

乐飞翔, 席朝东, 张震, 等. 裂隙演化视角下厚硬岩层破断主导超大采高采场覆岩垮落运移机制[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2026, 8(2): 023024.

LE Feixiang, XI Chaodong, ZHANG Zhen, et al. Influence mechanism of thick hard strata breakage on overburden collapse and movement in ultra-large mining height faces[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering, 2026, 8(2): 023024.

裂隙演化视角下厚硬岩层破断主导超大采高采场覆岩垮落运移机制

乐飞翔^{1,2}, 席朝东^{2,3}, 张震^{2,3}, 李建忠^{2,3,4,5}, 卢志国^{2,3}, 杨锦鸿^{2,3},
原贵阳^{2,3}, 李鹏杰^{3,6}, 娄金福^{1,2,3}

(1. 煤炭科学研究总院 开采研究分院, 北京 100013; 2. 中煤科工开采研究院有限公司, 北京 100013; 3. 煤炭智能开采与岩层控制全国重点实验室, 北京 100013; 4. 中国矿业大学(北京) 能源与矿业学院, 北京 100083; 5. 天地科技股份有限公司, 北京 100013; 6. 中国矿业大学 矿业工程学院, 江苏 徐州 221116)

摘要: 针对特厚煤层 10 m 超大采高工作面厚硬岩层破断规律与覆岩垮落运移机理认识不足的问题, 以曹家滩煤矿 122104 工作面为工程背景, 综合采用相似模拟试验、图像处理与统计分析以及现场监测方法, 研究厚硬岩层破断对覆岩垮落运移过程的主导作用, 并通过现场实测数据验证模型结论的工程适用性与一致性。(1) 提出了基于多时序覆岩图像的裂隙自动提取与多指标定量方法, 实现了裂隙发育高度、覆盖面积、总长度等参数的高效量化。结果表明, 裂隙参数随工作面推进呈显著的“阶梯式”跃升特征, 各突变点与厚硬岩层(I、II、III)的破断时序严格对应, 从裂隙演化角度定量揭示了厚硬岩层破断对覆岩运移的主控作用。(2) 阐明了厚硬岩层“悬臂梁-协同垮落”的破断机制: 破断前其形成大跨度悬臂梁结构, 限制覆岩垮落; 悬臂梁达到极限时发生突发破断, 触发覆岩大范围协同垮落, 呈现典型结构性破坏特征。(3) 现场分层沉降、矿压与微震监测结果与模型试验形成了有效互证: 分层沉降曲线揭示的岩层协同运移模式与模型中的裂隙“阶梯式”扩展规律高度一致; 矿压监测显示厚硬岩层 II、III 破断直接诱发强烈周期来压; 微震监测进一步证实, 厚硬岩层的周期性破断是覆岩能量集中释放的主要来源, 从空间演化与能量释放两方面共同验证了厚硬岩层破断主导覆岩运移机制的现场适用性。从裂隙演化视角系统阐明了厚硬岩层破断主导超大采高覆岩垮落运移的机理, 为 10 m 超大采高工作面覆岩运动理论完善与顶板灾害防控提供了量化理论依据。

关键词: 厚硬岩层; 超大采高; 采动裂隙演化; 图像处理; 定量表征; 覆岩垮落运移

中图分类号: TD325

文献标志码: A

文章编号: 2096-7187(2026)02-3024-14

Influence mechanism of thick hard strata breakage on overburden collapse and movement in ultra-large mining height faces

LE Feixiang^{1,2}, XI Chaodong^{2,3}, ZHANG Zhen^{2,3}, LI Jianzhong^{2,3,4,5}, LU Zhiguo^{2,3}, YANG Jinhong^{2,3},
YUAN Guiyang^{2,3}, LI Pengjie^{3,6}, LOU Jinfu^{1,2,3}

收稿日期: 2025-08-28

修回日期: 2025-12-10

责任编辑: 施红霞

DOI: 10.13532/j.jmsce.cn10-1638/td.2025-1330

基金项目: 国家重点研发计划资助项目(2023YFC2907502); 国家自然科学基金资助项目(52274123, 52474102); 中煤科工开采研究院有限公司科技创新基金资助项目(KCYJY-2023-MS-01)

作者简介: 乐飞翔(1999—), 男, 湖北天门人, 硕士研究生, 主要从事开采现代化理论与技术等方面的研究工作。E-mail: lefeixiang23@163.com

通信作者: 娄金福(1982—), 男, 山东诸城人, 研究员, 博士, 主要从事矿山压力与岩层控制、矿山开采理论与试验技术等方面的研究工作。E-mail: 13716758354@163.com

(1. Coal Mining Branch, China Coal Research Institute, Beijing 100013, China; 2. CCTEG Coal Mining Research Institute, Beijing 100013, China; 3. State Key Laboratory of Intelligent Coal Mining and Strata Control, Beijing 100013, China; 4. School of Energy and Mining Engineering, China University of Mining and Technology-Beijing, Beijing 100083, China; 5. Tiandi Science and Technology Co., Ltd., Beijing 100013, China; 6. School of Mines, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China)

Abstract: To address the inadequate understanding of the fracturing behavior of thick-hard strata and the collapse-movement mechanism of overlying strata in 10 m ultra-large mining height faces of extra-thick coal seams, this study took the 122104 working face of Caojiatan Coal Mine as the engineering background. A combined approach involving physical similarity simulation, image processing with statistical analysis, and field monitoring was adopted to investigate the dominant role of thick-hard strata breakage in the overburden collapse and movement process. The engineering applicability and consistency of the model results were verified with field measurements. (1) An automatic fracture extraction and multi-index quantification method based on multi-temporal overburden images was proposed, enabling efficient quantification of parameters such as fracture development height, coverage area, and total length. The results show that the fracture parameters exhibit a pronounced "step-like" jump evolution with face advance, where each abrupt change strictly corresponds to the breakage sequence of specific thick-hard strata (I, II, and III). This quantitatively reveals, from the perspective of fracture evolution, the controlling effect of thick-hard strata breakage on overburden movement. (2) The breakage mechanism of thick-hard strata is characterized as a "cantilever beam-coordinated collapse" process. Before breakage, thick-hard strata form a large-span cantilever beam structure that constrains overburden collapse; when the cantilever reaches its limit, sudden breakage occurs, triggering large-scale coordinated collapse of the overburden, demonstrating typical structural failure characteristics. (3) Field monitoring data, including layered subsidence, mine pressure, and microseismicity, provide effective mutual validation with the model experiments. The coordinated movement mode of strata revealed by the layered subsidence curves aligns well with the "step-like" propagation pattern of fractures observed in the model; mine pressure monitoring indicates that the breakage of thick-hard strata II and III directly induces intense periodic weighting; microseismic monitoring further confirms that the periodic breakage of thick-hard strata constitutes the main source of concentrated energy release in the overburden. These results jointly verify, in terms of spatial evolution and energy release, the field applicability of the mechanism by which thick-hard strata breakage dominates overburden movement. From the perspective of fracture evolution, this study systematically elucidates the mechanism of thick-hard strata breakage-dominated overburden collapse and movement under ultra-large mining height conditions, providing a quantitative theoretical basis for improving overburden movement theory and preventing roof disasters in 10 m ultra-large mining height faces.

Key words: thick-hard strata; ultra-large mining height; mining-induced fracture evolution; image processing; quantitative characterization; overburden collapse and movement

随着我国煤炭资源开发不断向深部、高效方向发展,特厚煤层开采已成为实现高产高效开采的核心领域^[1]。超大采高(采高 ≥ 8 m)技术以其显著的产能优势,在特厚煤层中得到了广泛应用,推动了煤炭开采向规模化、集约化方向快速发展^[2]。与传统综采相比,超大采高工作面开采厚度大幅增加,导致覆岩运移规模及采动影响范围显著扩大,研究其破断与运移机制已成为安全高效开采的关键问题。

近年来,国内学者围绕大采高工作面覆岩结构与运移特征开展了大量研究。孙利辉^[3]基于压力拱理论,建立了适用于弱胶结地层的大采高工作面压力拱结构模型;娄金福^[4]揭示了覆岩破断的梁拱二元结构,并指出厚硬岩层作为关键承载骨架对矿压显现具有控制作用;闫少宏等^[5]提出大采高工作面顶板易形成“短悬臂梁-铰接岩梁”结构,并明确了直接顶与基本顶的判别标准;黄庆享等^[6]通过研究

近浅埋煤层中的大采高工作面顶板结构, 提出“双关键层”理论, 并对等效直接顶分类及斜台阶岩梁模型进行了探讨; 杨俊哲等^[7-8]认为覆岩存在高、低位主控岩层, 低位岩层呈“切落体”滑落失稳, 高位岩层形成“切落体+挤压平衡拱”组合结构; 许家林等^[9]分析了特大采高综采工作面覆岩关键层形态差异及其对矿压的影响, 提出了支架合理工作阻力确定方法; 王国法等^[10-11]分析了顶板岩层破断的应力路径效应, 并提出了“悬臂梁+砌体梁”断裂结构与稳定性控制技术。这些研究成果推动了大采高工作面顶板结构与岩层控制理论的发展, 并为工程实践提供了理论指导。

然而, 当采高提升至 10 m 级且顶板赋存多层厚硬岩层时, 覆岩破断机制和运移模式呈现明显差异^[12-13]。厚硬岩层的滞后破断往往导致覆岩形成大跨度悬顶结构, 当其突然垮落时易导致支架承受剧烈冲击载荷, 甚至造成顶板大面积来压与煤壁片帮等灾害^[14-16]。厚硬岩层破断过程中形成的裂隙网络, 不仅影响覆岩的渗透性^[17]和瓦斯运移^[18-20], 还直接关系地表沉陷的范围与程度^[21-23]。特别是在多层厚硬岩协同作用条件下, 覆岩破断过程及裂隙演化行为更加复杂, 成为制约超大采高工作面安全开采的关键影响因素^[24-25]。尽管已有研究在覆岩运动与岩层控制方面取得进展, 但针对 10 m 级超大采高、多层厚硬岩层协同破断机制、裂隙演化模式及其对覆岩运移控制作用的系统量化研究仍显不足。现有裂隙提取与表征方法在自动化程度和动态定量分析方面存在一定局限, 难以全面刻画覆岩破断运移的时空演化特征。

针对上述问题, 笔者以曹家滩煤矿 122104 工作面为工程背景, 综合应用相似模拟试验、图像处理与统计分析相结合的方法, 结合团队提出的采动裂隙定量分析方法^[26], 实现裂隙发育高度、长度、裂隙覆盖面积等多维参数的自动识别与精确提取。重点从裂隙演化视角, 揭示厚硬岩层阶段性破断对覆岩垮落运移的主导控制机制, 以期为超大采高工作面覆岩运动理论的完善与顶板灾害防控提供方法与理论支撑。

1 工程地质与相似模拟试验

1.1 工程地质与开采条件

曹家滩煤矿 122104 工作面位于榆神矿区核心

产能区域, 具有典型的特厚煤层与厚硬顶板组合特征。工作面走向长约 6 000 m, 倾向长约 300 m, 设计采高 10 m, 采用一次采全高综采工艺, 主采 2-2 煤层, 平均厚度 10.5 m, 煤层倾角 0°~6°, 埋深约 360 m, 煤质稳定。覆岩结构特征表现为“直接顶+基本顶+高位厚硬顶板”的组合, 其中直接顶主要为粉砂岩、细砂岩, 厚度变化范围为 0.2~7.3 m; 基本顶主要为结构致密的中粒砂岩, 单层厚度可达 10~35 m, 赋存稳定, 是覆岩结构的主承载层。在煤层顶板以上赋存 3 层厚硬岩层, 分别位于煤层上方约 4.55、62.49、119.09 m 处, 对应岩性分别为中砂岩、细砂岩和粉砂岩, 厚度分别为 22.6、17.0 和 34.3 m, 岩性坚硬。依据关键层理论^[27]和钻孔岩芯资料(图 1), 上述 3 层厚硬岩层可判定为关键层。

1.2 相似模拟试验设计

模型架尺寸为 3 m(长)×2 m(高)×0.2 m(厚), 按照曹家滩煤矿 122104 工作面地质勘探资料建立原型剖面设计相似模型。基于相似理论, 确定模型的几何相似比为 1:140, 密度相似比为 1:1.39, 计算应力相似比为 1:194.6^[28-29]。依据煤系地层力学特性, 选用沙子、石膏、碳酸钙、水及缓凝剂配制相似材料, 分别模拟煤层、细粒砂岩、中粒砂岩、粉砂岩及砂质泥岩。模型采用分层铺设与振捣工艺成型, 在模型岩层分界面处铺撒云母薄片, 用以模拟真实地层中的非连续层理结构。模型完成铺设后放置风干 7 d, 确保模型材料的固化效果。开展试验前, 在模型表面统一喷涂白色涂料, 使其颜色均匀, 便于后续裂隙的识别和提取。模型开采采用分步式开挖, 在模型左右两侧边界各留设 50 cm 保护煤柱, 为消除边界效应的影响, 每次开采进尺 5 cm, 累计推进 40 步, 总推进距离 200 cm。

试验过程中使用高清相机对每个开挖步进行拍摄记录, 并在模型两侧架设影棚灯补光, 以提升图像采集质量, 相似模型及试验装置如图 1 所示。

2 裂隙识别提取与定量表征方法

2.1 采动裂隙识别提取方法

为实现采动裂隙网络的高精度、自动化定量分析, 基于相似模拟试验, 建立了融合高精度近景摄影与图像处理技术的裂隙智能检测与特征提取流程(图 2)。以裂隙发育最为充分的第 40 步图像为代表, 进行处理与分析, 主要步骤如下: ①图像采集: 采



图1 岩层钻孔柱状图与相似模拟试验

Fig. 1 Stratigraphic borehole log and physical similarity simulation model

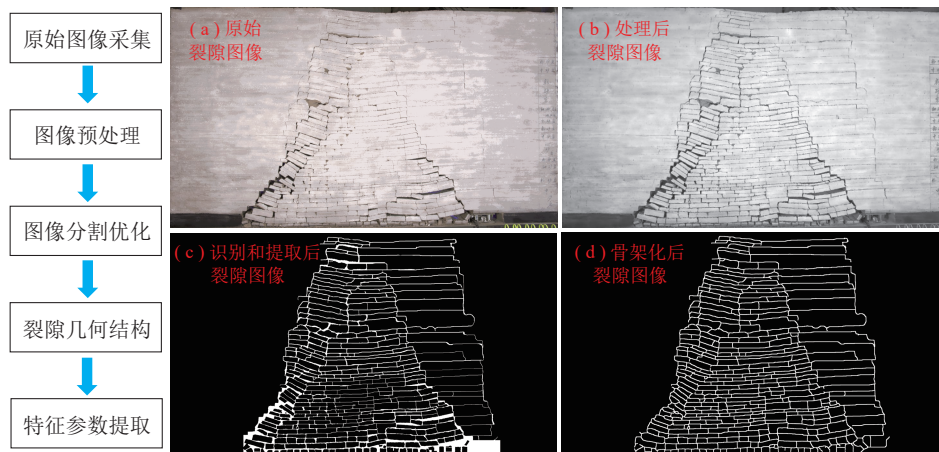


图2 试验图像裂隙处理流程

Fig. 2 Processing flow of similar model test image fracture

用高精度近景摄影系统, 动态捕获工作面推进过程中模型表面的覆岩裂隙最终状态的原始图像 (图 2 (a)); ②图像预处理: 将原始图像转换为灰度图, 消除色彩干扰, 在 Matlab 中对原始图像使用 non-local means^[30](非局部平均) 滤波器对图像进行滤波降噪处理, 抑制图像中的噪点, 同时使用 CLAHE(限制对比度自适应直方图均衡化) 图像增强方法, 进一步增强裂隙与岩体背景的对比度 (图 2(b)); ③图像分割与优化: 采用 watershed^[31] 图像分割算法精确区分裂隙区域与背景, 通过开运算桥接断裂裂隙, 通过闭运算填充细小缺口, 应用算法消除浮岛杂点等噪声干扰, 输出清晰完整的裂隙二值化图像 (图 2(c)); ④拓扑结构解析与参数提取: 对优化后的二值图像使用 Matlab 中的 bwmorph 函数进行骨架化处理, 提

取裂隙中心线, 自动识别并标记裂隙网络的节点与端点, 依据拓扑关系重构独立的裂隙路径 (图 2(d)), 为后续定量分析裂隙关键参数提供精确的几何与拓扑数据基础。

上述方法显著降低了人工观测的主观性, 提升了识别效率与精度, 为覆岩裂隙演化的系统定量表征提供了技术支撑。

2.2 裂隙识别提取的准确性

为了验证提取方法的准确性, 将模型局部裂隙发育情况与提取结果进行对比, 结果如图 3 所示。由图 3 可知, 裂隙的提取结果和模型局部放大图所展示的裂隙分布基本一致, 模型中的离层裂隙、破断裂隙以及局部孔洞区域都较为完整地提取了出来。因此, 本文的裂隙提取方法可以有效地识别和

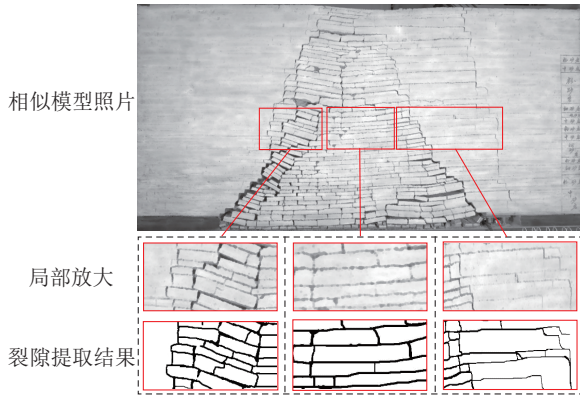


图3 模型照片局部放大与裂隙提取结果对比

Fig. 3 Comparison of the enlarged model photograph and the fracture extraction results

提取模型照片中的采动裂隙。

基于裂隙识别的准确提取, 构建采动裂隙定量表征方法, 用于对裂隙场的定量表征, 从而以裂隙视角下观察超大采高采场覆岩垮落运移特征。

2.3 采动裂隙定量表征方法

基于裂隙自动识别与提取结果, 提出了一套涵盖裂隙发育高度、裂隙长度、裂隙覆盖面积、裂隙密度和裂隙倾角等多特征参数的采动裂隙综合定量表征方法。

(1) 裂隙发育高度

裂隙发育高度是指工作面推进距离为 L 时, 沿垂直方向裂隙结构的最大扩展高度, 可为覆岩结构演化分析提供定量依据。通过遍历所有裂隙像素点 (x_i, y_i) , 计算其到煤层底板的垂直距离, 并取其中最大值作为裂隙发育高度, 即

$$H_f(L) = \max_{i=1,2,\dots,n} (|y_i - y_0|) \quad (1)$$

式中, $H_f(L)$ 为推进距离下的裂隙发育高度; y_i 为第 i 个裂隙像素的垂直坐标; y_0 为煤层底板的垂直坐标; n 为裂隙像素总数。

(2) 裂隙长度

裂隙长度是指裂隙在空间中的实际延伸距离, 是描述裂隙扩展特征的基本参数。为消除裂隙宽度和像素离散性影响, 采用“骨架化提取-分段统计”方法对二值裂隙图像提取裂隙中心线, 并计算其长度。设第 j 条裂隙骨架线由 m_j 个像素点 $(x_{j,k}, y_{j,k})$ 组成, 其实际长度可按照像素间欧氏距离累加得到, 表达式为

$$l_j = \sum_{k=1}^{m_j-1} \sqrt{(x_{j,k+1} - x_{j,k})^2 + (y_{j,k+1} - y_{j,k})^2} \quad (2)$$

在此基础上, 可进一步计算区域内裂隙总长度:

$$L_f = \sum_{j=1}^N l_j \quad (3)$$

式中, l_j 为第 j 条裂隙的骨架长度; $(x_{j,k}, y_{j,k})$ 为骨架像素的平面坐标; m_j 为骨架像素点个数; N 为裂隙总条数。

裂隙长度的空间分布如图 4 所示。

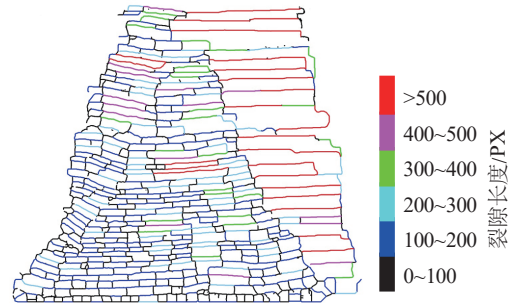


图4 裂隙长度的空间分布情况

Fig. 4 Spatial distribution of fracture length

(3) 裂隙覆盖面积

裂隙覆盖面积是指煤层底板与覆岩垮落边界线所构成的封闭区域面积, 可用于定量评价裂隙扩展范围和覆岩垮落程度。裂隙覆盖面积的提取和计算如图 5 所示。

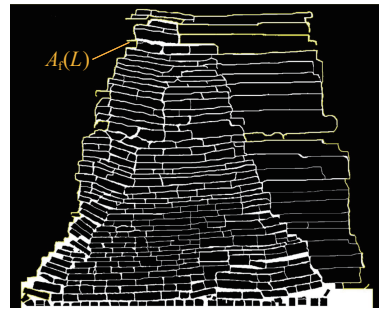


图5 裂隙覆盖面积提取示意

Fig. 5 Fracture coverage area extraction schematic

本文使用边界提取法对覆岩覆盖面积进行计算。首先提取覆岩未垮落部分(图 5 上部黑色完整区域)的下部边界; 然后与煤层底板边界线相连接, 即可构成裂隙覆盖面积的封闭区域; 最后计算该封闭区域的面积即可获得裂隙覆盖面积, 计算公式为

$$A_f(L) = n_p A_p \quad (4)$$

式中, $A_f(L)$ 为推进距离下的裂隙覆盖面积; n_p 为裂隙像素点数; A_p 为单个像素所代表的实际面积。

(4) 裂隙密度

裂隙密度是单位面积范围内裂隙的数量, 用于

表征岩体的破碎程度和渗透能力演化特征。通过“骨架化标记-视窗统计”方法获取其空间分布。首先对二值裂隙图像进行骨架化处理,对每一条独立裂隙赋予唯一编号,并将编号值映射至对应骨架像素位置;然后以图像中任意像素 (x, y) 为中心构建面积为 S 的视窗区域,对视窗内出现的不同裂隙编号进行统计,即可获得该点处的裂隙数量。裂隙密度可定义为

$$\rho_f(x, y) = \frac{N_f(x, y)}{S} \quad (5)$$

式中, $\rho_f(x, y)$ 为像素点 (x, y) 处的裂隙密度; $N_f(x, y)$ 为以该像素为中心的视窗内不同裂隙编号的数目; S 为视窗面积。

遍历图像即可获得裂隙密度的连续分布结果,用于分析覆岩局部结构的破碎程度,如图6所示。

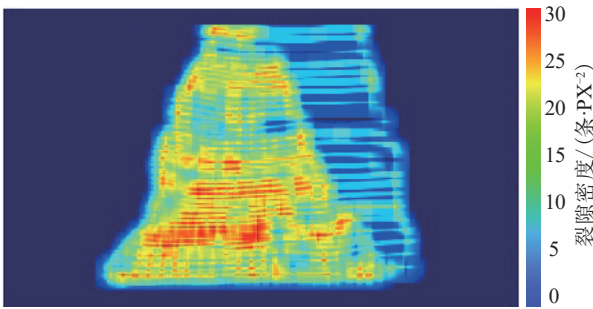


图6 裂隙密度云图

Fig. 6 Cloud map of fissure density

(5) 裂隙倾角

裂隙倾角是裂隙方向与水平轴之间的夹角,是刻画覆岩破断后回转特征和结构倾斜程度的重要参数。规定水平轴向右为 0° ,沿水平轴逆时针方向倾角增加($0^\circ \sim 180^\circ$)。在实际计算中,首先对每一条独立裂隙的骨架像素点 (x_i, y_i) 进行统计,然后通过奇异值分解(SVD)或最小二乘线性拟合获得该裂隙的方向向量 $\vec{n} = (n_x, n_y)$ 。根据方向向量的分量,裂隙倾角计算式为

$$\theta_f = \tan^{-1} \left(\frac{n_y}{n_x} \right) \quad (6)$$

式中, θ_f 为该裂隙的倾角; n_x 、 n_y 分别为方向向量的水平分量和垂直分量。

对所有独立裂隙进行逐条计算,即可获得裂隙倾角在空间中的统计分布及变化规律。该参数可用于表征覆岩在破断过程中的回转特征及其空间差异性,统计结果如图7所示。

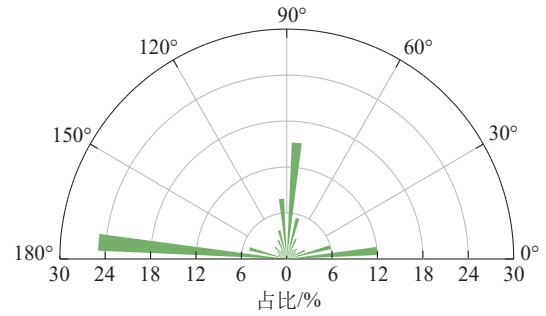


图7 裂隙在不同倾角范围占比

Fig. 7 Proportion of fractures within different inclination angle ranges

通过覆岩裂隙的多指标参数提取,形成了能够全面描述裂隙几何形态与空间分布的综合表征体系。在此基础上,结合覆岩周期性垮落规律,重点选取了与厚硬岩层破断响应最为密切的3个基础性指标进行深入分析,即裂隙发育高度、裂隙总长度和裂隙覆盖面积。这一选择是基于不同参数在描述覆岩结构演化中的物理意义和表征侧重点的差异,通过这3个关键参数的协同分析,能够最为直接地揭示厚硬岩层破断对覆岩垮落与运移演化机制的主导控制作用。具体而言:①通过裂隙发育高度的动态变化,可定量描述厚硬岩层破断后裂隙沿垂向扩展的全过程,反映覆岩垮落高度的演化特征;②通过裂隙总长度的统计分析,可定量表征裂隙在平面内的空间展布结构与延伸趋势;③通过裂隙覆盖面积的变化规律,可有效评估覆岩整体破坏规模及垮落影响范围。这3个指标共同构成了评估厚硬岩层破断主导下覆岩响应特征的核心参数体系。

3 厚硬岩层对覆岩运移的控制作用

3.1 覆岩垮落高度

裂隙发育高度作为表征覆岩垮落范围的关键指标,其动态演化揭示了覆岩垮落运移在垂向方向的扩展特征。工作面推进过程中裂隙发育高度的动态变化,如图8所示。

由图8可知,随着工作面的推进,裂隙发育高度的变化呈典型的“平台期—跃升段”交替出现的阶梯式增长规律。当 $L=200$ cm时,裂隙发育高度增至最大值164.5 cm,实现了对全覆岩的垂向贯通。各跃升段及相对增幅见表1。

由图8可知,平台期主要出现在工作面推进距

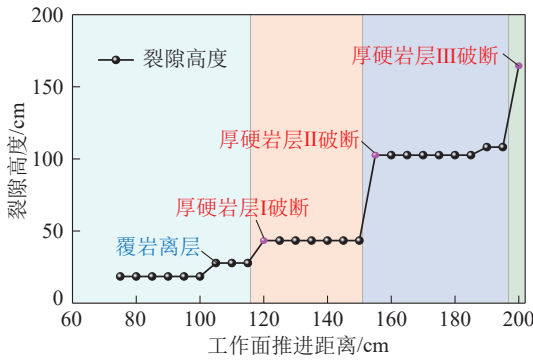


图8 裂隙发育高度与推进距离关系

Fig. 8 Relationship between fracture height and advancement distance

表1 工作面不同推进距离处裂隙发育高度跃升特征
Table 1 Fracture height jump characteristics at different advancing distances of the working face

推进距离/cm	裂隙发育高度增加值/cm	相对增幅	对应覆岩结构变化
100~105	9.3	50.3%	覆岩发生离层
115~120	15.6	56.1%	厚硬岩层 I 破断
150~155	59.3	137.0%	厚硬岩层 II 破断
195~200	56.3	52.0%	厚硬岩层 III 破断

离 L 为 75~100、120~150、155~185 cm 阶段, 处于该阶段内的厚硬岩层 (I, II, III) 未达到极限跨距, 悬顶结构保持完整与稳定, 有效抑制了裂隙的垂向扩展和覆岩离层的进一步发展。

裂隙发育高度在 4 个推进区段内出现显著增长: 工作面推进距离 L 为 100~105 cm 阶段, 高度由 18.5 cm 增至 27.8 cm, 增加了 9.3 cm, 相对增幅达 50.3%。结合裂隙总长度和裂隙覆盖面积定量分析, 此时厚硬岩层尚未破断, 但覆岩首先发生离层, 说明裂隙贯通已接近长悬臂结构的极限状态; L 为 115~120 cm 阶段, 裂隙发育高度迎来第 1 次跃升, 由 27.8 cm 增至 43.4 cm, 增加了 15.6 cm, 相对增幅达 56.1%, 标志着厚硬岩层 I 发生破断; L 为 150~155 cm 阶段, 裂隙发育高度由 43.3 cm 急剧跃升至 102.6 cm, 增加了 59.3 cm, 相对增幅达 137.0%, 表明厚硬岩层 II 破断失稳触发覆岩大范围协同垮落; L 为 195~200 cm 阶段, 裂隙发育高度再次跃升, 由 108.2 cm 上升至 164.5 cm, 增加了 56.3 cm, 相对增幅达 52.0%, 对应厚硬岩层 III 破断贯通, 裂隙发育高度最终贯穿全覆岩。

裂隙发育高度的增量和相对增幅可作为识别

覆岩结构失稳的重要判据: 增幅较小或者无增加阶段是厚硬岩层的长悬顶处于稳定状态的平台期, 而增幅突变的阶段则对应厚硬岩层破断和覆岩协同垮落的跃升段。裂隙发育高度随推进距离总体呈现阶梯式增长规律, 与厚硬岩层的逐级破断过程高度一致。

3.2 裂隙长度演化

裂隙总长度揭示了采动过程中裂隙在平面内的延伸规模, 如图 9 所示。裂隙总长度随工作面推进距离 L 增加整体呈“平缓增长—急剧跃升”阶梯式演化特征, 其变化过程与厚硬岩层的破断行为密切相关。

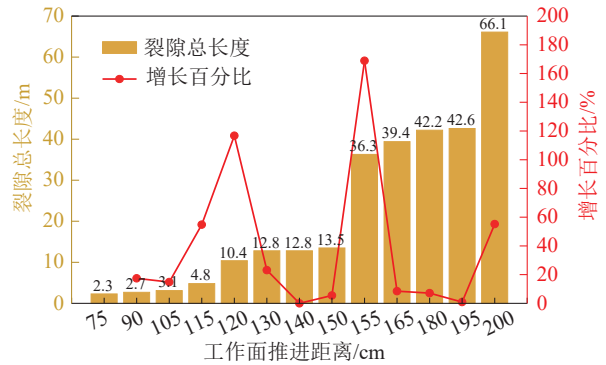


图9 不同工作面推进距离的裂隙总长度

Fig. 9 Total fracture length as a function of working face advance distance

分析图 9 可知, 在厚硬岩层破断之前, 如 L 为 75~115、120~150、155~195 cm 阶段, 覆岩处于悬顶结构稳定承载阶段, 裂隙的延伸受限, 裂隙总长度仅表现为缓慢增长, 未出现突增, 体现出裂隙扩展受厚硬岩层完整性约束的特点; 然而, 当厚硬岩层达到极限跨距发生破断, 裂隙延伸受限作用被迅速解除, 裂隙总长度立即出现明显跃升 (表 2): 厚硬岩层 I 破断时, 裂隙总长度由 4.8 m 增加至 10.4 m, 增加了 5.6 m, 相对增幅达 116.7%, 裂隙总长度演化曲线出现第 1 个峰值; 当厚硬岩层 II 破断时, 裂隙总长度由 13.5 m 再次跃升至 36.3 m, 增加了 22.8 m, 相对增幅达到全试验过程中的最大值, 为 168.9%, 反映厚硬岩层 II 破断后裂隙快速延伸并在覆岩中协同扩展; 当厚硬岩层 III 发生破断时, 裂隙总长度由 42.6 m 增至 66.1 m, 净增加达到最大值 23.5 m, 增幅为 55.2%, 表明厚硬岩层 III 的结构破坏最彻底, 覆岩失去约束, 裂隙向上部延伸至全覆岩。

综合覆岩垮落高度分析可知, 裂隙总长度与垮

表 2 裂隙总长度不同阶段增长特征

Table 2 Growth characteristics of total fracture length at different stages

推进距离/cm	起始总长度/m	终止总长度/m	净增量/m	相对增幅	覆岩结构变化
115~120	4.8	10.4	5.6	116.7%	厚硬岩层 I 破断
150~155	13.5	36.3	22.8	168.9%	厚硬岩层 II 破断
195~200	42.6	66.1	23.5	55.2%	厚硬岩层 III 破断

落高度的演化特征呈一一对应关系: 在厚硬岩层破断前阶段, 参数增长缓慢甚至不增加; 而在厚硬岩层破断阶段, 参数呈现显著跃升, 对应增长百分比曲线出现区域峰值, 说明厚硬岩层破断是裂隙场快速扩展和延伸的关键, 对覆岩垮落运移的主导性控制作用导致覆岩产生结构性破坏, 驱动大范围覆岩协同垮落。

3.3 覆岩破坏规模

裂隙覆盖面积的动态演化结果进一步揭示了覆岩破坏规模的阶段性特征, 与裂隙垮落高度和总长度不同, 面积参数更直观地体现覆岩整体破坏范围的扩展, 并清楚反映出不同层位厚硬岩层对裂隙覆盖面积扩展的主控作用, 如图 10 所示。

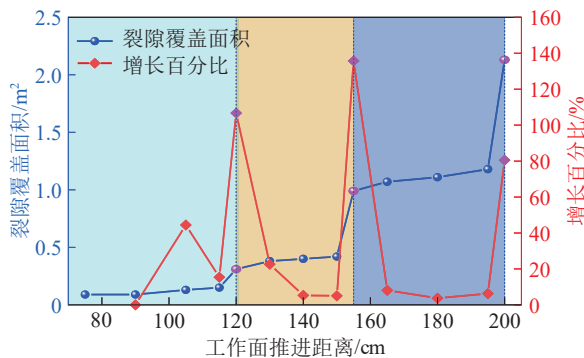


图 10 裂隙覆盖面积随工作面推进距离演化

Fig. 10 Evolution of fracture area with working face advance distance

由图 10 可知, 在平缓增长阶段, 裂隙覆盖面积仅呈现小幅增加, 增幅来源主要受工作面向前推进的影响, 此时厚硬岩层保持悬顶结构整体稳定, 对裂隙的空间扩展起显著限制作用, 覆岩破坏规模主要为直接顶随采随冒部分。L 为 100~105 cm 阶段, 裂隙覆盖面积净增量为 0.04 m^2 , 增长百分比达 44.4%, 这是受水平离层局部发育影响, 由于初始面积较小的缘故, 出现了第 1 个相对增幅的峰值。当厚硬岩层发生破断后, 裂隙覆盖面积的净增量迅速

增加, 相对增幅出现峰值, 表现出明显的阶段性扩张特征 (表 3): L 为 115~120 cm 阶段, 裂隙覆盖面积由 0.15 m^2 增至 0.31 m^2 , 绝对增量为 0.16 m^2 , 相对增幅达 106.7%, 对应低位厚硬岩层 I 破断失稳, 这是裂隙破坏区域首次明显扩大; L 为 150~155 cm 阶段, 裂隙覆盖面积由 0.42 m^2 增至 0.99 m^2 , 增加了 0.57 m^2 , 相对增幅 135.7%, 表明中层位厚硬岩层 II 破断触发覆岩协同垮落, 覆岩垮落范围由此快速扩大; L 为 195~200 cm 阶段, 裂隙覆盖面积由 1.18 m^2 激增至 2.13 m^2 , 绝对增量达 0.95 m^2 , 为整个观测过程中的最大跃升, 反映上位厚硬岩层 III 破断后覆岩结构整体失稳, 破坏范围扩展至全覆岩层。

表 3 工作面不同推进距离下裂隙覆盖面积演化特征

Table 3 Evolution characteristics of fracture area under different advance distances

推进距离/cm	初始面积/ m^2	终止面积/ m^2	净增量/ m^2	相对增幅	覆岩结构变化
100~105	0.09	0.13	0.04	44.4%	覆岩发生离层
115~120	0.15	0.31	0.16	106.7%	厚硬岩层 I 破断
150~155	0.42	0.99	0.57	135.7%	厚硬岩层 II 破断
195~200	1.18	2.13	0.95	80.5%	厚硬岩层 III 破断

裂隙覆盖面积的突增不仅表明了覆岩由局部破坏向整体破坏的转变过程, 而且清晰揭示了不同层位厚硬岩层在裂隙扩展中的主控作用。

裂隙发育高度、总长度与覆盖面积的阶梯式演化规律共同表明, 覆岩破坏在空间上的非均匀扩展。裂隙指标的跃变并非孤立事件, 其根本驱动力源于覆岩内部, 特别是厚硬岩层所主导的“承载—失稳”结构演变。破断前厚硬岩层对裂隙演化有强约束作用, 破断后则通过结构失稳驱动裂隙场快速扩展, 形成覆岩垮落的阶梯式演化模式。

为深入剖析不同阶段结构模型的演化及其对前述裂隙发育特征的控制机制, 对覆岩垮落过程中的结构形态变化进行进一步的分析。

4 覆岩垮落结构变化

为了直观展示相似模型开挖过程中厚硬岩层对覆岩垮落运移过程的控制, 选取了厚硬岩层 I、II、III 破断前后共 6 个阶段的代表性试验照片进行分析, 如图 11 所示。图中对低、中、高 3 个厚硬岩层的位置进行了标注, 以便于凸显厚硬岩层破断对覆岩垮落运移的作用。

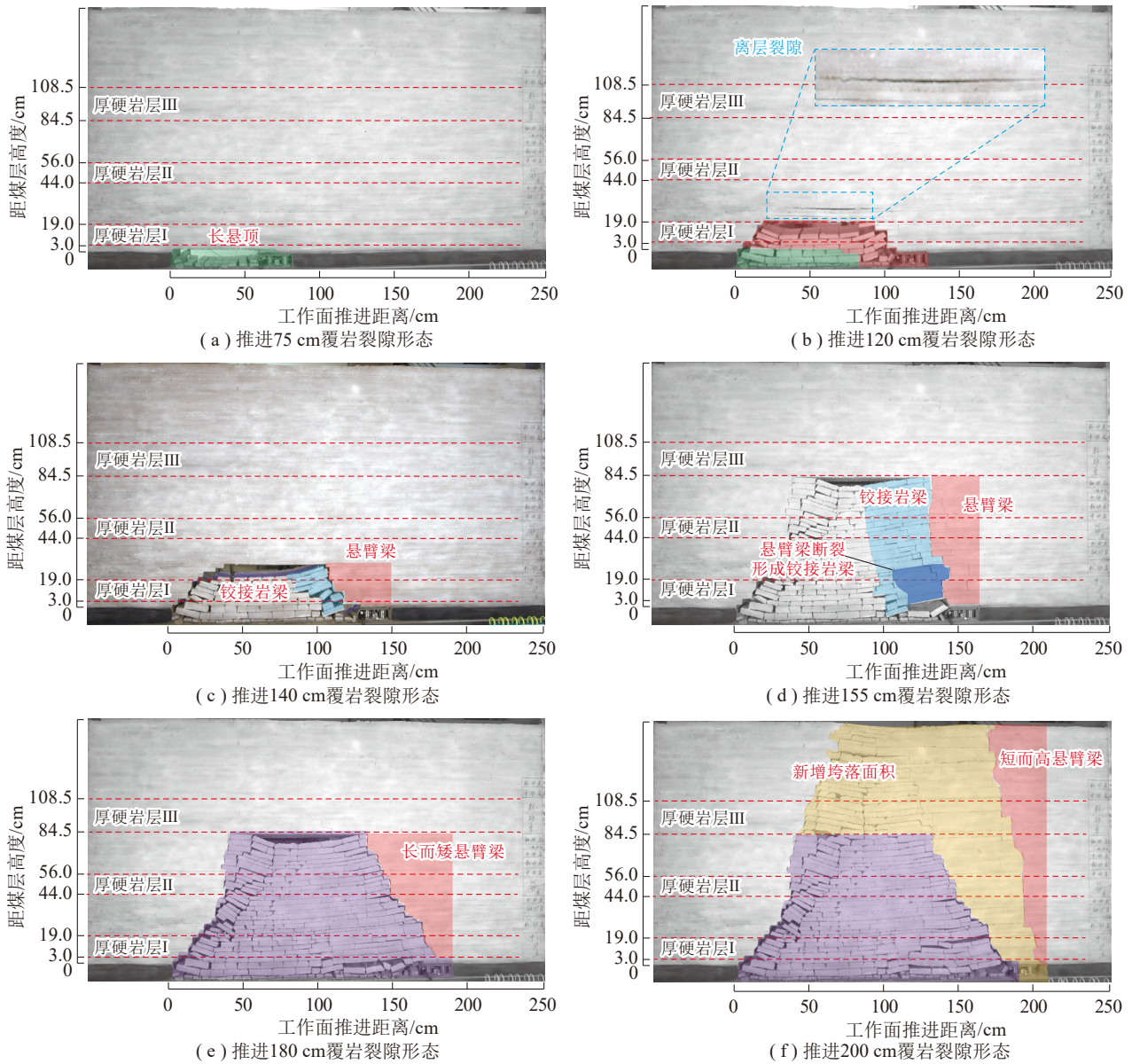


图 11 不同开挖过程中覆岩垮落形态

Fig. 11 Collapse morphology of overlying strata in different excavation processes

低位厚硬岩层破断: 工作面推进至 75 cm 时, 覆岩直接顶发生冒落, 显现出低位厚硬岩层 I, 此时的覆岩垮落形态如图 11(a) 所示。由于低位厚硬岩层 I 的支撑和保护作用, 覆岩中几乎未出现离层裂隙, 形成了较为稳定的悬顶结构。工作面推进至 120 cm 时, 低位厚硬岩层 I 的承载能力达到极限, 覆岩基本顶发生初次破断失稳, 覆岩垮落至低位厚硬岩层 I 的上部边界。在失去低位厚硬岩层 I 的支撑和保护后, 上位邻近岩层中出现了显著的离层裂隙, 如图 11(b) 所示, 表明该岩层受到低位厚硬岩层 I 破断垮落的影响, 其内部已经出现了结构损伤和力学性能劣化。

中位厚硬岩层破断: 工作面推进至 140 cm 时, 上覆岩层离层区域发生垮落, 在工作面后方形成铰接岩梁结构, 工作面上方的低位厚硬岩层及其上位岩层形成悬臂梁结构, 两者相互作用形成较为稳定的力学结构, 对上覆岩层起到了支撑作用, 如图 11(c) 所示。工作面推进至 155 cm 时, 低位厚硬岩层的悬臂梁结构达到强度极限, 发生断裂破坏, 造成铰接岩梁-悬臂梁结构突发性失稳, 上覆岩层失去支撑, 中位厚硬岩层 II 随之失稳破断。该过程中, 已有悬臂梁断裂形成新的铰接岩梁, 新形成的悬臂梁长度明显减少但高度大幅增加。由于低位厚硬岩层和中位厚硬岩层的协同破断, 覆岩破断层数

和垮落范围显著扩大, 垮落高度到达高位厚硬岩层下方, 如图 11(d) 所示。受到高位厚硬岩层Ⅲ的支撑保护作用, 上覆岩层中未出现明显的离层或损伤。

高位厚硬岩层破断: 工作面推进至 180 cm 时, 中低位厚硬岩层形成新的铰接梁-悬臂梁结构并保持稳定, 对高位厚硬岩层Ⅲ起到支撑和保护作用, 如图 11(e) 所示。直到工作面推进至 200 cm 时, 上覆岩层达到临界状态, 下部铰接梁-悬臂梁结构失稳破坏触发了高位厚硬岩层Ⅲ的破断, 导致覆岩整体结构失稳与大范围垮落下沉, 形成了铰接梁-悬臂梁结构, 采动裂隙贯通至模型上部边界, 如图 11(f) 所示。

相似模型试验结果直观展现了厚硬岩层破断对覆岩垮落过程的控制作用。破断前, 厚硬岩层形成大跨度的悬顶结构, 起到限制覆岩垮落的“强约束”作用; 而破断时刻作为触发点, 驱动了覆岩的结构性破坏, 并引发了大范围的覆岩协同垮落。覆岩结构呈明显的阶段性破坏过程, 多层厚硬岩层在不同阶段发挥显著控制作用, 其破断顺序直接影响垮落规模、结构形态及裂隙发育范围。

多维裂隙参数定量分析表明, 在推进的“平台期”, 未破断的厚硬岩层与上下岩层形成复合的稳定长悬顶结构。此结构如同一个坚固的梁板, 能够有效承担上覆岩层载荷, 并抑制其下离层裂隙的进一步发展和竖向裂隙的向上贯通。此时, 裂隙的扩展主要受限于局部岩层的断裂, 表现为参数的平缓增长。一旦工作面推进达到或超过某一厚硬岩层的极限跨距, 该覆岩便发生初次破断, 原有的稳定悬顶结构随之失稳并演变为铰接岩梁与悬臂梁结构, 或者, 厚硬岩层发生周期性破断时, 旧有结构失稳形成新的铰接岩梁与悬臂梁结构。这种结构失稳造成的结果是, 被该厚硬岩层先前所控制的离层裂隙迅速贯通, 下部已冒落岩体提供的自由空间使得破断岩块发生回转与滑移, 从而驱动裂隙网络向上部层位高速、大规模扩展, 表现为裂隙各项参数的跃升段。

裂隙指标的阶梯式增长模式, 本质上是覆岩中稳定悬顶结构与失稳厚硬岩层结构交替演变的外在表征。厚硬岩层的存在将覆岩垮落进程分割为若干个相对独立的结构稳定期和结构剧变期, 直至最上位关键层破断, 整体结构趋于松散, 完成全覆岩的垮落贯通。

5 122104 工作面厚硬岩层控制作用分析

为进一步验证前述基于相似模拟与裂隙定量分析所揭示的厚硬岩层对覆岩垮落运移的主导控制机制, 以曹家滩煤矿 122104 工作面为现场背景, 通过分层沉降、矿压及微震等多源监测数据, 从工程尺度对模型结论进行交叉验证与深入分析。

5.1 现场覆岩运移特征

在工作面部署 KL11DW 新型岩层深部分层沉降监测仪, 监测距煤层高度 13 m 至 206 m 范围内共 10 个标志层位在采前、采中和采后全过程的覆岩运移演化特征^[12], 地面监测结果与工作面矿压显现对比如图 12 所示。

监测数据显示, 位移观测钻孔内不同层位顶板沉降经历了 5 个典型阶段: 初始沉降 (I)、加速沉降 (II)、暂时稳定 (III)、持续快速沉降 (IV) 和缓慢沉降 (V)。当工作面推进过观测钻孔约 33 m 时, 最下部 10 号测点 (顶板上方 13 m) 率先发生显著位移, 随后下部 (8~10 号测点)、中部 (4~7 号测点) 及上部 (2~3 号测点) 岩层依次发生同步性位移变化, 且不同层位沉降具有显著的协同性与阶段性, 最终整体进入缓慢沉降阶段。

进一步分析表明, 沉降突变的阶段性恰好对应厚硬岩层的逐级破断。当厚硬岩层 I 破断, 而厚硬岩层 II、III 未破断时, 下部测点组 (8~10 号) 发生同步位移; 当厚硬岩层 II 破断而岩层 III 未破断时, 中部测点组 (4~7 号) 产生协同响应; 当厚硬岩层 III 破断时, 上部测点组 (2~3 号) 出现同步位移。

相似模型试验结果与现场监测数据共同揭示了厚硬岩层破断对覆岩垮落过程的主导控制机制。相似模型试验中厚硬岩层 I、II、III 的阶段性破断引发覆岩周期性垮落, 其中厚硬岩层 III 破断使得裂隙贯通全覆岩, 与现场矿压监测证实厚硬岩层破断会引发周期性来压, 同时厚硬岩层 III 破断显著加剧矿压显现强度相吻合。高位和低位厚硬岩层呈现周期性交替破断规律, 证明了厚硬岩层在覆岩垮落运移中的决定性作用。

此外, 现场分层沉降监测所呈现下部到中部再到上部的岩层依次发生“同步位移突变”的沉降模式, 印证了厚硬岩层破断驱动覆岩结构阶段性失稳的结论, 说明现场覆岩运移同样受厚硬岩层破断序列的严格控制, 且其协同运移特征可通过裂隙参数的阶梯演化进行定量表征。

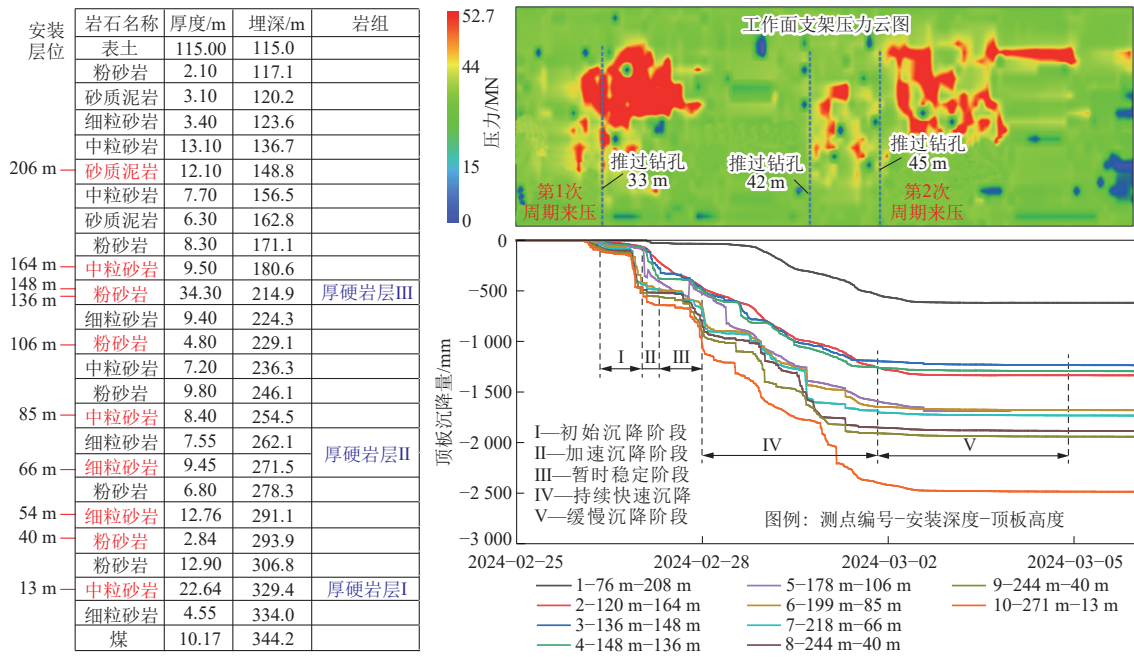


图 12 122104 工作面不同深度位移计位移监测曲线 (相对地表位移)

Fig. 12 Displacement monitoring curves of 122104 working face at different depths by displacement gauges (relative surface displacement)

5.2 覆岩破断与能量释放分析

通过 ARAMIS M/E+ARP 微震联合监测系统对 122104 工作面覆岩破断过程进行能量分布统计^[13], 共捕捉 4 919 个微震事件, 平均能量为 1.04×10^3 J, 能量分布特征如图 13 所示。

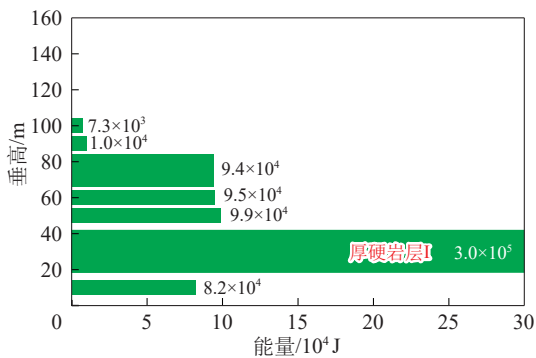


图 13 垂向能量分布特征

Fig. 13 Vertical energy distribution characteristics

由图 13 可知, 覆岩能量释放的垂向分布具有明显的分层特征, 大能量释放主要集中于厚硬岩层所在位置, 且不同厚硬岩层之间的能量释放强度差异显著。由于监测设备与厚硬岩层 III 及以上层位距离较远, 未能有效采集到高层位能量释放信号, 因此研究中低层位能量释放, 而其中厚硬岩层 I (厚度 22.64 m) 为能量集中释放的核心层位, 其裂隙贯

通时的累计释放能量达到 3.0×10^5 J, 占比 40.4%, 最大单次释放能量达 1.2×10^5 J, 表明其在覆岩运动中具有显著的主导控制作用。

微震监测所揭示的能量集中释放区与相似模拟试验中厚硬岩层 I、II 主导破断的核心影响区高度一致, 形成了空间结构演化与能量释放过程的相互印证。在周期来压阶段, 煤层上方裂隙逐步激活、扩展并贯通, 厚硬岩层破断引发能量的显著跃升, 整体呈现出“低频次、大断距、高能量突释”的典型释放模式, 进一步说明厚硬岩层破断是一种积聚能量骤然释放的结构失稳过程。

综上所述, 现场分层沉降的“分段同步突变”与模型裂隙参数的“阶梯式跃升”共同揭示了厚硬岩层破断对覆岩运移的阶段性控制; 模型中的“悬臂梁-铰接岩梁”结构转化与现场矿压显示的“周期来压”均源于厚硬岩层的极限破断; 微震能量集中释放层位与模型裂隙跃升发育层位一致, 说明厚硬岩层破断是覆岩能量释放与裂隙扩展的共同驱动力。

上述互证结果表明, 从物理模拟、定量表征到现场监测, 厚硬岩层在超大采高条件下的破断行为及其对覆岩垮落运移的主导控制机制具有一致性, 为后续顶板灾害预警与岩层控制提供了可靠依据。

6 结 论

通过相似模拟试验、裂隙图像定量分析与现场监测综合研究, 揭示了 10 m 超大采高条件下厚硬岩层的破断机制及其对覆岩垮落运移的主导控制作用, 主要结论如下:

(1) 提出了基于图像处理的采动裂隙多参数动态定量表征方法, 实现了裂隙演化与岩层破断行为的定量化关联分析。通过裂隙发育高度、总长度、覆盖面积等多指标协同提取与分析, 揭示了裂隙参数随工作面推进呈“阶梯式”跃升的演化规律, 且每一次跃升均与特定厚硬岩层的破断事件严格对应。该方法克服了传统观测方法在自动化与定量化方面的不足, 为从裂隙视角动态刻画覆岩破坏过程提供了可靠手段。

(2) 揭示了厚硬岩层“悬臂梁-协同垮落”的破断力学机制及其对覆岩运移的结构控制作用。厚硬岩层在破断前形成大跨度悬臂梁结构, 显著抑制下位岩层离层与裂隙扩展, 当其达到极限跨距发生突发破断时, 结构体系失稳并触发上覆岩层大范围、协调性垮落。该过程呈现“稳定承载—突发失稳—协同运移”的演化规律, 明确了厚硬岩层在覆岩运动中的关键控制作用, 深化了对多层硬岩条件下覆岩破断与运移机理的认识。

(3) 通过现场多源监测数据与模型规律的系统互证, 从工程尺度验证了上述机理与方法的可靠性。分层沉降监测揭示的岩层协同沉降模式与裂隙“阶梯式”扩展规律高度一致; 矿压监测表明厚硬岩层破断直接诱发强周期来压; 微震能量释放进一步证实厚硬岩层破断是覆岩能量集中释放的主要来源, 其控制了覆岩结构的失稳演化与能量释放过程。

参考文献 (References):

[1] 康红普, 徐刚, 王彪谋, 等. 我国煤炭开采与岩层控制技术发展 40 a 及展望[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2019, 1(1): 013501.
KANG Hongpu, XU Gang, WANG Biaomou, et al. Forty years development and prospects of underground coal mining and strata control technologies in China[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering, 2019, 1(1): 013501.

[2] 康红普, 雷亚军, 赵福堂, 等. 特厚煤层 10 m 超大采高综采关键技术及装备[J]. 煤炭学报, 2025, 50(4): 1849–1875.

KANG Hongpu, LEI Yajun, ZHAO Futang, et al. Key technology and equipment for fully mechanized mining with extra-large shearing height of 10 m in extra-thick coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 2025, 50(4): 1849–1875.

[3] 孙利辉. 西部弱胶结地层大采高工作面覆岩结构演化与矿压活动规律研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2017, 36(7): 1820.
SUN Lihui. Structural evolution and rock pressure activity regularity of weakly cemented strata of the large mining height work face in Western China[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2017, 36(7): 1820.

[4] 娄金福. 采场覆岩破断与应力演化的梁拱二元结构及岩层特性影响机制[J]. 采矿与安全工程学报, 2021, 38(4): 678–686.
LOU Jinfu. Influence mechanism of beam-arch binary structure and strata characteristics on fracture and stress evolution of overlying strata in stope[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2021, 38(4): 678–686.

[5] 闫少宏, 尹希文, 许红杰, 等. 大采高综采顶板短悬臂梁-铰接岩梁结构与支架工作阻力的确定[J]. 煤炭学报, 2011, 36(11): 1816–1820.
YAN Shaohong, YIN Xiwen, XU Hongjie, et al. Roof structure of short cantilever-articulated rock beam and calculation of support resistance in full-mechanized face with large mining height[J]. Journal of China Coal Society, 2011, 36(11): 1816–1820.

[6] 黄庆享, 唐鹏飞. 浅埋煤层大采高工作面顶板结构分析[J]. 采矿与安全工程学报, 2017, 34(2): 282–286.
HUANG Qingxiang, TANG Pengfei. Roof structure analysis on large mining height longwall face in shallow coal seam[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2017, 34(2): 282–286.

[7] 杨俊哲, 刘前进, 徐刚, 等. 8.8 m 支架超大采高工作面矿压规律及覆岩破断结构研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2021, 38(4): 655–665.
YANG Junzhe, LIU Qianjin, XU Gang, et al. Strata behavior regularity and overlying strata broken structure of super large mining-height working face with 8.8 m support[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2021, 38(4): 655–665.

[8] 杨俊哲, 刘前进. 8.8 m 超大采高工作面矿压显现规律实测及机理分析[J]. 煤炭科学技术, 2020, 48(1): 69–74.
YANG Junzhe, LIU Qianjin. Analysis and measured of strata behavior law and mechanism of 8.8 m ultra-high mining height working face[J]. Coal Science and Technology, 2020, 48(1): 69–74.

[9] 许家林, 鞠金峰. 特大采高综采面关键层结构形态及其对矿压显现的影响[J]. 岩石力学与工程学报, 2011, 30(8): 1547–1556.

- XU Jialin, JU Jinfeng. Structural morphology of key stratum and its influence on strata behaviors in fully-mechanized face with super-large mining height[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2011, 30(8): 1547–1556.
- [10] 王国法, 庞义辉, 李明忠, 等. 超大采高工作面液压支架与围岩耦合作用关系[J]. 煤炭学报, 2017, 42(2): 518–526. WANG Guofa, PANG Yihui, LI Mingzhong, et al. Hydraulic support and coal wall coupling relationship in ultra large height mining face[J]. Journal of China Coal Society, 2017, 42(2): 518–526.
- [11] 庞义辉, 王国法, 张金虎, 等. 超大采高工作面覆岩断裂结构及稳定性控制技术[J]. 煤炭科学技术, 2017, 45(11): 45–50. PANG Yihui, WANG Guofa, ZHANG Jinhu, et al. Overlying strata fracture structure and stability control technology for ultra large mining height working face[J]. Coal Science and Technology, 2017, 45(11): 45–50.
- [12] 张震, 黄志增, 刘晓刚, 等. 曹家滩煤矿 10 m 超大采高覆岩垮落结构模型及矿压作用机理[J]. 煤炭学报, 2025, 50(4): 1951–1964. ZHANG Zhen, HUANG Zhizeng, LIU Xiaogang, et al. Overburden destruction structure model and mechanism of mine pressure in Caojiatan coal mine with 10 m super large mining height[J]. Journal of China Coal Society, 2025, 50(4): 1951–1964.
- [13] 马镛山, 徐刚, 任建超, 等. 厚硬顶板 10 m 超大采高工作面煤壁片帮特征及影响因素[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2025, 7(1): 013026. MA Rongshan, XU Gang, REN Jianchao, et al. Study on rib spalling characteristics and influencing factors of coal wall in 10 m ultra-large mining height working face with thick and hard roof[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering, 2025, 7(1): 013026.
- [14] 杨科, 吴向辉, 刘文杰, 等. 双关键层协同破断作用下采场覆岩力链传递规律与强矿压防控研究[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2025, 7(4): 043531. YANG Ke, WU Xianghui, LIU Wenjie, et al. Research on force chain transfer law of overlying rock and strong mining pressure control under the collaborative breaking effect of double key layers[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering, 2025, 7(4): 043531.
- [15] 姜耀东, 潘一山, 姜福兴, 等. 我国煤炭开采中的冲击地压机理和防治[J]. 煤炭学报, 2014, 39(2): 205–213. JIANG Yaodong, PAN Yishan, JIANG Fuxing, et al. State of the art review on mechanism and prevention of coal bumps in China[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(2): 205–213.
- [16] 张通, 袁亮, 赵毅鑫, 等. 薄基岩厚松散层深部采场裂隙带几何特征及矿压分布的工作面效应[J]. 煤炭学报, 2015, 40(10): 2260–2268. ZHANG Tong, YUAN Liang, ZHAO Yixin, et al. Distribution law of working face pressure under the fracture zone distribution characteristic of deep mining[J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(10): 2260–2268.
- [17] 王婉洁, 高富强. 工作面覆岩采动裂隙演化规律物理及数值模拟研究[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2023, 5(2): 023033. WANG Wanjie, GAO Fuqiang. Study of the evolution of mining-induced fractures with longwall face proceeds-insight from physical and numerical modeling[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering, 2023, 5(2): 023033.
- [18] 蒋金泉, 王普, 郑朋强, 等. 高位硬厚岩层下采动裂隙和支承应力演化特征及其对瓦斯运移的影响[J]. 采矿与安全工程学报, 2017, 34(4): 624–631. JIANG Jinquan, WANG Pu, ZHENG Pengqiang, et al. Evolution characteristics of mining-induced fracture and abutment stress under high-position hard thick stratum and its effect on gas migration[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2017, 34(4): 624–631.
- [19] 林海飞. 综放开采覆岩裂隙演化与卸压瓦斯运移规律及工程应用[D]. 西安: 西安科技大学, 2009.
- [20] 林海飞, 刘思博, 双海清, 等. 沿空留巷开采覆岩裂隙演化规律及卸压瓦斯抽采技术[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2024, 6(1): 013537. LIN Haifei, LIU Sibao, SHUANG Haiqing, et al. Overburden rock fracture evolution law and pressure relief gas extraction technology of gob-side entry retaining mining[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering, 2024, 6(1): 013537.
- [21] 秦伟, 许家林, 轩大洋, 等. 煤矿绿色开采技术及经济评价方法研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2023, 40(5): 1092–1101. QIN Wei, XU Jialin, XUAN Dayang, et al. Research on technology and economic evaluation of coal mine green mining[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2023, 40(5): 1092–1101.
- [22] 李全生, 李晓斌, 许家林, 等. 岩层采动裂隙演化规律与生态治理技术研究进展[J]. 煤炭科学技术, 2022, 50(1): 28–47. LI Quansheng, LI Xiaobin, XU Jialin, et al. Research advances in mining fractures evolution law of rock strata and ecological treatment technology[J]. Coal Science and Technology, 2022, 50(1): 28–47.
- [23] 许家林. 煤矿绿色开采 20 年研究及进展[J]. 煤炭科学技术, 2020, 48(9): 1–15. XU Jialin. Research and progress of coal mine green mining in 20 years[J]. Coal Science and Technology, 2020, 48(9): 1–15.
- [24] 王家臣, 王兆会, 孙文超, 等. 超高工作面上覆厚硬岩组

- 破断运动规律与多重动载产生机理[J]. 煤炭学报, 2025, 50(4): 1876–1893.
- WANG Jiachen, WANG Zhaohui, SUN Wenchao, et al. Thick-hard strata movement law and multi-dynamic load mechanism in longwall face with ultra-large cutting height[J]. Journal of China Coal Society, 2025, 50(4): 1876–1893.
- [25] 张震, 黄志增, 徐刚, 等. 多层厚硬顶板大采高综放面强动载矿压特征及机理研究[J]. 煤炭学报, 2025, 50(7): 3369–3387.
- ZHANG Zhen, HUANG Zhizeng, XU GANG, et al. Characteristics and mechanism of strong dynamic load mine pressure in large mining height full-mechanized caving face with multiple thick and hard roof[J]. Journal of China Coal Society, 2025, 50(7): 3369–3387.
- [26] 中煤科工开采研究院有限公司. 一种覆岩采动裂隙定量表征方法及装置: 202510038966.2[P]. 2025–05–06.
- [27] 许家林, 钱鸣高. 覆岩关键层位置的判别方法[J]. 中国矿业大学学报, 2000, 29(5): 21–25.
- XU Jialin, QIAN Minggao. Method to distinguish key strata in overburden[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2000, 29(5): 21–25.
- [28] 娄金福. 大采高工作面采场矿压显现特征的大型模型试验研究[D]. 北京: 中国矿业大学(北京), 2019.
- [29] 卢志国, 高富强, 杨磊, 等. 深埋巷道动静载叠加诱冲物理模拟试验系统研制与应用[J]. 中国矿业大学学报, 2025, 54(5): 959–970.
- LU Zhiguo, GAO Fuqiang, YANG Lei, et al. Development and application of a novel physical simulation test system for deep coal burst roadway with dynamic-static combined loading[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2025, 54(5): 959–970.
- [30] ANTONI Buades, BARTOMEU Coll, JEAN-MICHEL Morel. Nonlocal image and movie denoising[J]. International Journal of Computer Vision, 2007, 76(2): 123–139.
- [31] ADRIAN P Sheppard, ROBERT M Sok, HOLGER Averdunk. Techniques for image enhancement and segmentation of tomographic images of porous materials[J]. Physica A: Statistical Mechanics and its Applications, 2004, 339(1/2): 145–151.