

张广辉, 欧阳振华, 齐庆新, 等. 瓦斯对煤冲击倾向性影响的试验研究[J]. 煤炭学报, 2017, 42(12): 3159-3165. doi: 10.13225/j.cnki.jccs.2017.0681

ZHANG Guanghui, OUYANG Zhenhua, QI Qingxin, et al. Experimental research on the influence of gas on coal burst tendency[J]. Journal of China Coal Society, 2017, 42(12): 3159-3165. doi: 10.13225/j.cnki.jccs.2017.0681

## 瓦斯对煤冲击倾向性影响的试验研究

张广辉<sup>1,2</sup>, 欧阳振华<sup>1,2</sup>, 齐庆新<sup>2,3</sup>, 李宏艳<sup>1,2</sup>, 邓志刚<sup>1,2</sup>, 蒋军军<sup>1,2</sup>

(1. 煤炭科学技术研究院有限公司 安全分院, 北京 100013; 2. 煤炭资源高效开采与洁净利用国家重点实验室(煤炭科学研究总院), 北京 100013; 3. 煤炭科学技术研究院有限公司, 北京 100013)

**摘 要:**为研究瓦斯对煤冲击倾向性的影响,在不同瓦斯压力下测定了煤的冲击倾向性指标,分析了含瓦斯煤样在多级循环加载和单轴应变加载时能量积聚与耗散情况。研究表明:在孔隙瓦斯压力和吸附瓦斯共同作用下,煤样冲击倾向性指标由强向弱或由弱向无转变;瓦斯降低了煤样的强度,在多级循环过程中由损伤和塑性变形引起的耗散能增加,煤样储存弹性应变能的能力下降,完全破坏时煤样盈余能量减少,瓦斯弱化了煤的冲击特性;伴随瓦斯压力的增加,能量跌落系数逐渐变大,表明瓦斯致使煤样的破坏形式由脆性向脆塑性转变;基于瓦斯对煤的冲击倾向性和破坏形式的影响,在含瓦斯煤层冲击倾向性测定和冲击危险性评价过程中,应充分考虑瓦斯对煤层冲击特性的影响。

**关键词:**瓦斯;冲击倾向性;能量耗散;破坏形式

**中图分类号:**TD324      **文献标志码:**A      **文章编号:**0253-9993(2017)12-3159-07

### Experimental research on the influence of gas on coal burst tendency

ZHANG Guanghui<sup>1,2</sup>, OUYANG Zhenhua<sup>1,2</sup>, QI Qingxin<sup>2,3</sup>, LI Hongyan<sup>1,2</sup>, DENG Zhigang<sup>1,2</sup>, JIANG Junjun<sup>1,2</sup>

(1. Mine Safety Technology Branch, China Coal Research Institute, Beijing 100013, China; 2. State Key Laboratory of Coal Mining and Clean Utilization (China Coal Research Institute), Beijing 100013, China; 3. China Coal Research Institute, Beijing 100013, China)

**Abstract:** In order to study the influence of gas on coal burst tendency, the burst tendency index of coal samples was measured under different gas pressures, the energy accumulation and dissipation of coal samples under multi-stage cyclic loading and strain loading were analyzed. The results show that under the combined action of pore pressure and adsorbed gas, the burst tendency index of coal sample changes from strong to weak or weak to direct; the gas reduces the strength of the coal sample, and the dissipation energy due to the damage and plastic deformation increase during the multistage cycling process, the ability of coal samples to store elastic strain energy decreases, when the coal sample is completely destroyed, the surplus energy decreases, thus, the gas weakens the burst performance of coal. With the increase of gas pressure, the energy drop coefficient becomes larger, it indicates that the failure form of coal samples changes from brittle to brittle-plastic. Based on the influence of gas on burst tendency and the form of failure of coal, when measuring the burst tendency and evaluating the rock burst risk of gas containing coal seams, the influence of gas on the burst performance of coal seams should be taken into a full consideration.

**Key words:** gas; burst tendency; energy dissipation; failure formation

收稿日期: 2017-05-19      修回日期: 2017-10-09      责任编辑: 常明然

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(51574150, 51404140); 煤科院基础研究基金资助项目(2017JC06)

作者简介: 张广辉(1989—), 男, 河北邢台人, 研究实习员。Tel: 010-84264177, E-mail: 852812344@qq.com。通讯作者: 欧阳振华(1976—), 男, 湖南洞口人, 研究员。Tel: 010-84262292, E-mail: oyzhua@163.com

冲击地压是在煤岩力学系统达到极限强度时,以突然、急剧、猛烈的形式释放弹性能,并造成井巷破坏及人身伤亡的动力现象<sup>[1]</sup>。关于冲击地压的发生机理,国内外学者开展了大量研究,相关学者认为冲击倾向性是煤岩的固有属性,是冲击地压发生的内在因素<sup>[2-4]</sup>。针对煤岩的冲击倾向性,窦林名等<sup>[5]</sup>开展了组合煤岩中顶板与煤层高度比、顶板强度对组合煤样冲击倾向性的影响,指出随着高度比的增大、顶板强度的提高,组合煤岩冲击倾向性增强。章梦涛<sup>[6]</sup>等则认为伴随煤岩含水量的增加,其冲击倾向性降低。赵毅鑫等<sup>[7]</sup>以煤岩细观结构为切入点,指出煤岩冲击倾向性与显微硬度和显微脆度相关。苏承东<sup>[8]</sup>在实验室内开展了颗粒和尺寸对大理岩冲击倾向性的影响研究。赵同彬等<sup>[9]</sup>利用模拟软件开展了颗粒弹性模量和黏结强度对煤岩冲击倾向性的影响,指出伴随弹性模量的增加煤岩冲击倾向性增大。李海涛等<sup>[10]</sup>开展了不同应变速率对冲击倾向指标的影响研究,指出了指标随加载速率的变化趋势。李晓璐等<sup>[11]</sup>则运用 FLAC<sup>3D</sup> 对煤-岩组合体冲击倾向性进行三维数值实验研究,实验结果表明岩石高度所占比例越大,冲击倾向性越强。宋真龙等<sup>[12]</sup>分析了不同瓦斯压力下煤样在单轴和加卸载循环作用下能量积聚和损耗的关系。王振等<sup>[13]</sup>分析了瓦斯对冲击倾向性指标的影响规律,并提出了非典型动力灾害的实验方法。而进入深部开采以后,煤层在高温、高压情况下,煤变质程度高,煤层瓦斯压力大、瓦斯含量高,矿井类型也发生改变,即由非冲击矿井向冲击矿井转变,由非突矿井向突出矿井转变<sup>[14-15]</sup>,现阶段关于瓦斯对煤冲击特性影响的研究相对较少,本文旨在研究不同瓦斯压力下煤样强度、能量演化及破坏机制的差异,得出瓦斯对煤冲击倾向性的影响规律,为含瓦斯煤层冲击危险性评价提供借鉴。

## 1 含瓦斯煤冲击倾向性试验

### 1.1 试样尺寸及加载方式

实验煤样取自彬长大佛寺矿 41201 工作面回风巷,该矿井 4 号煤层为弱冲击倾向性,且该矿属于高瓦斯矿井,将煤样加工成 50 mm×100 mm 的标准试样<sup>[16]</sup>。分别在 4 种瓦斯压力下测定煤样的冲击能量指数  $K_E$ 、弹性能量指数  $W_{ET}$ 、动态破坏时间  $DT$  和单轴抗压强度  $R_c$ ,实验中瓦斯压力条件、事件个数、测定参数及加载方式见表 1。

### 1.2 试验设备

实验加载及数据采集系统包括 TAW-2000 型电液伺服试验机、采集速度为 0.1 ms 的高速计算机数

表 1 实验室试样详细情况统计  
Table 1 Details laboratory sample statistics

瓦斯压力/MPa	试件个数	测定参数	加载方式
0	137		$DT, W_{ET}, R_c$ 测定时以
0.5	28	$DT, W_{ET}, K_E, R_c$	0.5 MPa/s 速度进行加载;
1.0	27		$K_E$ 测定时以 $0.5 \times$
1.5	28		$10^{-5}$ mm/s 速度进行加载
2.0	27		

据采集处理系统、引伸计及配套的载荷和位移传感器等。瓦斯吸附装置采用煤炭资源高效开采与洁净利用国家重点实验室自行研制的含瓦斯煤层冲击倾向性鉴定装置<sup>[17]</sup>,如图 1 所示。该套装置上接真空泵、下连瓦斯瓶,通过切换开关 1 和开关 2,读取压力表 1 和压力表 2 的示数,实现整套系统的预抽真空处理、装置系统充气及瓦斯吸附饱和等,实现煤样在特定瓦斯压力下吸附瓦斯,促使煤样微孔隙和微裂隙中充满瓦斯。

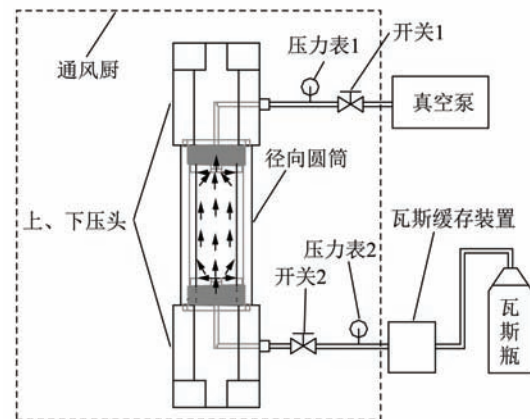


图 1 瓦斯充气装置

Fig. 1 Gas aeration device

## 2 瓦斯对冲击倾向性指标影响分析

冲击倾向性各项指标测定中严格按照表 1 的加载方式进行压缩试验,应力-应变曲线如图 2 所示。单轴抗压强度和动态破坏时间可直接从应力应变曲线中测定,弹性能量指数在循环加载中由储存于煤样中的弹性能  $W_2$  和煤样损伤引起的耗散能  $W_1$  和之比确定,表征煤样破坏前储存弹性能的能力;冲击能量指数由应力应变曲线峰前面积  $W_3$  和峰后面积  $W_4$  之比确定,表征煤样完全破坏后盈余的能量。

### 2.1 瓦斯对单轴抗压强度的影响分析

#### 2.1.1 瓦斯对单轴抗压强度影响的试验研究

在测定中单轴抗压强度、动态破坏时间的加载方式相同,且冲击能量指数测定中也可得到煤样的单轴抗压强度,因此为避免由煤样差异性和唯一性导致数

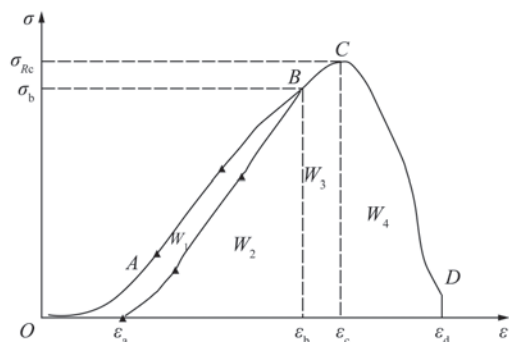


图 2 煤样单轴压缩应力-应变全程曲线

Fig. 2 Complete stress-strain curves of coal samples under uniaxial compression

据的离散性,综合以上 3 个参数测定中的煤样强度作为本次试验的单轴抗压强度值。5 种瓦斯压力下煤样单轴抗压强度分布及平均值如图 3 所示。

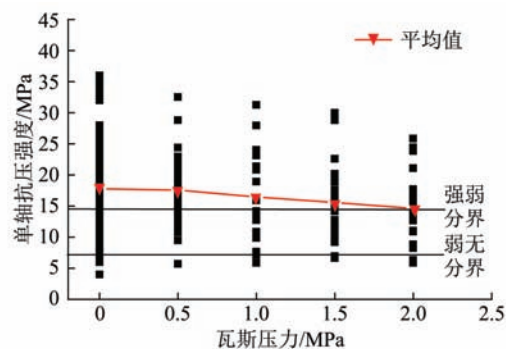


图 3 单轴抗压强度与瓦斯压力关系

Fig. 3 Relationship between uniaxial compressive strength and gas pressure

如图 3 所示,在无瓦斯或低瓦斯压力作用下,煤样强度分布范围广,且破坏时主要集中在高强度范围内,而在中低强度范围内出现次数较少,单轴抗压强度平均值较高;伴随瓦斯压力的增加,煤样强度分布范围相对集中,且大多处于中低强度范围内,强度平均值较低。

### 2.1.2 瓦斯对煤强度影响的理论研究

#### (1) 游离瓦斯对煤的强度影响

当用摩尔极限应力圆来表示含瓦斯煤的库伦准则时,摩尔应力圆的圆心坐标点和半径<sup>[18]</sup>为

$$\sigma' = \frac{1}{2}(\sigma'_1 + \sigma'_3) = \frac{1}{2}(\sigma_1 + \sigma_3) - \alpha p \quad (1)$$

$$\tau' = \frac{1}{2}(\sigma'_1 - \sigma'_3) = \frac{1}{2}(\sigma_1 - \sigma_3) \quad (2)$$

式中, $\sigma'$ 和 $\tau'$ 分别为含瓦斯煤莫尔应力圆的圆心位置和应力圆半径; $\sigma'_1$ 和 $\sigma'_3$ 分别为含瓦斯煤最大主应力和最小主应力,MPa; $\sigma_1$ 和 $\sigma_3$ 分别为不含瓦斯煤的最大主应力和最小主应力,MPa。

如图 4 所示,含瓦斯煤体摩尔应力圆的大小没有

发生改变,但是圆心向左移动 $\alpha p$ ,使之更加靠近破坏极限,导致煤体强度降低,在低应力作用下更加容易发生破坏;此外,瓦斯在煤体中的流动,孔隙压力在煤体微裂纹尖端处产生拉应力作用,促进了微裂纹的扩展,加剧了煤体的变形破坏。

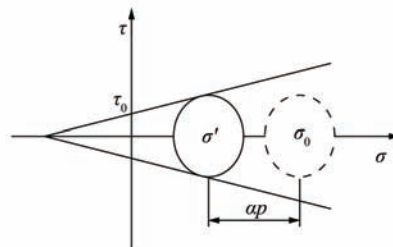


图 4 瓦斯压力对于煤体强度的影响

Fig. 4 Influence of gas pressure on coal strength

#### (2) 吸附瓦斯对煤的强度影响

含瓦斯煤中有超过 80% 的瓦斯以吸附状态储存于煤中,瓦斯吸附导致煤体表面自由能降低,其降低量可由表面物理化学计算得出<sup>[19]</sup>

$$\Delta\gamma = \frac{V_L RT}{V_0 S} \ln(1 + P_L p) \quad (3)$$

其中, $\Delta\gamma$ 为煤体吸附瓦斯后降低的表面自由能, $J/m^2$ ;R为普适气体常数; $T$ 为绝对温度, $^{\circ}C$ ;p为瓦斯气体压力,MPa; $V_0$ 为标况下气体的摩尔体积, $L/mol$ ;S为煤的孔隙比表面积, $m^2/m^3$ ;V<sub>L</sub>为朗格缪尔体积参数, $cm^3/g$ ;P<sub>L</sub>为朗格缪尔压力参数,MPa<sup>-1</sup>。由式(3)可得在吸附常数为定值的情况下,煤体表面自由能的降低程度与瓦斯压力相关,瓦斯压力越大,煤体吸附瓦斯量越多,煤体表面自由能越小,煤体强度弱化越严重。

结合以上分析可得含瓦斯煤的强度降低是游离瓦斯与吸附瓦斯共同作用的结果。

### 2.2 瓦斯对弹性能量指数影响分析

#### 2.2.1 含瓦斯煤弹性能量指数试验结果分析

实验中分别测定了 5 种瓦斯压力下煤样的弹性能量指数,弹性能量指数与瓦斯压力关系,如图 5 所示。

随着瓦斯压力的增大弹性能量指数平均值逐渐降低,其原因可能是瓦斯的的存在降低了煤样的强度,在加载过程中同等应力下含瓦斯煤样的塑性变形越大、损伤发育较快,永久变形及损伤消耗的能量也就越多,储存于煤样中可释放的弹性能越低,因此 $W_{ET}$ 越小。

#### 2.2.2 含瓦斯煤在分级循环过程中能量耗散分析

弹性能量指数测定是在多级循环加载下进行,关于瓦斯对煤弹性能量指数的影响,主要分析煤样中耗散能的变化情况,因此,绘制了 5 种瓦斯压力下第 4

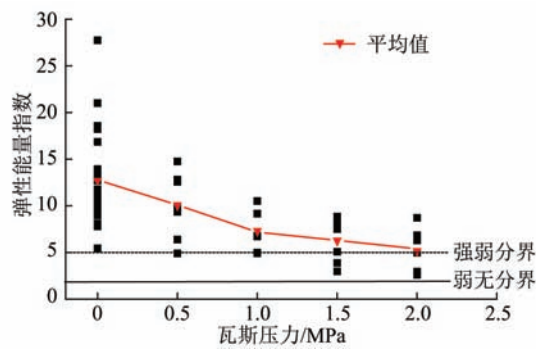


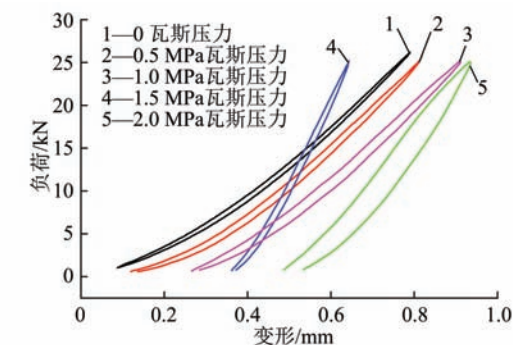
图5 弹性能量指数与瓦斯压力关系

Fig. 5 Relationship between elastic energy index and gas pressure

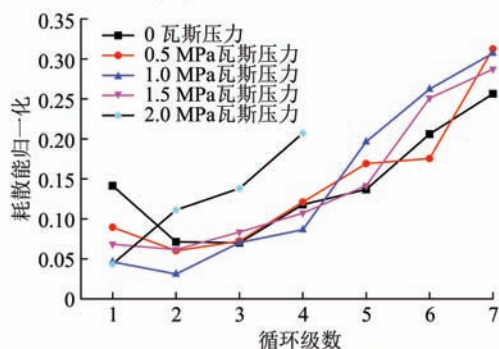
次循环中负荷-变形曲线、耗散能  $W_1$ -循环级数曲线(图6)。为能更加清晰展现煤样耗散能情况,负荷-变形曲线向右有一定幅度的平移;耗散能  $W_1$ -循环级数曲线纵坐标进行了归一化处理;耗散能计算公式为

$$W_1 = \int_0^{L_b} F_i dl - \int_{L_a}^{L_b} F_j dl \quad (4)$$

式中,  $F_i$  和  $F_j$  分别为加载负荷和卸载负荷;  $L_a$  和  $L_b$  分别为卸载终点和加载终点时煤样变形量。



(a) 第4级循环中负荷-变形曲线



(b) 各级循环下典型煤样耗散能变化曲线

图6 5种瓦斯压力下煤样耗散能特征

Fig. 6 Dissipation energy characteristics of coal samples under five kinds of gas pressure

从图6(a)中可看出伴随瓦斯压力的增加,负荷-变形曲线由密变疏,形成的滞回环越来越大,表征煤样由塑性变形和损伤消耗的能量增加,储存弹性

应变能的能力下降;而从图6(b)在瓦斯压力较低时煤样耗散能曲线呈现出先降低后增加的趋势,分析原因为在第1次加载过程中煤样内部微孔隙、微裂隙闭合且煤样内部结构调整消耗能量较多,因此初次循环耗散能远远大于第2次循环中的耗散能,而在后续几个循环中伴随煤样损伤的加剧导致能量消耗增多;而伴随瓦斯压力的增加煤样耗散能曲线先迅速减低,后增加的趋势越来越不明显,分析原因为瓦斯的存在降低了煤样强度,煤样在相同载荷下  $W_1$  增大,  $W_2$  减小,导致弹性能量指数减小。

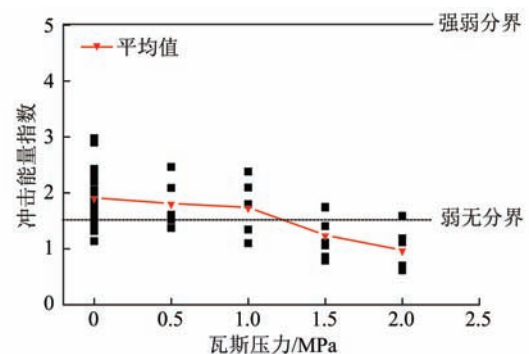
## 2.3 瓦斯对冲击能量指数影响分析

### 2.3.1 含瓦斯煤冲击能量指数试验结果分析

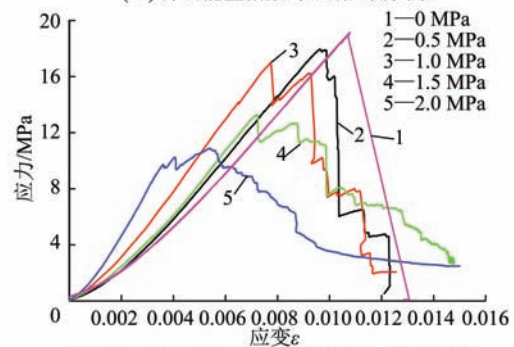
冲击能量指数越大表明煤样试件破坏后盈余的能量越多,盈余能量将转化为破碎煤样的动能、辐射能等。冲击能量指数按以下公式计算:

$$K_E = \frac{\int_0^{\varepsilon_c} \sigma d\varepsilon}{\int_{\varepsilon_c}^{\varepsilon_d} \sigma d\varepsilon} \quad (5)$$

5种工况下含瓦斯煤样冲击能量指数变化趋势及含瓦斯煤样应力应变曲线如图7所示。



(a) 冲击能量指数与瓦斯压力关系



(b) 5种瓦斯压力下典型煤样应力-应变曲线

图7 冲击能量指数特征曲线

Fig. 7 Characteristic curves of impact energy index

从图7(a)可以看出,随着吸附瓦斯压力的增加,冲击能量指数平均值降低。在瓦斯压力较低时,单项冲击倾向性指标判别为弱,而在2 MPa 瓦斯压力下煤样冲击能量指数变为0.976,单项冲击倾向性指标判别为无,说明瓦斯的存在降低了冲击倾向性单

项判别指标;而从图 7(b)可以看出在 5 种工况下应力应变曲线峰前走势大致相同,但在峰后变形特征有所区别;在瓦斯压力较低时,煤样峰后应力应变曲线突然、急剧下降,煤样在峰后变形破坏过程中消耗能量较少,大部分储存于煤样中的弹性应变能以动能、辐射能释放,冲击能量指数较大。而伴随瓦斯压力的增加,煤样峰后应力曲线呈现出分级跌落或缓慢下降的趋势,变形破坏中消耗能量逐渐增多,从而导致冲击能量指数逐渐减小。

### 2.3.2 含瓦斯煤声发射特征分析

冲击能量指数数值通过应力应变曲线中峰前面积与峰后面积之比计算得到,而应力应变曲线不能反映煤样在受载变形过程中能量演化情况,因此在测定冲击能量指数过程中进行了声发射监测。声发射特征参量中幅值为信号波形中最大的振幅值,对整个煤岩试件变形破坏中的全部幅值进行整体性的分析,可以一定程度上揭示岩体破坏演化的规律及差异<sup>[20]</sup>;振幅和应力与时间关系如图 8 所示。

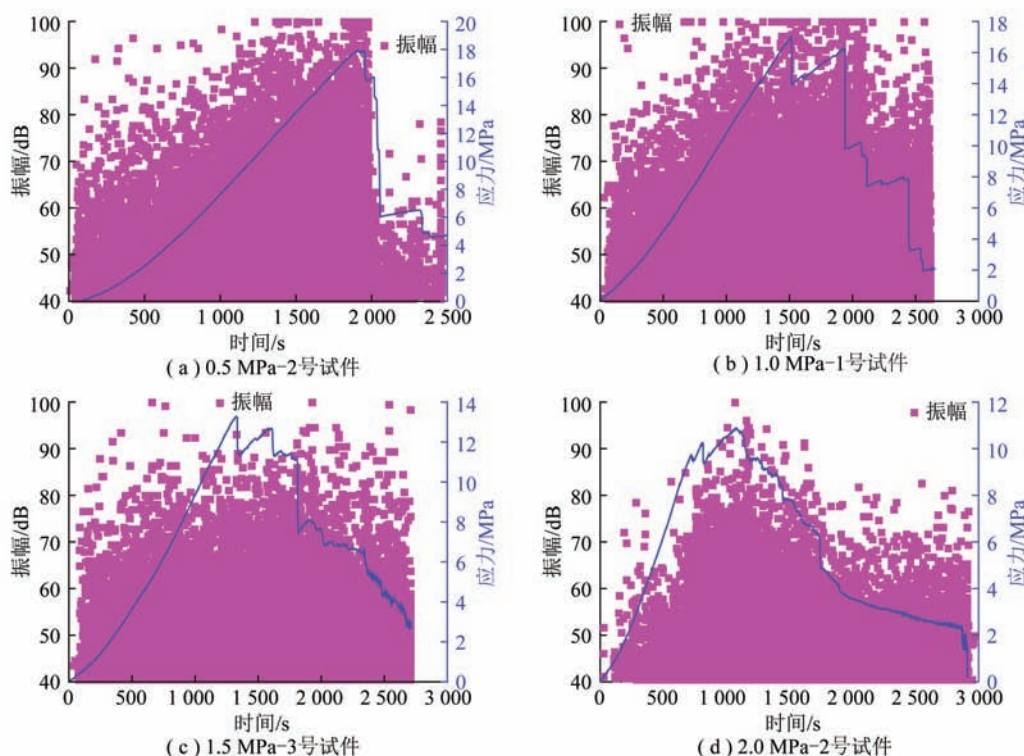


图 8 4 种瓦斯压力下典型煤样声发射特征

Fig. 8 AE characteristics of typical coal samples under four kinds of gas pressure

从图 8 可看出在应力峰前阶段振幅数据量和幅值随应力的增加有逐渐增多的趋势,在应力峰后阶段随应力的降低而减少。但在吸附瓦斯压力较低时,如图 8(a)和(b)所示,在应力跌落瞬间振幅密度大、振幅幅值高,而在应力跌落后煤样消耗能量较少,在振幅上表现为振幅幅值低、振幅密度小,煤样完全破坏后盈余能量较多,且大多以破碎煤样动能形式释放,冲击能量指数较大。而在瓦斯压力较高时煤样应力峰值以后煤样内部缺陷进一步发育,煤样消耗能量较多,振幅特征中显示密度和幅值并未出现大幅度减小,煤样完全破坏后盈余能量较小,冲击能量指数降低。

由 2.3 和 2.4 节分析可得瓦斯降低了煤的强度,使其储存弹性应变能的能力下降,且在变形过程中消耗能量较多,煤样完全破坏时盈余能量较少,瓦斯的的存在弱化了煤的冲击特性。

### 2.4 瓦斯对动态破坏时间影响分析

动态破坏时间越小表征煤样从极限载荷到完全破裂所经历时间越短,煤样内积聚相同弹性应变能时,瞬间能量释放率越高,煤样破坏形态越剧烈。5 种工况下动态破坏时间变化趋势和负荷跌落曲线如图 9 所示。

从图 9(a)可以看出随着瓦斯压力的增加,煤样动态破坏时间呈现出逐步增大趋势,即煤样中存在的瓦斯,使负荷-时间峰后曲线变缓,脆性破断表现不显著,原因可能为试件中吸附瓦斯的的存在降低了其发生脆性破断的几率,同时增加煤样试件的延性。从图 9(b)可以看出随着吸附瓦斯压力的增加,煤样峰后跌落曲线由陡向缓转变,且跌落前负荷有稍微降低趋势,跌落过程中负荷出现台阶下降,分段下降时斜率有一定程度降低,破坏时间延长,动态破坏时间变长。

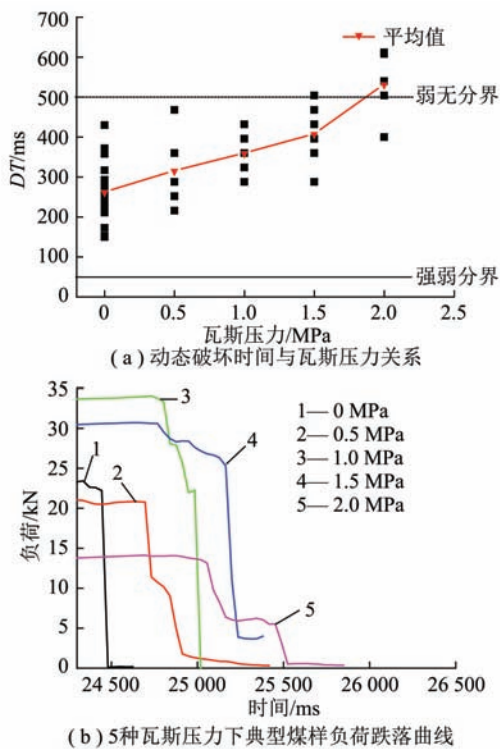


图9 煤样动态破坏时间变化趋势和负荷跌落曲线

Fig. 9 Time change trend and load drop curves of dynamic failure of coal sample

### 3 瓦斯对煤样破坏形式影响分析

动态破坏时间与冲击能量指数测定中,虽然加载方式不同,但负荷-时间曲线和应力-应变曲线均表明伴随吸附瓦斯压力的增加,煤样负荷或应力跌落曲线产生明显变化,该变化是瓦斯对煤样破坏过程影响的体现。

能量跌落系数<sup>[21]</sup>旨在从能量角度分析煤岩样破坏前后的状态变化,用以评判岩石的脆性。煤样破坏导致应力跌落,该过程中外部输入机械能为 $\Delta W$ ,且 $\Delta W = \Delta U_e + \Delta U_d$ ,假设

$$\Delta U_e + \Delta U_d = -H\Delta U_e \quad (6)$$

式中, $\Delta U_e$ 为图2中应力跌落点C点到残余强度D点可释放弹性能的增量; $\Delta U_d$ 从发生应力跌落点C到强度D点耗散能增量。

$$\Delta W = U_D - U_C \quad (7)$$

$$\Delta U_e = U_D^e - U_C^e \quad (8)$$

式中, $U_C$ 和 $U_D$ 分别为应力应变曲线C点和D点处外部输入机械能总量; $U_C^e$ 和 $U_D^e$ 分别为C点和D点处可释放弹性应变能总量,在应力跌落过程中部分弹性应变能用于煤样的破坏,易得 $\Delta U_e < 0$ 。式(6)可简化为<sup>[19]</sup>

$$H = \frac{\Delta U_d}{|\Delta U_e|} - 1 = \frac{\Delta W}{|\Delta U_e|} \quad (9)$$

应力跌落过程中机械能 $\Delta W$ 输入越大,表明煤样在变形破坏过程中消耗的能量越多,峰后曲线面积越大,煤样延性破坏特征越明显,反之脆性破坏越明显。由此可得, $H$ 值越大,煤样试件破坏越缓慢、塑性变形特征越明显, $H$ 值越小煤样脆性破坏越明显、越突然。

基于试验结果,给出5种工况下典型煤样能量跌落系数 $H$ 和弹性应变能增量(取绝对值) $\Delta U_e$ 。

由图10和表2可得在瓦斯压力较低时,煤样弹性能增量,能量跌落系数小,动态破坏时间短,能量释放率高,表征煤样主要呈现出脆性破坏,破坏形式剧烈、盈余能量较多;而在瓦斯压力较高时,弹性能增量小,跌落系数大,煤样主要表现为脆塑性破坏,变形破坏时间增加,导致动态破坏时间延长,与此同时煤样变形过程中主裂纹和次生缺陷同时发育,耗散能量较多,煤样完全破坏后盈余能量减少,致使冲击能量指数越小。

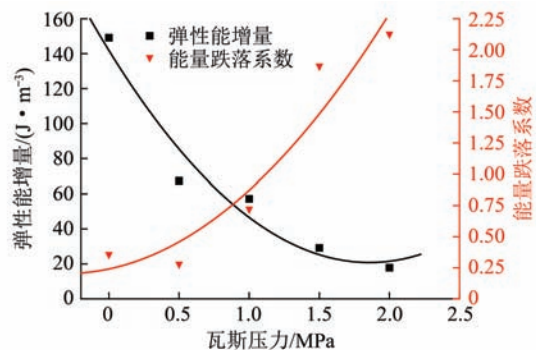


图10 弹性能增量及能量跌落系数与瓦斯压力关系

Fig. 10 Relationship of elastic energy increment, energy drop coefficient and gas pressure

表2 5种工况下典型煤样能量跌落系数

Table 2 Energy drop coefficient of typical coal samples under five conditions

典型煤样编号	$\Delta W/(J \cdot m^{-3})$	$ \Delta U_e /(J \cdot m^{-3})$	$H$
0 MPa-9号试件	53.000	149.072	0.356
0.5 MPa-2号试件	18.700	67.307	0.278
1.0 MPa-1号试件	41.250	57.203	0.721
1.5 MPa-3号试件	54.400	29.142	1.867
2.0 MPa-2号试件	37.800	17.786	2.125

由以上分析可得瓦斯弱化了煤的冲击倾向性,改变了煤的破坏形式,因此,在含瓦斯煤层冲击倾向性鉴定和冲击危险性评价过程中应充分考虑瓦斯对煤冲击特性的影响。

## 4 结 论

(1)伴随瓦斯压力的增加煤样4个冲击倾向性指标均呈现出由强向弱或由弱向无变化,瓦斯的存在

弱化了煤的冲击倾向性。

(2) 瓦斯降低了煤样强度,导致煤样储存弹性应变能的能力下降,在变形破坏过程中消耗的能量增加,煤样完全破坏后盈余能量减少,弱化了煤的冲击特性。

(3) 瓦斯的的存在致使煤样由脆性破坏向延性破坏转变,突然、急剧的破坏形式有所衰减,在煤岩动力灾害研究中应充分重视瓦斯对煤冲击特性的影响。

### 参考文献 (References) :

- [1] 齐庆新, 窦林名. 冲击地压理论与技术[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2008.
- [2] 齐庆新, 刘天泉, 史元伟. 冲击地压的摩擦滑动失稳机理[J]. 矿山压力与顶板管理, 1995, 13(4): 174-177.  
QI Qingxin, LIU Tianquan, SHI Yuanwei. Mechanism of friction sliding instability of rock burst[J]. Ground Pressure and Strata Control, 1995, 13(4): 174-177.
- [3] 李玉生. 冲击地压机理及其初步应用[J]. 中国矿业学院学报, 1985(3): 37-43.  
LI Yusheng. Preliminary application of rock burst mechanism[J]. Journal of China Mining Institute, 1985(3): 37-43.
- [4] Bieniawski Z T. Mechanism of brittle fracture of rocks[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 1977, 4: 395-430.
- [5] 窦林名, 陆莱平, 牟宗龙, 等. 组合煤岩冲击倾向性特性试验研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2006, 23(1): 43-46.  
DOU Linming, LU Caipin, MOU Zonglong, et al. Rock burst tendency of coal-rock combinations sample[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2006, 23(1): 43-46.
- [6] 章梦涛, 宋维源, 潘一山. 煤层注水预防冲击地压的研究[J]. 中国安全科学学报, 2003, 13(10): 73-76, 2.  
ZHANG Mengtao, SONG Weiyuan, PAN Yishan. Study on water pouring into coal seam to prevent rock-burst[J]. China Safety Science Journal, 2003, 13(10): 73-76, 2.
- [7] 赵毅鑫, 姜耀东, 张雨. 冲击倾向性与煤体细观结构特征的相关规律[J]. 煤炭学报, 2007, 32(1): 64-68.  
ZHAO Yixin, JIANG Yaodong, ZHANG Yu. The relationship between bump-prone property and microstructure characteristics of coal[J]. Journal of China Coal Society, 2007, 32(1): 64-68.
- [8] 苏承东. 大理岩颗粒及试样尺寸对冲击倾向影响的试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2004, 23(22): 3750-3753.  
SU Chengdong. Experimental study on the effect of crystal size and specimen length on the burst tendency [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2004, 23(22): 3750-3753.
- [9] 赵同彬, 尹延春, 谭云亮, 等. 基于颗粒流理论的煤岩冲击倾向性细观模拟试验研究[J]. 煤炭学报, 2014, 39(2): 280-285.  
ZHAO Tongbin, YIN Yanchun, TAN Yunliang, et al. Bursting liability of coal research of heterogeneous coal based on particle flow microscopic test[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(2): 280-285.
- [10] 李海涛, 蒋春祥, 姜耀东, 等. 加载速率对煤样力学行为影响的试验研究[J]. 中国矿业大学学报, 2015, 40(12): 2763-2771.  
LI Haitao, JIANG Chunxiang, JIANG Yaodong, et al. Evaluation method and application of coal burst performance under the effect of loading rate[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2015, 40(12): 2763-2771.
- [11] 李晓璐, 康立军, 李宏艳, 等. 煤-岩组合体冲击倾向性三维数值试验分析[J]. 煤炭学报, 2011, 36(12): 2064-2067.  
LI Xiaolu, KANG Lijun, LI Hongyan, et al. Three-dimensional numerical simulation of burst-prone experiments about coal-rock combination[J]. Journal of China Coal Society, 2011, 36(12): 2064-2067.
- [12] 宋真龙, 韩佩博, 李文璞, 等. 瓦斯对冲击性煤样能量耗散的影响[J]. 煤炭学报, 2015, 40(4): 843-849.  
SONG Zhenlong, HAN Peibo, LI Wenpu, et al. Impact of energy dissipation of coal samples with rockburst tendency from gas in its failure process[J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(4): 843-849.
- [13] 王振, 胡千庭, 尹光志. 瓦斯压力对煤体冲击指标影响的实验研究[J]. 中国矿业大学学报, 2010, 39(4): 516-519.  
WANG Zhen, HU Qianting, YIN Guangzhi. Experimental research on the burst proneness index of coal treated with gas pressure[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2010, 39(4): 516-519.
- [14] 何满潮, 谢和平, 彭苏萍, 等. 深部开采岩体力学研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(16): 2803-2813.  
HE Manchao, XIE Heping, PENG Suping, et al. Study on rock mechanics in deep mining engineering [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(16): 2803-2813.
- [15] 李增学. 煤矿地质学[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2008: 193-203.
- [16] GT/T 25217. 2—2010. 煤层冲击倾向性分类及指数的测定方法[S]. 北京: 中国标准出版社, 2010.
- [17] 欧阳振华, 张广辉, 齐庆新, 等. 含瓦斯煤层冲击倾向性鉴定装置[P]. 中国专利, ZL201620958030. 8, 2017-02-22.
- [18] 卢平, 沈兆武, 朱贵旺, 等. 含瓦斯煤的有效应力与力学变形破坏特性[J]. 中国科学技术大学学报, 2001, 31(6): 686-693.  
LU Ping, SHEN Zhaowu, ZHU Guiwang, et al. The effective stress and mechanical deformation and damage characteristics of gas-filled coal[J]. Journal of China University of Science and Technology, 2001, 31(6): 686-693.
- [19] 谈慕华, 黄蕴元. 表面物理化学[M]. 北京: 中国建筑工业出版社, 1985: 50-54.
- [20] 沈功田, 耿荣生, 刘时风. 声发射信号的参数分析方法[J]. 无损检测, 2002, 24(2): 72-77.  
SHEN Gongtian, GENG Rongsheng, LIU Shifeng. Parameters analysis of acoustic emission signals[J]. Nondestructive Testing, 2002, 24(2): 72-77.
- [21] 左建平, 黄亚明, 熊国军, 等. 脆性岩石破坏的能量跌落系数研究[J]. 岩土力学, 2014, 35(2): 321-327.  
ZUO Jianping, HUANG Yaming, XIONG Guojun, et al. Study of energy-drop coefficient of brittle rock failure[J]. Rock and Soil Mechanics, 2014, 35(2): 321-327.