文章编号：1000-8608(2016)02-0132-08

煤岩组合体破坏过程 RFPA^{2D} 数值模拟

付 斌，周宗红*，王友新，易 鑫，刘 松，肖迎春

（昆明理工大学 国土资源工程学院，云南 昆明 650093）

摘要： 为研究不同组合条件下煤岩组合体的力学特性及破坏过程，使用 RFPA^{2D} 软件，采用位移加载方式，对不同倾角、围压下的煤岩组合体进行数值模拟，研究单轴和三轴条件下不同煤岩组合体的破坏机制，分析了围压、倾角对煤岩组合体强度的影响. 研究表明：单轴压缩时煤岩组合体的强度接近煤体的单轴破坏强度. 三轴压缩时煤岩组合体的强度随着倾角的增大先缓慢降低后迅速降低. 围压越大组合体强度越高，但强度提高值随着围压的增大降低. 煤岩组合体的内摩擦角随着倾角的增大减小，内聚力随着倾角的增大均先增大后减小. 组合体单轴压缩破裂情况基本相同，破坏基元主要分布于煤体中，三轴压缩时组合体的破裂出现了 3 种情况.

关键词： RFPA^{2D} 数值模拟；煤岩组合体；破裂形式；破坏强度

中图分类号： TU45 **文献标识码：** A **doi：** 10.7511/dllgxb201602004

0 引 言

在煤炭的开采过程中，煤体的采出除了造成煤层本身的破坏，也会对煤层的顶底板造成破坏，进而造成煤岩互层的整体失稳破坏. 随着煤炭开采向深部转移，开挖煤层的地压逐渐增大，高地压条件下煤层和顶板受开挖影响而导致的整体失稳破坏逐渐增多. 将煤和岩石组成煤岩体来研究其整体性质近年来得到了大家的关注. Petukhov 等[1]最早提出了煤岩体整体稳定性问题. 左建平等[2-3]通过 MTS815 试验机研究了煤岩体分级加卸载过程中的破坏特性以及单体岩石、单体煤和煤岩组合体在单轴试验下的声发射特性. 王晓南等[4]对煤岩组合体冲击破坏的声发射及微震效应规律进行了试验研究. 牟宗龙等[5]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. 郭东明等[6]对煤岩组合体的宏观破坏机制进行了研究. 杨伟等[7]建立了煤岩组合体不同孔隙率和渗透率下多孔介质稳态传热模型. 刘少虹[8]等对动静载下煤岩结构的应力波传播机制与能量耗散规律进行了研究. 赵毅鑫等[9]、Torabi[10]、Samir 等[11]讨论了煤岩体受压破坏过程中能量集聚与释放规律. 巩思园等[12]、苏承东等[13]、李宏艳等[14]对煤岩体的声发射特性进行了研究，发现采用煤岩体的声发射特征值及波速的变化可以预测煤岩体动力灾害.

但是由于通常的实验室力学中要模拟不同沉积环境的煤岩组合体，需要对钻机取出样品切割打磨，再用角度磨具进行加工之后使用黏合剂对岩体和煤体进行黏合，其制作流程繁琐，要展开大规模的煤岩组合体的试验较为困难. 将数值模拟引入煤岩体的研究中是对实验室实验的有益补充，又可以相互印证，对于煤岩组合体变形失稳机制的深入认识具有重要意义.

本文所用 RFPA^{2D} 系统是一个将细观力学方法与数值计算方法有机结合起来以模拟岩石介质逐渐破坏过程的数值模拟软件，包括应力分析和破坏分析两个功能. 相比于其他数值模拟软件，该软件突出的功能在于，针对岩石类材料具有典型的非均质特性，RFPA 方法中假设岩石类材料离散后微单元的物理力学性质服从 Weibull 分布，用细观非均匀性实现宏观非线性，运用连续介质力学方法解决了非连续介质力学问题，而煤体和岩体作为典型的非均质性材料，使用该软件进行模拟所

收稿日期： 2015-07-20； **修回日期：** 2016-01-15.
基金项目： 国家自然科学基金资助项目(51264018，51064012).
作者简介： 付 斌(1992-)，男，硕士生，E-mail：fubinde@163.com；周宗红*(1967-)，男，博士，教授，E-mail：zhou20051001@163.com.

得结果较好. 该软件自开发以来应用广泛，包春燕等[15]利用 RFPA^{2D}模拟了岩石加卸载循环下的破坏过程，刘俊杰等[16]运用 RFPA 模拟了采场覆岩应力场的变化与重新分布规律，冯艳峰等[17]利用 RFPA 对节理岩体的尺寸效应进行了研究. 本文采用 RFPA^{2D}模拟软件，将井下顶板常见的泥岩和煤组成煤岩组合体，对其单轴和三轴状态下的力学性质和破裂过程进行模拟分析，通过数值模拟全面分析不同因素对煤岩组合体力学性质的影响，并且通过 RFPA 软件对其破裂过程进行分析，以期对煤岩组合体变形失稳机制进行了解.

1　模型的建立与参数选择

在长期的地质构成过程中，煤岩作为沉积岩具有一定的层状结构，通常煤层与上覆岩层存在一定夹角，这个夹角从几度至 60°、70°不等. 本文将煤与泥岩按照 0°、15°、30°、45°、60°组合对其破裂进行分析，其中煤体和岩体的高度比例设置为 1∶1. 围压设置为 0、10、20、30、40 MPa. 计算模型高为 100 mm，宽为 50 mm，划分 200×100 个单元，如图 1，试样上部为岩石，下部为煤体，两者自然黏合. 施加轴向荷载时采用位移加载，首先在试样上端施加轴向常位移，初始值为 0.01 mm，之后每步增加 0.02 mm 直至破坏. 施加围压时，每步增加 2 MPa 至预定荷载后保持恒定，煤岩介质细观基元力学参数见表 1[18]. 其他计算控制参数如下：残余阈值系数 0.1，最大压应变系数 200，残余泊松比 1.2，拉压比 1/10，最大拉应变系数 1.5.

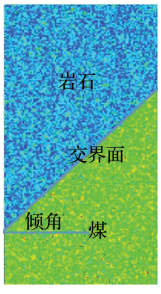


图 1　计算模型

Fig. 1　Calculation model

表 1　煤岩介质力学参数

Tab. 1　The mechanical parameters of rock and coal

介质类型	弹性模量/MPa	平均强度/MPa	泊松比	内摩擦角/(°)	均质度
煤	6 500	20	0.28	40	1.75
泥岩	8 000	30	0.26	28	2.50

2　单轴压缩下煤岩组合模型应力-应变力学特性

单轴压缩时不同倾角 α 煤岩组合体应力-应变曲线如图 2 所示. 在加载前期应力-应变曲线基本重合，表现出较高的一致性，这是由于泥岩在单轴压缩时强度要高于煤体，煤体基元的强度低、均质度小，施加荷载时首先发生破坏，不同倾角的煤岩组合体前期破坏均发生在煤体中，而由于煤岩组合体中煤体高度比例一致，在前期的变形也基本一致. 但在接近峰值荷载时，组合体间倾角对试样的影响逐渐显现，60°倾角的试样首先发生了破坏，强度仅为 16.8 MPa；45°倾角试样强度则为 17.7 MPa；而倾角小于 30°时，试样的强度相差不大，表明单轴压缩条件下小倾角对煤岩组合体强度影响有限.

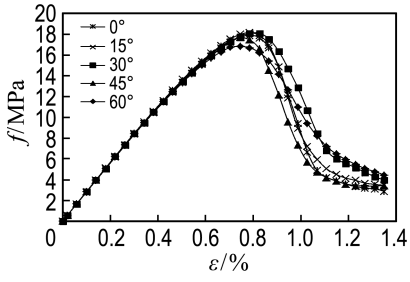


图 2　不同倾角煤岩组合体单轴应力-应变曲线

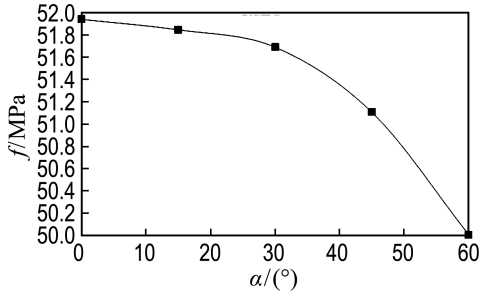
Fig. 2　Uniaxial stress-strain curves of different inclined angles coal-rock combination bodies

3　三轴压缩状态下煤岩组合体力学特性

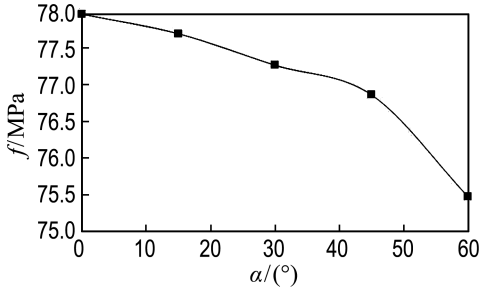
3.1　倾角对组合体强度影响

围压的存在限制了裂纹的发展，使组合体的强度达到较高水平，组合体的破坏已不仅仅是由于煤体失稳所致，界面效应的存在以及泥岩本身的破坏均会导致组合体的失稳. 如图 3 所示，不同围压条件下，试样的强度均随着倾角的增大而降低，并且在 30°倾角之后出现大幅度的降低. 以 30 MPa 围压为例，倾角在 30°之前随着倾角的增大煤岩组合体强度缓慢降低，0°时其强度为 98.74 MPa，倾角增大到 30°时其强度降低为 98.39 MPa，降低值仅为 0.35 MPa. 而倾角大于 30°之后，煤岩组合体强度迅速降低，45°时煤岩组合体强度比 30°时煤岩组合体强度降低了 1.04 MPa，60°时煤岩组合体强度比 45°时煤岩组合体强度低 1.19 MPa. 其他围压条件下的煤岩组合体强度也

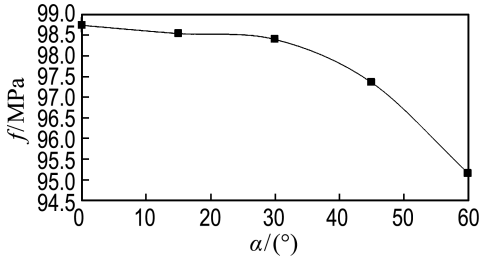
都出现了在倾角小于 30°时强度缓慢降低，大于 30°时强度迅速降低的情况，这与牟宗龙等[5]的室内实验结论相同. 对比单轴压缩条件下煤岩组合体的强度可以看到无论是单轴压缩还是三轴压缩，在倾角小于 30°时界面效应均不太明显，随着倾角的继续增加，其界面效应开始显现，煤岩组合体的强度出现明显的降低. 其可能的原因在于，当



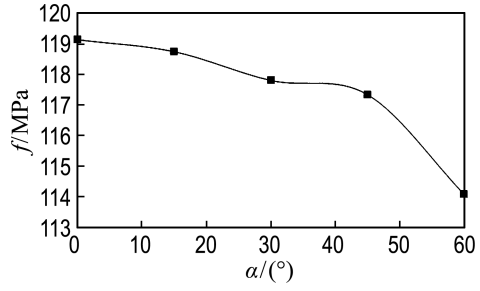
(a) 10 MPa



(b) 20 MPa



(c) 30 MPa



(d) 40 MPa

图 3 不同围压下煤岩组合体强度与倾角关系

Fig. 3 The relationship between the strength and inclined angle of coal-rock combination body under different confining pressures

倾角较大时组合试样并不再是由于强度较低的煤体发生破坏而导致的试样整体失稳破坏，而是煤体和岩石在交界面上发生滑移失稳破坏，煤体和岩体并未完全发生破坏，试样的强度因此比小倾角时低.

3.2 围压对组合体强度的影响

图 4 为不同围压、不同倾角下煤岩组合体强度. 由图可见不同倾角的煤岩组合体强度均随着围压增大而增大. 基于上节分析可知小倾角对组合体的强度影响有限，60°时煤岩组合体与 0°时相比，强度也仅降低了 3.6%，因此煤岩组合体中从 0°到 60°倾角的增长曲线基本重合.

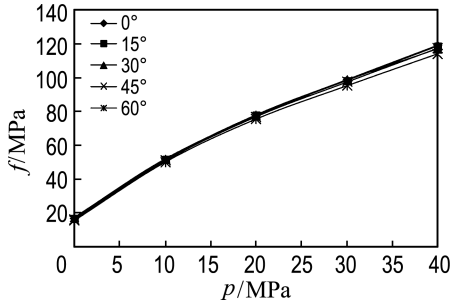


图 4 不同围压、倾角下煤岩组合体强度

Fig. 4 The strength of coal-rock combination bodies under different confining pressures and inclined angles

以 45°倾角煤岩组合体具体数据为例，在施加了围压以后与单轴压缩相比煤岩组合体的强度有了一个明显的提升，单轴压缩时强度为 16.33 MPa，而施加了 10 MPa 围压后则增加为 50.81 MPa，强度增长为原来的 3 倍. 表明围压对裂纹发育的抑制作用明显，尤其煤体由于本身比较松软、均质度较低，施加了围压后相当于对其有一个加固作用，裂纹的贯通时间延长使得试样强度得以提高. 而在继续提高围压后，围压对试样强度的提升值逐渐降低，如图 5 所示. 围压为 10 MPa 时，试样强度比单轴强度要高 34.48 MPa，随着围压的继续增大，围压对试样加固效应开始减弱，20 MPa 下试样强度与 10 MPa 下强度相比仅提高了 26.05 MPa. 在围压增长到 30 MPa 和 40 MPa 时，随着围压的提高强度依旧在提高，但是围压对强度的提升值几乎不再产生差别. 围压对试样的加固作用呈现出两种情况：在围压较低时加固作用明显，而在围压较高时，试样对围压的作用则表现得不敏感. 这是由于相比于单轴压缩，在施加了围压后外力作用于原本疏松的煤体，使得煤体有

一个压密的过程，因此其强度明显提升. 而随着围压的继续增加，已经受围压压缩而致密的煤体强度开始缓慢增加，类似于单轴压缩的弹性阶段，此时试样的强度呈现线性增长，围压的作用不再是加固煤体，而是限制裂纹扩展，为试样整体提供能量，提升试样的强度.

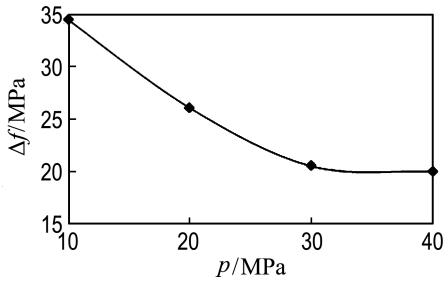


图 5　煤岩组合体强度提高值与围压关系

Fig. 5　The relationship between the improved strength and the confining pressure of coal-rock combination bodies

3.3　煤岩组合体的内摩擦角和内聚力

随着组合体倾角的改变其内聚力和内摩擦角也发生了变化，由于试样是两种材料的组合体，其内聚力和内摩擦角用来描述煤岩组合体整体的性质. 根据经典的摩尔-库仑直线形强度包络线中几何关系可得到如下公式：

$$\sin\varphi=\frac{(\sigma_1-\sigma_3)/2}{c\cot\varphi+(\sigma_1+\sigma_3)/2}=\frac{\sigma_1-\sigma_3}{\sigma_1+\sigma_3+2c\cot\varphi}\quad(1)$$

利用上述公式可推导出以最大主应力为纵坐标，最小主应力为横坐标的较简单的求解内摩擦角的公式：

$$\sigma_1=\frac{1+\sin\varphi}{1-\sin\varphi}\sigma_3+\frac{2c\cos\varphi}{1-\sin\varphi}\quad(2)$$

根据上述公式，利用所得到的实验数据，采用最小二乘法求出直线的斜率和截距如图 6 所示. 计算得到煤岩组合体不同倾角下的内聚力和内摩擦角见表 2.

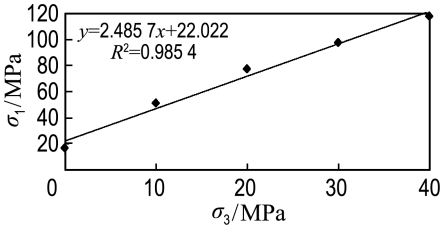


图 6　σ_1-σ_3 表示的摩尔-库仑强度线

Fig. 6　Mohr-Coulomb strength line represented by σ_1-σ_3

表 2　不同倾角煤岩组合体的内聚力及内摩擦角

Tab. 2　Cohesion and internal friction angle of different inclined angles coal-rock combination bodies

α/(°)	φ/(°)	c/MPa	α/(°)	φ/(°)	c/MPa
0	25.55	7.09	45	24.63	6.98
15	25.39	7.16	60	24.57	6.93
30	24.95	7.40			

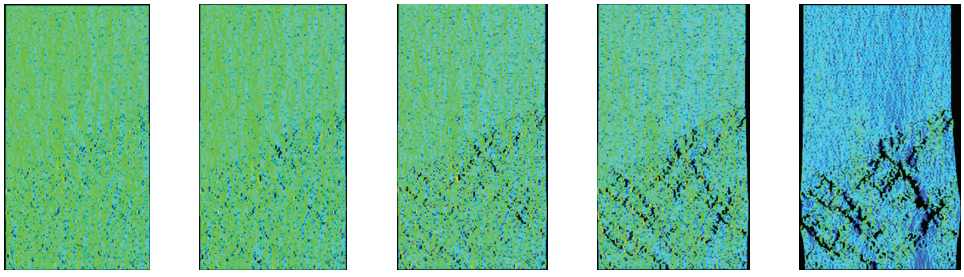
可以看出，随着组合体倾角的增大，煤岩组合体的内摩擦角表现出较为明显的规律性，内摩擦角随着倾角的增大而减小. 但随着倾角的增大，组合体的内聚力并未表现出单调的线性规律. 煤岩组合体的内聚力在 30°倾角之前随着倾角的增大而增大，在 30°时达到最大. 在倾角大于 30°后试样的内聚力随着倾角的增大而减小. 可能的原因在于煤岩组合体在倾角为 30°之前破坏主要发生在煤体中并且以剪切破坏为主. 而在倾角增大之后，虽然破坏依旧以煤体内剪切破坏为主，但是煤岩组合体最终破坏则不再是单纯煤体破坏失稳，煤岩交界面的影响已经开始显现，破坏主要是组合体滑移失稳造成，因此以 30°为分界点产生了不同的变化趋势.

4　组合体破裂过程分析

4.1　单轴压缩煤岩组合体破裂过程分析

单轴压缩时组合试样的破坏过程均类似，限于篇幅以倾角为 30°时煤岩组合体破坏过程为例，如图 7 所示. 在加载到 28 步时可以看到以交界面为分界线，煤体中产生了明显的失稳基元，而在岩石中则相对较少. 随着荷载的继续增加在加载到 34 步时，失稳基元已经遍布煤体中，而岩石中依旧很少. 继续增加荷载，失稳基元之间相互贯通形成了宏观裂纹，而裂纹尖端的应力集中又导致裂纹的扩展，最终裂纹汇聚形成了宏观的裂缝，组合试样因此失稳破坏. 组合试样破坏时，由于岩体中大部分基元并未达到其极限强度，在岩石中并未形成宏观裂纹.

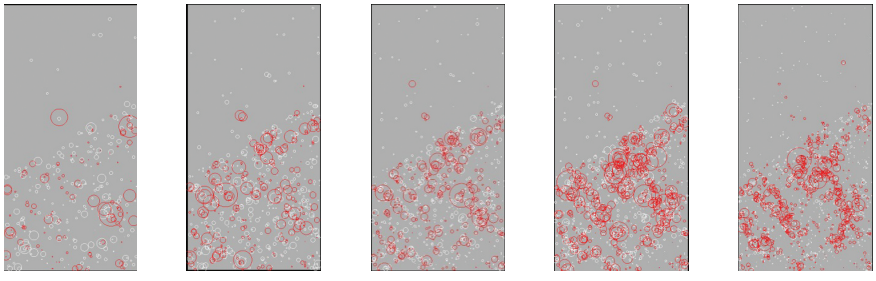
对应试样破坏过程声发射图如图 8 所示，其中圆圈直径代表了声发射强度的相对大小，白色为压剪破坏产生的声发射，红色为拉破坏产生的声发射. 在加载初期声发射在煤体中随机产生，以拉破坏产生的声发射为主附带有压剪破坏产生的声发射. 加载到第 28 步时可以看到泥岩中也产生了少许拉破坏产生的声发射，这是由泥岩中强度较小的基元破坏产生. 在加载到第 34 步时声发射



(a) Step12 (b) Step28 (c) Step34 (d) Step36 (e) Step39

图 7 倾角 30°时煤岩组合体单轴加载损伤演化模式

Fig. 7 Damage evolution mode of coal-rock combination body with 30° inclined angle under uniaxial loading



(a) Step12 (b) Step28 (c) Step34 (d) Step36 (e) Step39

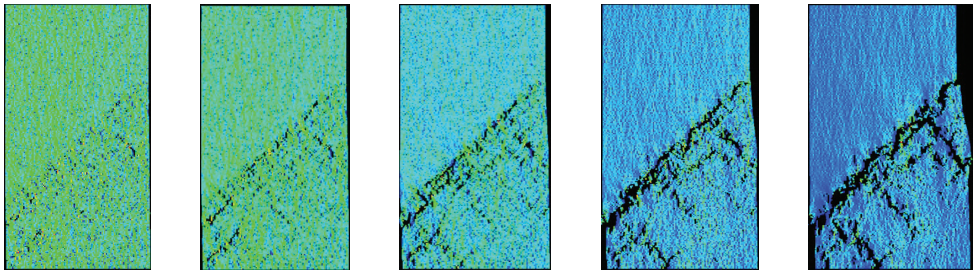
图 8 倾角 30°时煤岩组合体单轴加载破坏过程声发射变化

Fig. 8 AE variation of coal-rock combination body with 30° inclined angle under uniaxial loading

开始产生聚集,在煤体中形成了几处声发射聚集带. 加载到第 36 步时聚集现象更加明显,以 34 步聚集点为中心声发射向外辐射形成更大的聚集带. 由于煤体中基元破坏后形成微裂纹,微裂纹尖端应力集中导致了裂纹的扩展能量释放形成了声发射. 因此对照其破裂过程图可以看到,声发射聚集于裂纹处,最终形成了与破裂面一致的声发射带.

4.2 三轴压缩煤岩组合体破裂过程分析

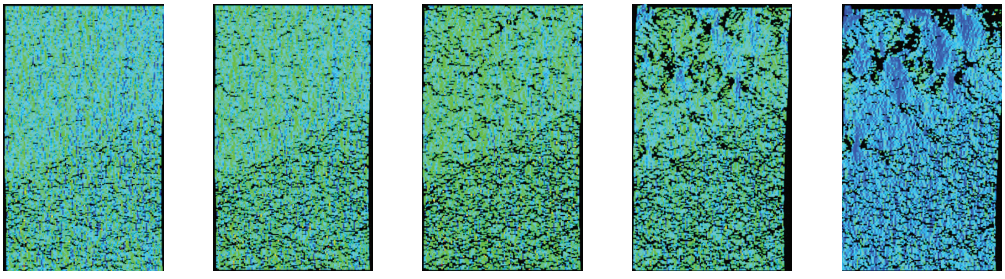
单轴压缩条件下组合体以煤体的剪切破坏为主,岩体中基元未达到其极限强度时组合体已经失稳破裂,因此岩体中并未出现裂纹,而在施加了围压后组合体强度明显提升,组合体破裂的情况更加多样化. 在分析了三轴条件下所有试样的破裂过程图后,可以将破裂总结为 3 种形式. 第一种发生在围压较低、倾角较小时,煤岩组合体破裂过程与单轴压缩条件下破裂过程相似,煤体中的基元由于强度小、均质度低首先发生破坏,岩体中基元也产生少许破坏但并未形成微裂纹. 其破裂过程图也与单轴压缩相似. 第二种为沿着破裂面产生裂纹,其破坏形式为组合体的滑移失稳. 以 10 MPa 围压、45°倾角试样为例,破裂过程图如图 9 所示. 加载到 20 步时失稳基元在煤体和岩石中都有分布,而煤体中失稳基元要多且呈随机分布,但并未出现微裂纹,说明在此之前煤岩组合体属于弹性阶段,煤岩体的发展稳定. 加载到 30 步时,煤体中靠近交界面处破坏基元相互贯通形成了局部的微裂纹聚集. 加载到 35 步时,微破裂面扩展明显加剧,煤体中微裂纹迅速扩展、贯通形成微破裂面,微破裂面以煤岩交界面为中心呈辐射状分布,在交界面处的裂纹最为发育,这为滑动破裂面的形成奠定了基础. 加载到 40 步时,煤体中微破裂已经大量存在且在交界面处,微裂纹扩展成为宏观破裂面,煤岩组合体最终沿着交界面形成滑动破裂面. 第三种破坏形式主要是由于泥岩的破坏开裂导致的组合体的失稳. 以 30 MPa 围压、30°倾角煤岩组合体破裂过程为例,其破裂过程图如图 10 所示. 在加载到 65 步时,裂纹还是集中于煤体中,加载到 75 步时在岩体中也可以看到明显的微裂纹,在加载到 85 步时煤体中微裂纹已经广泛分布,但并未形成宏观的裂纹. 而岩体中微裂纹开始扩展并形成了聚集区. 加载到 92 步时,可以看到煤体中微裂纹依旧稳定发育,而岩石中微裂纹较之于煤体中裂纹发展更为迅速,岩石中微裂纹不断扩展发育并且相互贯通形成了宏观的裂纹. 泥岩中宏观裂纹的存在导致在继续加载时试样出现了强度的降低,并且在加载到 94 步时,泥



(a) Step20　(b) Step30　(c) Step35　(d) Step40　(e) Step45

图 9　滑移失稳破坏过程图

Fig. 9　Slip instability failure process



(a) Step65　(b) Step75　(c) Step85　(d) Step92　(e) Step94

图 10　泥岩失稳导致组合体破裂过程图

Fig. 10　The combination body failure process diagram for the mudstone instability

岩中右上角试样已经缺失，出现了类似于岩爆时岩石的崩裂，试样整体最终由于泥岩的破坏而导致失稳破坏.

采用相同的煤岩介质参数数据建模，对纯煤试样和泥岩试样在高围压条件下进行模拟得到了泥岩和煤体强度随围压变化曲线(图 11). 可以看出低围压条件下泥岩强度要高于煤体，但在围压高于 20 MPa 后，煤体强度开始高于泥岩并且随着围压的增大其差值也逐渐增大. 这是由于围压对裂纹的发育具有明显的抑制作用，煤体由于本身比较松软且均质度较低，施加了围压后相当于对其有一个加固作用，裂纹的贯通时间延长使得试样强度得以提高. 而泥岩本身较为致密，与煤体

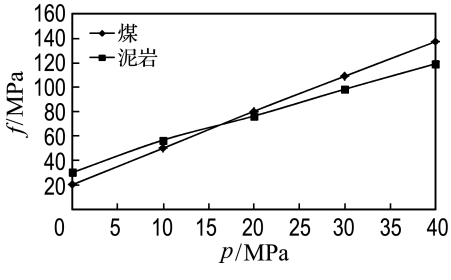


图 11　泥岩和煤强度与围压关系

Fig. 11　The relationship between strength of mudstone and coal with the confining pressure

相比泥岩对围压变化不敏感. 因此高围压条件下随着荷载的增加煤岩组合体中泥岩更容易首先破坏从而导致组合体的失稳破坏.

经过统计后发现，在围压小于 10 MPa 时，以 30°倾角为分界点，当组合体的倾角小于 30°时，煤岩组合体最终由于煤体的破坏而导致组合体的失稳. 当倾角大于 30°时，组合体沿着交界面产生滑移失稳破坏. 在围压大于 20 MPa 时，组合体则全部由于泥岩的破坏而导致失稳破坏.

5　结　论

(1)单轴压缩条件下小倾角对煤岩组合体强度影响有限，倾角大于 30°时试样强度随着倾角增大而降低. 加载前期变形集中于煤体上因此其应力应变曲线前期几乎重合.

(2)三轴压缩时煤岩组合体的强度随着倾角的增大先缓慢降低后迅速降低. 不同倾角的煤岩组合体强度均随着围压增大而增大，但强度的提高值随着围压的增大而降低. 煤岩组合体的内摩擦角随着倾角的增大而减小，内聚力随着倾角的增大先增大后减小.

(3)煤岩组合体的破裂形式基本上分为 3 种：围压小于 10 MPa 时，以 30°倾角为分界点，当组

合体的倾角小于 30°时,煤岩组合体最终由于煤体的破坏而导致组合体的失稳;当倾角大于 30°时,组合体沿着交界面产生滑移失稳破坏.在围压大于 20 MPa 时,组合体则全部由于泥岩的破坏而导致失稳破坏.

参考文献:

[1] Petukhov I M, Linkov A M. Theory of post failure deformations and the problem of stability in rock mechanics [J]. **International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences**, 1979, **16**(2):57-76.

[2] 左建平,谢和平,孟冰冰,等. 煤岩组合体分级加卸载特性的试验研究[J]. 岩土力学, 2011, **32**(5):1287-1296.
ZUO Jian-ping, XIE He-ping, MENG Bing-bing, *et al*. Experimental research on loading-unloading behavior of coal-rock combination bodies at different stress levels [J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2011, **32**(5):1287-1296. (in Chinese)

[3] 左建平,裴建良,刘建锋,等. 煤岩体破裂过程中声发射行为及时空演化机制[J]. 岩石力学与工程学报, 2011, **30**(8):1564-1570.
ZUO Jian-ping, PEI Jian-liang, LIU Jian-feng, *et al*. Investigation on acoustic emission behavior and its time-space evolution mechanism in failure process of coal-rock combined body [J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2011, **30**(8):1564-1570. (in Chinese)

[4] 王晓南,陆菜平,薛俊华,等. 煤岩组合体冲击破坏的声发射及微震效应规律试验研究[J]. 岩土力学, 2013, **34**(9):2569-2575.
WANG Xiao-nan, LU Cai-ping, XUE Jun-hua, *et al*. Experimental research on rules of acoustic emission and microseismic effects of burst failure of compound coal-rock samples [J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2013, **34**(9):2569-2575. (in Chinese)

[5] 牟宗龙,王 浩,彭 蓬,等. 岩-煤-岩组合体破坏特征及冲击倾向性试验研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2013, **30**(6):841-847.
MU Zong-long, WANG Hao, PENG Peng, *et al*. Experimental research on failure characteristics and bursting liability of rock-coal-rock sample [J]. **Journal of Mining & Safety Engineering**, 2013, **30**(6):841-847. (in Chinese)

[6] 郭东明,左建平,张 毅,等. 不同倾角组合煤岩体的强度与破坏机制研究[J]. 岩土力学, 2011, **32**(5):1333-1339.
GUO Dong-ming, ZUO Jian-ping, ZHANG Yi, *et al*. Research on strength and failure mechanism of deep coal-rock combination bodies of different inclined angles [J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2011, **32**(5):1333-1339. (in Chinese)

[7] 杨 伟,郭东升,张树光. 煤岩体接触面不同倾角的传热影响[J]. 煤炭学报, 2014, **39**(7):1257-1261.
YANG Wei, GUO Dong-sheng, ZHANG Shu-guang. Heat transfer effect of coal-rock combination bodies of different interface inclined angles [J]. **Journal of China Coal Society**, 2014, **39**(7):1257-1261. (in Chinese)

[8] 刘少虹,毛德兵,齐庆新,等. 动静加载下组合煤岩的应力波传播机制与能量耗散[J]. 煤炭学报, 2014, **39**(S1):15-22.
LIU Shao-hong, MAO De-bing, QI Qing-xin, *et al*. Under static loading stress wave propagation mechanism and energy dissipation in compound coal-rock [J]. **Journal of China Coal Society**, 2014, **39**(S1):15-22. (in Chinese)

[9] 赵毅鑫,姜耀东,祝 捷,等. 煤岩组合体变形破坏前兆信息的试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2008, **27**(2):339-346.
ZHAO Yi-xin, JIANG Yao-dong, ZHU Jie, *et al*. Experimental study on precursory information of deformations of coal-rock composite samples before failure [J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2008, **27**(2):339-346. (in Chinese)

[10] 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.

[11] 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.

[12] 巩思园,窦林名,徐晓菊,等. 冲击倾向煤岩纵波波速与应力关系试验研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2012, **29**(1):67-71.
GONG Si-yuan, DOU Lin-ming, XU Xiao-ju, *et al*. Experimental study on the correlation between stress and p-wave velocity for burst tendency coal-rock samples [J]. **Journal of Mining & Safety Engineering**, 2012, **29**(1):67-71. (in Chinese)

[13] 苏承东,郭保华,唐 旭,等. 漳村煤矿两种尺度煤样单轴压缩声发射特征的试验研究[J]. 煤炭学报, 2013, **38**(S1):12-18.
SU Cheng-dong, GUO Bao-hua, TANG Xu, *et al*.

Research on acoustic emission characteristics of Zhangcun coal samples in two sizes subject to uniaxial compression [J]. **Journal of China Coal Society**, 2013, **38**(S1):12-18. (in Chinese)

[14] 李宏艳,康立军,徐子杰,等. 不同冲击倾向煤体失稳破坏声发射先兆信息分析[J]. 煤炭学报, 2014, **39**(2):384-388.
LI Hong-yan, KANG Li-jun, XU Zi-jie, *et al*. Precursor information analysis on acoustic emission of coal with different outburst proneness [J]. **Journal of China Coal Society**, 2014, **39**(2):384-388. (in Chinese)

[15] 包春燕,姜谙男,唐春安,等. 单轴加卸载扰动下石灰岩声发射特性研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2011, **30**(S2):3871-3877.
BAO Chun-yan, JIANG An-nan, TANG Chun-an, *et al*. Study of acoustic emission characteristics of limestone under cycle uniaxial loading-unloading perturbation [J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2011, **30**(S2):3871-3877. (in Chinese)

[16] 刘俊杰,陈　雄,张后全,等. 运用 RFPA^{2D}数值模拟开采条件下的渗流通道[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, **24**(9):1521-1526.
LIU Jun-jie, CHEN Xiong, ZHANG Hou-quan, *et al*. Numerical simulation of seepage channel with RFPA^{2D} under coal mining conditions [J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2005, **24**(9):1521-1526. (in Chinese)

[17] 冯艳峰,杨天鸿,于庆磊,等. 节理岩体宏观力学参数尺寸效应的数值试验[J]. 东北大学学报(自然科学版), 2013, **34**(7):1027-1030.
FENG Yan-feng, YANG Tian-hong, YU Qing-lei, *et al*. Numerical test on size effect of macro-mechanical parameters of jointed rockmass [J]. **Journal of Northeastern University (Natural Science)**, 2013, **34**(7):1027-1030. (in Chinese)

[18] 马　元,靖洪文,陈玉桦. 动压巷道围岩破坏机理及支护的数值模拟[J]. 采矿与安全工程学报, 2007, **24**(1):109-113.
MA Yuan, JING Hong-wen, CHEN Yu-hua. Numerical simulation of failure mechanism of surrounding rocks in mining induced roadway and its support [J]. **Journal of Mining & Safety Engineering**, 2007, **24**(1):109-113. (in Chinese)

Numerical simulation of coal-rock combination body failure process by RFPA^{2D}

FU Bin, ZHOU Zong-hong*, WANG You-xin, YI Xin, LIU Song, XIAO Ying-chun

(Faculty of Land Resource Engineering, Kunming University of Science and Technology, Kunming 650093, China)

Abstract: To study the dynamic properties and failure process of coal-rock combination body, the RFPA^{2D} is used to test different coal-rock combination bodies with different inclined angles and confining pressures under deformation loading. By the tests the failure mechanisms of coal-rock combination bodies under the uniaxial compression test and the tri-axial compression test are obtained. The influence of confining pressures and inclined angles on the coal-rock combination body strength is analyzed. The study results show that the strength of coal-rock combination bodies is close to the strength of the coal under the uniaxial compression test. Under the tri-axial compression test, the strength of the coal-rock combination body decreases with the increase of inclined angles. And the strength of coal-rock combination bodies drops slowly at first and then reduces rapidly. The strength of coal-rock combination bodies increases with the higher confining pressure, but the improved strength decreases with the increase of confining pressure. The internal friction angle of coal-rock combination bodies decreases with the increase of inclined angles. The cohesion of coal-rock combination bodies increases at first and then decreases. In uniaxial compression tests the fracture is similar and the failure primitives are concentrated in the coal. In the tri-axial compression test, there are three conditions in the fracture.

Key words: RFPA^{2D} numerical simulation; coal-rock combination body; fracture mode; failure strength