{\mathrm{L}}}-\frac{p_{\mathrm{m0}}}{p_{\mathrm{m0}}+P_{\mathrm{L}}}\right)\cdot\exp\left[-\frac{d_2}{1+d_1p_{\mathrm{m}}}(T-T_0)\right],\tag{3}$$

式中：ε_{L}为煤的吸附膨胀应变；P_{L}为Langmuir压力常数，Pa；p_{m0}为初始基质瓦斯压力，Pa；d_1为压力系数；d_2为温度系数；T为煤体温度，K；T_0为初始温度，K．

根据上式可推导出煤体变形控制方程：

$$G\boldsymbol{u}_{i,jj}+\frac{G}{1-2\upsilon}\boldsymbol{u}_{j,ji}-\alpha_{\mathrm{T}}K\Delta T_i-\alpha_{\mathrm{f}}p_{\mathrm{f},i}-\alpha_{\mathrm{m}}p_{\mathrm{m},i}-K\varepsilon_{\mathrm{s},i}-KM_{\mathrm{v}}\varepsilon_{\mathrm{c},i}+f_i=0,\tag{4}$$

式中：$\boldsymbol{u}_{i,jj}$和$\boldsymbol{u}_{j,ji}$为张量形式，且第1个下标i表示$\boldsymbol{u}$的i方向分量，第2个下标i表示对$\boldsymbol{u}_i$求i方向偏导数，第3个下标j表示对$\boldsymbol{u}_{i,i}$求j方向偏导数．

1.2 煤基质气体吸附控制方程

裂缝内气体压力的降低导致裂缝与基质之间的气体压差增大，从而促进了裂缝与基质之间的传质．假设传质遵循菲克定律，基质与裂隙之间的气体交换公式[21]如下所示：

$$Q_{\mathrm{m}}=D\sigma_{\mathrm{c}}\left(c_{\mathrm{m}}-c_{\mathrm{fg}}\right),\tag{5}$$

式中：Q_m为质量交换量，kg/(m³·s)；D为扩散系数，m²/s；σ_c为基质形状因子，$\sigma_c=3\pi^2/L_m^2$，m²；L_m为基质长度；c_m为基质气体体积分数，$c_m=M_g p_m/RT$，kg/m³；c_{fg}为裂隙气体体积分数，$c_{fg}=M_g p_{fg}/RT$，kg/m³；M_g为气体分子量，kg/mol；R为气体摩尔常数，取8.314 J/(mol·K).

通常，获得扩散参数D和σ_c较难. 因此，常使用“吸附时间”参数来合并扩散参数，该参数通常用于近似基质扩散率，公式为

$$\tau=\frac{1}{D\sigma_c}, \tag{6}$$

式中：τ为煤基质吸附时间，s. 基质单位体积内气体的含量包括吸附气体和游离气体：

$$q_{mg}=\frac{M\rho_c}{V_m}\frac{V_L p_m}{(p_m+P_L)}\cdot \exp\left[-\frac{d_2}{1+d_1 p_m}(T-T_0)\right]+\varphi_m\frac{Mp_m}{RT}, \tag{7}$$

式中：q_{mg}为单位体积煤基质中的气体质量，kg/m³；ρ_c为煤体密度，kg/m³；V_m为气体摩尔体积；取值为22.4 L/mol；V_L为Langmuir体积常数，m²/kg；M为甲烷的摩尔质量，g/mol；φ_m为煤基质孔隙度.

根据质量守恒定律，煤基质中吸附气体的变化量等于基质和裂隙之间气体交换量，可表示为

$$\frac{\partial q_{mg}}{\partial t}=-Q_m, \tag{8}$$

式中　t为抽采时间，s.

将式(5)、式(7)代入式(8)，可得气体在基质孔隙中扩散的控制方程：

$$\frac{\partial}{\partial t}\left[\frac{M}{V_m}\rho_c\frac{V_L p_m}{P_L+p_m}\exp\left(-\frac{d_2}{1+d_1 p_m}(T-T_0)\right)+\varphi_m\frac{M}{RT}p_m\right]=-\frac{M}{\tau RT}(p_m-p_{fg}). \tag{9}$$

1.3　气水两相渗流控制方程

煤储层裂隙内气体与地层水共存，在压力梯度的驱动下发生两相流动. 煤层中的气与水处于动态平衡状态. 然而，钻孔抽采破坏了这种平衡. 根据质量守恒定律，煤层中气、水的输运遵循广义达西定律[22]：

$$\begin{cases}\dfrac{\partial q_{fg}}{\partial t}=-\nabla\cdot(\rho_g v_g)+(1-\varphi_f)Q_m,\\ \dfrac{\partial q_{fw}}{\partial t}=-\nabla\cdot(\rho_w v_w).\end{cases} \tag{10}$$

$$\begin{cases}q_{fg}=s_g\rho_g\varphi_f,\\ q_{fw}=s_w\rho_w\varphi_f,\end{cases} \tag{11}$$

式中：q_{fg}和q_{fw}分别为裂隙中气体和水的质量；∇为散度；ρ_g和ρ_w分别为气体和水的密度，kg/m³；φ_f为煤层裂隙孔隙度；s_g和s_w分别为气、水饱和度；v_g和v_w分别为煤中气和水的流速. v_g和v_w表达式如下：

$$\begin{cases}v_g=-\dfrac{kk_{rg}}{\mu_g}\left(1+\dfrac{b_k}{p_{fg}}\right)\nabla p_{fg},\\ v_w=-\dfrac{kk_{rw}}{\mu_w}\nabla p_{fw},\end{cases} \tag{12}$$

式中：k为煤层渗透率，mD；μ_g和μ_w分别为气、水的动态黏度，Pa•s；b_k为Klinkenberg因子，Pa；k_{rg}和k_{rw}分别为气和水的相对渗透率，公式如下：

$$\begin{cases}k_{rg}=k_{rg0}\left[1-\left(\dfrac{s_w-s_{wr}}{1-s_{wr}-s_{gr}}\right)\right]^{\lambda}\left[1-\left(\dfrac{s_w-s_{wr}}{1-s_{wr}}\right)^{\lambda}\right],\\ k_{rw}=k_{rw0}\left(\dfrac{s_w-s_{wr}}{1-s_{wr}}\right)^{2\lambda},\end{cases} \tag{13}$$

式中：k_{rg0}和k_{rw0}分别为气和水的初始相对渗透率；s_g和s_w分别为气、水饱和度，$s_g=1-s_w$；s_{wr}为不可还原水饱和度；s_{gr}为残余气体饱和度.

由上述公式可得到瓦斯和水在裂隙中的流动控制方程：

$$\begin{cases}\dfrac{\partial s_g\varphi_f\rho_g}{\partial t}+\nabla\left(\dfrac{kk_{rg}}{\mu_g}\rho_{fg}\nabla p_{fg}\right)=\\ \qquad(1-\varphi_f)\dfrac{M}{\tau RT}(p_m-p_{fg}),\\ \dfrac{\partial s_w\rho_w\varphi_f}{\partial t}+\nabla\left(\dfrac{kk_{rw}}{\mu_w}\rho_w\nabla p_{fw}\right)=0.\end{cases} \tag{14}$$

1.4　煤储层温度场控制方程

煤储层温度动态变化的影响因素主要有气体吸附解吸、煤体变形、热传导和热对流以及抽采过程中气体和方解石在水中的溶解等. 根据能量守恒定律，温度场控制方程[23]为

$$\frac{\partial\left[\left(\rho C_p\right)_{eff}T\right]}{\partial t}+\eta_{eff}\nabla T-\nabla\cdot(\lambda_{eff}\nabla T)+\alpha_T TK_s\frac{\partial\varepsilon_v}{\partial t}+q_{st}\frac{\rho_c\rho_{gs}}{M}\frac{\partial V_{sg}}{\partial t}+q_{rt}\frac{\partial\varepsilon_c}{\partial t}=0, \tag{15}$$

式中：$\left(\rho C_p\right)_{eff}$为含气水煤储层有效比热容，J/(m³·K)，K；$\eta_{eff}$为有效热对流系数，J/(m²·s)；$\lambda_{eff}$为有效导热系数，W/(m·K)；$\varepsilon_v$为煤体体积应变；$q_{st}$为气体吸附热，J/mol；$\rho_{gs}$为瓦斯标准气体密

度；q_{rt}为方解石的化学反应热，J/mol；ε_c为煤储层固体部分方解石的摩尔浓度，mol/m^3.

1.5 化学场控制方程

注入煤层的乙酸溶液在水中电离出大量H^+，裂隙中主要发生的电离过程可以表示为

$$HAc \rightleftharpoons H^+ + Ac^-. \tag{16}$$

根据质量守恒定律，裂隙中水溶液离子迁移方程为

$$\frac{\partial}{\partial t}(c_i s_w \varphi_f) + \nabla \cdot (c_i v_w) = Q_i, \tag{17}$$

式中：c_i为裂隙中水溶液离子组分i的浓度；Q_i为离子组分i的源汇项（i=1，表示H^+；i=2，表示Ac^-）

方解石普遍存在于我国大部分煤层中[24]，是最易被反应溶蚀而实现增透的矿物[25]. 针对裂隙普遍被方解石填充的低渗煤层，采用酸液溶蚀，解除方解石堵塞，促使裂隙网络发育，可以大幅增加煤层渗透率. 裂隙中存在方解石的溶解和沉淀，以及CO_3^{2-}和HCO_3^-的水解. 文献[26]研究了方解石在pH为2～7范围内水溶液溶解的动力学，并证明了3种表面反应同时发生，低pH下的溶解主要是H^+影响，因此，裂隙中水溶液的主要化学反应可描述为

$$CaCO_3 + H^+ \rightleftharpoons Ca^{2+} + HCO_3^-. \tag{18}$$

根据化学反应动力学，电离过程和化学反应速率可表示为

$$r_i = k_i\left(\prod_{j\in \text{react}} C_j^{v_j} - \prod_{j\in \text{prod}} C_j^{v_j}\right), \tag{19}$$

式中：r_i为电离或化学反应速率；k_i为电离或化学反应速率常数；C_j为离子浓度；v_j为离子强度，默认值是1.

裂隙中水溶液的电离速率方程可表示为

$$r_d = k_i(c_1 c_2 / {c_0}^2 - k_{HAc}), \tag{20}$$

式中：c_1为H^+的浓度；c_2为Ac^-的浓度；c_0为浓度单位换算因子，取值为1 mol/m^3；k_{HAc}为乙酸电离常数.

化学反应速率方程[27]为

$$r_c = k_s k_{HAc} C_{HAc},$$
$$C_{HAc} = C_0/(1 + k_s/k_c), \tag{21}$$

式中：r_c为化学反应方程的反应速率，mol/(m^3·s)；C_{HAc}为乙酸浓度，mol/m^3；C_0为初始乙酸浓度，mol/m^3；k_s为表面溶解速率常数，m/s；k_c为局部传质系数.

根据化学反应动力学，煤储层中方解石含量的变化可定义为

$$\frac{\partial \varepsilon_c}{\partial t} - r_c = 0. \tag{22}$$

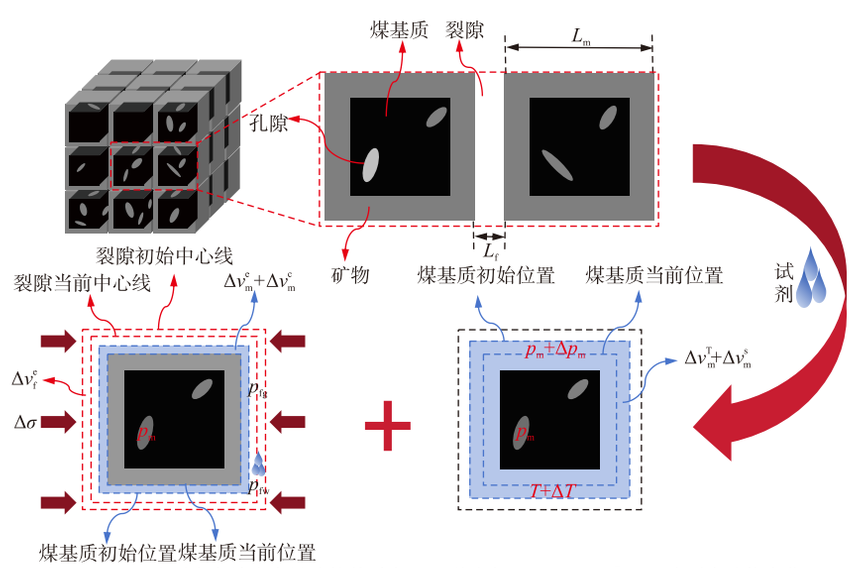
1.6 孔隙度和渗透率

煤基质孔隙度一般可表示[28]为

$$\varphi_m = \frac{[(1+s_{t0})\varphi_{m0} + \alpha_m(s_t - s_{t0})]}{\varphi_{m0}(1+s_t)}, \tag{23}$$

式中：$s_t = \varepsilon_v + p_m/K_s - \alpha_T T - \varepsilon_s$，$s_{t0} = \varepsilon_{v0} + p_{m0}/K_s - \alpha_T T_0 - \varepsilon_{s0}$，下标“0”表示相应变量的初始值.

为建立考虑矿物化学反应影响的煤体渗透率模型，需要确定含矿物煤的物理结构（图1）.



注：Δv_m^ε、Δv_f^ε分别为有效应力导致的基质变形、裂隙变形；Δv_m^ε、Δv_m^T、Δv_m^s分别为矿物变化、温度变化、气体吸附解吸导致的基质变形；L_m和L_f分别为基质长度和裂隙长度.

图1 煤的物理结构及RVE变形示意

Fig. 1 Schematic diagram of the physical structure of coal and RVE deformation

一般认为煤是一种双孔隙介质，基质表面有大量的矿物．在此基础上构建含矿物煤的物理结构，描述吸附膨胀、热膨胀和矿物化学反应对基质和裂隙的影响．

故考虑矿物溶解和沉淀的RVE体积应变方程[29-30]可表示为

$$\Delta\varepsilon_{\mathrm{v}}=\frac{1}{(1+\frac{\varphi_{\mathrm{f0}}}{3})^3K_{\mathrm{m}}}\Delta\sigma_{\mathrm{m}}+\frac{(1+\frac{\varphi_{\mathrm{f0}}}{3})^3-1}{(1+\frac{\varphi_{\mathrm{f0}}}{3})^3K_{\mathrm{f}}}\Delta\sigma_{\mathrm{f}}-\frac{1}{(1+\frac{\varphi_{\mathrm{f0}}}{3})^3}(\Delta\varepsilon_{\mathrm{s}}+\alpha_{\mathrm{T}}\Delta T),\tag{24}$$

式中：$\Delta\varepsilon_{\mathrm{v}}$为煤体应变；$\varphi_{\mathrm{f0}}$为裂隙初始孔隙度；$\Delta\sigma_{\mathrm{m}}$为煤基质的有效应力增量；$K_{\mathrm{f}}$为裂隙体积模量；$\Delta\sigma_{\mathrm{f}}$为裂隙有效应力增量．

有效应力变化引起的裂隙变形可定义为

$$\Delta\varepsilon_{\mathrm{f}}=-\frac{L_{\mathrm{f0}}\Delta\sigma_{\mathrm{f}}}{3K_{\mathrm{f}}},\tag{25}$$

式中：$\Delta\varepsilon_{\mathrm{f}}$为裂隙变形；$L_{\mathrm{f0}}$为初始裂隙长度．

裂隙孔隙率[14, 30]可表示为

$$\frac{\varphi_{\mathrm{f}}}{\varphi_{\mathrm{f0}}}=\frac{L_{\mathrm{f}}}{L_{\mathrm{f0}}}\cdot\frac{L_{\mathrm{m0}}}{L_{\mathrm{m}}}=\frac{L_{\mathrm{m0}}}{L_{\mathrm{m}}}\cdot\left(1+\frac{\Delta L_{\mathrm{f}}}{L_{\mathrm{f0}}}\right)=\frac{L_{\mathrm{m0}}}{L_{\mathrm{m}}}\cdot\left(1+\Delta\varepsilon_{\mathrm{f}}+\frac{M_{\mathrm{v}}\Delta\varepsilon_{\mathrm{c}}}{\varphi_{\mathrm{f0}}}\right),\tag{26}$$

式中　L_{m0}为初始基质长度．

将式(25)代入式(26)，得到裂隙孔隙率为

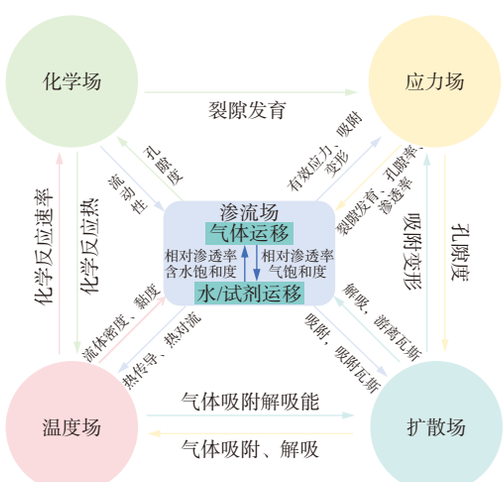
$$\varphi_{\mathrm{f}}=\varphi_{\mathrm{f0}}\left[1+\frac{\left(1+\frac{\varphi_{\mathrm{f0}}}{3}\right)^3K_{\mathrm{m}}}{3\left(K_{\mathrm{f}}-K_{\mathrm{m}}+\left(1+\frac{\varphi_{\mathrm{f0}}}{3}\right)^3K_{\mathrm{m}}\right)}\left(\frac{1}{\left(1+\frac{\varphi_{\mathrm{f0}}}{3}\right)^3}(\Delta\varepsilon_{\mathrm{s}}+\alpha_{\mathrm{T}}\Delta T+\Delta\varepsilon_{\mathrm{v}}+\frac{\alpha_{\mathrm{m}}\Delta p_{\mathrm{m}}}{\left(1+\frac{\varphi_{\mathrm{f0}}}{3}\right)^3K_{\mathrm{m}}}\right)+\frac{M_{\mathrm{v}}\Delta\varepsilon_{\mathrm{c}}}{\varphi_{\mathrm{f0}}}\right].\tag{27}$$

裂隙孔隙率与渗透率的关系服从立方定律[31]，表达式为

$$\frac{k}{k_0}=\left(\frac{\varphi_{\mathrm{f}}}{\varphi_{\mathrm{f0}}}\right)^3,\tag{28}$$

式中：k和k_0分别为渗透率和初始渗透率．

式(4)、(9)、(14)、(15)、(22)以及式(27)～(28)构成煤层瓦斯抽采热流固化耦合数学模型，应力场、气水两相渗流场、扩散场、温度场以及化学场之间耦合关系如图2所示，该热流固化耦合数学模型被用于乙酸作用下煤体温压及渗流特性变化分析．



(a) 耦合模型

应力场　$G\boldsymbol{u}_{i,jj}+\frac{G}{1-2v}\boldsymbol{u}_{j,ji}-\alpha_{\mathrm{T}}K\Delta T_i-\alpha_{\mathrm{t}}p_{\mathrm{t},i}-\alpha_{\mathrm{m}}p_{\mathrm{m},i}-K\varepsilon_{\mathrm{s},i}-KM_{\mathrm{s}}\varepsilon_{\mathrm{c},i}+f_i=0$

扩散场　$\frac{\partial}{\partial t}\left[\frac{M}{V_{\mathrm{m}}}\rho_{\mathrm{c}}\frac{V_{\mathrm{L}}p_{\mathrm{m}}}{p_{\mathrm{L}}+p_{\mathrm{m}}}\exp\left(-\frac{d_2}{1+d_1p_{\mathrm{m}}}(T-T_0)\right)+\varphi_{\mathrm{m}}\frac{M}{RT}p_{\mathrm{m}}\right]=-\frac{M}{\tau RT}(p_{\mathrm{m}}-p_{\mathrm{fg}})$

渗流场　$\begin{cases}\frac{\partial s_{\mathrm{g}}\varphi_{\mathrm{f}}\rho_{\mathrm{g}}}{\partial t}+\nabla\left(\frac{k_{\mathrm{f}}k_{\mathrm{rg}}}{\mu_{\mathrm{g}}}\rho_{\mathrm{fg}}\nabla p_{\mathrm{fg}}\right)=(1-\varphi_{\mathrm{f}})\frac{M}{\tau RT}(p_{\mathrm{m}}-p_{\mathrm{fg}})\\ \frac{\partial s_{\mathrm{w}}\rho_{\mathrm{w}}\varphi_{\mathrm{f}}}{\partial t}+\nabla\left(\frac{k_{\mathrm{f}}k_{\mathrm{rw}}}{\mu_{\mathrm{w}}}\rho_{\mathrm{w}}\nabla p_{\mathrm{fw}}\right)=0\end{cases}$

温度场　$\frac{\partial[(\rho C_{\mathrm{p}})_{\mathrm{eff}}T]}{\partial t}+\eta_{\mathrm{eff}}\nabla T-\nabla\cdot(\lambda_{\mathrm{ef}}\mathrm{f}\nabla T)+\alpha_{\mathrm{T}}TK_{\mathrm{s}}\frac{\partial\varepsilon_{\mathrm{v}}}{\partial t}+q_{\mathrm{st}}\frac{\rho_{\mathrm{c}}\rho_{\mathrm{gs}}}{M}\frac{\partial V_{\mathrm{sg}}}{\partial t}+q_{\mathrm{n}}\frac{\partial\varepsilon_{\mathrm{v}}}{\partial t}=0$

化学场　$\begin{cases}\frac{\partial}{\partial t}(c_{\mathrm{f}}s_{\mathrm{w}}\varphi_{\mathrm{f}})+\nabla\cdot(c_{\mathrm{f}}v_{\mathrm{w}})=Q_{\mathrm{f}}\\ \frac{\partial\varepsilon_{\mathrm{c}}}{\partial t}-r_{\mathrm{c}}=0\end{cases}$

耦合项　$\begin{cases}\varphi_{\mathrm{f}}=\varphi_{\mathrm{f0}}\left[1+\frac{(1+\frac{\varphi_{\mathrm{f0}}}{3})K_{\mathrm{m}}}{3(K_{\mathrm{f}}-K_{\mathrm{m}})+(1+\frac{\varphi_{\mathrm{f0}}}{3})^3K_{\mathrm{m}}}\left(\frac{1}{(1+\frac{\varphi_{\mathrm{f0}}}{3})^3}\left(\Delta\varepsilon_{\mathrm{s}}+\alpha_{\mathrm{T}}\Delta T+\Delta\varepsilon_{\mathrm{v}}+\frac{\alpha_{\mathrm{m}}\Delta p_{\mathrm{m}}}{(1+\frac{\varphi_{\mathrm{f0}}}{3})^3K_{\mathrm{m}}}\right)+\frac{M_{\mathrm{v}}\Delta\varepsilon_{\mathrm{c}}}{\varphi_{\mathrm{f0}}}\right)\right]\\ \frac{k}{k_0}=\left(\frac{\varphi_{\mathrm{f}}}{\varphi_{\mathrm{f0}}}\right)^3\end{cases}$

(b) 计算公式

图2　煤层瓦斯抽采热流固化耦合模型及计算公式

Fig. 2　Heat-flow-solid-chemical coupled model and calculation formula for coal seam gas extraction

2　模型建立

为了研究乙酸酸化对瓦斯抽采流动特性的影响，根据中煤新集公司刘庄煤矿的参数建立了数值模型，如图3所示．模型长度为60 m，煤层厚度为4 m．模型顶部荷载F为18 MPa，底部设置为固定约束边界，左右侧为滚支承边界．钻孔直径d为94 mm，边界温度T_{b}为293.15 K，边界含水饱和度s_{w}为0.32，模型中设置长度为3 m的监测线，监测点位于钻孔右侧1 m处．表1列出了数值模型参数，主要来自现场测试、物理试验和相关文献．

表 1 数值模型参数

Table 1 Numerical model parameters

参数	取值	来源	参数	取值	来源
初始瓦斯压力 p_0/MPa	1.5	现场数据	煤体积模量 E/MPa	2 900	现场数据
煤基质体积模量 E_m/MPa	8 469	文献[22]	初始渗透率 k_{f0}/mD	0.01	试验数据
基质初始孔隙率 φ_{m0}	0.42	试验数据	基质初始孔隙率 φ_m	0.17	试验数据
瓦斯动力黏度 μ_g/(Pa·s)	1.84×10^{-5}	文献[28]	水动力黏度 μ_w/(Pa·s)	1.01×10^{-3}	文献[28]
初始含水饱和度 s_w	0.6	文献[19]	不可还原的水饱和度 s_{wr}	0.32	文献[14]
初始煤层温度 T_0/K	312.5	文献[14]	Langmuir体积常数 V_L/($m^3\cdot kg^{-1}$)	0.02	文献[19]
吸附热 q_{st}/($J\cdot mol^{-1}$)	33.4	文献[22]	Langmuir压力常数 P_L/MPa	1	文献[19]
煤的密度 ρ_c/($kg\cdot m^{-3}$)	1 450	文献[18]	方解石化学反应热 q_{rt}/($J\cdot mol^{-1}$)	9.615	文献[18]
煤骨架体积热膨胀系数 α_T/K^{-1}	2.4×10^{-5}	文献[22]	Klinkenberg因子 b_k/Pa	0.76	文献[28]

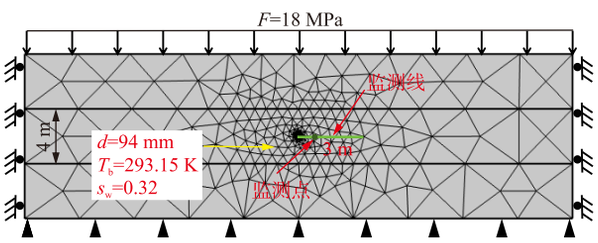


图 3 数值模型示意

Fig. 3 Schematic diagram of the numerical model

3 结果分析与讨论

3.1 煤体酸化过程反应特性变化

方解石溶解是煤体酸化过程的一个重要方面，图 4 为模型监测点处方解石浓度、氢离子浓度与 pH 值随时间的变化规律.

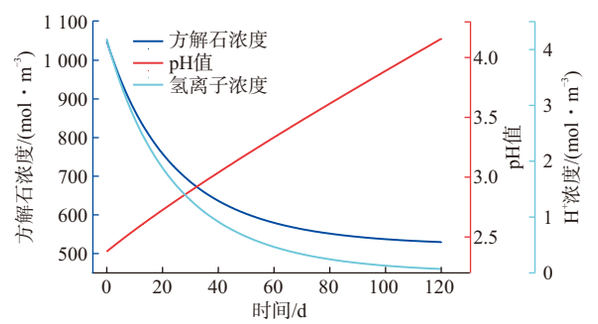
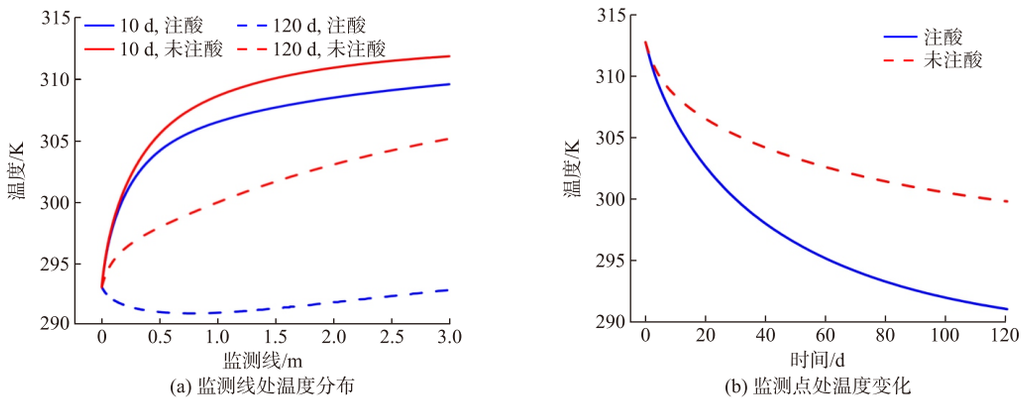


图 4 方解石浓度、H^+浓度与 pH 值随时间的变化规律

Fig. 4 Calcite concentration, H^+ concentration and pH changing rules with time

方解石与 H^+浓度值首先快速降低，然后逐渐趋于稳定，两者稳定值分别在 550 与 0.07 mol/m^3 左右，这一变化过程主要是由于初始阶段化学反应速率高，而后续反应速率受 H^+浓度与温度降低影响不断降低，导致方解石与 H^+浓度下降变缓，最终趋于稳定值. 随着乙酸与煤体不断作用，体系 pH 值与方解石浓度、氢离子浓度变化趋势相反，呈现线性增长规律，最终达到 4.2 左右.

图 5 为乙酸处理煤体与原始煤体温度变化对比情况. 图 5a、5b 分别为模型监测线和监测点处的温度值分布. 如图 5a 所示，随着与钻孔距离的增加，煤体温度呈先增长后趋于稳定的变化规律. 从不同抽采时间的影响来看，抽采时间从 10 d 变成 120 d 时，监测线上未注酸煤层温度从 312 K 变成 305 K，但 120 d 的温度分布值普遍小于 10 d 的温度分布值，这主要由于抽采过程中瓦斯压力降低区域煤基质不断解吸吸热，导致煤层温度下降，不同抽采时间的注酸煤层温度分布变化与未注酸煤层类似，但是 120 d 时注酸煤层温度分布大幅度降低，开始降低至 291 K，后增长到 293 K 左右. 从注酸与未注酸的影响来看，与未注酸煤层相比，注酸煤层瓦斯抽采 10 d 时距离钻孔远处的温度值稳定在 310 K，比未注酸煤层的温度值降低约 2 K，而 120 d 时注酸煤层的温度稳定值 293 K 远低于未注酸煤层温度值. 从图 5b 可以看出，未注酸煤体温度随时间变化仅降低约 10 K，而注酸煤体温度降低约 18 K，这是由于注酸煤层渗透率远大于未注酸煤层，导致注酸煤层瓦斯解吸吸热程度更大，煤层温度降低幅度亦更大，同时，乙酸作用下的方解石溶解同样吸收热量，故注酸煤层比未注酸煤层温度下降得更多更快.



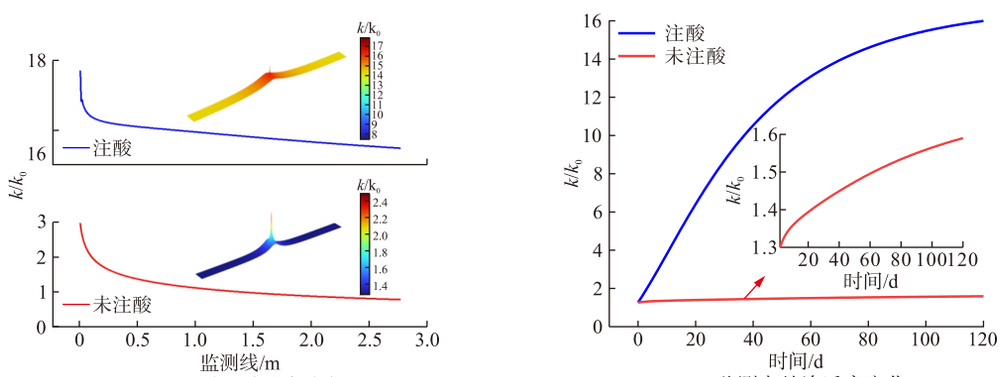
(a) 监测线处温度分布　　(b) 监测点处温度变化

图 5　乙酸处理煤体与原始煤体温度变化

Fig. 5　Temperature variation of acetic acid treated coal and original coal

3.2　煤体渗透率变化

图 6 为注酸煤层与未注酸煤层渗透率变化情况．在图 6a 所示的监测线上，受到瓦斯抽采、温度变化、化学作用等多因素影响，渗透率随着与钻孔距离的增大先快速下降而后趋于原始值．靠近钻孔处，注酸煤层渗透率最大值约为原始渗透率的 18 倍，与之相比，未注酸煤层钻孔处渗透率最大值约为原始渗透率的 2 倍．这是由于注酸煤层中的乙酸与方解石发生反应，扩大煤层裂隙，并将孤立孔隙连通，渗透率大幅增加．图 6b 表明初始阶段的注酸与未注酸煤层渗透率均快速增大，两者分别在 50 和 20 d 时渗透率增长逐渐放缓，最终渗透率增大倍数分别趋于 16 和 1.6 左右．不同的是，注酸煤层渗透率变化主要受到化学溶蚀微损伤影响，初始阶段 H^+ 浓度高，方解石快速溶解，故渗透率快速增长．后期由于 H^+ 浓度下降，反应变缓，渗透率增长变缓，最终趋于定值．未注酸煤层渗透率变化主要是由瓦斯压力变化引起的基质变形以及有效应力控制，抽采中前期裂隙和孔隙逐渐扩容，渗透率增加．然而，随着抽采逐渐完成，对应区域的渗透率增长逐渐放缓．



(a) 监测线处渗透率分布　　(b) 监测点处渗透率变化

图 6　注酸煤层与未注酸煤层渗透率变化

Fig. 6　Permeability changes between acid-treated coal and original coal

由于煤体渗透率与孔裂隙特性密切相关，故为了验证渗透率变化的模拟分析结果，分别采用核磁共振测试和超声波测试分析乙酸作用前后煤体孔裂隙特性(图 7)．

核磁共振 T_2 弛豫谱是表征孔隙变化的重要参数，具有自由弛豫、表面弛豫和扩散弛豫 3 种弛豫机制，共同影响 T_2 弛豫时间，饱和水煤样的 T_2 弛豫时间[32]可表示为

$$\frac{1}{T_2}\approx\frac{1}{T_{自由}}=F_s\left(\frac{\rho_2}{r_{co}}\right), \tag{29}$$

式中：$T_{自由}$ 为表面弛豫时间，ms；F_s 为几何形状因子，孔隙结构形状为圆柱形时取 $F_s=2$，形状为球状时取 $F_s=3$；ρ_2 为表面横向弛豫率，m/s；r_{co} 为煤孔隙半径，m．

乙酸处理前后，煤样的 T_2 弛豫时间谱变化如图 8 所示，T_2 谱整体有 3 个谱峰．根据通常采用的孔隙分类标准[33-34]，本研究采用 $T_2<10$ ms 对应微小孔峰；$T_2=10\sim100$ ms 对应中孔峰；$T_2>100$ ms 对应大孔峰．取自同一煤层的 4 个无烟煤煤样，分

别取名为 W_1,W_2,W_3和 W_4,其中,W_1煤样使用 1 L 清水浸泡 24 h,W_2,W_3和 W_4这 3 个煤样分别采用质量分数(浓度)为 6 %,12 %,18 %的 1 L 乙酸溶液浸泡 24 h. 可以看出,W_1-H_2O 煤样孔隙特征峰无明显变化,表明清水的影响小. W_2-6%HAc、W_3-12%HAc 和 W_4-18%HAc 煤样的微小孔峰明显减少并轻微右移,中孔峰减少,大孔峰显著增加. 产生这些现象的原因可能是,乙酸处理后的微小孔、中孔转化成大孔,导致峰值减少,其中微小孔孔径变大,孔隙峰产生轻微右移,大孔尺寸亦呈增大趋势.

原煤样微小孔与中孔、大孔间的连通性较差,而中孔与大孔间的连通性较好. 乙酸处理后,大孔波峰波谷明显增加,其中 W_3煤样大孔峰处增加最多,W_4煤样次之,W_2煤样最少,表明乙酸试剂有效地促进中孔、微小孔向大孔扩展,并将孤立的孔隙连通,这验证了前述渗透率增大的数值模拟结果. 但是也要指出,当乙酸溶液浓度增加到 18 %时,乙酸可能与方解石反应产生络合物,将一些孔隙堵塞,导致 W_4-18%HAc 煤样大孔峰增加值比 W_3-12%HAc煤样的小.

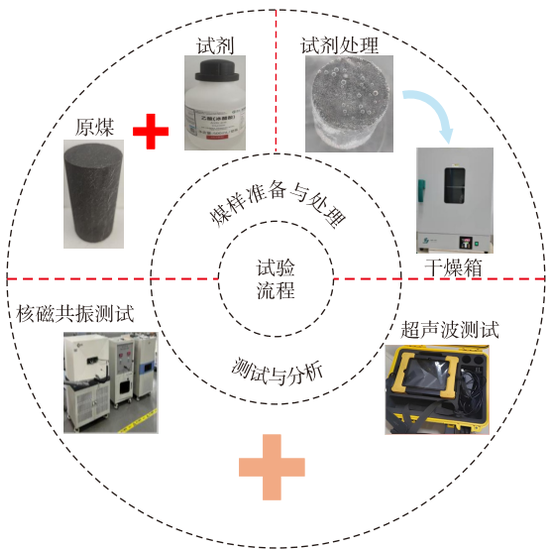


图 7 渗透率模拟结果试验验证

Fig. 7 Experimental validation of permeability simulation results

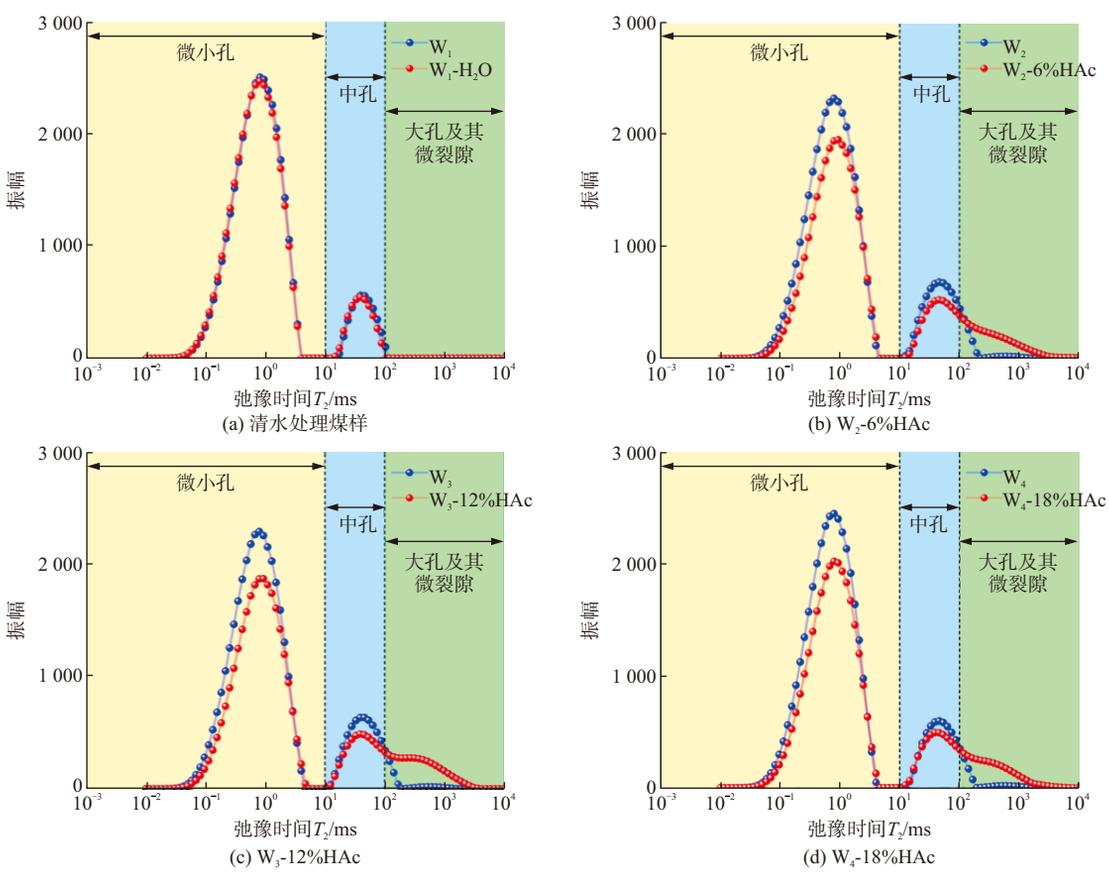


图 8 清水与不同浓度乙酸处理前后无烟煤的 T_2 谱图

Fig. 8 Spectra of anthracite before and after treatment with water and acetic acids with different concentrations

由于超声波在固体介质中的传播速度快于在空气和液体介质中的传播速度,超声波探伤可以反映乙酸作用下煤体裂隙发育程度,即超声纵波速度大小与裂隙发育程度成反比. 煤体中超声波

速[35]为

$$v=\frac{l}{\Delta t}=\frac{l}{t_1-t_0},\tag{30}$$

式中：v为被测介质的纵波波速，km/s；t为超声波通过介质所需时间，s；l为被测介质的长度，m；t_0为超声波零声时，s；t_1为超声波信号接收时间，s.

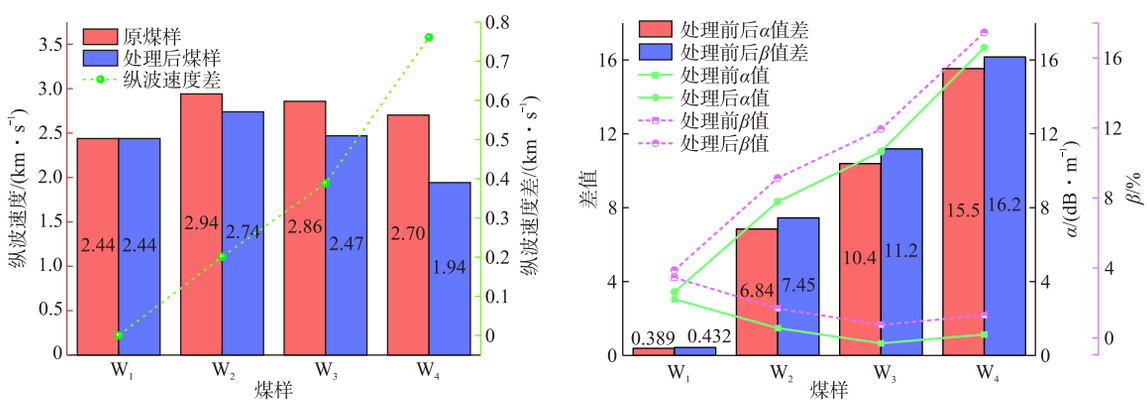
超声波速变化情况如图 9 所示，原煤波速均在 2.4 km/s 之上，煤样中裂隙较少. 乙酸作用后，超声波速有不同程度的衰减，W_2-6%HAc 波速从 2.94 km/s 下降到 2.74 km/s，下降了 6.8%，W_3-12%HAc 和 W_4-18%HAc 波速分别下降了 13.5% 和 28.2%，故不同浓度的乙酸对煤样内裂隙发育有着不同程度的促进作用. 煤层裂隙发育程度与超声衰减系数α和衰减比值β相关，α值和β值越大，表明裂隙越多，反之越少.

$$\alpha=-\frac{20\times\log\left(A_2/A_1\right)}{L},\tag{31}$$

$$\beta=\left(1-A_2/A_1\right)\times 100\%,\tag{32}$$

式中：α为超声衰减系数，dB/m；A_1为超声发射振幅，mV；A_2为超声接收振幅，mV；L为煤样长度，mm；β为超声衰减比值.

从图 9 可以看出，煤样经不同浓度乙酸处理后，α值有着不同程度的增大，说明裂隙不断发育. 具体来看，煤样 W_1-H_2O 增加了 12%，W_2-6%HAc 增加了 463%，W_3-12%HAc 增加了 1 583%，W_4-18%HAc 增加了 1 371%，随乙酸浓度增大，裂隙发育呈现先增大后减小的趋势，说明乙酸对裂隙发育的促进存在最佳浓度值. 乙酸处理前煤样的β值在 0～2% 之间，处理后煤样的β值有不同程度的增大，清水和 6%，12% 与 18% 乙酸处理后煤样β值分别增加了 15%，438%，1 388% 与 1 236%. 上述超声波速、α值和β值的变化结果均表明乙酸处理有利于裂隙发育，从裂隙的角度验证了渗透率值增大的数值模拟结果.



(a) 乙酸处理前后煤纵波波速变化　　(b) 乙酸处理前后煤样α, β值的变化

图 9　乙酸处理前后煤样纵波速度以及α,β值变化

Fig. 9　Changes of longitudinal wave velocity and α, β values of coal samples before and after acetic acid treatment

3.3　煤体两相压力变化

图 10 所示为注酸煤层与未注酸煤层瓦斯压力变化情况，距离钻孔越近，瓦斯压力越低. 同时，初始阶段煤基质瓦斯压力高于裂隙瓦斯压力，随着抽采的进行，瓦斯压力逐渐降低，基质瓦斯压力与裂隙瓦斯压力之间的压差变小. 由于瓦斯实时解吸，抽采过程中基质压力下降的速度比裂隙压力慢. 如图 10a 所示，瓦斯抽采 10 d 时，注酸煤层瓦斯压力与未注酸煤层瓦斯压力之间相差约 0.3 MPa. 120 d 时由于注酸煤层渗透率增速远超未注酸煤层渗透率增速，两者压差扩大到 0.6 MPa 左右. 图 10b 表明抽采 5 d 时，注酸煤层与未注酸煤层的瓦斯压力下降速率基本一致，5 d 后由于渗透率变化不同，2 类煤层瓦斯压力压差开始变大，最后在 0.4 MPa 左右. 最终两者分别最大下降至初始瓦斯压力的 0.21 倍、0.56 倍.

煤层裂隙中存在瓦斯与地下水，两者变化受含气(或水)饱和度以及气(或水)压的影响. 单一饱和度或压力无法很好地解释裂隙中两相流动，含气(或水)饱和度与气(或水)压结合得到裂隙中的有效气(或水)压，可以直观分析气水两相流动.

图 11 为监测线上有效气压和有效水压变化情况，可以看出，随着与钻孔距离的增加，注酸与未注酸煤层有效气压均呈增长趋势，而后逐渐趋于稳定. 从抽采 10 d 到 120 d，注酸煤层最大有效气压从 0.70 MPa 降低到 0.23 MPa(低于未注酸煤层的最大值 0.63 MPa 与 0.38 MPa). 同时，与未注酸煤层相比，注酸煤层有效气压降低的更多，最大

降低约0.47 MPa. 如图11b所示,有效水压与有效气压在时空上演化趋势基本相同. 不同的是,抽采120 d时,注酸煤层降低的有效气压最大值比未注酸煤层大约高0.22 MPa,但降低的有效水压最大值比未注酸煤层高约0.69 MPa,表明由于初始阶段注酸煤层高渗透率以及高有效水压导致煤层中的水更容易排出,煤层含气饱和度快速增大,最终形成了高有效气压、低有效水压的状态.

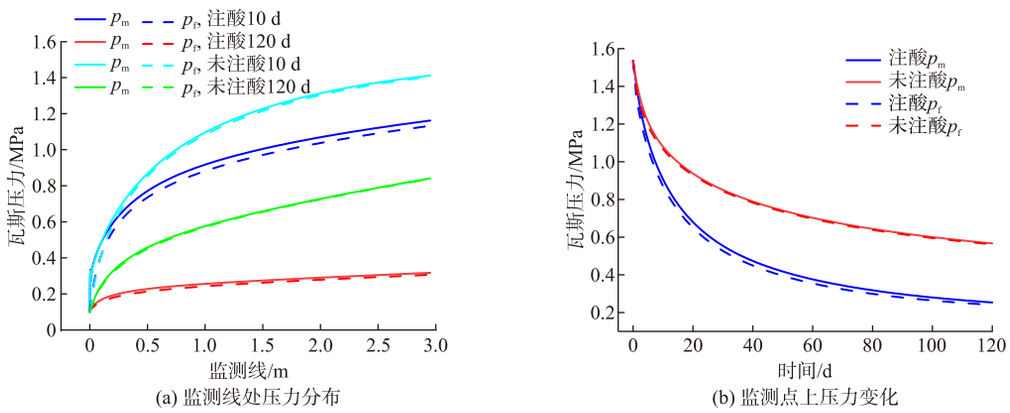


图10 注酸煤层与未注酸煤层瓦斯压力变化

Fig. 10 Variation of gas pressure in acid-treated coal and original coal

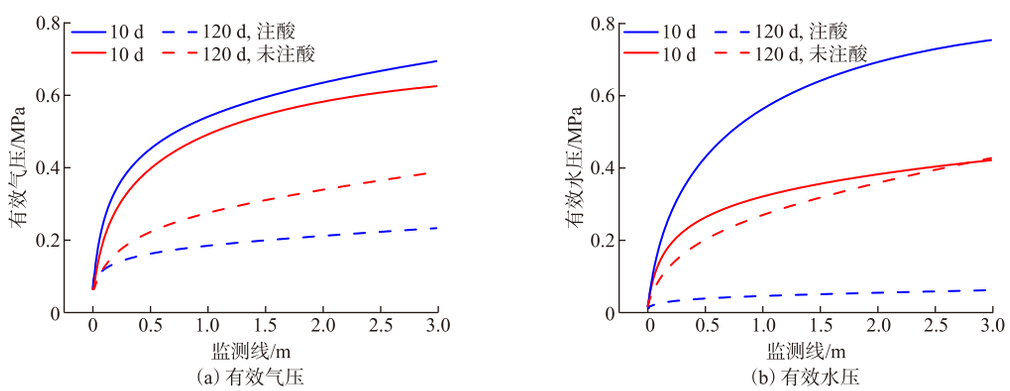


图11 有效气压及有效水压变化规律

Fig. 11 Variation characteristics of effective air pressure and effective water pressure

3.4 多参数影响分析

3.4.1 初始乙酸浓度

乙酸能够溶解孔裂隙中的矿物,提高煤体渗透率,分析了不同乙酸浓度C_0(3%,6%,9%,12%)对渗透率、裂隙瓦斯压力与温度变化的影响. 图12a为4种乙酸浓度对应的钻孔周围渗透率变化,随着乙酸浓度增加,煤体渗透率增长倍数不断变大. 当乙酸浓度从3%增加到12%时,渗透率由12k_0增加到32k_0. 渗透率值随乙酸浓度、作用时间的增大而增大. 高乙酸浓度值导致裂隙瓦斯压力不断降低,例如距离钻孔3 m处,3%乙酸浓度时裂隙瓦斯压力降为0.386 MPa;12%乙酸浓度时则降为0.236 MPa. 乙酸浓度越大,煤体处理后温度越低,同时,可以看出,由于方解石溶解与瓦斯解吸导致温度大幅下降,在钻孔附近出现“低温区”,该区域的范围随乙酸浓度增加而增加,区域内的最低温度值随乙酸浓度增加而降低.

3.4.2 初始瓦斯压力

煤层初始瓦斯压力对渗透率、温度变化等具有一定的影响,图13a为不同初始瓦斯压力p_0(1.1,1.3,1.5和1.7 MPa)下监测线上渗透率分布情况,抽采120 d时,同一位置渗透率值随初始瓦斯压力增大而增大. 渗透率变化方面,开始抽采的40 d内,渗透率受初始瓦斯压力的影响很小,40 d后可以清楚地看出渗透率随初始瓦斯压力增大而增大. 抽采120 d时,钻孔周围裂隙气压随初始瓦斯压力增加而略微增加. 初始瓦斯压力从1.1 MPa增加到1.7 MPa,裂隙气压在3 m处仅从0.3 MPa增加到0.307 MPa. 监测线上的煤层温度分布情况如图13d所示,随着初始瓦斯压力增加,抽采煤层温度不断降低,特别是钻孔周围的“低温区”范围不断增加,“低温区”最低温度值不断降低,这主要是方解石溶解与瓦斯解吸的吸热作用.

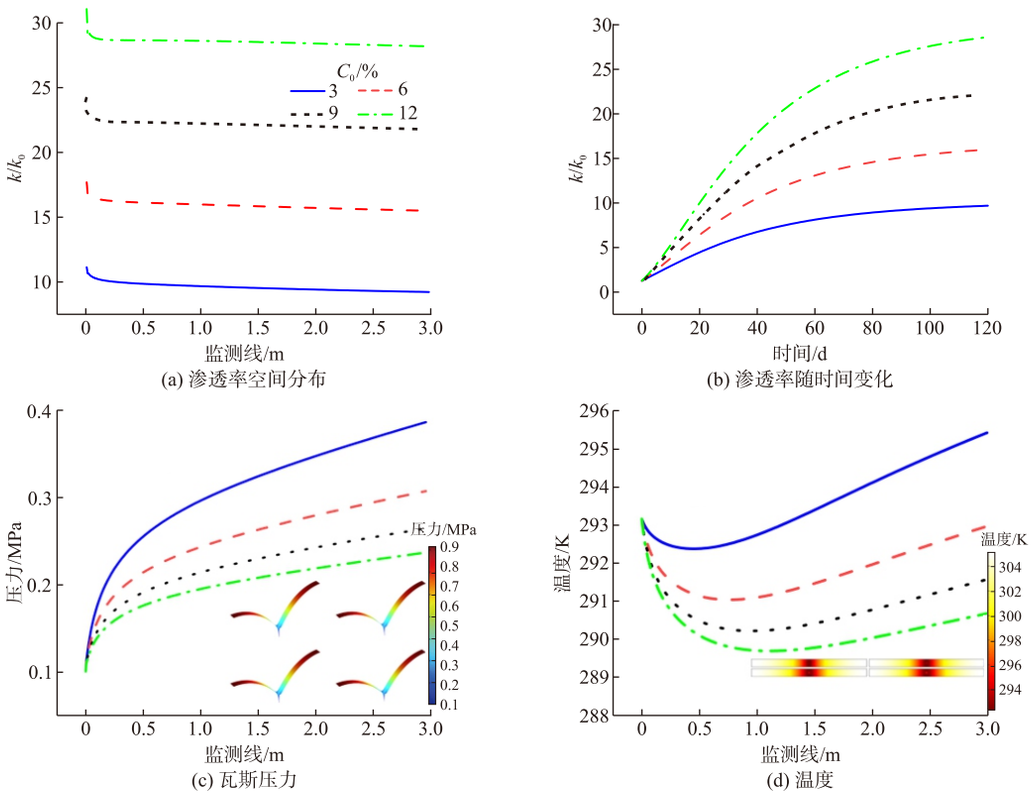


图 12　不同乙酸浓度下瓦斯抽采参数变化

Fig. 12　Variation of gas extraction parameters at different acetic acid concentrations

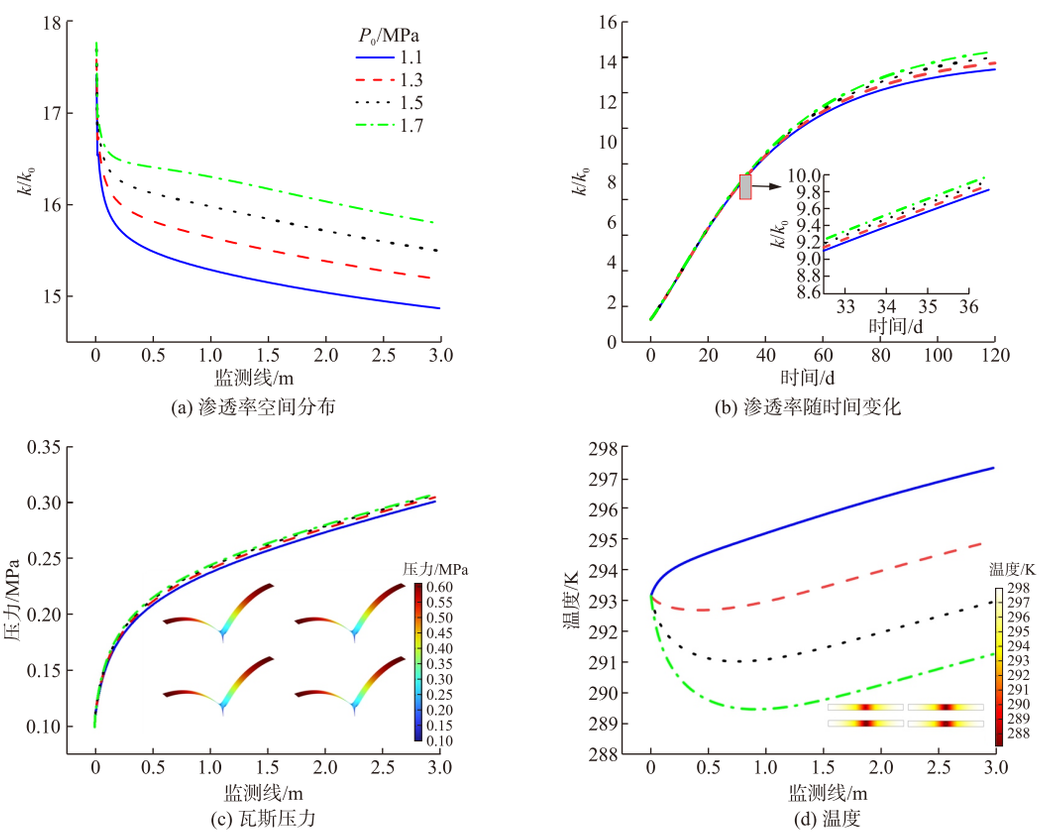


图 13　不同初始瓦斯压力下瓦斯抽采参数变化

Fig. 13　Variation of gas extraction parameters with different initial gas pressures

3.4.3 初始含水饱和度

水与瓦斯共存在煤层裂隙中，含水饱和度 s_w 影响抽采效率，研究了不同初始含水饱和度(0.5，0.6，0.7和0.8)对应的渗透率、瓦斯压力与温度变化．如图14a所示，钻孔周围同一位置处渗透率随初始含水饱和度增大而增大，最大 s_w 值与最小 s_w 值对应的渗透率增大倍数相差13倍．抽采过程中，特别是抽采后期，初始含水饱和度越大，渗透率增加的越多．当初始含水饱和度为0.5时，抽采120 d渗透率为12.44k_0，初始含水饱和度0.8对应的120 d渗透率增大倍数为24.15k_0．4个初始含水饱和度下监测线上温度分布如图14d所示，初始含水饱和度越高，最低温度越高．

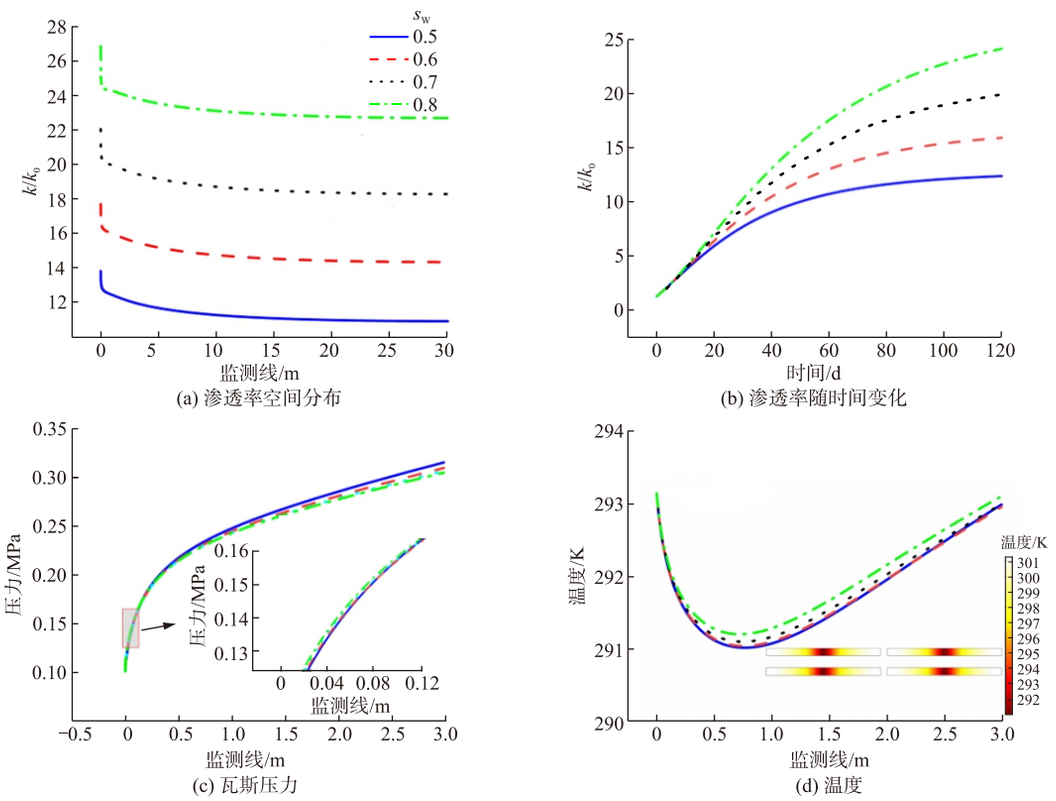


图14 不同初始含水饱和度下瓦斯抽采参数变化

Fig. 14 Variation of gas extraction parameters at different initial water saturation levels

3.4.4 朗格缪尔体积常数

Langmuir体积常数 V_L 表征煤体吸附瓦斯性能，分析了Langmuir体积常数分别为0.015，0.020，0.025和0.030 m^3/kg 对渗流参数的影响．从图15可以看出，随着与钻孔距离的增大，渗透率先快速下降，然后趋于稳定值．Langmuir体积常数越大，煤层渗透率越大．4个Langmuir体积常数的渗透率最后分别稳定在14.3k_0，14.33k_0，14.38k_0与14.44k_0．同时，Langmuir体积常数越大，渗透率随抽采时间延长而增加的越多．监测线上同一位置处，裂隙气压随Langmuir体积常数增大而小幅度减小．在距离钻孔3 m处，Langmuir体积常数0.015 m^3/kg 对应的裂隙压力为0.306 MPa；Langmuir体积常数0.03 m^3/kg 对应的裂隙压力为0.297 MPa．煤层温度随Langmuir体积常数增大而减小．Langmuir体积常数越大，钻孔附近“低温区”温度值越低．

3.4.5 极限吸附膨胀变形量

钻孔抽采导致瓦斯解吸和基质收缩，极限吸附膨胀变形量(ε_L)反映煤基质吸附解吸对煤体体积变化的影响．图16a为不同 ε_L(0.008，0.012，0.016和0.020)对应的渗透率变化，随着与钻孔距离增大，渗透率不断下降．同一位置处随着 ε_L 从0.008增加到0.020，最大渗透率增加比值从16.6k_0增加到20k_0．瓦斯抽采前20 d渗透率增大比例几乎不受不同 ε_L 的影响，抽采20 d之后，渗透率随 ε_L 的增大而增大．煤体 ε_L 越大，裂隙瓦斯压力越低，煤层温度亦越低．

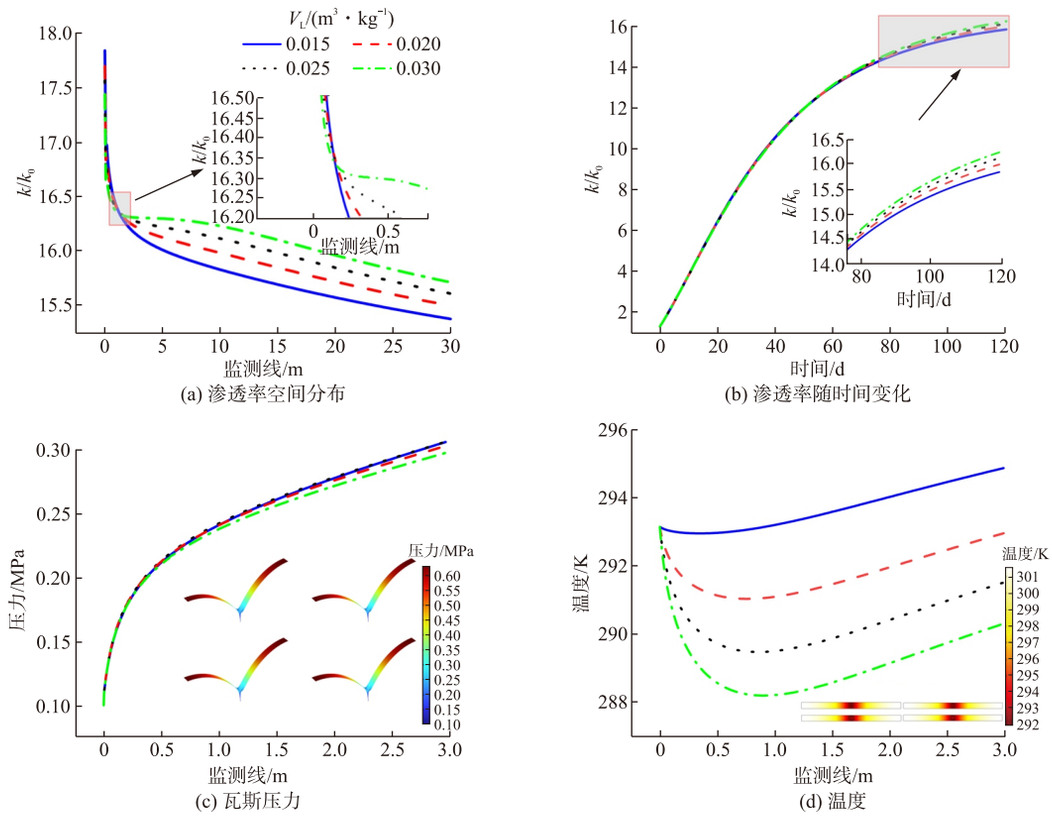


图 15　不同 Langmuir 体积常数下瓦斯抽采参数变化

Fig. 15　Variation of gas extraction parameters with different Langmuir volume constants

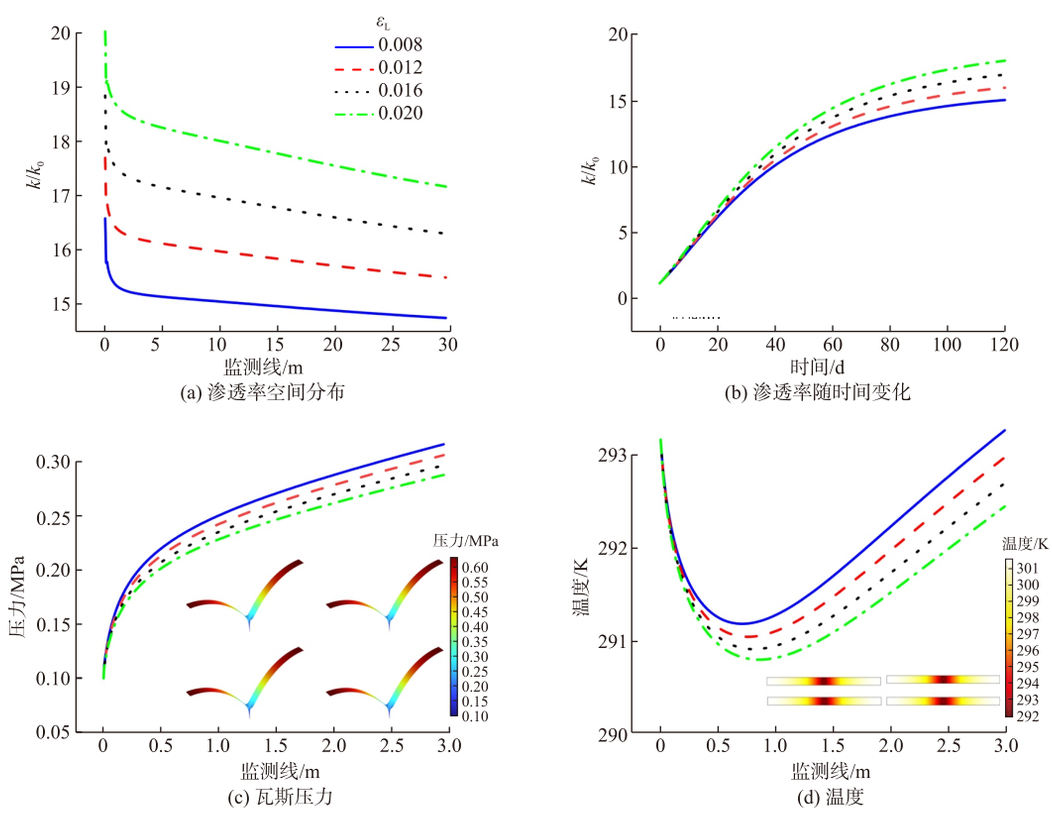


图 16　不同极限吸附膨胀变形量下瓦斯抽采参数变化

Fig. 16　Variation of gas extraction parameters with different ultimate adsorption-expansion deformation

3.4.6 影响因素综合分析

通过多变量正交试验法及其极差分析，可直接获得各因素对试验结果的影响程度大小．以120 d监测点上煤层渗透率比值k/k_0为响应指标，研究乙酸浓度、初始瓦斯压力、含水饱和度、朗格缪尔体积常数和极限吸附膨胀变形量对煤层渗透率的综合影响．以上5种因素均设置4个水平，采用4水平5因素的正交水平设计表$L_{16}(4^5)$，共16种试验方案，如表2所示．正交试验结果极差分析见表3．

根据表4及图17，乙酸浓度这一因素在4个水平下的极差大小为22.435，大于其他4个因素，这表明其对渗透率变化的影响程度最大．

表2 正交试验方案

Table 2 Orthogonal experimental design

试验序号	w(HAc)/%	p_0/MPa	s_w	V_L/(m^3·kg^{-1})	ε_L	k/k_0	试验序号	w(HAc)/%	p_0/MPa	s_w	V_L/(m^3·kg^{-1})	ε_L	k/k_0
1	3	1.1	0.5	0.015	0.008	7.04	9	9	1.1	0.7	0.030	0.012	27.57
2	3	1.3	0.6	0.020	0.012	9.46	10	9	1.3	0.8	0.025	0.008	33.18
3	3	1.5	0.7	0.025	0.016	12.53	11	9	1.5	0.5	0.020	0.020	19.08
4	3	1.7	0.8	0.030	0.020	16.30	12	9	1.7	0.6	0.015	0.016	23.77
5	6	1.1	0.6	0.025	0.020	16.88	13	12	1.1	0.8	0.020	0.016	46.58
6	6	1.3	0.5	0.030	0.016	13.13	14	12	1.3	0.7	0.015	0.020	39.13
7	6	1.5	0.8	0.015	0.012	24.15	15	12	1.5	0.6	0.030	0.008	27.35
8	6	1.7	0.7	0.020	0.008	19.09	16	12	1.7	0.5	0.025	0.012	22.01

表3 正交试验结果极差分析

Table 3 Range analysis of orthogonal experimental results

水平	w(HAc)/%	p_0/MPa	s_w	V_L/(m^3·kg^{-1})	ε_L	水平	w(HAc)/%	p_0/MPa	s_w	V_L/(m^3·kg^{-1})	ε_L
1	45.33	98.07	61.26	94.09	86.66	均值2	18.312 5	23.725 0	19.365 0	23.552 5	20.797 5
2	73.25	94.90	77.46	94.21	83.19	均值3	25.900 0	20.777 5	24.580 0	21.150 0	24.002 5
3	103.60	83.11	98.32	84.60	96.01	均值4	33.767 5	20.292 5	30.052 5	21.087 5	22.847 5
4	135.07	81.17	120.21	84.35	91.39	极差	22.435 0	4.225 0	14.738 0	2.465 0	3.205 0
均值1	11.332 5	24.517 5	15.315 0	23.522 5	21.665 0	排序	1	3	2	5	4

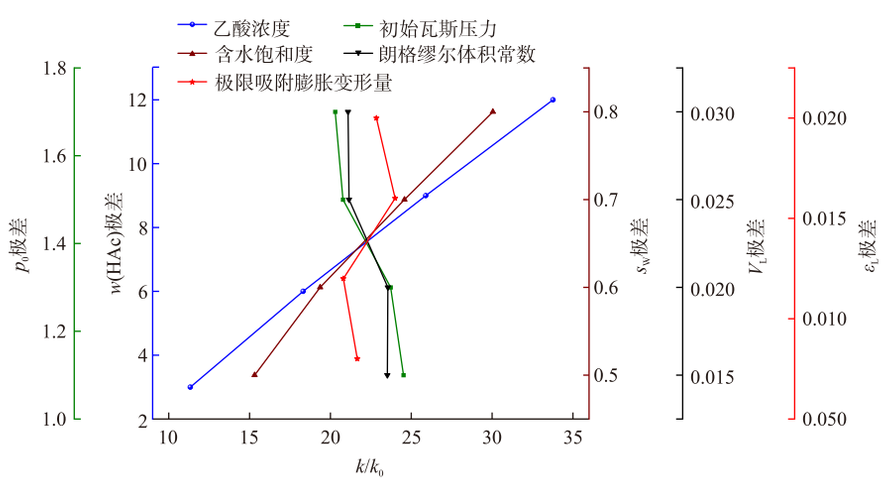


图17 不同因素不同水平下渗透率比值均值

Fig. 17 Mean permeability ratio at different factors and levels

极限吸附膨胀变形量、朗格缪尔体积常数与初始瓦斯压力3个因素的极差值相差不大，均在2～5之间，与乙酸浓度、含水饱和度的极差分别相差6倍、4倍左右，这表明极限吸附膨胀变形量、朗格缪尔体积常数和初始瓦斯压力3个因素相对乙酸浓度和含水饱和度2个因素的影响程度较小．因此，适当提高乙酸浓度及含水饱和度，更有利于煤体增渗效果的提升．

4　结　论

1)乙酸处理后煤体方解石浓度、H^+浓度与温度值均减小，随着抽采的进行，2个浓度降低值稳定在550和0.07 mol/m^{3}左右．在空间上，随着与钻孔距离增加，乙酸处理煤体温度先降低至291 K然后增加到293 K；在时间上，温度值随抽采时间增加而减少，最大降低约18 K．方解石溶解吸热导致钻孔周围出现“低温区”，温度降低促使反应变缓，最终方解石浓度、H^+浓度以及温度均趋于稳定．

2)乙酸能够有效扩展裂隙并连通孤立孔隙，增加煤体渗透率，抽采120 d时，渗透率最大增加为原始渗透率的18倍．煤样核磁图谱显示W_2-6%HAc、W_3-12%HAc与W_4-18%HAc微小孔、中孔峰明显减少，大孔峰显著增加，乙酸促进微孔、中孔向大孔转化，W_1-H_2O无明显变化．煤样超声性能发生明显变化，W_2-6%HAc、W_3-12%HAc与W_4-18%HAc超声衰减系数与比值均增大，W_3-12%HAc增加最多，约1 583%与1 388%，煤样经乙酸处理后裂隙发育变好，验证了乙酸增大煤体渗透率的作用．

3)注酸煤层高渗透率以及高有效水压导致抽采初期煤层中的水更容易排出，煤层含气饱和度快速增大，形成了高有效气压、低有效水压的状态，有利于瓦斯抽采，瓦斯压力随抽采时间延长而降低，最大降低至0.21p_0．抽采120 d时，注酸煤层有效气压从0.70 MPa降低到0.23 MPa，有效水压从0.75 MPa降低到0.06 MPa．

4)分析不同乙酸浓度、初始瓦斯压力、含水饱和度、Langmuir体积常数和极限吸附膨胀变形量对抽采过程煤层渗透率、气体流动及温度演化的影响．乙酸浓度、极限吸附膨胀变形量和初始含水饱和度与渗透率显著正相关．随着Langmuir体积常数、初始瓦斯压力增加，钻孔周围的“低温区”范围不断增加，“低温区”最低温度值不断降低，部分归因于方解石溶解与瓦斯解吸的吸热效应．

参考文献：

[1] 桑树勋，谢洪高，颜智华，等．煤层气开发-瓦斯治理-甲烷减排一体化技术探索与进展[J]．工程科学学报，2025，47(4)：606-619.
SANG Shuxun，XIE Honggao，YAN Zhihua，et al. Exploration and progress of integrated technology for coalbed methane development-gas control-methane emission reduction [J]. Journal of Engineering Sciences，2025，47(4)：606-619.

[2] 王　刚，陈　昊，陈雪畅，等．基于CT三维重构煤体变开度裂隙渗流特性研究[J]．中国矿业大学学报，2024，53(1)：59-67.
WANG Gang，CHEN Hao，CHEN Xuechang，et al. Study on seepage characteristics of variable-opening cracks in coal bodies based on CT three-dimensional reconstruction[J]. Journal of China University of Mining & Technology，2024，53(1)：59-67.

[3] 康永尚，孙良忠，张　兵，等．中国煤储层渗透率分级方案探讨[J]．煤炭学报，2017，42(增1)：186-194.
KANG Yongshang，SUN Liangzhong，ZHANG Bing，et al. Discussion on the classification scheme for porosity of coal reservoirs in China [J]. Journal of China Coal Society，2017，42(Sup 1)：186-194.

[4] 李昊擂，刘怀东，刘长友，等．巷道顶板水力裂缝卸压的相场模型及数值模拟研究[J]．中国矿业大学学报，2025，54(5)：971-983.
LI Haolei，LIU Huaidong，LIU Changyou，et al. Phase-field model and numerical simulation study on hydraulic crack relief in tunnel roofs [J]. Journal of China University of Mining & Technology，2025，54(5)：971-983.

[5] LU Y，LI H，LU J X，et al. Clean up water blocking damage in coalbed methane reservoirs by microwave heating：Laboratory studies[J]. Process Safety and Environmental Protection，2020，138：292-299.

[6] ZHANG B X，DENG Z，FU X H，et al. An experimental study on the effects of acidization on coal permeability：Implications for the enhancement of coalbed methane production[J]. Energy，2023，280：128145.

[7] DANG Z，SU L N，WANG X M，et al. Experimental study of the effect of ClO_2 on coal：Implication for coalbed methane recovery with oxidant stimulation[J]. Energy，2023，271：127028.

[8] WARD C R. Analysis and significance of mineral matter in coal seams[J]. International Journal of Coal Geology，2002，50(1/4)：135-168.

[9] NI G H, CUI Y X, LI Z, et al. Study on the effect of acidification reaction conditions on the pore structure of coal samples based on 2D NMR T1-T2[J]. Advanced Powder Technology, 2025, 36(3): 104792.

[10] 石军太, 范倩雯, 曹运兴, 等. 煤储层酸化氧化试剂体系优选及增产效果评价[J]. 煤炭学报, 2024, 49(4): 1989-2003.
SHI Juntai, FAN Qianwen, CAO Yunxing, et al. Optimization of acidification-oxidation reagent systems for coal reservoirs and evaluation of production enhancement effects [J]. Journal of China Coal Society, 2024, 49(4): 1989-2003.

[11] 袁 梅, 李照平, 李波波, 等. 酸化对煤微观结构及煤层气解吸:扩散的影响[J]. 天然气工业, 2022, 42(6): 163-172.
YUAN Mei, LI Zhaoping, LI Bobo, et al. Effect of acidification on coal microstructure and coalbed methane desorption-diffusion [J]. Natural Gas Industry, 2022, 42(6): 163-172.

[12] LIU J, ZHANG W Q, XUE Y, et al. Evaluation of acid fracturing in carbonatite geothermal reservoirs based on a coupled thermo-hydro-mechanical-chemical model considering discrete fracture networks [J]. Geomechanics for Energy and the Environment, 2025, 43: 100704.

[13] LIU T, SHI Y, LIU T, et al. Dynamic response of gas recovery enhancement efficiency in coalbed methane displacement by hot flue gas: From the perspective of thermo-hydro-mechanical-chemical coupling [J]. Energy & Fuels, 2024, 38(8): 6962-6981.

[14] FAN C J, LUO M K, LI S, et al. A thermo-hydro-mechanical-chemical coupling model and its application in acid fracturing enhanced coalbed methane recovery simulation[J]. Energies, 2019, 12(4): 626.

[15] YU Y B, XING H, CHENG W M, et al. Microstructure evolution law and dissolution time effect of bituminous coal under acetic acid acidification: Based on Micro-CT image analysis [J]. Fuel, 2024, 359: 130392.

[16] WANG Q H, CHEN Q, LIANG Y P. Experimental study on improving coalbed methane extraction by chemical treatment using acetic acid or ammonium persulfate[J]. Energy Science & Engineering, 2022, 10(9): 3507-3529.

[17] YU Y B, GAO C W, YANG H T, et al. Effect of acetic acid concentration and dissolution time on the evolution of coal phases: A case report of bituminous coal[J]. Journal of Molecular Liquids, 2021, 340: 117298.

[18] LIU X D, SANG S X, ZHOU X Z, et al. Coupled adsorption-hydro-thermo-mechanical-chemical modeling for CO_2 sequestration and well production during CO_2-ECBM [J]. Energy, 2023, 262: 125306.

[19] ZHENG C S, WU H F, LI G F, et al. Effects of mechanical properties on gas-water flow characteristics around boreholes: Implementation of damage-based coupling models [J]. ACS Omega, 2024, 9(17): 19578-19590.

[20] ZHU W, WEI C, LIU J, et al. A model of coal - gas interaction under variable temperatures[J]. International Journal of Coal Geology, 2011, 86(2/3): 213-221.

[21] LIU Q, HUANG W, LYU B, et al. Decoupling experiments for CH_4 "diffusion-seepage" in coal columns to effectively measure sorption time[J]. International Journal of Coal Geology, 2022, 261: 104074.

[22] FAN Z L, ZHANG D S, FAN G W, et al. Non-Darcy thermal-hydraulic-mechanical damage model for enhancing coalbed methane extraction[J]. Journal of Natural Gas Science and Engineering, 2021, 93: 104048.

[23] XIA T Q, ZHOU F B, WANG X X, et al. Safety evaluation of combustion-prone longwall mining gobs induced by gas extraction: A simulation study [J]. Process Safety and Environmental Protection, 2017, 109: 677-687.

[24] 李臣臣, 刘大锰, 蔡益栋, 等. 新疆准南地区煤储层显微裂隙特征及矿物控因分析[J]. 煤炭科学技术, 2015, 43(12): 144-151.
LI Chenchen, LIU Dameng, CAI Yidong, et al. Microscopic fracture characteristics and mineral controlling factors analysis of coal reservoirs in the Zhunan area, Xinjiang [J]. Coal Science and Technology, 2015, 43(12): 144-151.

[25] 陈 强, 梁运培, 秦朝中. 含方解石脉的低渗煤体酸化增渗实验研究[C]//中国石油学会天然气专业委员会. 第32届全国天然气学术年会(2020)论文集. 重庆, 2020: 2454-2466.
CHEN Qiang, LIANG Yunpei, QIN Chaozhong. Experimental study on acid-induced permeability enhancement in low-permeability coal bodies containing calcite veins[C]//Natural Gas Professional Committee of the Petroleum Society of China. Proceedings of the 32nd National Natural Gas Academic Conference (2020). Chongqing, 2020: 2454-2466.

[26] FREDD C N, FOGLER H S. The kinetics of calcite dissolution in acetic acid solutions[J]. Chemical Engi-

neering Science, 1998, 53(22): 3863-3874.

[27] BUIJSE M, DE BOER P, BREUKEL B, et al. Organic acids in carbonate acidizing[J]. SPE Production & Facilities, 2004, 19(3): 128-134.

[28] LI S, FAN C J, HAN J, et al. A fully coupled thermal-hydraulic-mechanical model with two-phase flow for coalbed methane extraction[J]. Journal of Natural Gas Science and Engineering, 2016, 33: 324-336.

[29] FAN C J, ELSWORTH D, LI S, et al. Thermo-hydro-mechanical-chemical couplings controlling CH_4 production and CO_2 sequestration in enhanced coalbed methane recovery[J]. Energy, 2019, 173: 1054-1077.

[30] SHI Y, LIN B Q, LIU T, et al. Modeling and analysis on coal permeability considering the mineral dissolution caused by flue gas in fractures[J]. Energy & Fuels, 2024, 38(23): 22848-22863.

[31] WANG G, WANG K, WANG S G, et al. An improved permeability evolution model and its application in fractured sorbing media[J]. Journal of Natural Gas Science and Engineering, 2018, 56: 222-232.

[32] LIU S M, SUN H T, ZHANG D M, et al. Nuclear magnetic resonance study on the influence of liquid nitrogen cold soaking on the pore structure of different coals[J]. Physics of Fluids, 2023, 35(1): 012009.

[33] XU J Z, ZHAI C, LIU S M, et al. Feasibility investigation of cryogenic effect from liquid carbon dioxide multi cycle fracturing technology in coalbed methane recovery[J]. Fuel, 2017, 206: 371-380.

[34] 高建良，李沙沙，杨　明，等. 水分对无烟煤瓦斯吸附影响的低场核磁试验研究[J]. 安全与环境学报，2018, 18(1): 151-155.
GAO Jianliang, LI Shasha, YANG Ming, et al. Low-field NMR study on the effect of moisture content on gas adsorption in anthracite coal[J]. Journal of Safety and Environment, 2018, 18(1): 151-155.

[35] 赵阳升，梁卫国，冯子军，等. 原位改性流体化采矿科学，技术与工程[J]. 煤炭学报，2021, 46(1): 25-35.
ZHAO Yangsheng, LIANG Weiguo, FENG Zijun, et al. In-situ modification of fluidized mining: science, technology, and engineering[J]. Journal of China Coal Society, 2021, 46(1): 25-35.

（责任编辑　沈　菊　仝　腾）