

文章编号: 1673-3363-(2013)06-0841-07

岩-煤-岩组合体破坏特征及冲击倾向性试验研究

牟宗龙^{1,2}, 王浩¹, 彭蓬², 刘振江¹, 杨晓晨¹

(1. 中国矿业大学矿业工程学院, 深部煤炭资源开采教育部重点实验室, 江苏 徐州 221116;

2. 兖矿集团有限公司博士后科研工作站, 山东 邹城 273500)

摘要 为合理评价开采区域的冲击矿压危险程度, 分析了岩-煤-岩组合体受载过程中各部分的位移、加速度、刚度及能量等物理参量的演化规律, 提出了以煤体峰值后刚度和岩石卸载刚度为基本参量的组合体稳定破坏和失稳破坏的判别条件。结果表明, 岩-煤-岩组合体的破坏状态由其中的煤体峰后刚度 λ 及顶底板岩石刚度 k_1, k_2 对比关系决定, 峰值后卸载至煤体曲线刚度变化率满足 $\lambda' > k_1 k_2 \ddot{m} / [(k_1 + k_2) \dot{u}^2]$ 的点 S 后, 系统不再维持平衡状态, 由稳定破坏转为失稳破坏。提出了采用岩-煤-岩组合体破坏过程中顶底板释放和煤体消耗的能量之比参数 α 作为煤岩组合条件下的冲击倾向性评价指标, 并对2个矿区7个地点实际样品进行了冲击倾向性测试结果对比分析, 其中有2个取样地点的顶底板会影响煤体冲击倾向性评价结果, 试验结果表明, 采用岩-煤-岩组合体模型比单纯煤样测试结果能更好地反映现场围岩实际条件对冲击危险的影响程度。

关键词 冲击矿压; 冲击倾向性; 岩-煤-岩组合体; 失稳破坏判别

中图分类号 TD 324

文献标志码 A

Experimental research on failure characteristics and bursting liability of rock-coal-rock sample

MU Zong-long^{1,2}, WANG Hao¹, PENG Peng², LIU Zhen-jiang¹, YANG Xiao-chen¹

(1. School of Mines, Key Laboratory of Deep Coal Resource Mining, Ministry of Education, China University of Mining & Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China;

2. Postdoctoral Work Station, Yanzhou Coal Mining Group, Zoucheng, Shandong 273500, China)

Abstract In order to determine the bursting danger of mining zone, and to solve the limitation of coal and rock's bursting liability evaluation criterion, the stiffness values of coal's post-peak and rock's unloading process are used to evaluate the steady and unsteady failure of rock-coal-rock sample based on the analysis of deformation, acceleration, stiffness and energy variation. The research results indicate that rock-coal-rock sample's failure state is determined by the contrast relation of coal's post-peak stiffness and rock's stiffness. There is a point S on the coal's stress-strain curve during the unloading process where the stiffness changing ratio satisfies the relation of $\lambda' > k_1 k_2 \ddot{m} / [(k_1 + k_2) \dot{u}^2]$, after which the rock-coal-rock sample's shall not keep the balance state, and the sample's failure will convert from stable to instable state. The parameter α which is the ratio of the energy that roof and floor releases to that of coal releases is used as the index of bursting liability of rock-coal-rock sample. The results of seven sites' samples from 2 mines indicate that there are 2 samples' bursting liability is under

收稿日期: 2013-03-03

基金项目: 国家“十二五”科技支撑计划项目(2012BAK09B01); 国家自然科学基金项目(51104150); 中国博士后科学基金项目(201104609)

作者简介: 牟宗龙(1979-), 男, 山东省胶州市人, 博士, 副教授, 从事采矿工程与冲击矿压等方面的研究。

通信作者: 王浩

E-mail: wanghao5393607@163.com

Tel: 15262142909

the influence of roof and floor attribution. The model of rock-coal-rock sample can reflect the bursting liability of in-situ surrounding rock more accurately than that of only coal.

Key words rock burst; bursting liability; rock-coal-rock sample; instable failure criterion

煤岩体承受的载荷超过其极限强度后, 内部微观的裂隙、缝隙发育贯通形成宏观破断弱面, 在采掘活动的进一步扰动作用下, 部分煤岩体可发生瞬时大变形的动力破坏。发生于巷道内的这种动力破坏, 将使大量的煤岩碎屑抛出, 伴随强烈震动和声响, 具有巨大的破坏作用。随着我国煤炭开采活动逐渐向深部转移, 以冲击矿压为特征的这种煤岩动力灾害已成为影响安全生产的主要因素之一^[1]。

目前, 冲击矿压的发生机理还处于有待深入研究阶段, 多种理论并存^[2], 其中的冲击倾向性理论认为, 发生冲击矿压的煤岩体通常具有特定的物理力学性质, 即冲击倾向性。通过对这些力学性质的测定, 可以判定其发生冲击破坏的属性, 其中常用指标包括弹性能指数 W_{ET} 、冲击能指数 K_E 、动态破坏时间 DT 、单轴抗压强度 R_c 等, 这些参量是描述煤体冲击破坏属性的主要指标^[3]; 顶板弯曲能量指数 U_{wq} 是描述顶板岩体储存弹性能和诱发煤体冲击破坏能力的指标。然而, 把煤体与岩体分别独立开来测试分析其各自冲击破坏属性的做法, 人为地忽略了在煤矿实际开采活动中, 顶板、煤层、底板是一个整体结构^[4-5], 煤体与岩体本身具有同生同伴的结构特性, 因此, 更合理的做法是把它们作为一个组合体来研究其冲击破坏属性。

文献[6]对组合煤岩冲击倾向性特征进行了试验研究, 结果发现煤层的破坏显现形式与顶板、煤层、底板所构成的煤岩组合体结构特征有密切关系, 不同比例岩结构的存在对煤岩体的冲击倾向性指标具有明显的影响作用, 显示了煤体的破坏会受到岩层的影响。因此, 研究顶板、煤层、底板组合结构的冲击破坏属性, 对冲击矿压危险性的前期评价和分析具有重要意义。

考虑到前期组合试样试验时, 在试样加工精度、各部分比例的确定以及总尺寸控制方面存在一定难度, 并且将岩、煤进行黏合时采用的黏合剂会影响试验结果的准确度, 因此, 本文在前期研究的基础上, 建立了岩-煤-岩组合体本构力学模型, 推导了组合体失稳破坏的临界条件, 根据煤岩组合体破坏过程的能量对比关系, 提出将岩-煤-岩组合体岩结构释放和煤结构消耗的能量之比作为失稳破

坏的判别指标, 尝试通过单独测试煤样和岩样的方法, 评价组合体的冲击危险性, 并通过对 2 个矿区 7 个地点的煤岩试样的试验对比测试结果, 以检验分析的合理性。

1 岩-煤-岩组合体力学模型

矿井采掘活动对巷道围岩原始应力平衡产生扰动, 使原岩应力重新分布, 应力逐渐向煤体内转移并形成应力集中区, 最终达到新的平衡状态。采掘空间周围的顶板与底板岩层对煤层产生夹持作用, 在煤体内形成一段应力相对集中的弹性核区。弹性核区域内煤体积聚了一定量的弹性能, 当顶板和底板对煤体的作用力进一步加强至接近煤体的双向或单向强度极限时, 煤体处于亚稳定状态, 在受到微小的扰动时容易失稳并诱发冲击, 同时释放大量冲击能量^[7-9]。由顶板、煤层、底板构成的煤岩组合结构如图 1 所示。

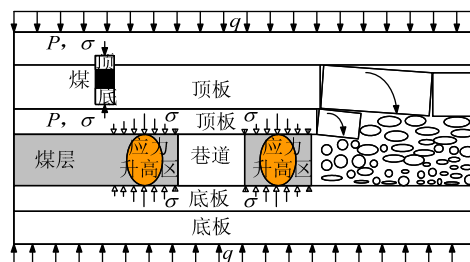


图 1 顶板、煤体、底板组合结构示意图

Fig.1 The combination model of roof, coal and floor

对于大多含煤岩系, 煤层的强度要低于顶板与底板的岩层强度, 即当煤体达到极限破坏载荷前, 岩体仍处于线弹性阶段, 因此, 可把顶、底板岩层简化为弹簧结构^[10], 建立如图 2 所示的岩-煤-岩组合体力学模型。

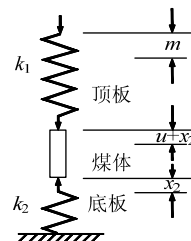


图 2 岩-煤-岩组合体力学模型

Fig.2 The mechanical model of rock-coal-rock

设顶板与底板岩石试样受力为 P_1, P_2 , 并与其变形量 x_1, x_2 成正比。

$$\begin{cases} P_1 = k_1 x_1 \\ P_2 = k_2 x_2 \end{cases} \quad (1)$$

式中 k_1, k_2 为顶板、底板岩石的刚度。

煤体的本构关系是具有弱化性质的非线性关系^[11-13], 煤体的这种弱化性质是冲击失稳的必要条件, 因此, 建立符合煤体载荷位移关系的形式, 对研究岩-煤-岩组合体的失稳有关键作用, 引入时间 t , 则煤体载荷 $R(t)$ 与位移 $u(t)$ 的一般函数形式记为

$$R(t) = f(u(t)) \quad (2)$$

忽略自重应力, 得岩-煤-岩组合体的力学平衡条件为

$$P_1(t) = P_2(t) = R(t) \quad (3)$$

记组合体总位移量为 $m(t)$, 则有

$$x_1(t) + u(t) + x_2(t) = m(t) \quad (4)$$

载荷条件为煤层开采后随时间变化而升高的围岩静应力, 即采用刚性压力机以准静载方式缓慢加载至系统破坏, 忽略残余强度段, 则各部分位移均随时间 t 变化, 将式(1)~(3)代入式(4)中, 可得

$$\frac{f(u(t))}{k_1} + u(t) + \frac{f(u(t))}{k_2} = m(t) \quad (5)$$

式(5)两端分别对时间 t 求一次导数, 整理得

$$\dot{u} \left(1 + \frac{1}{k_1} \lambda + \frac{1}{k_2} \lambda \right) = \dot{m} \quad (6)$$

式中: $\lambda = f'(u(t))$ 为煤体载荷-位移全过程曲线中的切线斜率, 即煤体刚度。当 $\lambda > 0$ 时, $\dot{u} < \dot{m}$, 表明煤体的变形速度小于组合体的变形速度, 煤体处于加载过程的稳定状态; 当 $\lambda = 0$ 时, $\dot{u} = \dot{m}$, 表明煤体的变形速度等于组合体的变形速度, 即顶、底板岩石变形位移达到极值, 处于弹性变形位移恢复的临界点, 而煤体处于极限强度状态; 当 $\lambda < 0$ 时, $\dot{u} > \dot{m}$, 表明煤体的变形速度大于组合体的变形速度, 即煤体破坏卸载, 岩石弹性位移开始恢复。由于岩-煤-岩组合体的破坏是在系统承受的载荷超过了系统中煤体的极限强度以后发生的, 因此研究 $\lambda < 0$ 时的情况更有实际意义。

2 岩-煤-岩组合体的破坏状态判别条件

由于一般岩体的强度要大于煤体, 在煤体破坏卸载阶段, 可将岩体视为弹性材料, 对应岩体的卸载曲线沿原加载路线返回, 即无塑性能量损失, 顶、底板岩石卸载刚度依然为 k_1, k_2 , 当 $\lambda < 0$ 时, 煤体

超过极限强度后破坏, 此时存在稳定和失稳破坏 2 种形式。

根据煤体 2 种破坏形式的能量特征分析^[14-17], 如果煤体破坏时裂隙扩张能量消耗率 dE_m 大于顶板和底板卸载时的能量释放率 dE_1, dE_2 之和, 则煤体为稳定破坏状态; 若顶板和底板的能量释放率 dE_1, dE_2 之和超过煤结构裂隙扩张的能量消耗率 dE_m , 则组合体处于失稳破坏状态; 而顶板和底板的能量释放率 dE_1, dE_2 之和与煤体裂隙扩张的能量消耗率 dE_m 相等时, 为岩-煤-岩组合体处于稳定破坏和失稳破坏状态的临界条件, 即

$$\begin{cases} dE_m > dE_1 + dE_2 & \text{稳定破坏} \\ dE_m = dE_1 + dE_2 & \text{临界状态} \\ dE_m < dE_1 + dE_2 & \text{失稳破坏} \end{cases} \quad (7)$$

或曲线积分后的形式

$$\begin{cases} \Delta E_m > \Delta E_1 + \Delta E_2 & \text{稳定破坏} \\ \Delta E_m = \Delta E_1 + \Delta E_2 & \text{临界状态} \\ \Delta E_m < \Delta E_1 + \Delta E_2 & \text{失稳破坏} \end{cases} \quad (8)$$

式中: $\Delta E_1, \Delta E_2, \Delta E_m$ 分别为煤体某段破坏过程中顶板、底板释放的能量以及煤体消耗的总能量。

设岩-煤-岩组合体峰后某瞬时产生的应力降为 $d\sigma$, 式(7)两边同除以 $(d\sigma)^2/2$, 可变换为煤体峰后刚度和顶板、底板刚度形式的表达式, 整理得

$$\begin{cases} 1 + \frac{1}{k_1} \lambda + \frac{1}{k_2} \lambda > 0 & \text{稳定破坏} \\ 1 + \frac{1}{k_1} \lambda + \frac{1}{k_2} \lambda = 0 & \text{临界状态} \\ 1 + \frac{1}{k_1} \lambda + \frac{1}{k_2} \lambda < 0 & \text{失稳破坏} \end{cases} \quad (9)$$

对式(6)再次求时间 t 的导数, 整理得

$$\ddot{u} \left(1 + \frac{1}{k_1} \lambda + \frac{1}{k_2} \lambda \right) + \frac{k_1 + k_2}{k_1 k_2} \lambda' \dot{u}^2 = \ddot{m} \quad (10)$$

其中 $\lambda' < 0$, 故有

$$\ddot{u} \left(1 + \frac{1}{k_1} \lambda + \frac{1}{k_2} \lambda \right) = \ddot{m} - \frac{k_1 + k_2}{k_1 k_2} \lambda' \dot{u}^2 \quad (11)$$

根据式(9), 稳定破坏时, 有

$$1 + \frac{1}{k_1} \lambda + \frac{1}{k_2} \lambda > 0 \quad (12)$$

由式(6)可知 $\dot{u} > 0$, 由于稳定破坏时, 煤体处于匀速或减速变形位移过程, 即 $\ddot{u} \leq 0$, 故由式(11)得

$$\ddot{m} - \frac{k_1 + k_2}{k_1 k_2} \lambda' \dot{u}^2 \leq 0 \quad (13)$$

即

$$\lambda' \geq \frac{k_1 k_2}{k_1 + k_2} \frac{\ddot{m}}{\dot{u}^2} \quad (14)$$

当处于稳定与失稳破坏的临近状态时, 有

$$1 + \frac{1}{k_1} \lambda + \frac{1}{k_2} \lambda = 0 \quad (15)$$

即

$$\lambda' = \frac{k_1 k_2}{k_1 + k_2} \frac{\ddot{m}}{\dot{u}^2} \quad (16)$$

可见, 式(16)是式(14)在煤体位移加速度为 0 时的特例条件, 是煤体由减速变形向加速变形转化时的拐点。

当失稳破坏时, 有

$$1 + \frac{1}{k_1} \lambda + \frac{1}{k_2} \lambda < 0 \quad (17)$$

此时, 因煤体变形速度 \dot{u} 和组合体总位移速度 \dot{m} 均不可能为负值, 故式(6), (10), (11)不再成立, 此时系统将不再维持平衡状态, 将会产生失稳破坏和能量的突然释放。

因此, 在上述分析中, 具有稳定破坏性质的煤岩体其峰后刚度变化率满足式(14), 而具有失稳破坏特性的煤岩组合体中煤体的峰后曲线将存在一个刚度变化率满足式(16)的拐点, 即为系统由稳定破坏向失稳破坏状态转变的临界点 S , 越过该点后系统将不再维持平衡状态, 将产生能量的大量释放和动力显现。

根据前面分析, 岩-煤-岩组合体在加卸载过程中的能量释放与耗散、稳定破坏与失稳破坏变化规律可由图 3 表示。

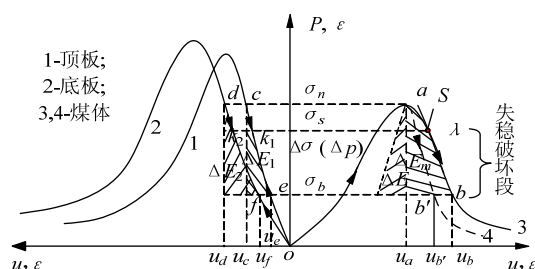


图 3 岩-煤-岩组合体受载过程分析图

Fig.3 The load-displacement curve of rock-coal-rock sample

可以看出, 当煤岩组合体载荷增加到煤结构极限应力强度 a 点之前, 此时对应岩体的 oc 和 od 线弹性段, 系统逐步积聚弹性能, 煤岩组合体显然处于稳定阶段。

当载荷超过煤结构的极限强度时, 煤体内部裂隙发育承载能力降低, 压力机卸载, 对应图中的 aS 段, 岩体的卸载曲线沿原加载路线返回, 同时卸载

过程中释放能量, 但由于煤体裂隙扩张能量消耗率 dE_m 大于顶板和底板卸载时的能量释放率 dE_1 , dE_2 之和, 此时组合体仍处于稳定破坏状态, 其中煤体消耗的能量中部分由煤体受载时积聚的弹性能 E_1 或压力机继续加载供给。

当组合体中煤体卸载至 S 点时, 顶板和底板的能量释放率 dE_1 , dE_2 之和与煤体裂隙扩张的能量消耗率 dE_m 相当, 此时岩-煤-岩组合体处于由稳定破坏向失稳破坏状态转变的临界点, 之后系统不再维持平衡状态, 当进入 Sb 段破坏时, 煤体刚度快速降低, 即刚度得到强化, 岩-煤-岩组合体的能量将在短时间内快速释放, 由能量守恒可知, 煤体破坏前积聚的部分弹性 E_1 也将释放, 故总剩余能量

$$\Delta E_s = \Delta E_1 + \Delta E_2 + E_1 - \Delta E_m \quad (18)$$

剩余能量将主要以碎块动能、震动、电磁、热等形式释放。

3 岩-煤-岩组合体破坏状态与煤岩物理属性、结构特征的关系

由式(7)给出的岩-煤-岩组合体破坏状态的能量判别条件和式(9)给出的刚度判别条件可以看出, 组合体的失稳条件与其中的煤、岩刚度比(能量比)有关, 即与煤体及岩体的固有力学属性有关, 因此可通过单独测试煤样和岩样的方法, 评价组合体的冲击危险性。

如图 3 所示, 同等岩石条件下, 当某一具有不同峰后刚度的煤样沿载荷-位移曲线路径 4 变化时, 将比沿曲线路径 3 的煤样更容易满足失稳破坏的条件, 失稳时的剩余能量更多, 冲击强度更大。

另外, 岩石的刚度越小, 越容易发生失稳破坏, 岩石的刚度越大, 越不易发生失稳破坏, 当岩石的刚度无限大时, 相当于刚性压力机直接加载, 则煤体只能发生稳定破坏。

现场实践中, 具有坚硬顶板的煤层更易发生冲击矿压, 这与顶板断裂运动产生的动载有关, 而与试验及分析结果并不矛盾。从能量密度角度考虑, 坚硬顶板岩层的极限能量密度大于软弱岩层的极限能量密度, 即坚硬顶板岩层在发生断裂或滑移时将产生更大的震动能量, 坚硬顶板释放弯曲弹性能时产生的动载是诱发矿井冲击矿压的关键因素, 因此, 具有坚硬顶板是冲击煤层的主要标志之一。

鉴于煤岩组合体的破坏状态与其中煤体及岩体的力学特征有密切关系, 且组合体破坏时的能量释放值和消耗值是与岩、煤的物理性质及组合结构

特征有关的标量，能直接表征煤岩组合体的冲击倾向性，因此通过对这些力学特征的研究，可以描述煤岩组合体发生破坏的方式及强度特征。

目前，纯煤的冲击倾向测定国家标准 GB/T 25217.2-2010 中，涉及弹性能指数、冲击能指数、动态破坏时间、单向抗压强度等指标，但无煤岩组合体的冲击倾向性测定标准，这为现场冲击危险性评价带来了限制。常规试验结果表明^[10,16]，当采用刚性压力机缓慢加载时，纯煤样一般不会发生失稳破坏，但当将其替换为以一定比例黏合的岩、煤组合试样时，其中的煤样可发生失稳破坏，这种现象表明，对组合体中的煤样而言，与之直接接触的岩体的存在相当于等效降低了刚性压力机的刚度，使其具有了与普通压力机一样的弹性变形储能和变形恢复释能的性质。

对于某一矿井的煤、岩样而言，单纯测试煤样或岩样的冲击倾向性固然有必要，但将矿井中实际存在的组合体结构独立开来分别测试评价的做法有失全面性，在反映矿井实际冲击危险性方面还存在一定的局限。作为探讨，本文拟通过单独测试煤样和岩样的方法，并根据前述的岩-煤-岩组合体释放和消耗的能量判别条件，采用释放和消耗的能量之比参数

$$\alpha = \frac{\Delta E_1 + \Delta E_2}{\Delta E_m} \quad (19)$$

作为煤岩组合条件下的冲击倾向性评价指标，并与按现有煤冲击倾向性测试标准得出的结果进行对比，以验证该方法的合理程度。

作为尝试，根据前述的煤岩组合体失稳破坏判定条件和现有冲击倾向性测试标准的划分做法，给定下述判断原则：当 $\alpha < 0.5$ 时，为无冲击倾向性；

当 $0.5 \leq \alpha < 1$ 时，为弱冲击倾向性；当 $\alpha \geq 1$ 时，为强冲击倾向性。

4 试验准备及过程

从 A 矿井和 B 矿井的共 7 个地点选取顶板、煤层、底板样品，然后运送至实验室，并将煤、岩块加工成 $\Phi 50 \text{ mm} \times 100 \text{ mm}$ 的标准试样分别进行试验，试验前后的煤、岩样如图 4 所示。



图 4 煤、岩试样试验前后形态图
Fig.4 The shapes of coal and rock in experiment

实验加载装置采用 MTS C46.106 电液伺服试验机，实验过程中由计算机直接控制加载过程，试验机以 0.1 MPa/s 的速率对试样加载。试验方案为：首先对煤试样加载，直到煤试样破坏，记录破坏的最大载荷 P_{\max} ，然后对岩样采用相同的控制方式加载至 P_{\max} 后卸载，分别记录煤岩样的载荷-位移曲线，2 个矿井 7 个地点的煤、岩试样的测试结果如表 1 所示。

表 1 岩、煤试样测试数据表
Table 1 The experimental analysis results of coal and rock

矿井	编号	岩石类型	卸载前 载荷/kN	卸载后 载荷/kN	载荷 差值/kN	能量 变化值/J	能量比 α	纯煤冲击 倾向性	岩煤组合 冲击倾向性
A 矿 井	1	顶板	27.01	16.31	10.7	1.41	1.73	强	强
		煤层				1.91			
		底板				1.89			
	2	顶板	24.99	14.88	10.11	1.33	0.91	弱	弱
		煤层				3.35			
		底板				1.73			
	3	顶板	30.88	18.52	12.36	2.2	1.55	强	强
		煤层				2.91			
		底板				2.31			
	4	顶板	31.57	10.73	20.84	2.86	7.68	强	强
		煤层				0.84			
		底板				3.59			

续表 1

矿井	编号	岩石类型	卸载前 载荷/kN	卸载后 载荷/kN	载荷 差值/kN	能量 变化值/J	能量比 α	纯煤冲击 倾向性	岩煤组合 冲击倾向性
B 矿 井	1	顶板	14.06	8.43	5.63	0.67	2.04	弱	强
		煤层				0.68			
		底板				0.72			
	2	顶板	19.91	12.69	7.22	0.93	1.72	弱	强
		煤层				1.18			
		底板				1.1			
	3	顶板	14.32	8.29	6.03	0.73	0.29	无	无
		煤层				5.25			
		底板				0.77			

5 试验结果分析

从表 1 可以看出, 根据岩-煤-岩组合体试样释放和消耗的能量之比参数 α 判断, A 矿井的岩-煤-岩组合体试样分析结果为, 3 个地点(第 1, 3, 4 号)具有强冲击倾向性、1 个地点(第 2 号)具有弱冲击倾向性, 这与纯煤测试结果完全一致, 说明 A 矿井的第 1, 3, 4 号取样地点区域的煤层顶、底板较“坚硬”, 运动破断时将产生较强烈的动载扰动, 应主要采取针对由动载导致冲击矿压防治措施(如弱化顶板等); B 矿井的岩-煤-岩组合体试样分析结果为, 2 个地点(第 1, 2 号)具有强冲击倾向性、1 个地点(第 2 号)具有无冲击倾向性, 这与纯煤测试结果存在差异, 说明第 1, 2 号取样地点区域的顶板较“软”, 应主要采取针对由高静载导致的冲击矿压防治措施(如煤层卸压等)。

可见, 与根据现有冲击倾向性测定标准得出的纯煤测试结果相比, 冲击倾向性等级高的煤层, 其与顶、底板构成的组合体释放和消耗的能量之比参数 α 也较大, 即岩-煤-岩组合体冲击倾向性也较高; 而冲击倾向性等级较低的煤层, 其与顶、底板构成的组合体释放和消耗的能量之比参数 α 则不一定小, 如 B 矿井中的 2 组试样, 岩-煤-岩组合后的冲击倾向性比纯煤的冲击倾向性要高, 说明, 该取样区域的顶、底板赋存属性会影响煤体发生冲击破坏的危险性, 即采用岩-煤-岩组合体试验结果不会降低按现有标准得出的煤层冲击倾向性测试等级, 而且能更好地反映现场围岩实际条件的影响, 有助于提高对隐患的识别度和增大安全系数, 对工程实践更具指导意义。

6 结 论

1) 煤矿冲击矿压危险性受到煤层及顶底板围

岩赋存条件的综合影响, 岩-煤-岩组合体力学结构可体现三者物理力学属性特征和对冲击危险影响的相互作用关系。

2) 岩-煤-岩组合体从加载直到完全破坏的过程中, 煤体的峰值后刚度为变化的参量, 煤体破坏状态受到由煤体的峰后刚度及顶底板岩石卸载刚度决定的煤体能量消耗率与顶底板能量释放率之和的对比的影响。对于具有典型的全应力-应变曲线的煤体而言, 峰后存在一个由稳定破坏向失稳破坏转变的刚度变化率满足特定关系的临界点, 该点之前煤体能量消耗率大于顶底板卸载时的能量释放率之和, 为稳定破坏状态, 之后顶底板的能量释放率之和大于煤体的能量消耗率, 系统不再维持平衡, 为失稳破坏状态。

3) 可通过测试煤样和岩样的方法评价组合体的冲击危险性。试验测试结果表明, 某些区域的顶底板赋存属性会影响煤体发生冲击破坏的危险性, 采用岩-煤-岩组合体测试结果能更好地反映现场围岩实际条件对冲击危险的影响。

参考文献:

[1] 窦林名, 赵从国, 杨思光, 等. 煤矿开采冲击矿压灾害防治[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2006.

[2] 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, 14(3): 37-43.

LI Yu-sheng. Rockburst mechanism and its preliminary application[J]. Journal of China University of Mining and Technology, 1985, 14(3): 37-43.

[3] 张绪言, 康立勋, 杨双锁. 煤岩冲击倾向性与剩余能量释放速度的关系[J]. 煤矿安全, 2009, 40(2): 74-76.

ZHANG Xu-yan, KANG Li-xun, YANG Shuang-suo. Relationship between coal-rock burst tendency and releasing velocity of residual energy[J]. Safety in Coal Mines, 2009, 40(2): 74-76.

- [4] 牟宗龙, 窦林名, 倪兴华, 等. 顶板岩层对冲击矿压的影响规律研究[J]. 中国矿业大学学报, 2010, 39(1): 40-44.
MU Zong-long, DOU Lin-ming, NI Xing-hua, et al. Research on the influence of roof strata on rock burst risk[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2010, 39(1): 40-44.
- [5] 牟宗龙, 窦林名, 张广文, 等. 坚硬顶板型冲击矿压灾害防治研究[J]. 中国矿业大学学报, 2006, 35(6): 737-741.
MU Zong-long, DOU Lin-ming, ZHANG Guang-wen, et al. Study of prevention methods of rock burst disaster caused by hard rock roof[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2006, 35(6): 737-741.
- [6] 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 Lin-ming, LU Cai-ping, MU Zong-long, et al. Rock burst tendency of coal-rock combinations sample[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2006, 23(1): 43-46.
- [7] 高明仕, 窦林名, 张农, 等. 冲击矿压巷道围岩控制的强弱力学模型及其应用分析[J]. 岩土力学, 2008, 29(2): 359-364.
GAO Ming-shi, DOU Lin-ming, ZHANG Nong, et al. Strong-soft-strong mechanical model for controlling roadway surrounding rock subjected to rock burst and its application[J]. Rock and Soil Mechanics, 2008, 29(2): 359-364.
- [8] TORABI A R. On the use of the equivalent material concept to predict tensile load-bearing capacity of ductile steel bolts containing V-shaped threads[J]. Engineering Fracture Mechanics, 2012, 97(1): 136-147.
- [9] SAMIR M, DENISE B, EDUARDO C. Three-dimensional numerical simulation of rock deformation in bolt-supported tunnels: A homogenization approach[J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 2012, 31: 68-79.
- [10] 唐春安, 徐小荷. 岩石破裂全过程与孕震全序列[J]. 地震学报, 1991, 13(4): 517-521.
TANG Chun-an, XU Xiao-he. Complete process of rock failure and the complete course of seismogeny[J]. Acta Seismologica Sinica, 1991, 13(4): 517-521.
- [11] 高文学, 杨军, 黄风雷. 强冲击载荷下岩石本构关系研究[J]. 北京理工大学学报, 2000, 20(2): 165-170.
GAO Wen-xue, YANG Jun, HUANG Feng-lei. The constitutive relation of rock under strong impact loading[J]. Journal of Beijing Institute of Technology, 2000, 20(2): 165-170.
- [12] 周小平, 张永兴, 朱可善. 中低围压下细观非均匀性岩石本构关系研究[J]. 岩土工程学报, 2003, 25(5): 606-610.
ZHOU Xiao-ping, ZHANG Yong-xing, ZHU Ke-shan. Study on the complete stress-strain relation for mesoscopic heterogenous rock under triaxial compression with moderate or low lateral compressive stress[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2003, 25(5): 606-610.
- [13] YAVUZ G, ATILLA C. Evaluation of plate loading tests on some rock formations for assessing the ground bearing capacity[J]. Bulletin of Engineering Geology and the Environment, 2013, 72(1): 131-136.
- [14] 郑文衡, 陆明勇. 地震动态触发机制的初步研究[J]. 地球物理学报, 2005, 48(1): 116-123.
ZHENG Wen-heng, LU Ming-yong. A preliminary study on mechanism of dynamic triggering of earthquakes[J]. Chinese Journal of Geophysics, 2005, 48(1): 116-123.
- [15] 潘一山, 章梦涛. 冲击地压失稳理论的解析分析[J]. 岩石力学与工程学报, 1996, 15(增刊): 504-510.
PAN Yi-shan, ZHANG Meng-tao. The exact solution for rockburst in coal mine by instability rockburst theory[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 1996, 15(Supp): 504-510.
- [16] 吴向前, 窦林名, 陆莱平, 等. 冲击危险区卸压减震开采机理的相似模拟[J]. 采矿与安全工程学报, 2012, 29(4): 522-526.
WU Xiang-qian, DOU Lin-ming, LU Cai-ping, et al. Similar simulation for pressure relief and shock absorption mechanism in rock-burst danger area[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2012, 29(4): 522-526.
- [17] 金佩剑, 王恩元, 刘晓斐, 等. 冲击地压危险性综合评价的突变级数法研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2013, 30(2): 256-261.
JIN Pei-jian, WANG En-yuan, LIU Xiao-fei, et al. Catastrophe progression method on comprehensive evaluation of rock burst[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2013, 30(2): 256-261.