



不同孔隙压力和围压下煤岩渗透及力学特性试验研究

付佳乐 李波波 高政 吴学海 王忠晖 许江

引用本文：

付佳乐, 李波波, 高政, 等. 不同孔隙压力和围压下煤岩渗透及力学特性试验研究[J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(8): 150–159.
FU Jiale, LI Bobo, GAO Zheng. Experimental study on permeability and mechanical properties of coal under different pore pressure and confining pressure[J]. Coal Science and Technology, 2023, 51(8): 150–159.

在线阅读 View online: <https://doi.org/10.13199/j.cnki.est.2022-0568>

您可能感兴趣的其他文章

Articles you may be interested in

孔隙压力升降条件下煤岩双孔隙渗透率模型研究

Study on dual pore permeability model of coal under the conditions of pore pressure rise and fall
煤炭科学技术. 2022, 50(11): 116–121 <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/f9f4bc3c-2603-4fea-9223-54b9f6ac4ddd>

煤岩孔裂隙结构分形特征及渗透率模型研究

Study on fractal characteristics of coal and rock pore fissure structure and permeability model
煤炭科学技术. 2021, 49(2): 226–231 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.est.2021.02.026>

不同围压和水压加载下煤岩渗流规律研究

Research on coal and rock seepage laws under different confining pressures and hydraulic pressures
煤炭科学技术. 2020, 48(12) <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/2be42f1b-ed2f-4cba-b9bc-f76332e89685>

瓦斯压力和应力对裂隙影响下的渗透率模型研究

Study on permeability model under the influence of gas pressure and stress on fracture
煤炭科学技术. 2021, 49(2): 115–121 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.est.2021.02.015>

黔西突出煤的微观孔隙分形特征及其对渗透率的影响

Micro-pore fractal characteristics of outburst coal in Western Guizhou and its influence on permeability
煤炭科学技术. 2021, 49(3): 118–122 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.est.2021.03.015>

高煤阶煤样水力压裂前后应力渗透率试验研究

Experimental study on stress-permeability of high rank coal samples before and after hydraulic fracturing
煤炭科学技术. 2023, 51(1): 353–360 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.est.2022-1789>



关注微信公众号，获得更多资讯信息



移动扫码阅读

付佳乐, 李波波, 高政, 等. 不同孔隙压力和围压下煤岩渗透及力学特性试验研究[J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(8): 150–159.

FU Jiale, LI Bobo, GAO Zheng, et al. Experimental study on permeability and mechanical properties of coal under different pore pressure and confining pressure[J]. Coal Science and Technology, 2023, 51(8): 150–159.

不同孔隙压力和围压下煤岩渗透及力学特性试验研究

付佳乐¹, 李波波^{1,2,3}, 高政¹, 吴学海¹, 王忠晖¹, 许江⁴

(1. 贵州大学 矿业学院, 贵州 贵阳 550025; 2. 贵州大学 喀斯特地区优势矿产资源高效利用国家地方联合工程实验室, 贵州 贵阳 550025; 3. 贵州省非金属矿产资源综合利用重点实验室, 贵州 贵阳 550025; 4. 重庆大学 煤矿灾害动力学与控制国家重点实验室, 重庆 400044)

摘要: 随着煤矿开采深度不断增大, 煤岩力学性质响应和瓦斯运移机制变得异常复杂。为探究工程上先抽后采一体化作业下煤岩损伤演化规律和瓦斯渗流机制, 以重庆松藻煤矿 K_2 煤层型煤试样为研究对象, 利用含瓦斯煤热-流-固耦合三轴伺服渗流装置, 对同一试件先后进行了降孔隙压力渗流试验和三轴压缩-渗流试验。根据弹塑性理论, 推导表征煤岩全应力应变关系的统计损伤本构模型, 进一步构建考虑损伤作用下煤岩渗透率模型。研究结果表明: 在降孔隙压力渗流试验中, 恒定外应力条件下的煤岩渗透率随孔隙压力降低呈现出先平缓上升后急剧上升趋势。在此过程中, 煤岩渗透率变化受有效应力和瓦斯解吸相互竞争影响; 在三轴压缩-渗流试验过程中, 不同围压下煤岩变形阶段特征基本相似, 随着围压增大, 煤岩力学性质得到强化。煤岩渗透率曲线随轴向应变增大呈负指数函数变化; 损伤变量曲线和塑性应变曲线随轴向应变增大均呈现先缓慢升高后急剧升高趋势, 损伤演化过程与煤岩变形破坏各阶段全应力应变曲线相对应; 通过与试验数据对比验证所建损伤本构模型和渗透率模型的合理性, 表明模型能够较为准确地反映煤岩变形阶段特征及瓦斯渗流规律。

关键词: 煤岩; 孔隙压力; 渗透率; 损伤变量; 塑性应变

中图分类号: TD984 文献标志码: A 文章编号: 0253-2336(2023)08-0150-10

Experimental study on permeability and mechanical properties of coal under different pore pressure and confining pressure

FU Jiale¹, LI Bobo^{1,2,3}, GAO Zheng¹, WU Xuehai¹, WANG Zhonghui¹, XU Jiang⁴

(1. College of Mining, Guizhou University, Guiyang 550025, China; 2. National & Local Joint Laboratory of Engineering for Effective Utilization of Regional Mineral Resources from Karst Areas, Guizhou University, Guiyang 550025, China; 3. Guizhou Key Laboratory of Comprehensive Utilization of Non-metallic Mineral Resources, Guiyang 550025, China; 4. State Key Laboratory of Coal Mine Disaster Dynamics and Control, Chongqing University, Chongqing 400044, China)

Abstract: With the continuous increase of coal mining depth, the response of coal mechanics and the mechanism of gas migration have become extremely complicated. In order to explore the coal damage evolution and gas seepage mechanism under the integrated operation of first extraction and subsequent mining in engineering, the K_2 coal seam briquette sample of Chongqing Songzao Coal Mine was used as the research object. Using the triaxial servo seepage device of thermal-fluid-solid coupling of gas-bearing coal, the reduced pore pressure seepage test and the triaxial compression-seepage test were successively carried out on the same specimen. According to the elasto-plasticity theory, a statistical damage constitutive model that characterized the whole stress-strain relationship of coal was derived, and the permeability model of coal under consideration of damage was further constructed. The results of the research shown that, in the reduced pore pressure seepage test, the permeability of coal under constant external stress shown a trend of first rising gently and then rising sharply with the decrease of pore pressure. In this process, the change of coal permeability was affected by the competition between effective stress and gas desorption. In the process of the triaxial compression-seepage test, the characteristics of coal deformation stages under different confining

收稿日期: 2022-05-06 责任编辑: 宫在萍 DOI: 10.13199/j.cnki.cst.2022-0568

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(52064007); 贵州省科技厅-贵州大学科技合作计划资助项目(黔科合基础-ZK[2021]重点 052)

作者简介: 付佳乐(1997—), 男, 江西宜春人, 硕士研究生。E-mail: 1615907708@qq.com

通讯作者: 李波波(1985—), 男, 贵州修文人, 教授, 博士。E-mail: bplib@gzu.edu.cn

stresses were basically similar. As the confining stress increased, the coal mechanics properties were strengthened. The coal permeability curve changed as a negative exponential function with the increasing axial strain. The damage variable curves and plastic strain curves shown a trend of first rising slowly and then rising sharply with the increase of axial strain, the damage evolution process was corresponded to the whole stress-strain curve of each stage of coal deformation and failure. The rationality of the constructed damage constitutive model and permeability model were verified by comparison with test data, which shown that the model can more accurately reflect the characteristics of coal deformation stages and the law of gas seepage.

Key words: coal; pore pressure; permeability; damage variable; plastic strain

0 引言

煤炭作为我国主体能源,在社会发展中起着重要作用。随着我国浅部资源的开采枯竭,煤炭开采逐渐向深部进军^[1]。煤炭在形成过程中由于各种物理化学作用,其内部会蕴藏大量的煤层气(主要成分为甲烷)。应力扰动作用使瓦斯气体沿着裂隙通道不断向采煤工作面和巷道涌出,将增大煤与瓦斯突出危险性。有效的瓦斯抽采不仅能使瓦斯含量及压力降低到安全范围内,从而降低瓦斯灾害事故发生的可能性,还可将瓦斯作为一种清洁能源加以利用、缓解全球温室效应。此外,在煤层开采过程中,卸压诱导的支承压力变化导致煤岩内部结构改变,内部裂隙急剧发育、拓展、贯通,甚至形成宏观裂缝,致使承载能力急剧降低,直接导致工作面附近围岩发生冒顶、片帮等灾害事故^[2]。因此,研究瓦斯抽采与煤层开采下煤岩损伤演化规律和渗流特性并建立相关模型,对煤矿动力灾害防治和矿井安全高效生产具有重要现实意义。

煤层渗透特性直接影响矿井瓦斯抽采效率,其演化规律受瓦斯压力、地应力和温度等因素共同制约。MENG 等^[3]研究 CO₂、CH₄ 和 N₂ 吸附膨胀变形对渗透率的影响。发现煤样在吸附过程中渗透率随体积吸附应变的增加呈负指数函数降低。CUI 等^[4]研究认为瓦斯抽采降压过程中渗透率受有效应力和孔隙压力共同影响,有效应力对瓦斯渗流起阻碍作用,煤基质收缩会使渗流通道扩张从而促进气体流通。YIN 等^[5]通过保持围压和瓦斯压力差不变,探讨不同温度、外应力和瓦斯压力条件下无烟煤在不同破坏阶段渗透率演化规律。为了预测煤层气开采过程中气体流动规律,国内外学者提出了一系列渗透率预测模型。GRAY^[6]在渗透率模型建立过程中首次考虑了基质解吸缩效应对裂隙变形的影响。SEIDLE 等^[7]将煤结构抽象为由基质和裂隙双重介质组成的火柴棍模型,并构建煤岩渗透率与有效应力之间的数学模型。随后各种考虑不同影响因素和边界条件的渗透率模型得到进一步发展(P-M 模型^[8]、

S-D 模型^[9]、P-C 模型^[10])。不难发现,上述渗透率模型大多是基于单轴应变条件假设所推导的。而单轴应变条件在实验室环境较难实现。

煤岩在开采扰动下受矿山压力作用产生变形,甚至出现破坏失稳现象。损伤是一种表征煤岩变形破坏程度的有效度量方式,国内外已有不少学者对煤岩损伤本构模型进行了相关研究。曹文贵等^[11]假定岩石破坏前遵循 Mohr-Coulomb 准则,构建岩石变形破坏过程中损伤统计本构模型,结合全应力应变试验曲线探讨 Weibull 分布参数对损伤模型的影响。WU 等^[12]基于 CT 扫描装置监测三轴压缩过程中含瓦斯煤裂隙演化规律,利用裂隙在端面的投影面积与端面面积的比值来定义损伤变量。DARABI 等^[13]基于受载岩石损伤恢复特性,导出应变张量和切线刚度模量之间的数学解析关系式,并提出考虑微损伤恢复机制的岩石损伤本构模型。SHAO 等^[14]从岩石微观力学角度出发,将微裂纹分布近似为二阶损伤张量,提出一种描述脆性岩石材料诱导各向异性损伤的新本构模型。XU 等^[15]以花岗岩弹性模量的变化定义热损伤,基于 Lemaitre 应变等效原理和 Drucker-Prager 准则,推导花岗岩在高温高压条件下的非线性力热耦合损伤本构模型。

综上所述,前人在对煤岩渗透率演化规律研究时,仅单独就某个阶段(抽采阶段或煤矿地下开采阶段)进行了相关试验,并建立了一系列对应单一阶段的渗透率模型。对于模拟工程上先抽后采实际背景的试验和模型研究却鲜见报道,整个生产作业过程中煤岩力学响应及瓦斯流动规律有待进一步探究。因此,为体现煤矿先抽后采一体化作业的实际情况,笔者对同一煤样试件先进行降孔隙压力渗流试验以模拟煤层瓦斯抽采,待降孔隙压力渗流试验结束后,紧接着通过保持孔隙压力恒定,再进行三轴压缩-渗流试验以模拟煤层开采。基于两步试验过程,根据统计损伤和弹塑性理论,建立煤岩损伤本构模型,进一步构建考虑损伤的渗透率模型,并验证模型合理性。分析煤岩塑性应变、损伤变量和全应力应变曲线之间关系,以期为瓦斯高效抽采和煤矿安全生产

提供一定理论指导。

1 试验装置及方案

1.1 试样制备

试验所用煤样取自重庆松藻煤矿 K_2 煤层, 该煤层质地松软破碎, 使得原煤试件取样难度较大。WANG 等^[16]对含瓦斯型煤与原煤的力学参数和渗流特征进行试验研究, 发现 2 种煤样存在相似的变化规律。因此, 笔者采用型煤试件开展相关试验研究。

首先用粉碎机将从现场取原煤块体进行粉碎, 筛选出粒径为 60~80 目 ($0.185\sim0.247\text{ mm}$) 的煤粉; 然后在不添加任何黏结剂的情况下, 将 300 g 煤粉与适量的纯净水充分搅拌混合, 装入成型模具; 然后在 200 t 材料试验机上以 100 MPa 的成型压力恒压 20 min 压制成规格为 $\phi 50\text{ mm}\times100\text{ mm}$ 标准圆柱体试件。选出两端面不平行度小于 0.05 mm 的作为试验试件, 及时将所选试件放入恒温 80 °C 的烘箱内烘 24 h; 最后待煤样冷却至室温置于干燥皿内, 以备试验使用。

1.2 试验装置

试验采用含瓦斯煤热-流-固耦合三轴伺服渗流试验装置进行^[17]。试验装置原理如图 1 所示, 该装置可模拟不同温度、气体压力和应力等条件下煤岩开采全过程中瓦斯渗流规律和煤岩力学特性。

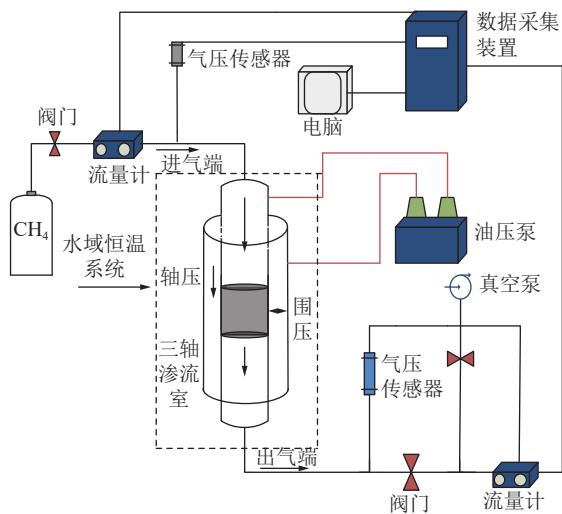


图 1 试验装置原理图^[18]
Fig.1 Schematic diagram of test device^[18]

1.3 试验方案

为探究煤岩开采全过程中煤岩损伤演化规律和渗透特性, 采用体积分数为 99.99% 的 CH₄ 作为试验气体。本次取样深度约为 300 m, 煤层原始瓦斯含量为 14.6 m³/t。为更好模拟煤样真实赋存环境, 通过应力加载方式使煤样处于围压等于轴压静水平压力状

态, 开展围压分别为 4、6、8 MPa 下的降孔隙压力渗流试验和三轴压缩-渗流试验。试验过程中保证出口气体压力恒为 0.10 MPa, 温度恒为 30 °C, 具体试验步骤如下:

1) 试件安装: 在型煤试件侧壁表面均匀涂抹 704 硅橡胶, 使用热缩管将试件套紧, 用电吹风使热缩管均匀受热紧贴煤样侧壁, 再用金属箍分别箍紧试件上下两端, 最后按照顺序依次连接好各辅助设备。

2) 真空脱气: 对三轴压力室和管路进行气密性检查, 在确保装置气密性良好前提下, 关闭进出气口阀门对装置和煤样进行真空脱气。

3) 试验条件设定: 采用 30 °C 恒温水浴对三轴压力室进行均匀加热。以 0.5 MPa 的梯度逐级交替加载轴压和围压至 4 MPa, 使煤样处于静水平压力状态, 加载过程中始终保持轴压大于围压。

4) 吸附平衡: 向系统内通入试验气体, 缓慢调节进口阀门使孔隙压力逐渐升高至 1.20 MPa 并保持不变, 对煤样试件持续充气 24 h 使其达到吸附平衡状态。

5) 降孔隙压力渗流试验: 待试件吸附平衡后打开出口阀门, 随后按照 1.20→1.05→0.95→0.85→0.75→0.65→0.55→0.45→0.35→0.25→0.20 MPa 的顺序依次降低孔隙压力, 待瓦斯渗流平衡后打开出口阀门, 通过质量流量计自动收集各孔隙压力状态下的流量值。

6) 三轴压缩-渗流试验: 待降孔隙压力渗流试验最后一个试验点的流量测量完成, 保持试件所处的孔隙压力和围压应力状态不变, 采用位移控制方式以 0.1 mm/min 速度逐渐加载轴压至煤样发生破坏, 借助数据采集系统记录试验过程中的应力和应变数据, 并测量出全程的气体流量值。

7) 更换试件, 不断重复步骤 3)、4)、5)、6) 开展围压分别为 6、8 MPa 条件下的渗流试验和三轴压缩-渗流试验。

根据试验所测流量值, 通过达西定律计算得出煤岩渗透率^[17]。

2 损伤本构模型及渗透率演化方程

2.1 煤岩损伤本构模型

煤岩在开采过程中, 受采掘活动影响其周围岩体会出现应力集中现象, 一旦应力超过极限承载能力煤岩体便发生破坏变形, 而破坏变形过程的本质是塑性变形的累积。根据弹塑性理论, 煤岩在应力加载下所产生的塑性应变可表示^[19]为

$$\varepsilon_p = \varepsilon_l - \varepsilon_e \quad (1)$$

式中: ε_p 为轴向塑性应变; ε_l 为轴向总应变; ε_e 为轴向弹性应变。

根据广义虎克定律^[20], 可计算得到轴向弹性应变 ε_e 为

$$\varepsilon_e = \frac{\sigma_1 - 2\mu\sigma_3}{E} = \frac{\Delta\sigma + (1 - 2\mu)\sigma_3}{E} \quad (2)$$

式中: $\Delta\sigma$ 为偏应力, MPa; σ_1 为轴向应力, MPa; σ_3 为围压, MPa; E 为弹性模量, MPa; μ 为泊松比。

已有相关试验和理论研究证实了塑性变形和损伤有耦合作用^[20], 损伤产生的本质是煤岩体内孔隙的生成, 而孔隙的生成又是不可逆变形导致的结果。因此, 拟采用塑性变形来表征损伤程度, 将塑性应变作为煤岩微元强度分布变量。假定煤岩微元强度服从 Weibull 分布, 其概率密度分布函数为

$$p(\varepsilon_p) = \frac{m}{\varepsilon_0} \left(\frac{\varepsilon_p}{\varepsilon_0} \right)^{m-1} \exp \left[- \left(\frac{\varepsilon_p}{\varepsilon_0} \right)^m \right] \quad (3)$$

式中: $p(\varepsilon_p)$ 为煤岩微元强度随机分布函数; ε_p 为煤岩微元强度随机分布变量, 代表塑性应变; ε_0 、 m 为 Weibull 分布参数。

在任意微小区间 $[\varepsilon_l, \varepsilon_l + d\varepsilon_l]$ 内, 煤岩破坏是个连续的过程, 则在某一荷载所引起的塑性应变 ε_p 下煤岩损伤变量 D 可表示为

$$D = 1 - \exp \left[- \left(\frac{\varepsilon_p}{\varepsilon_0} \right)^m \right] \quad (4)$$

在三轴压缩-渗流试验过程中, 偏应力 $\Delta\sigma$ 与轴向应力 σ_1 和围压 σ_2 、 σ_3 关系为

$$\begin{cases} \Delta\sigma = \sigma_1 - \sigma_3 \\ \sigma_2 = \sigma_3 \end{cases} \quad (5)$$

将式(1)、式(2)代入式(4), 则有

$$D = 1 - \exp \left\{ - \left[\frac{\varepsilon_l - \frac{\Delta\sigma + (1 - 2\mu)\sigma_3}{E}}{\varepsilon_0} \right]^m \right\} \quad (6)$$

根据 Lemaitre 应变等价假说^[21], 可得

$$\Delta\sigma = E\varepsilon_l(1 - D) + (2\mu - 1)\sigma_3 \quad (7)$$

将式(6)代入式(7), 则得考虑弹塑性变形的煤岩损伤本构模型

$$\Delta\sigma = E\varepsilon_l \exp \left\{ - \left[\frac{\varepsilon_l - \frac{\Delta\sigma + (1 - 2\mu)\sigma_3}{E}}{\varepsilon_0} \right]^m \right\} + (2\mu - 1)\sigma_3 \quad (8)$$

可见, 构建煤岩损伤本构模型的关键是 Weibull 参数 m 和 ε_0 的确定。对式(8)求偏微分得

$$\begin{aligned} \frac{\partial \Delta\sigma}{\partial \varepsilon_l} &= E \exp \left\{ - \left[\frac{\varepsilon_l - \frac{\Delta\sigma + (1 - 2\mu)\sigma_3}{E}}{\varepsilon_0} \right]^m \right\} - \\ &E\varepsilon_l \exp \left\{ - \left[\frac{\varepsilon_l - \frac{\Delta\sigma + (1 - 2\mu)\sigma_3}{E}}{\varepsilon_0} \right]^m \right\} \times \\ &\frac{m}{\varepsilon_0} \left[\frac{\varepsilon_l - \frac{\Delta\sigma + (1 - 2\mu)\sigma_3}{E}}{\varepsilon_0} \right]^{m-1} \left(1 - \frac{1}{E} \frac{\partial \Delta\sigma}{\partial \varepsilon_l} \right) \end{aligned} \quad (9)$$

由文献 [20] 可知, 在全应力应变曲线中, 峰值强度点取值是确定分布参数的一种较好的方法, 不仅计算简洁, 而且物理意义明确。在峰值点处 $(\varepsilon_c, \Delta\sigma_c)$ 强度达到极限值, 曲线在该点处斜率为 0, 即满足

$$\Delta\sigma_c = E\varepsilon_c \exp \left\{ - \left[\frac{\varepsilon_c - \frac{\Delta\sigma_c + (1 - 2\mu)\sigma_3}{E}}{\varepsilon_0} \right]^m \right\} + (2\mu - 1)\sigma_3 \quad (10)$$

$$\frac{\partial \Delta\sigma}{\partial \varepsilon_l} \Big|_{\varepsilon_l=\varepsilon_c} = 0 \quad (11)$$

将式(11)代入式(9)并化简可得

$$\frac{\varepsilon_0}{m\varepsilon_c} = \left[\frac{\varepsilon_c - \frac{\Delta\sigma_c + (1 - 2\mu)\sigma_3}{E}}{\varepsilon_0} \right]^{m-1} \quad (12)$$

对式(10)进行整理变形得

$$\left[\frac{\varepsilon_c - \frac{\Delta\sigma_c + (1 - 2\mu)\sigma_3}{E}}{\varepsilon_0} \right]^m = \ln \frac{\Delta\sigma_c + (1 - 2\mu)\sigma_3}{E\varepsilon_c} \quad (13)$$

通过联立式(12)和式(13)可解出 m 和 ε_0

$$m = \frac{\varepsilon_c - \frac{\Delta\sigma_c + (1 - 2\mu)\sigma_3}{E}}{\varepsilon_c \ln \frac{E\varepsilon_c}{\Delta\sigma_c + (1 - 2\mu)\sigma_3}} \quad (14)$$

$$\varepsilon_0 = \frac{\varepsilon_c - \frac{\Delta\sigma_c + (1 - 2\mu)\sigma_3}{E}}{\left[\ln \frac{E\varepsilon_c}{\Delta\sigma_c + (1 - 2\mu)\sigma_3} \right]^{\frac{1}{m}}} \quad (15)$$

式(14)、式(15)即为所求损伤本构模型分布参数, 将其代入式(8)即可得到完备的考虑弹塑性变形的煤岩损伤本构模型。

2.2 考虑损伤作用的煤岩渗透率模型

煤岩被压实主要受有效应力控制, 假设 Boit 系数等于 1, 有效应力计算公式为

$$\sigma_e = \frac{\sigma_1 + 2\sigma_3}{3} - p \quad (16)$$

式中: σ_e 为有效应力, MPa; p 为孔隙压力, MPa; 孔隙压力 p 与进、出口气体压力 p_1, p_2 的关系为

$$p = \frac{p_1 + p_2}{2} \quad (17)$$

联立式(5)、式(16)和式(17)即可得到用偏应力表示的有效应力关系式

$$\sigma_e = \frac{\Delta\sigma + 3\sigma_3}{3} - \frac{p_1 + p_2}{2} \quad (18)$$

将式(8)代入式(18)可得出有效应力与轴向应变的关系

$$\begin{aligned} \sigma_e = \\ \frac{1}{3} \left\{ E \varepsilon_1 \exp \left\{ - \left[\frac{\varepsilon_1 - \frac{\Delta\sigma + (1-2\mu)\sigma_3}{E}}{\varepsilon_0} \right]^m \right\} + 2(\mu+1)\sigma_3 \right\} - \\ \frac{p_1 + p_2}{2} \end{aligned} \quad (19)$$

瓦斯抽采和煤岩开采过程中其渗透率与有效应力密切相关。有效应力对煤岩裂隙起压密作用, 抑制瓦斯在煤岩体内的运移, 此外, 滑脱效应对渗透率有显著影响。TAN 等^[22]得到了综合考虑有效应力和滑脱效应的渗透率方程

$$k = k_a \left(1 + \frac{b}{p} \right) e^{-3C_f(\sigma_e - \sigma_0)} \quad (20)$$

式中: k 为有效应力为 σ_e 时的绝对渗透率, $10^{-3} \mu\text{m}^2$; k_a 为初始有效应力 σ_0 下的绝对渗透率, $10^{-3} \mu\text{m}^2$; C_f 为割理压缩系数, MPa^{-1} ; b 为滑脱因子, MPa。

在所处应力环境下煤岩裂隙的压缩性并不是固定不变, 裂隙面上存在大小不等、形状不规则的基质突起, 它们对裂隙的闭合起着阻碍作用。假设裂隙压缩系数随应力的增加呈指数递减^[22], 引入平均压缩系数

$$\bar{C}_f = \frac{C_{f0}}{\alpha(\sigma_e - \sigma_0)} \left[1 - e^{-\alpha(\sigma_e - \sigma_0)} \right] \quad (21)$$

式中: \bar{C}_f 为受载煤岩对应于应力区间 $[\sigma_0, \sigma_e]$ 的平均裂隙压缩系数, MPa^{-1} ; C_{f0} 为初始有效应力 σ_0 下的初始裂隙压缩系数, MPa^{-1} ; α 为裂隙压缩系数随有效应力增加而衰减的速率, MPa^{-1} 。

将式(21)代入式(20)便可得到考虑损伤作用下的渗透率模型

$$k = k_a \left(1 + \frac{b}{p} \right) e^{\frac{-3C_{f0}}{\alpha(\sigma_e - \sigma_0)} [1 - e^{-\alpha(\sigma_e - \sigma_0)}](\sigma_e - \sigma_0)} \quad (22)$$

3 降孔隙压力阶段渗透率演化规律

3.1 试验结果分析

图2为不同围压条件下煤岩渗透率与孔隙压力之间的变化关系。由图2可以看出, 在不同围压条件下煤岩渗透率随孔隙压力的降低均呈上升趋势, 在孔隙压力较高阶段即孔隙压力降低的初始阶段, 曲线上升平缓, 当孔隙压力继续降低至某一临界值 p_c (临界孔隙压力)时渗透率曲线急剧上升。这与许江等^[23]所得研究结果基本一致。

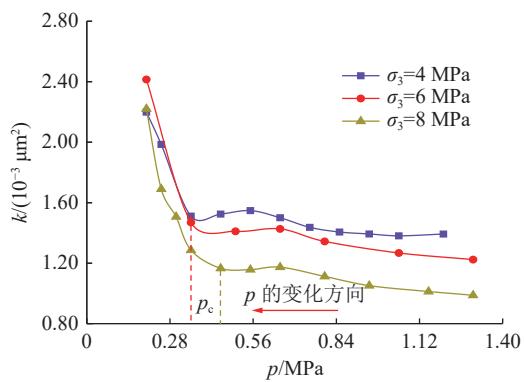


图2 不同围压下煤岩渗透率与孔隙压力关系

Fig.2 Relationship between coal permeability and pore pressure under different confining pressures

以围压为 4 MPa 为例, 当孔隙压力由 1.20 MPa 下降至 0.35 MPa 时, 渗透率从 $1.392 \times 10^{-3} \mu\text{m}^2$ 缓慢增加至 $1.511 \times 10^{-3} \mu\text{m}^2$, 增幅为 8.549%。随着孔隙压力由 0.35 MPa 进一步降低至 0.20 MPa, 渗透率出现急剧增大至 $2.198 \times 10^{-3} \mu\text{m}^2$, 增幅高达 45.467%, 可认为孔隙压力 0.35 MPa 为此试验条件下的临界孔隙压力。同理, 可分别得到围压 6、8 MPa 时的临界孔隙压力, 分别为 0.35、0.45 MPa。究其原因: 在孔隙压力降低过程中, 煤岩渗透率变化规律是有效应力和煤基质收缩两方面综合作用的结果^[24]。有效应力的存在会压缩煤岩中孔裂隙空间, 使得气体运移通道变窄。而瓦斯解吸引起的煤基质收缩很大程度上会促进裂隙张开, 导致气体有效渗流通道扩张变宽。在瓦斯抽采初始阶段(孔隙压力大于临界压力的抽采阶段), 煤基质收缩对渗透率的影响与有效应力的影响相当(前者略大于后者), 使得渗透率曲线呈现出变化平缓并略有上升的趋势。而随着孔隙压力进一步减小, 即在孔隙压力小于临界压力的抽采阶段, 煤岩渗透率主要受控于煤基质收缩效应(瓦斯解吸对渗流通道扩张作用明显强于有效应力的挤压作用), 并且此时孔隙压力较低, 瓦斯在孔裂隙中流动存在明显的滑脱效应, 因此渗透率出现快速上升

现象。

此外,当孔隙压力恒定时,煤岩渗透率随围压的增大而减小。基于当前煤矿开采深度不断向深部延伸,煤岩力学特性和瓦斯渗流机制更为复杂。开展不同轴压和围压组合条件下的降孔隙压力渗流试验,旨在模拟不同埋深下抽采降压过程中瓦斯气体运移规律。结合试验结果不难发现,随着埋藏深度不断增大(围压增大),煤岩渗透率逐渐降低。这是由于围压限制了煤岩的侧向变形,煤基质吸附瓦斯后发生膨胀只能朝内发展,致使孔裂隙被压缩渗流通道减小,随着围压增大,煤岩渗透率降低。

3.2 模型验证

为保证煤矿开采作业安全,在煤层开采之前有必要进行瓦斯抽采工作。假设外应力恒定,对式(22)进行改写可得抽采阶段渗透率模型为

$$k = k_a \left(1 + \frac{b}{p}\right) e^{-\frac{-3C_{\text{av}}}{p}} [1 - e^{-\alpha(p_0 - p)}] (p_0 - p) \quad (23)$$

通过降孔隙压力渗流试验得到不同孔隙压力渗透率试验数据,将所得试验数据代入式(23)中可计算得到煤岩渗透率值。图3给出了围压分别为4、6和8 MPa条件下渗透率试验值和理论计算值的对比关系,表1为孔隙压力降低阶段渗透率模型各拟合参数值。

由图3可知:在围压不变条件下,所建模型的渗透率计算值随孔隙压力的降低呈指数函数形式上升。对比分析渗透率模型曲线和试验曲线变化趋势,发现煤岩渗透率模型计算值与试验数据有着良好的匹配度,表明所建渗透率模型可较好地描述降孔隙压力过程渗透率演化规律。

由表1可知:围压分别为4、6和8 MPa时理论模型与试验数据决定系数R²分别为0.95、0.92和0.94。随着围压增大,表征滑脱效应强弱程度的滑脱因子b随围压增大而增大。这可能是由于煤岩属于典型的孔裂隙双重介质,围压越大,孔裂隙结构被压缩的更紧密,气体分子平均自由程更接近裂隙孔径,使得滑脱效应增强^[25]。

4 全应力-应变阶段渗透率演化规律

4.1 三轴压缩下煤岩变形特征

根据三轴压缩-渗流试验结果,得到孔隙压力恒为0.20 MPa,不同围压条件下煤岩全应力应变关系曲线,如图4所示。图中 ε_3 表示试件径向应变($\varepsilon_2 = \varepsilon_3$), ε_v 为试件体积应变。由图4可知:

1) 围压分别为4、6和8 MPa下煤岩变形破坏

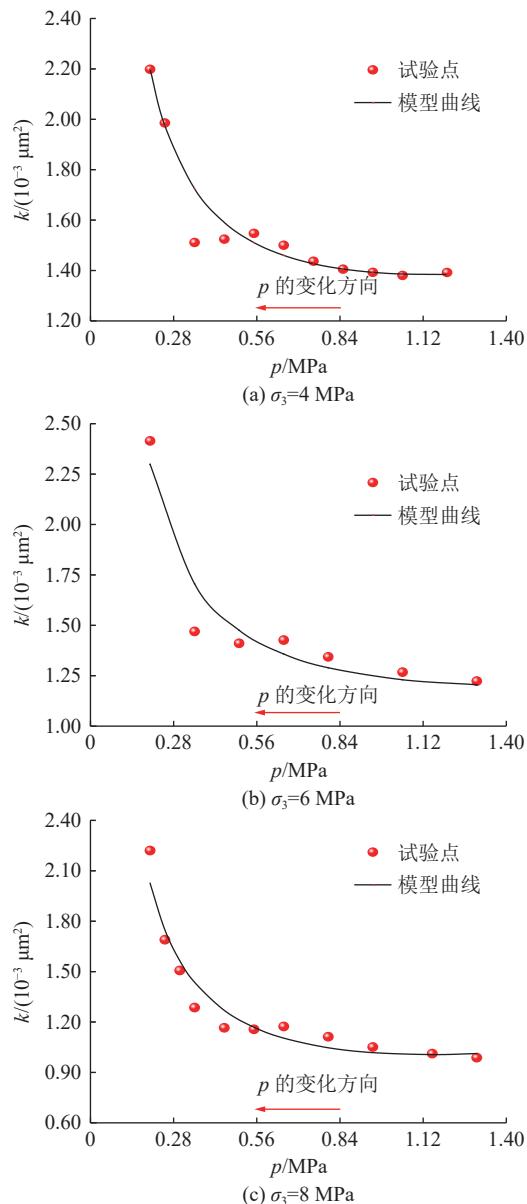


图3 煤岩渗透率实测值与理论值关系对比
Fig.3 Comparison of the relationship between measured and theoretical values of coal permeability

表1 降孔隙压力阶段渗透率模型拟合参数
Table 1 Permeability model fitting parameters of the pore pressure reduction stage

σ_3 /MPa	k_a (10^{-3} μm ²)	C_{av} /MPa ⁻¹	α /MPa ⁻¹	b /MPa	R^2
4	1.161 0	0.048 9	0.295 9	0.230 7	0.95
6	0.959 6	0.037 6	0.327 6	0.332 7	0.92
8	0.718 0	0.098 7	0.435 6	0.532 6	0.94

阶段特征基本相似,全应力应变曲线大致可分为3个阶段:初始压密阶段、线弹性阶段和屈服破坏阶段。相比前人^[12, 20]的研究结果(全应力应变曲线可分四

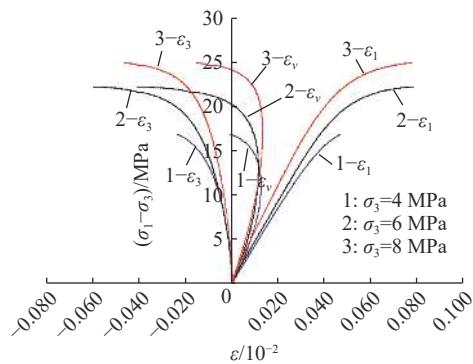


图4 不同围压下煤岩全应力应变曲线
Fig.4 Full stress-strain curves of coal under different confining pressures

个变形阶段),本文缺少了残余变形阶段。这可能是由于采用型煤试样进行试验,型煤制作过程是将原煤进行粉碎重新压制成型,使煤样的原有结构被破坏,煤颗粒之间的黏结作用和摩擦效应降低,在达到峰值强度后直接发生破坏,几乎不具残余承载能力。在初始压密阶段,由于煤岩内部孔隙较为发育,在轴向应力不断加载过程中这些微缺陷极易被压密闭合,全应力应变曲线呈非线性增长;在线弹性阶段,随着轴向应力不断加载煤岩孔隙得到进一步压密压实,并且无新裂纹产生,煤岩力学性质较为稳定,表现出弹性变形特征,全应力应变曲线近似呈直线增长,弹性模量基本保持不变;在屈服破坏阶段,随着轴向应力进一步增大,煤岩内部开始萌生大量微裂纹,并不断扩展最终相互贯通形成宏观裂缝。在此阶段全应力应变曲线偏离直线朝轴向应变方向轴靠近。

2) 对比不同围压下煤岩全应力应变曲线可以发现,围压对煤岩力学性质有重要影响。随着围压增大,煤岩峰值强度随之增大,全应力应变曲线变得更加陡峭,即煤岩弹性模量增大。煤岩变形破坏的过程就是微裂纹不断萌生、扩展的过程。微裂纹扩张时需克服其自身尖端的围压应力。围压的存在会对孔隙起到压实紧密作用,进一步阻碍微裂纹的萌生、扩展,围压越大,约束限制作用越大,煤岩抵抗变形破坏能力越强,峰值强度越大,即煤岩力学特征在围压作用下得到了强化。

4.2 损伤参数分析

根据考虑弹塑性变形的煤岩损伤本构模型,将三轴压缩-渗流试验数据分别代入式(1)和式(6),即可得到应力加载过程中用于表征煤岩变形破坏程度的塑性应变 ε_p 和损伤变量 D 。图5为不同围压条件下煤岩损伤变量和塑性应变随轴向应变加载变化

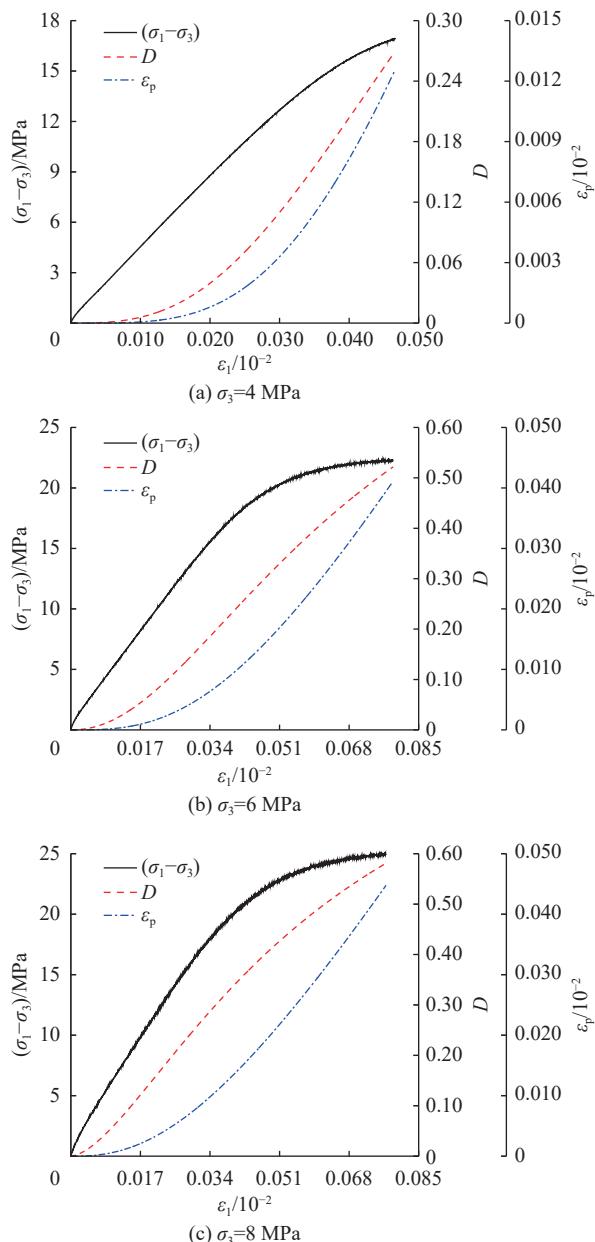


图5 煤岩加载过程中损伤变量、塑性应变与轴向应变关系
Fig.5 Relationship between damage variable, plastic strain and axial strain during coal loading

趋势。

分析图5可知,不同围压下损伤变量曲线和塑性应变曲线呈现出相同的变化趋势,均随轴向应变增大先变化缓慢后急剧增大,随着轴向应力持续加载煤岩劣化变形程度逐渐加剧。在三轴压缩过程中煤岩先经历了无损伤、损伤开始和损伤加速,这与加载过程中微裂纹演化规律相对应。

在三轴压缩-渗流试验初期,煤岩内部孔隙、节理在外应力加载下极易被压缩闭合,加载初期煤岩固体骨架所受载荷较小,在此过程无新裂纹萌生,煤岩主要以弹性应变为主并未产生塑性应变,表现

为损伤变量几乎为0。随着轴向应力不断增大,使得煤岩发生塑性变形及内部损伤开始显现并缓慢增大,主要是原始孔隙被压缩至一定限值后,由于煤岩颗粒之间黏聚力和摩擦力的存在形成了固体受力骨架,并不会完全被压缩密实,分布在煤岩颗粒之间的孔隙与颗粒变形相协调。轴向应力继续加载至峰值点过程中,损伤变量曲线和塑性应变曲线出现急剧上升最终达到最大值,在外应力进一步加载作用下煤岩微裂纹不断萌生、扩展,最终相互贯通形成了宏观裂缝,塑性应变急剧增大,煤岩持续发生变形破坏,损伤变量变化剧烈并逐渐趋近极限值最终导致煤岩被整体压缩破坏。另外值得注意是,不同围压下煤岩损伤演化过程趋势大致相同,但在三轴压缩过程中损伤变量值与塑性应变值均存在一定差异性。在轴向应力持续增加至峰值强度时,所对应的轴向应变值随围压的增大而增大,这也进一步说明了围压的存在可以提高煤岩抵抗变形破坏能力,增强煤岩体内部结构延展性,从而使其破坏过程得到一定程度延缓。

4.3 损伤模型验证

为验证考虑弹塑性变形的煤岩损伤本构模型的合理性和准确性,利用不同围压条件下所得三轴压缩-渗流试验数据对所建模型进行对比验证。将所得试验数据代入式(1)可计算得到三轴压缩过程塑性应变值,并结合式(6)计算出基于塑性应变描述的损伤变量值 D ,再将相关试验数据分别代入式(14)和式(15)计算得到损伤分布参数 m 和 ε_0 ,并将计算得出的各损伤参数代入损伤本构方程(8),根据计算结果分别绘制不同围压下煤岩损伤本构模型曲线。**表2**为损伤本构模型中的模型参数,图6为考虑弹塑性变形的煤岩损伤本构模型曲线与试验曲线对比。

表2 不同围压下煤岩损伤本构模型参数

Table 2 Parameters of coal damage constitutive model under different confining pressures

σ_3/MPa	E/MPa	$\Delta\sigma_c/\text{MPa}$	$\varepsilon_c/10^{-2}$	μ	m	$\varepsilon_0/10^{-2}$
4	516.01	17.98	0.0685	0.39	0.7426	0.0598
6	646.82	22.38	0.0845	0.33	0.6867	0.0640
8	886.36	25.38	0.0925	0.28	0.6210	0.0560

由**表2**可知,在孔隙压力不变的情况下,随着围压增大,煤岩弹性模量、峰值强度和峰值应变都不断增大,泊松比呈减小趋势。煤岩是由孔隙和基质

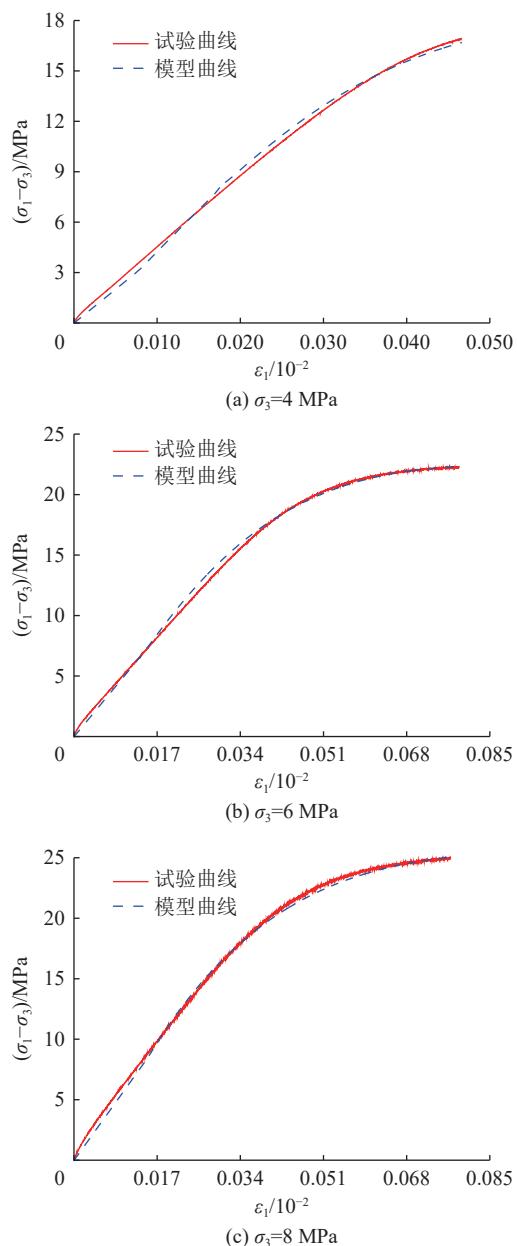


图6 煤岩损伤本构模型理论曲线与试验曲线比较
Fig.6 Comparison of theoretical curve and experimental curve of coal damage constitutive model

颗粒组成,属于典型的双重孔隙结构,其内部存在的大量随机分布的孔隙等微缺陷在外应力作用下极容易发生变形,甚至闭合。增大围压,裂隙面所受摩擦力作用增强,进一步阻碍煤岩变形破坏,围压越大煤岩承载能力越好,抵抗破坏变形能力越强。煤岩物理力学特性在围压作用下得到了进一步强化。

由图6可知,通过所建损伤本构模型计算绘制出的模型理论曲线与试验曲线具有较高吻合度。整个加载过程中,煤岩轴向应变随轴向应力增大而增大。在弹性阶段模型曲线和试验曲线都近似为直线,表明弹性模量基本保持不变煤岩力学性质较为稳定。

当轴应力继续加载至屈服阶段,模型曲线和试验曲线都呈现出非线性变化特征,并逐渐向应变轴弯曲,煤岩开始出现应变软化现象,其内部开始伴随微裂纹萌生、扩展,最终相互贯通形成宏观裂缝,承载能力降低。对比分析模型曲线和试验曲线总体变化趋势,所建考虑弹塑性变形的煤岩损伤本构模型能够较为准确、合理地描述煤岩阶段变形破坏特征。

4.4 煤岩全应力应变阶段渗透特性分析

假定煤矿地下开采过程中其内部孔隙压力保持恒定,则开采阶段渗透率模型可改写为

$$k = k_a \left(1 + \frac{b}{p} \right) e^{-\frac{3C_{f0}}{\sigma} (1 - e^{-\frac{3C_{f0}}{\sigma}})} \quad (24)$$

将试验所得数据代入式(8)和式(24)可计算得到渗透率与轴向应变关系的模型理论曲线,图7为不同围压下应力加载过程中煤岩渗透率模型曲线与试验曲线对比。从图7可看出,考虑损伤作用下的煤岩渗透率模型曲线能够较好地与试验曲线相匹配。当围压不变时,随着轴向应变不断增大,渗透率曲线呈负指数函数变化,在初始加载阶段渗透率下降速度较快,并且围压越大渗透率曲线下降的越快,在加载后期渗透率曲线变化逐渐放缓。在煤矿开采过程中可认为回采工作面附近较小区域内瓦斯压力保持恒定^[26],随着工作面不断向前推进,竖直方向上的支承压力逐渐升高后降低,从而导致煤体产生变形破坏。

在结束降孔隙压力渗流试验后,维持孔隙压力不变,开展不同围压条件下的三轴压缩-渗流试验,目的是尝试探究井下煤层开采过程中煤岩变形特征和瓦斯运移规律。由于煤岩内部存在初始损伤,孔裂隙和结构面发育良好,在外应力作用下孔裂隙极易被压缩变形,随着应力不断加载孔裂隙进一步被压密闭合,同时围压的存在也会限制煤岩向外变形使得煤基质向内挤压孔裂隙空间,导致渗流通道变窄,瓦斯在孔裂隙空间运移受阻,进而使渗透率曲线在加载初期下降速度较快。随着轴向应力进一步增大,由于经历了前期外应力作用孔裂隙可压缩性已渐趋上限,煤岩内部结构变得更加密实,渗流通道畅通性处于较低水平,表现为渗透率曲线变化平缓并趋于稳定。通过对分析模型曲线和试验曲线变化趋势,验证了所建考虑损伤作用下的煤岩渗透率模型的合理性。

5 结 论

1) 在降孔隙压力渗流试验中,煤岩渗透率变化受有效应力和瓦斯解吸特性相互竞争影响,在临界

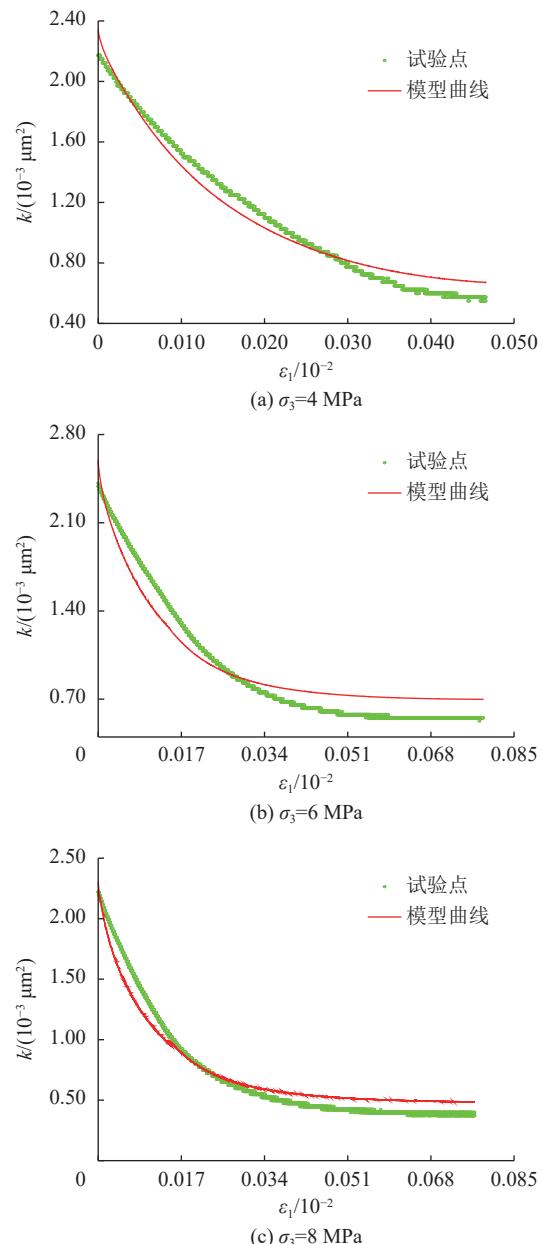


图7 煤岩加载过程中渗透率随轴向应变变化关系
Fig.7 Relationship between permeability and axial strain during coal loading

孔隙压力右侧有效应力占主导作用,随着孔隙压力进一步降至临界孔隙压力左侧,瓦斯解吸导致的基质收缩占主导作用。当孔隙压力一定时,渗透率随围压增大而减小。将所建渗透率模型与试验数据进行对比,发现无论是变化趋势还是计算精度所建模型都具有良好的匹配效果。

2) 在煤岩三轴压缩-渗流试验过程中,不同围压条件下型煤试件变形阶段特征基本相似。随着围压增大,煤岩力学特性得到强化。应力加载引起的损伤变量和塑性应变曲线表现出同步变化的趋势。煤岩渗透率随轴向应变增大呈指数函数减小。在应力

加载初期,渗透率下降幅度较大,且下降幅度随围压增大而增大。随着应变进一步增大,渗透率曲线变化逐渐放缓。

3) 建立考虑弹塑性变形的煤岩损伤本构模型,在此基础上进一步构建了考虑损伤作用下的渗透率模型。所建煤岩损伤本构模型和渗透率模型与试验曲线均呈现较好的吻合效果,表明所建模型能够较为准确地描述煤岩开采过程中煤岩变形特性和瓦斯渗流规律。

参考文献(References):

- [1] XIE H P, LI C, HE Z Q, et al. Experimental study on rock mechanical behavior retaining the in situ geological conditions at different depths[J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2021, 138: 104548.
- [2] 高明忠, 刘军军, 林文明, 等. 特厚煤层超前采动原位应力演化规律研究[J]. *煤炭科学技术*, 2020, 48(2): 28–35.
- GAO Mingzhong, LIU Junjun, LIN Wenming, et al. Study on in-situ stress evolution law of ultra-thick coal seam in advance mining[J]. *Coal Science and Technology*, 2020, 48(2): 28–35.
- [3] MENG Y, LI Z P. Triaxial experiments on adsorption deformation and permeability of different sorbing gases in anthracite coal[J]. *Journal of Natural Gas Science and Engineering*, 2017, 46: 59–70.
- [4] CUI X J, BUSTIN R M. Volumetric strain associated with methane desorption and its impact on coalbed gas production from deep coal seams[J]. *Aapg Bulletin*, 2005, 89(9): 1181–1202.
- [5] YIN G Z, JIANG C B, WANG J G, et al. Combined effect of stress, pore pressure and temperature on methane permeability in anthracite coal: an experimental study[J]. *Transport in Porous Media*, 2013, 100(1): 1–16.
- [6] GRAY I. Reservoir engineering in coal seams, part 1- the physical process of gas storage and movement in coal seams[J]. *SPE Reservoir Engineers*, 1987, 2(1): 28–34.
- [7] SEIDLE J P, JEANSONNE M W, ERICKSON D J. Application of matchstick geometry to stress dependent permeability in coals[C]// Proceedings of the SPE Rocky Mountain Regional Meeting. Richardson, Texas: Society of Petroleum Engineers, 1992: 433–444.
- [8] PALMER I, MANSOORI J. How permeability depends on stress and pore pressure in coalbeds: a new model[J]. *SPE Reservoir Evaluation Engineering*, 1998, 1(6): 539–544.
- [9] SHI J Q, DURUCAN S. Drawdown induced changes in permeability of coalbeds: a new interpretation of the reservoir response to primary recovery[J]. *Transport in Porous Media*, 2004, 56(1): 1–16.
- [10] PAN Z J, CONNELL L D. Modelling of anisotropic coal swelling and its impact on permeability behaviour for primary and enhanced coalbed methane recovery[J]. *International Journal of Coal Geology*, 2011, 85(3/4): 257–267.
- [11] 曹文贵, 张升. 基于Mohr-Coulomb准则的岩石损伤统计分析方法研究[J]. 湖南大学学报(自然科学版), 2005, 32(1): 43–47.
- CAO Wengui, ZHANG Sheng. Study on the statistical analysis of rock damage based on Mohr-Coulomb criterion[J]. *Journal of Hunan University (Natural Sciences)*, 2005, 32(1): 43–47.
- [12] WU Y, WANG D K, WEI J P, et al. Damage constitutive model of gas-bearing coal using industrial CT scanning technology[J]. *Journal of Natural Gas Science and Engineering*, 2022, 101: 104543.
- [13] DARABI M K, AL-RUB R K, LITTLE D N. A continuum damage mechanics framework for modeling micro-damage healing[J]. *International Journal of Solids and Structures*, 2012, 49(3/4): 492–513.
- [14] SHAO J F, CHAU K T, FENG X T. Modeling of anisotropic damage and creep deformation in brittle rocks[J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2006, 43(4): 582–592.
- [15] XU X L, KARAKUS M. A coupled thermo-mechanical damage model for granite[J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2018, 103: 195–204.
- [16] WANG C H, CHENG Y P, HE X X, et al. Size effect on uniaxial compressive strength of single coal particle under different failure conditions[J]. *Powder Technology*, 2019, 345: 169–181.
- [17] WANG Z H, LI B B, REN C H, et al. A permeability model for coal based on elastic and plastic deformation conditions under the interaction of hydro-mechanical effects[J]. *Journal of Petroleum Science and Engineering*, 2022, 212: 110209.
- [18] LI B B, REN C H, WANG Z H, et al. Experimental study on damage and the permeability evolution process of methane-containing coal under different temperature conditions[J]. *Journal of Petroleum Science and Engineering*, 2020, 184: 106509.
- [19] CAI W, DOU L, JU Y, et al. A plastic strain-based damage model for heterogeneous coal using cohesion and dilation angle[J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2018, 110: 151–160.
- [20] 吴二林, 魏厚振, 颜荣涛, 等. 考虑损伤的含天然气水合物沉积物本构模型[J]. 岩石力学与工程学报, 2012, 31(S1): 3045–3050.
- WU Erlin, WEI Houzhen, YAN Rongtao, et al. Constitutive model for gas hydrate-bearing sediments considering damage[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2012, 31(S1): 3045–3050.
- [21] LEMAITRE J. A continuous damage mechanics model for ductile fracture[J]. *Journal of Engineering Materials and Technology*, 1985, 107(1): 83–89.
- [22] TAN Y L, PAN Z J, LIU J S, et al. Experimental study of permeability and its anisotropy for shale fracture supported with proppant[J]. *Journal of Natural Gas Science and Engineering*, 2017, 44: 250–264.
- [23] 许江, 彭守建, 张超林, 等. 瓦斯抽采降压过程中温度对煤变形及渗透率的影响[J]. *煤炭科学技术*, 2015, 43(2): 68–71, 75.
- XU Jiang, PENG Shoujian, ZHANG Chaolin, et al. Temperature affected to coal deformation and permeability in gas drainage during pressure declining process[J]. *Coal Science and Technology*, 2015, 43(2): 68–71, 75.
- [24] COCHRAN T W, KABEL R L, DANNER R P. Vacancy solution theory of adsorption using Flory - Huggins activity coefficient equations[J]. *Aiche Journal*, 2010, 31(2): 268–277.
- [25] WANG G D, REN T, WANG K, et al. Improved apparent permeability models of gas flow in coal with Klinkenberg effect[J]. *Fuel*, 2014, 128: 53–61.
- [26] 曹树刚, 白燕杰, 李勇, 等. 具突出危险原煤瓦斯渗流特性试验[J]. *重庆大学学报*, 2011, 34(7): 91–95.
- CAO Shugang, BAI Yanjie, LI Yong, et al. Experiments of coal's gas seepage with outburst dangers[J]. *Journal of Chongqing University*, 2011, 34(7): 91–95.