

急斜煤岩体动力失稳时空演化特征综合分析

来兴平^{1,2}, 杨毅然^{1,2}, 王宁波^{3,4}, 单鹏飞^{1,2}, 张东升³

(1. 西安科技大学 能源学院, 陕西 西安 710054; 2. 西安科技大学 教育部西部矿井开采及灾害防治重点实验室, 陕西 西安 710054;
3. 中国矿业大学 矿业工程学院, 江苏 徐州 221116; 4. 神华新疆能源有限责任公司, 新疆 乌鲁木齐 830027)

摘要: 急斜煤层水平分段综放开采易诱发动力学灾害, 掌握急斜煤岩体动力失稳时空演化特征对安全开采至关重要。以急斜煤层巷道煤岩体稳定性控制为目标, 利用现场调查, 理论分析获取急斜煤岩体动力失稳理论判据。采用数值计算, 物理模型试验和现场监测等手段, 综合分析急斜煤岩体失稳时空演化特征: 急斜煤层巷道顶板侧煤岩体变形失稳表现为起始于开挖自由面中部位置的同向屈曲现象, 底板侧煤岩体表现为起始于底角位置的剪切滑移现象。通过数值计算确定顶底板侧煤岩体动力失稳区水平跨度分别为 2.1 和 1.7 m, 物理模型试验结果表明, 顶底板侧煤岩体应力集中区分别位于开挖自由面中部和底脚位置, 与开挖自由面水平距离分别为 1.2 和 0.8 m。通过急斜煤岩体失稳时空演化特征分析, 对支护方式和参数进行优化。现场监测表明, 优化支护后巷道最大累积移近量为 39.2 cm, 变形率降低 82.2%, 急斜煤岩体动力失稳灾害得到有效治理。

关键词: 岩石力学; 急斜煤岩体; 动力失稳特征; 数值计算; 物理模型试验

中图分类号: TU 45

文献标识码: A

文章编号: 1000 - 6915(2018)03 - 0583 - 10

Comprehensive analysis to temporal-spatial variation of dynamic instability of steeply inclined coal-rock mass

LAI Xingping^{1,2}, YANG Yiran^{1,2}, WANG Ningbo^{3,4}, SHAN Pengfei^{1,2}, ZHANG Dongsheng³

(1. School of Energy and Resource, Xi'an University of Science and Technology, Xi'an, Shaanxi 710054, China; 2. Key Laboratory of Western Mines and Hazard Prevention, Ministry of Education, Xi'an University of Science and Technology, Xi'an, Shaanxi 710054, China; 3. School of Mines, China University of Mining and Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China;
4. Shenhua Xinjiang Energy Co., Ltd., Urmchi, Xinjiang 830027, China)

Abstract: The unique occurrence and mining scheme of steeply inclined coal seams have a great tendency to cause dynamic instability and analyzing the instability characteristics and influential factors of steeply inclined coal seams is critical for safe mining. A comprehensive methodology including in-situ investigation, theoretical analysis, numerical calculation, physical experiment and field monitoring was adopted to investigate the stability of rock surrounding roadway. The relevant results indicate that the deformation and failure of roof side behaves as the synthetic buckling towards the direction of free face, while the one of floor side behaves as the shearing slip. The initial deformation position locates in the middle of roof side roadway, while the one in the floor side locates on the bottom corner. The horizontal span of instability area in roof side and floor side reached approximately 2.1 m and 1.7 m separately, leading to the severe asymmetrical deformation. The physical modeling experiment shows

收稿日期: 2017 - 09 - 04; **修回日期:** 2017 - 11 - 22

基金项目: 国家重点基础研究发展计划(973)项目(2015CB251602); 国家自然科学基金重点项目(U1361206); 中国博士后科学基金面上项目(2017M623328XB) Supported by the 973 Key National Basic Research Program of China(Grant No. 2015CB251602), National Natural Science Foundation of China(Grant No.U1361206) and China Postdoctoral Science Foundation(Grant No. 2017M623328XB)

作者简介: 来兴平(1971 -), 男, 博士, 1993 年毕业于西安矿业学院采矿工程专业, 现任教授、博士生导师, 主要从事煤矿开采及岩石力学方面的教学与研究。E-mail: laixp@xust.edu.cn

DOI: 10.13722/j.cnki.jrme.2017.1115

that the acoustic emission(AE) and infrared(IR) thermal joint monitoring system provided the indicator information of surrounding rock failure of roadway. The maximum accumulative convergence reached 39.2 cm after optimized support scheme was applied, the deformation rate reduced about 82.2 percent of original deformation. So the effect of optimized support scheme is remarkable.

Key words: rock mechanics; steeply inclined coal-rock mass; dynamic instability characteristics; numerical calculation; physical modeling experiment

1 引言

煤炭一直是我国的主体能源^[1-2]。我国西部急斜煤层赋存丰富,急斜煤层特殊的赋存环境和水平分段综放开采方式加剧了受扰动煤岩体变形与应力时空演化的复杂性^[3],导致煤岩体大变形甚至整体失稳致灾,严重制约了安全生产。

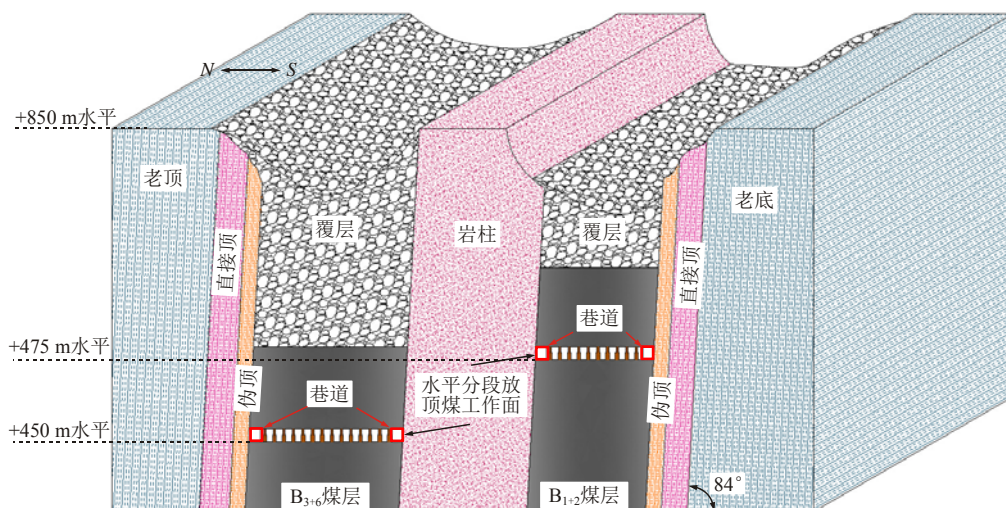
以往揭示煤岩体破坏致灾机制时,将其视为连续均质、各向同性的理想弹塑性体^[4]。但是,工程岩体特性呈非连续性和非均质性,裂隙和节理面是预测煤岩体破坏孕育、时空演化和动力失稳致灾的重要指标^[5]。同时,数值计算已成为揭示煤岩体变形和应力时空演化特征的重要的定量方法^[6-12]。康红普等^[13]基于数值模拟与井下试验研究成果分析巷道煤岩体变形与应力分布特征,提出了深部沿空留巷支护设计原则;姜耀东等^[14]通过数值计算定量分析了开滦矿区巷道围岩稳定性;M. C. He等^[15-18]采用热红外(infrared thermal, IR)成像和声发射(acoustic emission, AE)监测技术,通过物理模型试验,揭示了全断面和分段开挖过程中急斜和直立煤层中开挖扰动区(excavation damaged zone, EDZ)发展演化特征和规律;孟召平和彭苏萍^[19]对沉积岩体根据结构面发育程度等标准进行分类,通过物理模型试验方法分析了沉积岩层组结构对开采压力分

布特征的影响,这对分析急斜煤岩体变形、破坏和失稳具有重要的借鉴意义;李术才等^[20]采用现场监测手段分析了深部巷道围岩分区破裂化特征,提出了破裂分区半径与巷道半径的关系式。目前针对反复扰动下急斜煤岩体动力失稳特征时空演化规律的研究相对较少。

以乌鲁木齐矿区乌东煤矿急斜煤层巷道稳定性控制为目标,采用现场调查,理论分析,3DEC(3D distinct element code)数值计算,物理模型试验和现场监测等方法,综合分析了急斜煤岩体动力失稳特征时空演化规律,为安全开采设计提供科学依据。

2 急斜煤层赋存特征和开采条件

乌鲁木齐矿区赋存 30 多层厚度和间距各异的急斜煤层,矿区内地层主要为中生界侏罗系砂泥岩层及第四系松散沉积物层,主要含煤地层为中侏罗统西山窑组,是急斜煤层群开采的典型矿区。矿区中乌东煤矿井田走向东西长约 10.8 km,南北宽 0.7~2.7 km,面积约 20.3 km²。煤矿整体分南北两个采区,南采区 B₁₊₂ 和 B₃₊₆ 煤层厚度分别为 37.4 和 48.9 m,走向、倾向和局段倾角分别为 247°, 157° 和 84°。煤层采用水平分段综放开采的方法进行回采,目前 B₁₊₂ 和 B₃₊₆ 煤层分别开采至+475 和 +450 m 水平(见图 1(a))。为快速掘进和节约掘进成本,回



(a) 煤层开采布局

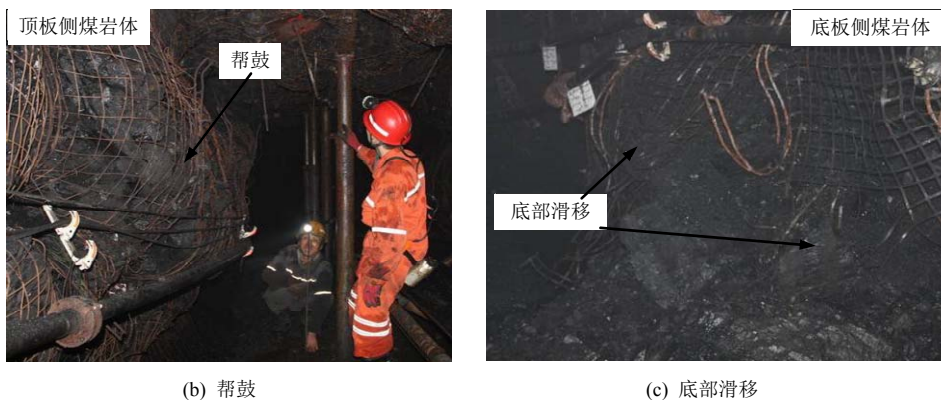


图 1 急斜煤层开采布局和动力失稳现象描述

Fig.1 Mining layout and phenomena of dynamic hazards

采巷道布置于煤层中，采用锚杆支护。随着回采工作的进行，工作面逐渐向地应力较高的深部转移，并且受两煤层间夹持岩柱的应力畸变影响，动力灾害威胁与日俱增，初始的支护方案已不能适用于开采现状，巷道两帮开始煤岩体出现严重帮鼓和底部滑移破坏(见图 1(b), (c))，锚网撕裂、钢带弯曲和网兜等现象频出，部分区段两帮最大收敛量达 2.2 m，制约了安全生产。

3 急斜煤岩体动力失稳判据

急斜煤层是由古生代等不同时期的大量植物残骸层状沉积，成煤过程中经历造山运动，导致煤层整体弯曲上撬或下沉，变形后与水平面夹角不小于 45° 的煤层。由成煤历程可知，急斜煤层是由多层近似平行的薄煤层成层挤压组合变形形成。与急斜煤层相比，近水平煤层呈小角度赋存状态，在垂直应力和侧向围压作用下煤层节理裂隙被挤压压实，这在一定程度上提高了煤岩体的承载能力，一般情况下只有当应力畸变超过其抗压强度时，煤岩体向自由面方向发生横向鼓胀，导致变形失稳。而急斜煤层巷道形成后，其顶底板侧煤层在垂直应力和侧向围压作用下沿煤层层理或结构面产生张性翼裂纹，随着回采扰动加剧，煤岩体受力环境恶化，引起横向鼓胀和楔形块体滑移而产生挠曲破坏，最终导致整体失稳。这个过程所需应力远小于近水平煤层煤岩体失稳所需应力，因此，相同受力与岩性条件下，急斜煤岩体失稳倾向性增大，煤岩体倾角大和受力特征是导致动力失稳的主要因素。

急斜煤岩体动力失稳是动态时空演化过程，宏观上的煤岩体破坏失稳现象一般起始于煤岩体微观损伤，研究煤岩体的微观损伤必须要掌握其内部的

裂隙形成与发展情况。当裂隙端部产生应力畸变时，其端部极坐标系下应力场为

$$\delta_{i,j} = \frac{K(t)}{\sqrt{2\pi r}} f_{i,j}(\theta) \quad (1)$$

式中： $\delta_{i,j}$ 为应力张量； $K(t)$ 为载荷作用下应力强度因子； r, θ 为以裂隙端部为坐标原点的极坐标系坐标； $f_{i,j}(\theta)$ 为已知函数； i, j 为角标。地应力作用下，煤岩体内部裂隙在断裂力学中被归类为 I 型裂隙，自然应力场中 I 型裂隙端部应力强度因子为

$$K_1 = \frac{Cl_0 \delta_z \sin(2\alpha) \sin \alpha \sqrt{2b \tan \frac{\pi l}{2b} (2h^2 + 3l^2)}}{2\pi l h^2} \quad (2)$$

式中： C 为考虑次生翼型张裂隙弯曲和摩擦的级次单位因子， l_0 为初始预存裂隙滑移面长度， δ_z 为巷道垂直方向压应力， α 为巷道煤岩体中裂隙与压应力方向的夹角， b 为裂隙长度， l 为平行裂隙间距， h 为裂隙距巷道表面的距离。

裂隙临界应力强度因子 Y_{min}^* 的确定是根据国际岩石力学学会 (ISRM) 提出的人字型切槽巴西圆盘测试试样 I 型断裂韧度基础上获取，其表达式为

$$Y_{min}^* = e^{(0.388\alpha_0 + 1.691\alpha_1 + 0.004\alpha_B - 1.239)} \quad (3)$$

式中： α_0 为初始切槽长度， α_1 为最大切槽长度， α_B 为试样厚度。

巷道煤岩体应力场中 I 型裂隙端部应力强度因子 K_1 表征外力作用下裂隙端部附近应力场强度，裂隙临界应力强度因子 Y_{min}^* 表征煤岩体中裂隙端部能够承担的最大载荷，因此裂隙扩展的判定准则为

$$K_1 \geq Y_{min}^* \quad (4)$$

裂隙扩展临界应力为

$$\delta_{cr} \geq \frac{2\pi l h^2 e^{(0.388\alpha_0 + 1.691\alpha_1 + 0.004\alpha_B - 1.239)}}{Cl_0 \delta_z \sin(2\alpha) \sin \alpha \sqrt{2b \tan \frac{\pi l}{2b} (2h^2 + 3l^2)}} \quad (5)$$

当急斜煤岩体长期处于高于裂隙扩展临界应力的应力状态下，微观上裂隙将会不断形成、发展和贯通，处于不稳定发育状态，最终表现为宏观上煤岩体动力失稳。由于巷帮煤岩体在走向和倾向方向上的长度均远大于其内部单层薄煤层，因此可将其视为矩形薄板力学问题进行求解。将巷帮煤岩体结构简化为厚度为 a ，长度为 b ($b \gg a$)，数量为 n 的倾斜组合薄板力学模型(见图 2)。

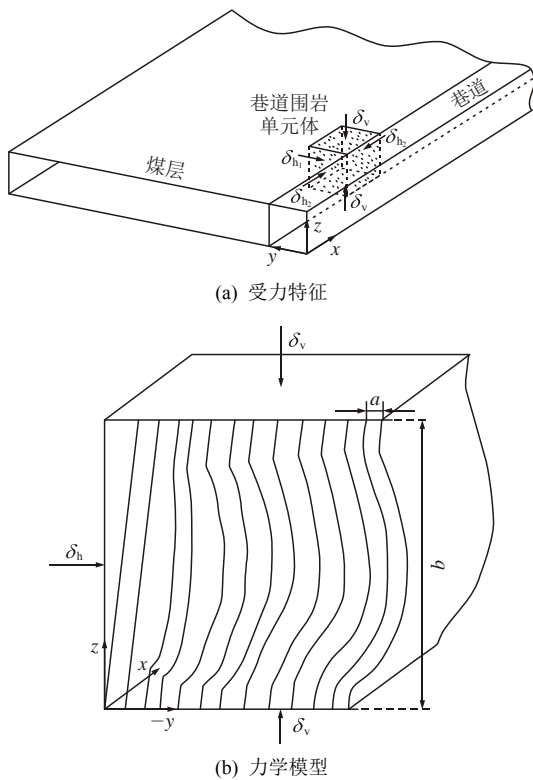


图2 急斜煤岩体受力分析

Fig.2 Bearing behavior analysis of surrounding coal-rock mass

基于式(5)，考虑煤岩层之间的相互影响，弹性状态下其临界应力为

$$\delta'_{cr} = \lambda \frac{E\pi^2 a^2}{3b^2(1-\mu^2)} \quad (6)$$

式中： E 为巷道煤岩体的弹性模量， μ 为泊松比， λ 为倾角煤岩层相互影响系数。

因此，煤岩体失稳判据为

$$\delta_v \geq \delta'_{cr} \quad (7)$$

式中： δ_v 为现场煤岩体垂直方向压应力， $\delta_v \geq \gamma H = 8.7 \text{ MPa}$ 。

取+450 m 水平巷道煤岩体为研究对象，利用宏观巷道煤岩体失稳判定条件(式(7))来判定其稳定

性。式(6)中弹性状态下巷道煤岩体临界应力计算中各参量取值为： $\lambda = 1.3$ ， $\pi = 3.14$ ， $\mu = 0.2$ ， $E = 0.5 \text{ GPa}$ ， $a = 0.2 \text{ m}$ ， $b = 3.0 \text{ m}$ ，将各参量代入式(6)可得。计算结果比较为 $\delta_v \geq \delta'_{cr}$ ，因此可以判定该状态下巷道煤岩体处于失稳或濒临失稳状态。

4 基于离散元的数值计算分析

4.1 数值计算模型

三维离散单元法程序(3DEC)以离散单元法作为基础理论描述离散介质力学行为，并且能够定义材料内部的节理裂隙分布状态，记录材料破坏响应特征，模拟和表现材料细宏观构造形态和力学意义上的非连续特征，这对开采扰动作用下裂隙煤岩体的数值模拟计算至关重要。因此，以乌东煤矿南采区煤层赋存特征、开采现状和实验室获取的煤岩体物理力学参数为依据，采用三维离散单元法程序建立急斜煤层数值计算模型。煤层整体呈北压南状态，巷道布置在煤层中，其两侧分别为顶板侧煤体和待采煤层(底板侧)。采用模型与原型 1:1 的比例构建模型，模型整体长度为 25.0 m，垂直高度 17.0 m，走向推进距离为 25.0 m。巷道形状为直墙拱形，宽度为 3.4 m，底部至拱顶距为 2.9 m(见图 3)。由于巷道煤岩体内部的破碎区和裂隙区均受开采扰动影响较大，数值模型中将其定义为开采扰动区(实测扰动范围为顶板侧约 9.1 m，底板侧约 10.5 m)。模型四周采用滚动边界条件，限制侧向和底部位移。模型上表面施加 8.7 MPa 的载荷以模拟巷道上部煤岩体的重力作用，根据现场实测数据分析得到侧压力系数 $\lambda_1 = 1.2$ ，因此需要在模型侧面施加 10.4 MPa 的水平应力模拟水平构造应力，赋予模型块体 Mohr-

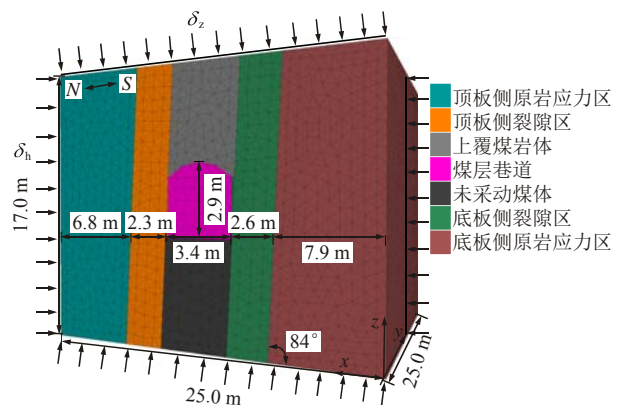


图3 数值计算模型

Fig.3 Numerical calculation model

Coulomb 模型特征，赋予模型中不连续结构面库伦滑动模型特征。为模拟顶底板侧煤岩体内部煤岩层结构，以 0.2 m 为间隔对两侧煤岩体生成结构面集合，顶底板侧煤岩体结构面数量分别为 12 和 14 层。模型分区情况及各分区的物理力学参数见表 1。

4.2 数值计算结果与分析

图 4 描述了急斜煤层开采过程中巷道煤岩体变形特征与演化规律。巷道顶底板侧煤岩体均向内部大幅收敛，对两侧煤岩体自上而下分别布置 3 个位移监测点(间隔 1.0 m)，监测结果显示两帮移近量达到 2.23 m，与现场测量结果相吻合。两侧煤岩体收敛位置和变形方式均存在较大差异，具体为：顶板侧煤岩体变形失稳表现为起始于开挖自由面中部位置的同向屈曲现象，失稳区水平跨度为 2.11 m。这是因为顶板侧煤岩体垂向下部位置为已开挖区域，其受力环境处于以自重和水平应力为主的综合拉应力作用下的单侧临空状态。由于急斜煤岩体的倾角较大(约 84°)，同时其两端受端部煤岩体的固定约束

作用，最大弯矩近于开挖自由面中部位置。因此在上覆煤岩体产生的垂直方向压应力和侧向水平应力共同作用下，顶板侧煤岩体变形收敛起始于开挖自由面中部位置，并且朝自由面方向(巷道内部)由外向内分组递进屈服变形，产生同向屈曲现象。在采动应力和煤层间夹持岩柱综合作用下，急斜煤岩体受力环境进一步恶化，当其变形达到屈服极限时开始逐层剥落，最终发生动力失稳灾害。

底板侧煤岩体变形失稳表现为起始于开挖自由面底角位置的剪切滑移现象，失稳区水平跨度为 1.72 m。这是由于顶底板侧煤岩体赋存状态不同，底板侧煤岩体垂向下部位置赋存的煤岩体具有一定的支撑作用，在上覆煤岩体产生的垂向压应力和侧向水平应力共同作用下，当综合应力超过煤岩结构面强度时，沿结构面产生剪切滑移面，处于剪切滑移面上部的煤岩体分层沿滑移面向巷道内部滑落。当受力环境进一步恶化，煤岩体由外向内逐层剪切滑移，最终导致底板侧煤岩体整体剪切滑移失稳。

表 1 数值模型物理力学参数
Table 1 Physico-mechanical parameters used in numerical model

名称	岩性	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	容重/(kN · m ⁻³)	黏聚力/MPa	内摩擦角/(°)	抗拉强度/MPa
顶板侧原岩应力区	煤体	1.65	0.67	12.92	1.04	18.30	0.56
顶板侧裂隙区	煤体	1.06	0.60	11.50	0.91	15.50	0.21
上覆煤岩体	煤岩混合体	0.88	0.42	18.35	0.98	16.70	0.11
煤层巷道	煤体	1.68	0.65	13.09	1.38	17.80	0.83
未采动煤体	煤体	1.70	0.66	13.09	1.38	18.80	0.83
底板侧裂隙区	煤体	1.12	0.61	11.50	0.97	15.32	0.23
底板侧原岩应力区	煤体	1.75	0.69	12.92	1.10	17.00	0.60

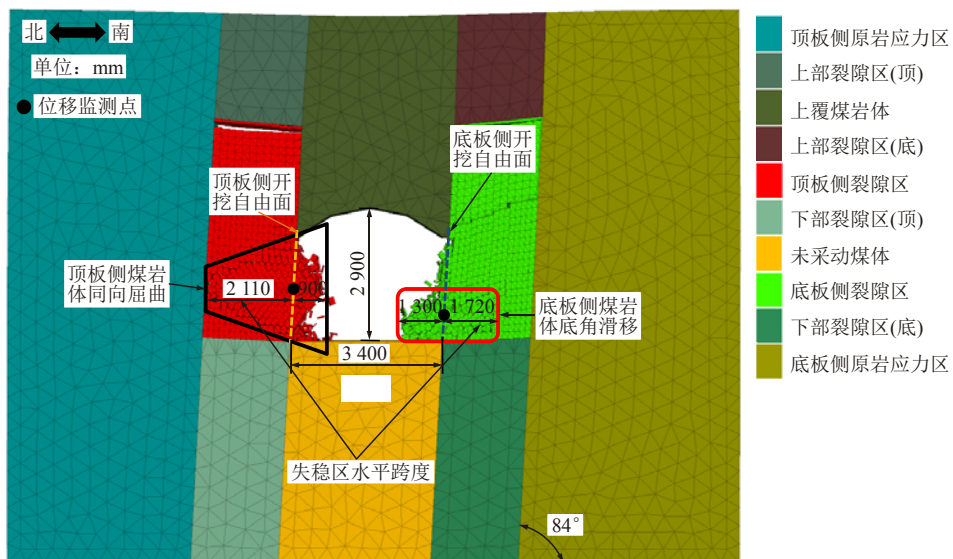


图 4 急斜煤岩体变形特征与演化结果

Fig.4 Deformation behavior and variation of steeply inclined coal-rock mass

5 急斜煤岩体动力失稳物理模型试验

5.1 模型构建

物理模型试验采用平面组合加载模拟试验平台, 可实现单面独立和多面组合主动加载, 配合使用热红外监测系统实现综合应力作用下急斜煤岩体变形破裂过程中模型表面局部温度异常区迁移和畸变信息的观测记录, 同时采用声发射监测系统对巷道煤岩体破裂过程中声波能率进行全程信号采集, 以实现“声-热”实时匹配对比分析。模型尺寸为 175.0 cm×25.0 cm×120.0 cm(长×宽×高), 几何相似比 20.0, 容重相似比 1.2, 应力相似比 24.0。模型上表面距地表位置约 280.0 m, 由此垂直方向初始应力为 $\delta_v = 5.6$ MPa, 考虑构造应力作用, 侧压力系数 $\lambda = 1.2$, 因此水平方向初始应力为 $\delta_h = 6.7$ MPa。试验系统设计如图 5 所示。

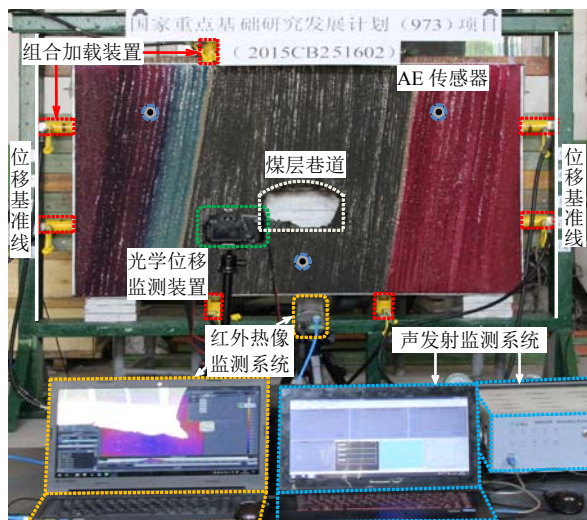


图 5 急斜煤岩体动力失稳物理模型试验系统

Fig.5 Physical simulation system of dynamic instability of steeply inclined coal-rock mass

5.2 模型试验结果

急斜煤岩体动力失稳过程伴随着能量的产生、迁移和耗散, 这部分能量转化为声和热及其他外在表现形式的能量, 可被声发射和红外热像仪等高精度监测设备进行探测记录。联合分析煤岩体动力失稳特征、声发射信号跃升和热红外突变现象, 可进一步挖掘煤岩体动力失稳过程中不同形式能量的时效变化特征与关系, 为描述急斜煤岩体动力失稳特征和实现灾害预警提供依据。急斜煤岩体失稳形态、声发射和热红外成像演化特征见图 6(图中 AT 为环境温度)。

在水平和垂直应力作用下, 加之时间效应, 声发射和热红外成像信号丰富, 急斜煤岩体出现明显变形破坏现象, 其动力失稳过程包含 3 个阶段:

(1) 当水平和垂直应力分别加载至 9.0 和 7.5 MPa 时, 模型边缘部分在双向应力作用下产生弹性变形, 声发射信号瞬时增至第一峰值点(AE peak I), 热红外成像监测显示应力作用初始模型边缘区域出现缓慢温升过程, 在声发射峰值出现 48 ms 后, 模型边缘局部温升区域达到第一热红外峰值(IR peak I)。

(2) 当水平和垂直应力分别加载至 9.9 和 8.3 MPa 时, 声发射进入低频聚能期, 该时期声发射频率和能率均小于历史监测值, 模型内部节理裂隙趋于低速发展演化状态, 局部位置煤岩体开始积蓄能量。顶板侧节理煤层开始逐层向巷道自由面方向递补弯曲变形, 其变形方式同数值计算结果相一致, 为起始于开挖自由面中部位置的同向屈曲变形并最终达到变形极限发生横向断裂, 造成动力失稳, 失稳区水平跨度为 1.69 m。急斜煤岩体断裂前 16 ms 时刻声发射瞬时达到第二峰值点(AE peak II), 热红外成像显示模型顶板侧局部煤岩体受力后开始进入温升过程, 在声发射第二峰值点出现后 42 ms 温升过程结束达到第二热红外监测峰值(IR peak II), 形成热量辐射区。造成热量辐射的原因是该区域煤岩体内部集中应力在附加荷载扰动下满足煤岩体失稳判定条件(式(7)), 煤岩体发生动力失稳释放能量, 因此应力集中区位于热量辐射区范围内, 可利用热量辐射区定位应力集中区位置。应力集中区位于开挖自由面中部位置, 距开挖自由面水平距离 1.2 m。与顶板侧煤岩体相比较, 底板侧煤岩体具有赋存状态和受力环境优势, 在本阶段所施加应力作用下发生了小变形和裂隙扩展, 热量缓慢释放, 热量耗散后模型表面该区域温度低于平均温度, 区域热运动暂时处于相对非活跃状态, 形成热量耗散静寂区。

(3) 当水平和垂直应力分别加载至 11.2 和 9.4 MPa 时, 声发射进入第二次低频聚能期。顶板侧煤岩体同向屈曲变形失稳阶段结束, 能量耗散后模型该区域暂时处于热运动非活跃状态, 形成热量耗散静寂区。底板侧煤岩体变形失稳表现为起始于开挖自由面底脚位置的剪切滑移现象, 其变形特征同数值计算结果相一致, 失稳区水平跨度为 2.09 m。煤岩体剪切破坏前 18 ms 时刻, 声发射瞬时达到第三峰值点(AE peak III), 根据热红外成像监测, 经过 35 ms 的温升过程后开挖自由面底脚处局部煤岩体温度增

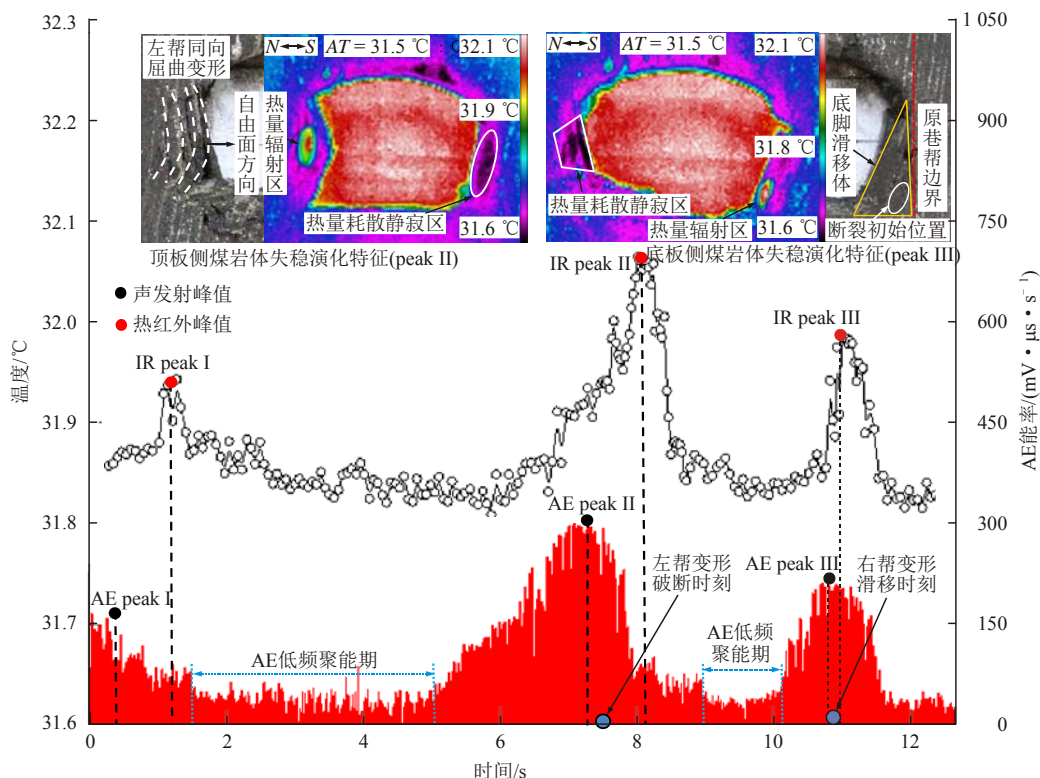


图 6 急斜煤岩体动态失稳“声-热”演化特征

Fig.6 AE energy accumulation ratio and temperature variation of the steeply inclined surrounding rock failure

至第三红外监测峰值(IR peak III)，并在该位置形成热量辐射区，热量辐射区(应力集中区)距开挖自由面水平距离 0.8 m。

煤岩体变形破坏与动力失稳过程中伴随局部温升和声发射能率跃升现象，声发射峰值时刻早于煤岩体破断 16~18 ms，这为现场通过声发射和热量辐射区定位煤岩体应力集中位置、失稳致灾预警提供了依据。

6 现场应用与综合对比分析

6.1 现场应用效果

为防止乌东煤矿巷道煤岩体非对称变形进一步恶化，对初始支护设计和支护参数进行优化，调整巷道顶部和两帮锚杆间排距为 800 mm×800 mm，使巷道顶板侧锚杆通过开挖自由面中部应力集中区位置进行重点锚固；针对底板侧底脚剪切滑移失稳现象，采取补充锚杆支护方案，即在开挖自由面底脚应力集中区位置增加支护锚杆数量，补充支护锚杆与水平面夹角呈 15°，间排距 300 mm×800 mm，使锚杆穿过底脚应力集中区来实现重点锚固。巷道全断面采用规格为 $\phi 20$ mm×L2 500 mm 等强左旋树脂螺纹钢锚杆，在距巷道底部 400 mm(南帮为 300 mm)

和 1 200 mm 两处分别布置一根水平等强锚杆，在顶底板两侧直墙与弧形拱接触位置分别布置一根与水平面呈 30° 夹角的等强锚杆。锚索采用 $\phi 15.2$ mm×L9 000 mm 钢绞线布置于巷道顶部中线位置，方位为向北偏移 30°，排距为 2.4 m。钢带和金属网分别选用高强 W 钢带和网格尺寸为 100 mm×100 mm 菱形金属网，提高联合支护的整体效果。同时，对实施优化方案后的巷道部分区段采用离层仪监测两帮累积移近量。选取沿走向 750.0~850.0 m 范围内的区段巷道为监测区域，区域内共布置 6 个测站，测站间隔 20.0 m(见图 7)。

表 2 统计数据显示，实施优化支护方案后的巷道两帮累积位移量减少了 82.2%(未支护时两帮累积移近量约为 218.5 cm)，顶底板侧煤岩体收敛变形程度明显减轻(见图 7)。顶底板侧煤岩体变形过程经历瞬时变形、加速变形和稳定变形 3 个阶段，各测点变形速度均较缓慢，最终变形量较小。其中，1#测站位置顶底板侧移近速度为 0.87 cm/d，相对高于其他测点的两帮移近速度，并且其累积移近量也大于其他测点，达 39.2 cm，而 6#测站位置顶底板移近速度和累积移近量分别为 0.34 和 18.7 cm，为 6 个测站中的最小值。这主要是因为 1#测站毗邻于原支护条件下的巷道区段，此区段中煤岩体累积移近量最

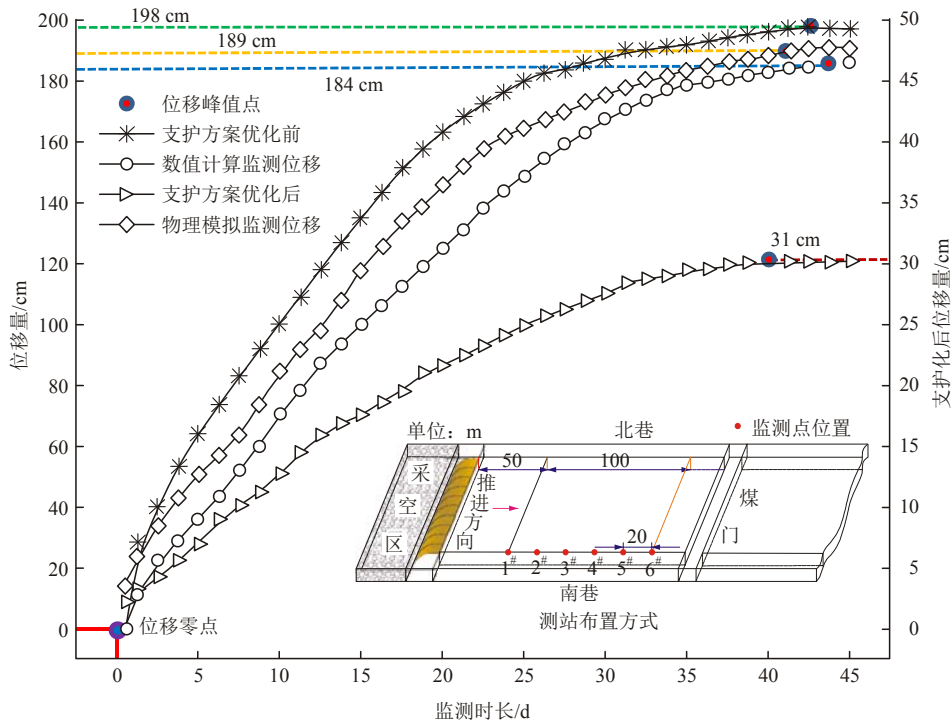


图7 综合手段位移监测对比分析

Fig.7 Comparative analysis of displacements with synthetical methods

表2 优化支护后巷道两帮位移演化

Table 2 Deformation evolution of two sides roadway after optimized support

测站序号(位置)	两帮移近平均速度/ (cm · d ⁻¹)	两帮累积移 近量/cm
1 [#] (750 m)	0.87	39.2
2 [#] (770 m)	0.80	36.9
3 [#] (790 m)	0.75	34.5
4 [#] (810 m)	0.61	30.3
5 [#] (830 m)	0.50	22.6
6 [#] (850 m)	0.34	18.7

大可达 2.2 m，对 1[#]测站周围煤岩体造成严重的联动变形影响，导致 1[#]测站累积移近量较大。随着与 1[#]测站距离的增大，原支护条件下的巷道区段两帮剧烈变形对其他测点的影响减弱，优化方案效果开始显现，顶底板侧煤岩体移近速度和累积移近量逐渐减小，测点最大累积移近量平均值为 31.0 cm，效果显现。

6.2 综合研究手段对比分析

研究采用了数值计算、物理模型试验和现场监测综合手段，针对急斜煤岩体动力失稳特征进行了对比分析。现场位移监测、数值计算和物理模型试验揭示了急斜煤岩体动力失稳时空演化规律：顶板侧煤岩体失稳起始于开挖自由面中部位置，表现为

向自由面方向同向屈曲；底板侧煤岩体失稳表现为起始于底脚位置的剪切滑移现象。现场监测、数值计算和物理模型试验中巷帮急斜煤岩体位移随监测时长的演化规律均表现为“高速位移 - 低速位移 - 稳定位移”阶段连续演化，测点平均最大位移量分别为 198.0，184.0 和 189.0 cm，对数值计算和物理模型试验顶底板侧煤岩体位移量进行曲线拟合(见图 7)，拟合结果与现场监测结果在合理误差范围内保持一致(合理误差范围为±5%)。

声发射和微震技术是利用煤岩体受力变形破坏和失稳后发射出的声波和震动来监测工程煤岩体稳定性的技术手段。现场微震监测表明急斜煤岩体在动力扰动作用下其内部节理裂隙处于由稳定发育向畸变致灾的演化状态(见图 8)。煤岩体发生动力失稳前，震源能量和震动次数短期内分别经历聚能期和低频震期，表现为震源能量和震动次数明显减少，监测数据表明低于其历史平均值。当煤岩体发生动力失稳，震源能量和震动次数到达峰值，这与物理模型试验中声发射监测 AE 低频聚能期和 AE 峰值相对应。因此，现场监测可采用热红外成像局部突变定位应力集中区，采用微震信号短期骤减现象对动力失稳预警，组成急斜煤岩体动力失稳“热 - 震”监测预警系统。

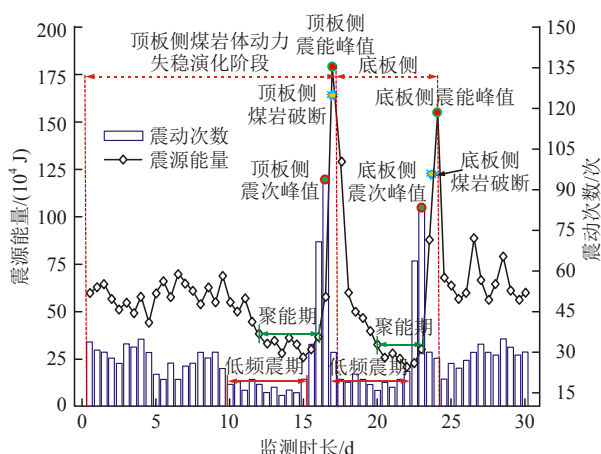


图 8 急斜煤岩体失稳微震演化规律

Fig.8 Micro-seismic variation of steeply inclined coal-rock mass

7 结 论

(1) 同等条件下，急倾斜煤层巷道较缓倾斜煤层巷道更具失稳倾向性；经力学推导得到了裂隙扩展临界应力和急斜煤岩体失稳条件，为急斜煤层巷道煤岩体失稳提供了理论判据。

(2) 数值计算与物理模型试验描述了乌东煤矿急斜煤岩体动力失稳时空演化特征：顶板侧煤岩体动力失稳表现为起始于开挖自由面中部位置的同向屈曲，底板侧为起始于开挖自由面底角的剪切滑移，两侧最大累计移近量达 2.2 m。顶底板侧煤岩体失稳区横向跨度分别为 2.1 和 1.7 m，应力集中区分别位于开挖自由面中部和底脚位置，距开挖自由面水平距离分别为 1.2 和 0.8 m。

(3) 现场作业过程中，在空间上可采用热红外成像局部突变定位应力集中区，时间上可采用微震信号短期骤减现象对动力失稳预警，组成急斜煤岩体动力失稳“热-震”监测预警系统。

(4) 对现有的支护设计和参数进行优化，监测表明优化后巷道两帮最大移近量 39.2 cm，变形率降低了 82.2%，优化支护效果显著，保障了安全开采。

参考文献(References):

[1] 谢和平, 钱鸣高, 彭苏萍, 等. 煤炭科学产能及发展战略初探[J]. 中国工程科学, 2011, 13(6): 44 - 50.(XIE Heping, QIAN Minggao, PENG Suping, et al. Sustainable capacity of coal mining and its strategic plan[J]. Engineering Science, 2011, 13(6): 44 - 50.(in Chinese))

[2] 王金华. 复杂厚煤层综放开采技术与工程实践[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2013: 71 - 75.(WANG Jinhua. Comprehensive mining

technology and engineering practice of complex thick coal seam[M]. Beijing: China Coal Industry Publishing House, 2013: 71 - 75.(in Chinese))

- [3] 王宁波, 张农, 崔峰, 等. 急斜特厚煤层综放工作面采场运移与巷道围岩破裂特征[J]. 煤炭学报, 2013, 38(8): 1 312 - 1 318. (WANG Ningbo, ZHANG Nong, CUI Feng, et al. Characteristics of stope migration and roadway surrounding rock fracture for fully-mechanized top-coal caving face in steeply dipping and extra-thick coal seams[J]. Journal of China Coal Society, 2013, 38(8): 1 312 - 1 318.(in Chinese))
- [4] 蔡美峰, 何满潮, 刘东燕. 岩石力学与工程[M]. 北京: 科学出版社, 2013: 163 - 167.(CAI Meifeng, HE Manchao, LIU Dongyan. Rock mechanics and engineering[M]. Beijing: Science Press, 2013: 163 - 167.(in Chinese))
- [5] 谢和平, 于广明, 杨伦, 等. 采动岩体分形裂隙网络研究[J]. 岩石力学与工程学报, 1999, 18(2): 147 - 151.(XIE Heping, YU Guangming, YANG Lun, et al. Research on the fractal effects of crack network in overburden rock strata[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 1999, 18(2): 147 - 151.(in Chinese))
- [6] 朱维申, 赵成龙, 周浩, 等. 当前岩石力学研究中若干关键问题的思考与认识[J]. 岩石力学与工程学报, 2015, 34(4): 649 - 658. (ZHU Weishen, ZHAO Chenlong, ZHOU Hao, et al. Discussion on several key issues in current rock mechanics[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2015, 34(4): 649 - 658.(in Chinese))
- [7] 来兴平, 杨毅然, 陈建强, 等. 急斜特厚煤层群采动应力畸变致诱动力灾害控制[J]. 煤炭学报, 2016, 41(7): 1 610 - 1 616.(LAI Xingping, YANG Yiran, CHEN Jianqiang, et al. Control of dynamic hazards induced by mining stress distortion in extremely steep and thick coal seams[J]. Journal of China Coal Society, 2016, 41(7): 1 610 - 1 616.(in Chinese))
- [8] ZHU W C, BRUHNS O T. Simulating excavation damaged zone around a circular opening under hydromechanical conditions[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2008, 45(5): 815 - 830.
- [9] ZHU W C, LI Z H, ZHU L, et al. Numerical simulation on rockburst of underground opening triggered by dynamic disturbance[J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 2010, 25(5): 587 - 599.
- [10] KWON S, CHO W J. The influence of an excavation damaged zone on the thermal-mechanical and hydro-mechanical behaviors of an underground excavation[J]. Engineering Geology, 2008, 101(3): 110 - 123.
- [11] SANADA H, NAKAMURA T, SUGITA Y. Mine-by experiment in a

- deep shaft in Neogene sedimentary rocks at Horonobe, Japan[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2012, 56(15): 127 - 135.
- [12] INDRARATNA B, OLIVEIRA D A F, BROWN E T, et al. Effect of Soil-infilled joints on the stability of rock wedges formed in a tunnel roof[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2010, 47(5): 739 - 751.
- [13] 康红普, 牛多龙, 张 镇, 等. 深部沿空留巷围岩变形特征与支护技术[J]. 岩石力学与工程学报, 2010, 29(10): 1 977 - 1 987.(KANG Hongpu, NIU Duolong, ZHANG Zhen, et al. Deformation characteristics of surrounding rock and supporting technology of gob-side entry retaining in deep coal mine[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2010, 29(10): 1 977 - 1 987.(in Chinese))
- [14] 姜耀东, 刘文岗, 赵毅鑫, 等. 开滦矿区深部开采中巷道围岩稳定性研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(11): 1 857 - 1 862.(JIANG Yaodong, LIU Wengang, ZHAO Yixin, et al. Study on surrounding rock stability of deep mining Kailuan mining group[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(11): 1 857 - 1 862.(in Chinese))
- [15] HE M C. Physical modeling of an underground roadway excavation in geologically 45° inclined rock using infrared thermography[J]. Engineering Geology, 2011, 121(3/4): 165 - 176.
- [16] SUN X M, CHEN F, HE M C, et al. Physical modeling of floor heave for the deep-buried roadway excavated in ten degree inclined strata using infrared thermal imaging technology[J]. Tunneling and Underground Space Technology, 2017, 63(2): 228 - 243.
- [17] 张强勇, 陈旭光, 林 波, 等. 深部巷道围岩分区破裂三维地质力学模型实验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2009, 28(9): 1 757 - 1 766.(ZHANG Qiangyong, CHEN Xuguang, LIN Bo, et al. Study of 3D geomechanical model test of zonal disintegration of surrounding rock of deep tunnel[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2009, 28(9): 1 757 - 1 766.(in Chinese))
- [18] HE M C, JIA X N, GONG W L, et al. Physically modeling of an underground roadway excavation in vertically stratified rock using infrared thermography[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2010, 47(7): 1 212 - 1 221.
- [19] 孟召平, 彭苏萍. 沉积岩体结构类型及其对煤炭开采矿压分布的影响[J]. 岩石力学与工程学报, 2004, 23(9): 1 454 - 1 459.(MENG Zhaoping, PENG Suping. Sedimentary rock mass structure types and their influence on underground pressure in coal mining[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2004, 23(9): 1 454 - 1 459.(in Chinese))
- [20] 李术才, 王汉鹏, 钱七虎, 等. 深部巷道围岩分区破裂化现象现场监测研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2008, 27(8): 1 545 - 1 553.(LI Shucai, WANG Hanpeng, QIAN Qihu, et al. In-situ monitoring research on zonal disintegration of surrounding rock mass in deep mine roadways[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2008, 27(8): 1 545 - 1 553.(in Chinese))

下期内容预告

下期《岩石力学与工程学报》主要发表下列内容的文章:

- (1) 基于帽盖模型的强夯地基应力 - 应变特征与有效加固范围分析;
- (2) 基于修正 Mohr-Coulomb 屈服准则的冻结砂土损伤本构模型;
- (3) 地铁列车荷载下冻融土刚度软化试验研究;
- (4) 斜坡基桩 p - y 曲线及水平承载计算方法研究;
- (5) 微观结合水“固化”黏性土渗流系数等效计算方法研究;
- (6) 基于南水模型的生物酶改良膨胀土应力 - 应变关系研究;
- (7) 考虑卸荷效应的砂土 - 混凝土接触面剪切特性影响研究;
- (8) 静钻根植工法下变截面管桩纵向振动特性分析。

土工基础