

文章编号:1001-4888(2018)06-0893-09

砂岩峰后蠕变失稳特性试验研究*

李树清^{1,2,3}, 刘圣^{1,2,3}, 袁越^{1,2,3}, 姚晓旭^{1,2,3}, 晏钰童^{1,2,3}

(1. 湖南科技大学 南方煤矿瓦斯与顶板灾害预防控制安全生产重点实验室, 湖南 湘潭 411201;

2. 湖南科技大学 煤矿安全开采技术湖南省重点实验室, 湖南 湘潭 411201;

3. 湖南科技大学 资源环境与安全工程学院, 湖南 湘潭 411201)

摘要: 为揭示岩石峰后蠕变失稳特性, 利用 MTS815 电液伺服岩石力学试验系统, 对红砂岩进行了峰后蠕变试验, 采用线性回归的方法估算了蠕变失稳时间, 探讨了损伤、初始围压以及围压增量对峰后蠕变特性的影响规律。结果表明: 随着损伤的加大, 蠕变变形速率增大, 蠕变失稳时间缩短。同一围压下, 各级应力水平下蠕变量随应力水平的增大而增大, 且服从指数函数关系。增大初始围压, 各级应力水平下的蠕变变形速率均有一定程度的降低, 且对等速蠕变阶段蠕变速率的影响较加速蠕变阶段蠕变速率大, 蠕变失稳时间延长。施加围压增量, 大大减小了蠕变变形速率, 促使了加速蠕变阶段向等速蠕变阶段转化, 明显延长了蠕变失稳时间, 减小了蠕变变量。研究结果为工程围岩的长期稳定性分析提供了参考依据。

关键词: 岩石力学; 峰后蠕变; 损伤岩样; 初始围压; 围压增量; 蠕变失稳

中图分类号: TU452 **文献标识码:** A **DOI:** 10.7520/1001-4888-17-109

0 引言

蠕变作为重要的岩石流变力学特性之一, 与岩体工程的长期稳定性紧密相关。在巷道开挖过程中往往会产生一定范围的破裂区, 该范围内的破裂围岩在支护的作用下表现为长期蠕变, 破裂围岩蠕变是导致巷道长期变形的一个主要因素^[1-3]。因此, 研究破裂围岩蠕变失稳特性, 对巷道围岩稳定性分析和控制有着十分重要的理论意义和实际意义。

开展岩石室内流变试验是了解其蠕变力学特性的有效途径, 现阶段对岩石蠕变特性的研究主要集中于峰前阶段, 取得了大量研究成果^[4-13], 但关于峰后蠕变失稳特性的研究相对较少。在岩石峰后蠕变试验方面, 郭臣业等^[14]对永川煤矿砂岩进行了各种应力水平下的峰后蠕变试验, 得出了破裂砂岩也存在长期强度并能通过应力-应变关系求取的结论; 牛双建等^[15]研究了破裂岩样的单轴蠕变特性, 表明同一应力水平下峰后破裂岩样蠕变量明显大于峰前屈服段损伤岩样; 刘传孝等^[16]对深井泥岩进行了峰后单轴短时蠕变试验, 发现峰后蠕变失稳荷载占峰前蠕变失稳荷载 95.72%; Peng^[17]对大理岩、砂岩进行了峰后蠕变试验, 试验表明常荷载作用下破裂岩石失稳时间较短, 不到 10min 完全失稳破坏; 李晓等^[18]对砂岩进行了峰后蠕变试验, 研究表明破裂岩石长期强度与围压有关, 随围压增大, 峰后蠕变由非稳定型向稳定型转化。以上研究对于峰后蠕变特性进行了部分探索, 但关于损伤、初始围压以及围压增量对岩石峰后蠕变特性的影响规律还需要进一步研究。鉴于此, 本文利用 MTS815 电液伺服岩石力学

* 收稿日期: 2017-05-05; 修回日期: 2017-08-24

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(51374104); 湖南省自然科学基金资助项目(2015JJ2058); 安全生产重特大事故防治关键技术科技项目(hunan-0004-2017AQ); 湖南省教育厅一般科研项目(15C0551)

通讯作者: 李树清(1970-), 男, 博士, 教授。研究方向: 矿井瓦斯抽采与巷道围岩控制。Email: lsq-hnust@163.com

试验系统,对红砂岩进行了峰值后蠕变试验,讨论了损伤、初始围压以及围压增量对岩石峰后蠕变特性的影响机理,为巷道围岩控制研究提供科学依据。

1 试验概况

1.1 试验岩样与设备

本次试验取样为红砂岩,呈褐红色,无层理、裂隙。经过钻取、切割以及打磨后,制备成高度100mm、直径50mm圆柱体状岩样。试验采用MTS815多功能电液伺服岩石力学试验系统(图1(a)),该试验机具备轴压、围压、孔隙水压和温度四套独立的闭环伺服控制功能,能进行单轴压缩、三轴围压、渗透压、孔隙压等试验。试验全程由程序控制,自动完成数据的采集,具有自动化程度高、试验精度高等优点,可以满足试验的需要。

1.2 试验方法

试验采用单体分级加载方法。全程分为五个阶段:预加载、位移加载、固定变形、施加围压增量以及分级加载蠕变,试验加载路径示意图如图2。在预加载阶段,围压与轴压等时增加,施加一定的轴向预应力,施加围压至指定值并保持恒定。在位移加载阶段,采用位移加载控制模式以恒定应变速率施加轴压至峰后预设值如OAB段。在固定变形阶段,恒定轴向位移直至荷载基本稳定如BC段。在施加围压增量阶段,短时间内提高围压至目标值如CD段。在分级加载蠕变阶段,切换伺服机为荷载控制方式,进行分级加载蠕变如DE段。其中,加载分级水平由如下方法确定:以岩样峰值强度值的50%~85%为参考,控制轴向应力水平差值为1~2.5MPa,由小向大逐级施加荷载。各级应力水平持续施加的时间依据轴向蠕变速率确定,岩石蠕变的稳定标准为蠕变增量<0.001mm/h,即施加下一级荷载。轴向和环向的相关数据由相应引伸计测量,见图1(b)。采集方式为峰前至固定变形阶段采用时间采集,采集频率为每5s一次;峰后蠕变阶段采用位移采集,采集频率为轴向位移每变化0.002mm一次。

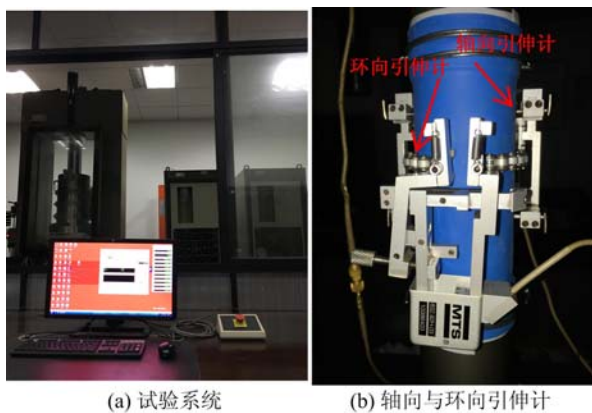


图1 MTS815电液伺服岩石力学试验系统

Fig.1 MTS815 electro-hydraulic servo rock mechanics test system

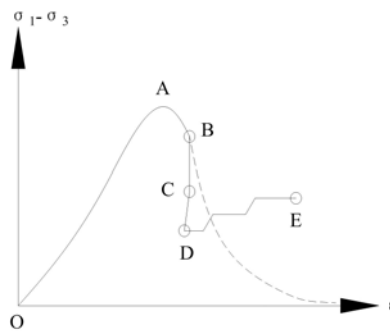


图2 加载路径示意图

Fig.2 Schematic diagram of loading path

2 试验结果及分析

2.1 不同损伤岩样峰后蠕变特性分析

巷道周边围岩开挖后损伤不同,其蠕变特性也有较大差异,为此进行了不同峰后位置(即图2中B点位置)的蠕变试验。由于对岩样施加轴压至峰后不同的B点位置对应的荷载不同,当B点越接近峰值,对应荷载越接近峰值,则损伤越小;当B点越远离峰值,对应荷载越远离峰值,则损伤越大。取对应荷载占峰值荷载的百分比为荷载比,则荷载比越大即越接近峰值,损伤越小;荷载比越小即越远离峰值,损伤越大。在此基础上,进行不同荷载比下峰后蠕变试验,试验参数及结果整理在表1中,不同荷载比下峰后蠕变曲线如图3所示。

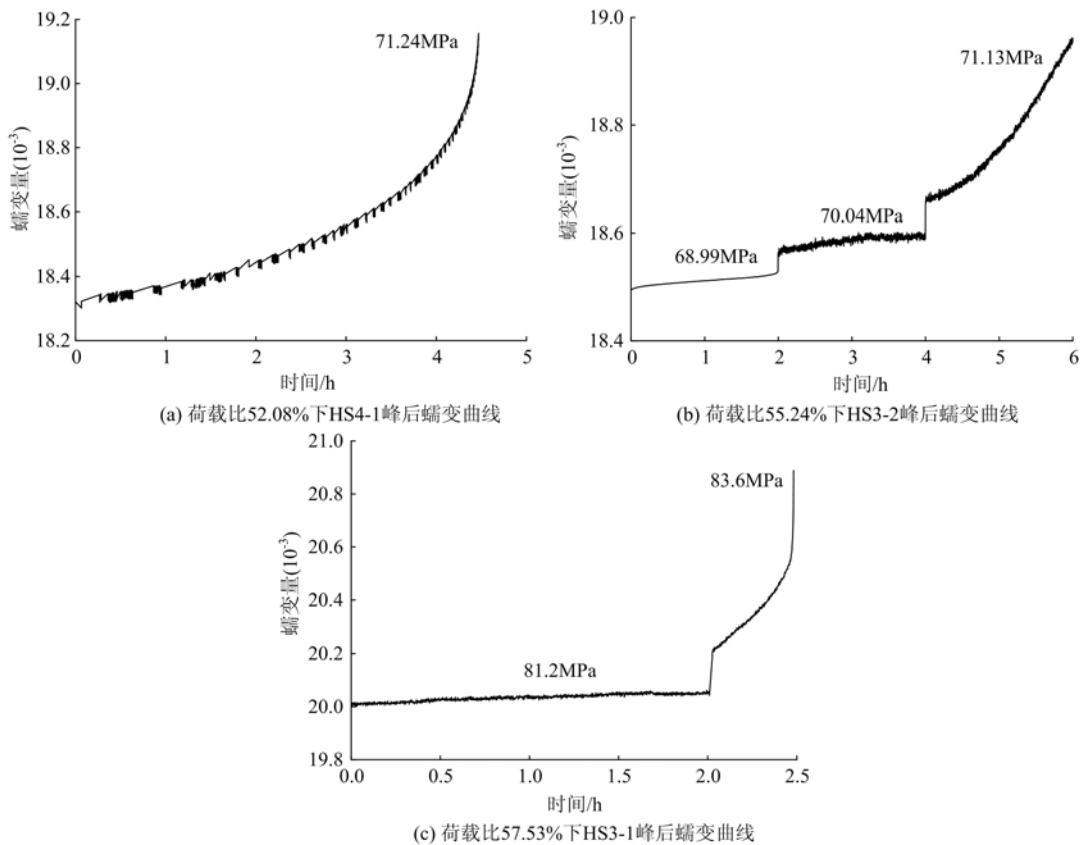


图 3 不同荷载比下峰后蠕变曲线

Fig. 3 Post-peak creep curves at different load ratio

表 1 不同荷载比下峰后蠕变试验特征参数

Tab. 1 Characteristic parameters of post-peak creep test at different load ratio

试件编号	荷载比	峰值强度 /MPa	蠕变分级数	蠕变失稳量 (10^{-3})	应力水平 /MPa	失稳时间 /h
HS4-1	52.08%	136.79	一	19.14	71.24	4.42
HS3-2	55.24%	124.91	三	18.96	68.99	6.00
HS3-1	57.53%	141.14	二	20.88	81.20	2.48

由图 3 可见,处于峰后状态的破裂岩石,蠕变变形速率明显大于峰前岩石,蠕变失稳时间大大缩短。由表 1 知,岩样 HS4-1 进行恒载蠕变,失稳时间为 4.42h。岩样 HS3-2、HS3-1 进行分级加载蠕变,结果显示随着荷载比的加大,损伤减小后蠕变失稳时间并没有严格递增,这是由于分级加载所造成的试验误差。在分级加载蠕变试验中,前一级的加载会对试样造成一定程度的损伤,且随着加载级数的增加,试样的损伤会逐级累加,导致蠕变失稳时间并不完全准确。对此,采用线性回归的方法对 HS3-1 与 HS3-2 等速蠕变阶段进行处理,模拟恒载蠕变条件下蠕变失稳时间^[1]。

描述峰后等速蠕变阶段线性回归函数的关系式为:

$$\epsilon = \lambda t + \epsilon_0 \tag{1}$$

式中, ϵ 表示轴向蠕变量; ϵ_0 表示瞬时轴向蠕变量($t=0$); λ 表示蠕变速率常数。

依据试验数据,分别拟合了 HS3-1 与 HS3-2 等速蠕变阶段回归直线,如图 4 所示。

对岩样 HS3-1 在第一级应力水平下,拟合回归直线方程为:

$$\epsilon = 3.64606 \times 10^{-7} t + 0.02001 \quad R = 0.94455$$

HS3-1 失稳蠕变量为 0.02088,按照回归直线方程估算,岩样失稳时间为:

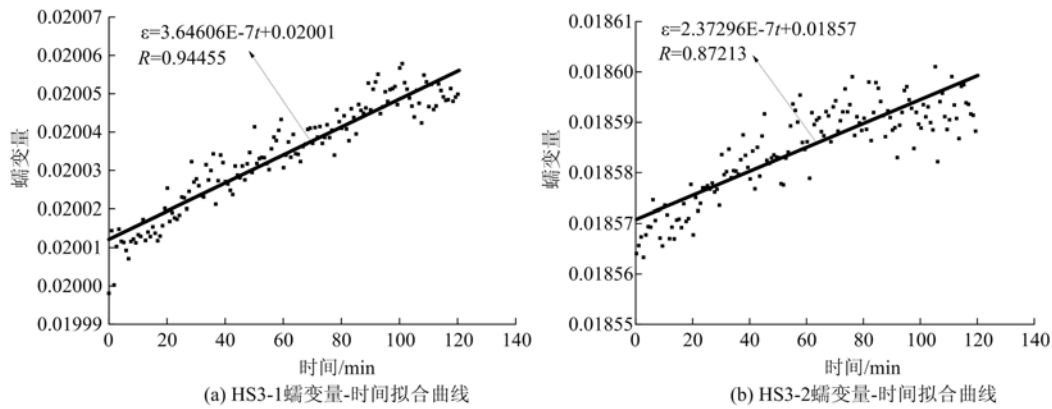


图4 等速蠕变段回归直线

Fig. 4 Regression line of constant velocity creep section

$$t = (\epsilon - 0.02001) / 3.64606 \times 10^{-7} = (0.02008 - 0.02001) / 3.64606 \times 10^{-7} = 2386 \text{min} = 39.77 \text{h}$$

对试件 HS3-2 在第一级应力水平下,拟合回归直线方程为:

$$\epsilon = 2.37296 \times 10^{-7} t + 0.01857 \quad R = 0.87213$$

HS3-2 失稳蠕变量为 0.01896,按照回归直线方程估算,岩样失稳时间为:

$$t = (\epsilon - 0.01857) / 2.37296 \times 10^{-7} = (0.01896 - 0.01857) / 2.37296 \times 10^{-7} = 1645 \text{min} = 27.41 \text{h}$$

若对 HS3-1、HS3-2 进行恒载蠕变,失稳破坏时间分别为 39.77h 和 27.41h。对比试验结果,HS4-1 荷载比为 52.08%、HS3-2 荷载比为 55.24% 以及 HS3-1 荷载比为 57.53%,蠕变失稳时间分别为 4.42h、27.41h 以及 39.77h,可见随着荷载比的加大,损伤减小后蠕变失稳时间明显延长。由此可知,不同损伤岩样表现出的峰后蠕变特性具有明显的差别。损伤越小,峰后蠕变变形速率越小,失稳时间越长,岩样的稳定性就越强。

2.2 初始围压对峰后蠕变的影响

为了探究初始围压对峰后蠕变的影响,分别进行了两组 10MPa 与 15MPa 初始围压下的峰后蠕变试验,两组试验采用 Boltzmann 叠加原理处理后,分别加载峰后蠕变曲线如图 5 所示,整理试验结果在表 2 中。

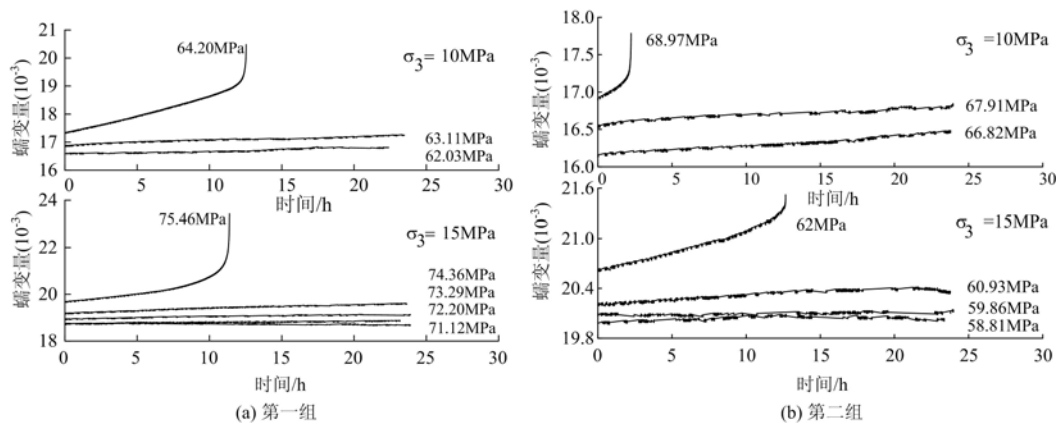


图5 不同初始围压下分别加载峰后蠕变曲线

Fig. 5 Post-peak creep curves by Boltzmann overlapping at different initial confining pressures

由两组峰后蠕变曲线可以看出,初始围压的大小对各级应力水平下的蠕变速率存在着明显的影响。初始围压 10MPa 时各级应力水平下的蠕变曲线斜率相较初始围压 15MPa 时各级应力水平下的蠕变曲线斜率有明显的增大。依据试验数据,在第一组中,10MPa 初始围压下,第一级、第二级应力水平下的蠕变速率均值分别为 $9.667 \times 10^{-6} (\text{h}^{-1})$ 、 $16.789 \times 10^{-6} (\text{h}^{-1})$,进入加速蠕变阶段 0.68h 后即发生蠕变失稳,该段蠕变速率均值为 $2.109 \times 10^{-3} (\text{h}^{-1})$;15MPa 初始围压下,前四级应力水平下的蠕变速率均值

分别为 $5.443 \times 10^{-7} (\text{h}^{-1})$ 、 $5.394 \times 10^{-6} (\text{h}^{-1})$ 、 $8.069 \times 10^{-6} (\text{h}^{-1})$ 以及 $17.168 \times 10^{-6} (\text{h}^{-1})$ ，进入加速蠕变阶段 1.82h 后即发生蠕变失稳，该段蠕变速率均值为 $1.540 \times 10^{-3} (\text{h}^{-1})$ 。该组中增大初始围压后前三级应力水平下的蠕变速率均值都小于增加初始围压前的第一级应力水平下的蠕变速率均值，最后一级应力水平下的蠕变速率均值同样小于增加初始围压前的最后一级应力水平下的蠕变速率均值，且为前者的 0.73，进入加速蠕变阶段的时间延长了 1.14h，约为前者的 2 倍。在第二组中，10MPa 初始围压下，第一级、第二级应力水平下的蠕变速率均值分别为 $12.541 \times 10^{-6} (\text{h}^{-1})$ 、 $14.946 \times 10^{-6} (\text{h}^{-1})$ ，进入加速蠕变阶段 0.64h 后即发生蠕变失稳，该段蠕变速率均值为 $1.042 \times 10^{-3} (\text{h}^{-1})$ ；15MPa 初始围压下，前三级应力水平下的蠕变速率均值分别为 $7.108 \times 10^{-7} (\text{h}^{-1})$ 、 $1.6001 \times 10^{-6} (\text{h}^{-1})$ 以及 $6.985 \times 10^{-6} (\text{h}^{-1})$ ，进入加速蠕变阶段 0.32h 后即发生蠕变失稳，该段蠕变速率均值为 $0.701 \times 10^{-3} (\text{h}^{-1})$ 。该组中增大初始围压后各级应力水平下的蠕变速率均值皆小于增加初始围压前的蠕变速率均值，同样出现上述类似的规律。可见，在各级应力水平下，包括等速蠕变和加速蠕变阶段，15MPa 初始围压下的蠕变速率都要小于 10MPa 初始围压下的蠕变速率。这说明，初始围压的增大，促使各级应力水平下的蠕变速率都发生了一定程度的降低。在各级应力水平下的蠕变量上，依据表 2 数据，分别拟合了不同初始围压下的应力水平—蠕变量关系曲线如图 6 所示。

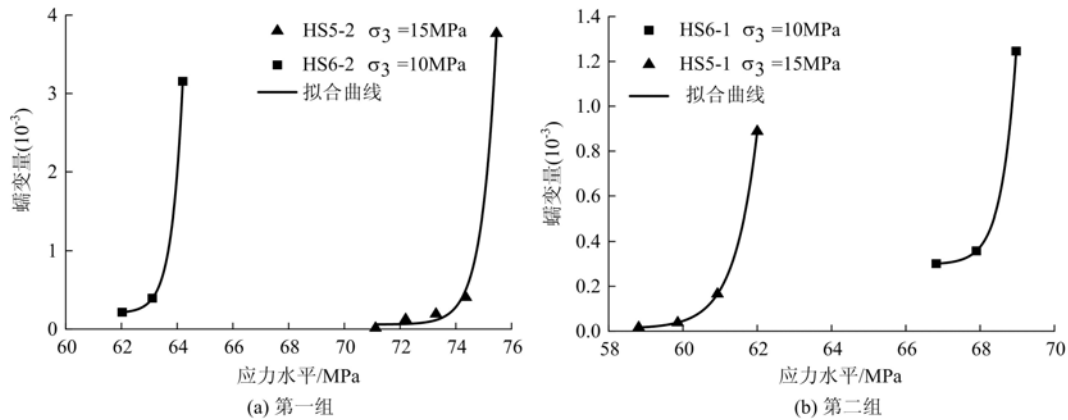


图 6 不同初始围压下应力水平—蠕变量关系曲线

Fig. 6 Stress level-creep deformation relation curves at different initial confining pressures

第一组中，15MPa 初始围压下 HS5-2 应力水平—蠕变量拟合函数关系式为：

$$\epsilon = 0.0773 + 1.85701E - 67 \times \exp(2.05352 \times \sigma), \quad R^2 = 0.997$$

10MPa 初始围压下 HS6-2 应力水平—蠕变量拟合函数关系式为：

$$\epsilon = 0.2035 + 1.80192E - 70 \times \exp(2.51829 \times \sigma), \quad R^2 = 0.996$$

第二组中，15MPa 初始围压下 HS5-1 应力水平—蠕变量拟合函数关系式为：

$$\epsilon = 0.01155 + 1.67666E - 44 \times \exp(1.62363 \times \sigma), \quad R^2 = 0.999$$

10MPa 初始围压下 HS6-1 应力水平—蠕变量拟合函数关系式为：

$$\epsilon = 0.29716 + 1.61053E - 77 \times \exp(2.563 \times \sigma), \quad R^2 = 0.996$$

由图 6 可知，同一围压下，随着应力水平的增大，各级蠕变量呈递增趋势且服从指数函数关系。在第一组中，15MPa 初始围压下前三级应力水平较 10MPa 初始围压下第一级应力水平更大，各级蠕变量均小于后者，最后一级应力水平下 15MPa 初始围压时蠕变量更大；在第二组中，15MPa 初始围压下前三级应力水平较 10MPa 初始围压下第一级应力水平更小，各级蠕变量依然小于后者，最后一级应力水平下 15MPa 初始围压时蠕变量更小。这说明，初始围压的增大对前几级应力水平下蠕变速率的影响较最后一级应力水平下蠕变速率大，即对等速蠕变阶段蠕变速率的影响较加速蠕变阶段大。在蠕变失稳时间上，在第一组中，15MPa 初始围压下蠕变失稳时间为 107.47h，10MPa 初始围压下蠕变失稳时间为 60.10h，缩短了 47.37h；在第二组中，15MPa 初始围压下蠕变失稳时间为 84.68h，10MPa 初始围压下蠕变失稳时间为 50.66h，缩短了 34.02h。由此可知，初始围压的大小对峰后蠕变特性有着重要的影响。

增大初始围压,各级应力水平下蠕变速率均有一定程度的降低,且对等速蠕变阶段蠕变速率的影响较加速蠕变阶段蠕变速率大,蠕变失稳时间延长,岩样的应力状态得到了一定的改善。

2.3 围压增量对峰后蠕变的影响

巷道周边破裂围岩在支护过程中,锚杆、锚索预紧力或支架提供的初撑力提高了围压。为了研究围压增量对岩石峰后蠕变的影响,对 HS7-1 与 HS7-2 进行了施加 1MPa 围压增量后的峰后蠕变试验,并与施加围压增量前的 HS6-1 与 HS6-2 作对比分析。HS7-1 与 HS7-2 试验特征参数见表 2,施加围压增量前后分别加载峰后蠕变曲线如图 7 所示。从图 7 可以看出,施加围压增量后,各级应力水平下蠕变变形速率明显减小,等速蠕变阶段延长,最后一级应力水平下进入加速蠕变阶段时间延后。在各级应力水平下的蠕变量上,依据试验数据拟合了应力水平—蠕变量的关系曲线见图 8。

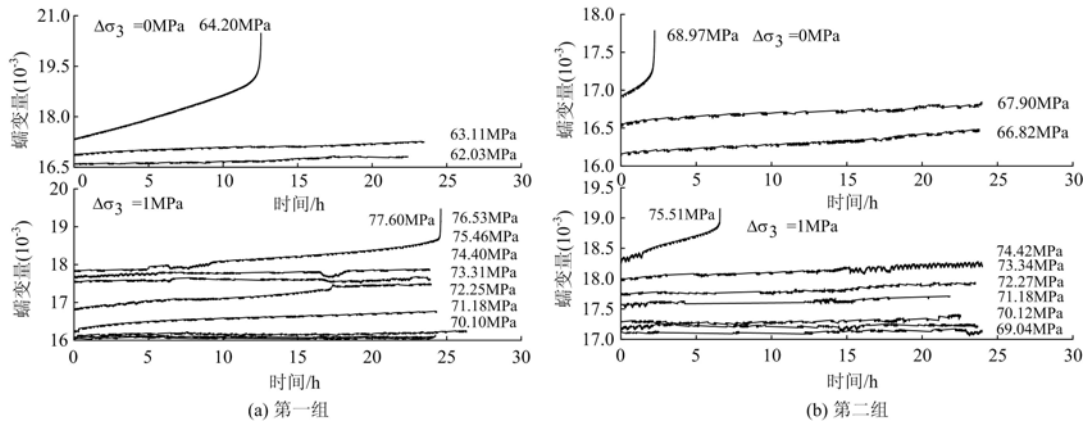


图 7 施加围压增量前后分别加载峰后蠕变曲线

Fig. 7 Post-peak creep curves by Boltzmann overlapping before and after applying confining pressure increment

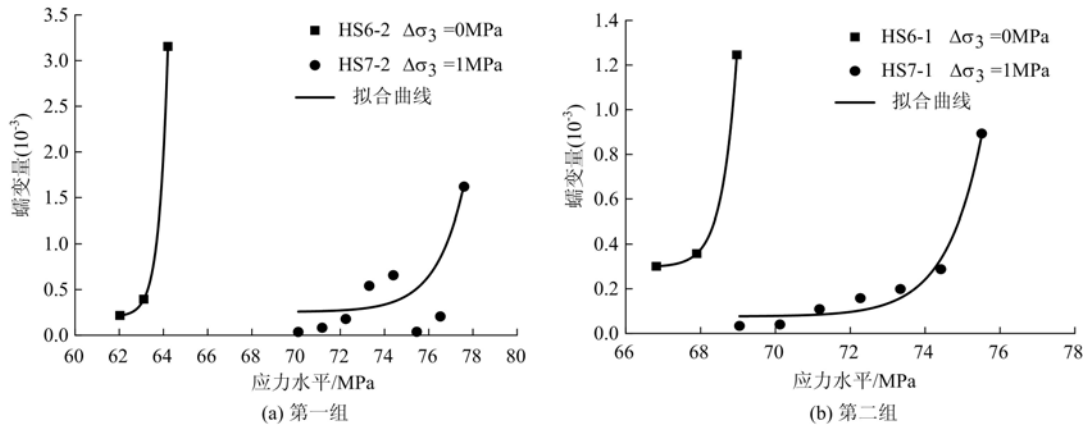


图 8 施加围压增量前后应力水平—蠕变量关系曲线

Fig. 8 Stress level-creep deformation relation curves before and after applying confining pressure increment

第一组中,HS7-2 施加围压增量后的应力水平—蠕变量拟合函数关系式为:

$$\epsilon = 0.25514 + 2.98165E - 27 \times \exp(0.79133 \times \sigma), \quad R^2 = 0.779$$

第二组中,HS7-1 施加围压增量后的应力水平—蠕变量拟合函数关系式为:

$$\epsilon = 0.07609 + 3.23886E - 35 \times \exp(1.0489 \times \sigma), \quad R^2 = 0.970$$

由图 8 可知,施加围压增量后,各级应力水平下蠕变量都发生了不同程度的减小。在第一组中,施加围压增量前的前三级应力水平下蠕变量均小于施加围压增量后的第一级应力水平下蠕变量,最后一级应力水平下蠕变量明显减小,蠕变减少量为 1.535×10^{-3} ,约为施加围压增量前最后一级应力水平下蠕变量的 48.65%;在第二组中,施加围压增量前的前六级应力水平下蠕变量均小于施加围压增量后的第一级应力水平下蠕变量,最后一级应力水平下蠕变减少量为 0.353×10^{-3} ,约为施加围压增量前最后

表2 峰后蠕变试验特征参数
Tab.2 Characteristic parameters of post-peak creep test

组别	试件编号	峰值强度 /MPa	总蠕变量 (10^{-3})	失稳时间 /h	初始围压 /MPa	围压增量	蠕变分级	应力水平 /MPa	蠕变量 (10^{-3})	
第一组	HS5-2	141.56	4.504	107.47	15	0	第1级	71.12	0.013	
							第2级	72.20	0.125	
							第3级	73.29	0.193	
							第4级	74.36	0.406	
							第5级	75.46	3.767	
	HS6-2	119.84	3.765	60.10	10	0	第1级	62.03	0.216	
							第2级	63.11	0.394	
							第3级	64.20	3.155	
	HS7-2	126.93	3.355	188.03	10	1	第1级	70.10	0.035	
							第2级	71.18	0.082	
							第3级	72.25	0.178	
							第4级	73.31	0.541	
							第5级	74.40	0.657	
							第6级	75.46	0.037	
							第7级	76.53	0.205	
第二组	HS5-1	137.46	1.109	84.68	15	0	第1级	58.81	0.017	
							第2级	59.86	0.038	
							第3级	60.93	0.166	
							第4级	62.00	0.888	
	HS6-1	120.54	1.905	50.66	10	0	第1级	66.82	0.301	
							第2级	67.90	0.358	
							第3级	68.97	1.246	
	HS7-1	122.62	1.721	151.00	10	1	第1级	69.04	0.034	
							第2级	70.12	0.040	
							第3级	71.18	0.109	
							第4级	72.27	0.158	
								第5级	73.34	0.199
								第6级	74.42	0.288
								第7级	75.51	0.893

一级应力水平下蠕变量的 28.33%。另一方面,在第一组中,施加围压增量前,HS6-2 在应力水平 64.20 MPa 下进入加速蠕变阶段,施加围压增量后,HS7-2 在应力水平 70.10MPa 下保持等速蠕变,当应力水平增至 77.60MPa 才进入加速蠕变;在第二组中,施加围压增量前,HS6-1 在应力水平 68.97MPa 下进入加速蠕变阶段,施加围压增量后,HS7-1 在应力水平 69.04MPa 下保持等速蠕变,当应力水平增至 75.51 MPa 才进入加速蠕变。这说明,施加围压增量,大大减小了蠕变变形速率,促使了加速蠕变阶段向等速蠕变阶段转化。在蠕变失稳时间上,在第一组中,施加围压增量前 HS6-2 蠕变失稳时间为 60.10h,施加围压增量后 HS7-2 蠕变失稳时间为 188.03h,延长了 127.93h,约 5.3d;在第二组中,施加围压增量前 HS6-1 蠕变失稳时间为 84.68h,施加围压增量后 HS7-1 蠕变失稳时间为 151.00h,延长了 66.32h,约 2.8d。由此可见,岩石峰后蠕变特性对围压增量有着较强的敏感性。施加围压增量,大大减小了蠕变变形速率,促使了加速蠕变阶段向等速蠕变阶段转化,延长了蠕变失稳时间,减小了蠕变变形量。

3 结论

(1) 不同损伤岩样表现出的峰后蠕变特性具有明显的差别。随着损伤的加大,蠕变变形速率增大,蠕变失稳时间缩短,越容易发生失稳破坏。

(2) 同一围压下,随着应力水平的增大,各级蠕变量呈递增趋势且服从指数函数关系。

(3) 初始围压对峰后蠕变特性的影响显著。增大初始围压,蠕变变形速率均有一定程度的降低,且对等速蠕变阶段蠕变速率的影响较加速蠕变阶段蠕变速率大,蠕变失稳时间延长。

(4) 岩石峰后蠕变特性对围压增量有着较强的敏感性。施加围压增量,大大减小了蠕变变形速率,促使了加速蠕变阶段向等速蠕变阶段转化,明显延长了蠕变失稳时间,减小了蠕变形变量。

参考文献:

- [1] 李树清. 深部煤巷围岩控制内-外承载结构耦合稳定原理的研究[D]. 长沙:中南大学, 2008:18-30 (LI Shuqing. Study on principal of inner-outer bearing structures coupling stabilization for strata control around deep coal drifts[D]. Changsha: Central South University, 2008:18-30 (in Chinese))
- [2] 宗义江. 深部破裂围岩蠕变力学特性与本构模型研究[D]. 北京:中国矿业大学, 2013:2-10 (ZONG Yijiang. Study on creep mechanical properties and constitutive model of deep cracked surrounding rock[D]. Beijing: China University of Mining and Technology, 2013:2-10 (in Chinese))
- [3] 孙钧. 岩石流变力学及其工程应用研究若干进展[J]. 岩石力学与工程学报, 2007, 26(6):1081-1106 (SUN Jun. Rock rheological mechanics and its advance in engineering applications[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007, 26(6):1081-1106 (in Chinese))
- [4] 胡波, 王宗林, 梁冰, 等. 岩石蠕变特性试验研究[J]. 实验力学, 2015, 30(4):438-446 (HU Bo, WANG Zonglin, LIANG Bing, et al. Experimental study of rock creep properties[J]. Journal of Experimental Mechanics, 2015, 30(4):438-446 (in Chinese))
- [5] 刘传孝, 张加旺, 张美政, 等. 分级加卸载硬岩短时蠕变特性实验研究[J]. 实验力学, 2009, 24(5):459-466 (LIU Chuanxiao, ZHANG Jiawang, ZHANG Meizheng, et al. Experimental study of short-term creep characteristics based on step loading-unloading method for hard rock[J]. Journal of Experimental Mechanics, 2009, 24(5):459-466 (in Chinese))
- [6] Maranini E, Brignoli M. Creep behavior of a weak rock: experimental characterization[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 1999, 36(1):127-138.
- [7] Marnainri E, Yamaguehi T. A non-associated viscoplastic model for the behaviour of granite in triaxial compression[J]. Mechanics of Materials, 2001(33):283-293.
- [8] 张向东, 尹晓文, 傅强. 分级加载条件下紫色泥岩三轴蠕变特性研究[J]. 实验力学, 2011, 26(1):61-66 (ZHANG Xiangdon, YIN Xiaowen, FU Qiang. Study of triaxial creep properties of purple mudstone under Stepwise loading[J]. Journal of Experimental Mechanics, 2011, 26(1):61-66 (in Chinese))
- [9] ZHOU H W, WANG C P, HAN B B, et al. A creep constitutive model for salt rock based on fractional derivatives[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2011, 48(1):116-121.
- [10] 韩庚友, 王思敬, 张晓平, 等. 分级加载下薄层状岩石蠕变特性研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2010, 29(11):2239-2247 (HAN Gengyou, WANG Sijing, ZHANG Xiaoping, et al. Study of creep properties of thinly laminated rock under step loading[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2010, 29(11):2239-3347(in Chinese))
- [11] 徐慧宁, 庞希斌, 徐进, 等. 粉砂质泥岩的三轴蠕变试验研究[J]. 四川大学学报(工程科学版), 2012, 44(1):69-74 (XU Huining, PANG Xibin, XU Jin, et al. Study on triaxial creep test of silty mudstone[J]. Journal of Sichuan University(Engineering Science), 2012, 44(1):69-74 (in Chinese))
- [12] 王俊光, 梁冰, 田蜜. 含水状态下油页岩非线性损伤蠕变特性研究[J]. 实验力学, 2014, 29(1):112-118 (WANG Junguang, LIANU Bing, TIAN Mi. Study of creep characteristics produced by nonlinear damage of oil shale in hydrous state[J]. Journal of Experimental Mechanics, 2014, 29(1):112-118 (in Chinese))
- [13] 邓华锋, 周美玲, 李建林, 等. 砂质泥岩三轴卸荷流变特性试验研究[J]. 岩土力学, 2016, 37(2):315-322 (DENG Huafeng, ZHOU Meiling, LI Jianlin, et al. Experimental research on unloading triaxial rheological mechanical properties of sandy mudstone[J]. Rock and Soil Mechanics, 2016, 37(2):315-322 (in Chinese))
- [14] 郭臣业, 鲜学福, 姜永东, 等. 破裂砂岩蠕变试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2010, 29(5):990-995 (GUO Chenye, XIAN Xuefu, JIANG Yongdong, et al. Study on creep test of fractured sandstone[J]. Chinese Journal of Rock mechanics and Engineering, 2010, 29(5):990-995 (in Chinese))

- [15] 牛双建, 党元恒, 冯文林, 等. 损伤破裂砂岩单轴蠕变特性试验研究[J]. 岩土力学, 2016, 37(5):1249—1258 (NIU Shuangjian, DANG Yuanheng, FENG Wenlin, et al. Uniaxial experimental study of creep properties of sandstone in damage and fracture states[J]. Rock and Soil Mechanics, 2016, 37(5):1249—1258 (in Chinese))
- [16] 刘传孝, 黄东辰, 张秀丽, 等. 深井泥岩峰前/峰后单轴蠕变特性实验研究[J]. 实验力学, 2011, 26(3):267—273 (LIU Chuanxiao, HUANG Dongchen, ZHANG Xiuli, et al. Experimental study of uniaxial creep properties of mudstone in deep site front and rear the ultimate strength[J]. Journal of Experimental Mechanics, 2011, 6(3): 267—273 (in Chinese))
- [17] PENG S S. Time-dependent aspects of rock behavior as measured by a servocontrolled hydraulic testing machine [J]. International Journal of Rock Mechanics Mining Sciences and Geomechanics Abstracts, 1973, 10(3): 235—246.
- [18] 李晓, 王思敬, 李焯芬. 破裂岩石的时效特性及长期强度[C]//中国岩石力学与工程学会. 中国岩石力学与工程学会第五次学术大会论文集, 1998:214—219 (LI Xiao, WANG Sijing, LEE Chaofeng. Time-dependent behavior and long-term strength of fractured rock[C]//Chinese Society for Rock Mechanics and Engineering ed. Proceedings of Fifth Conference on Chinese Society for Rock Mechanics and Engineering, 1998:214—219 (in Chinese))

Experimental study on post-peak creep instability characteristics of sandstone

LI Shu-qing^{1,2,3}, LIU Sheng^{1,2,3}, YUAN Yue^{1,2,3}, YAO Xiao-xu^{1,2,3}, YAN Yu-tong^{1,2,3}

(1. Work Safety Key Lab on Prevention and Control of Gas and Roof Disasters for Southern Coal Mines, Hunan University of Science and Technology, Xiangtan 411201, China; 2. Hunan Provincial Key Laboratory of Safety Mining Techniques of Coal Mines, Hunan University of Science and Technology, Xiangtan 411201, China; 3. School of Resources, Environment and Safety Engineering, Hunan University of Science and Technology, Xiangtan 411201, China)

Abstract: In order to reveal the post-peak creep instability characteristics of rock, the post-peak creep experiment of red sandstone was carried out by using the MTS815 electro-hydraulic servo rock mechanics experimental system, and the creep instability time was estimated by the linear regression method. The influence of damage, initial confining pressure and confining pressure increment on post-peak creep characteristics were explored. Results show that with the increase of damage, the creep deformation rate increases and the creep instability time is shortened. Under the same confining pressure, the creep values at different stress level increase with the increase of stress level, and obey exponential function relation. With the increase of initial confining pressure, the creep deformation rate decreases to a certain extent at all stress levels, and its effect on creep velocity for creep on constant velocity stage is larger than that for creep on accelerated stage, which results in the delay of creep instability time. The increment of confining pressure greatly reduces creep deformation rate, accelerates the transformation from accelerated creep stage to constant velocity creep stage, significantly prolongs the time of creep instability and reduces creep deformation quantity. Above results provide a reference for the long-term stability analysis of the engineering surrounding rocks.

Keywords: rock mechanics; post-peak creep; damaged rock sample; initial confining pressure; confining pressure increment; creep instability