

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

张震^{1,2,3}, 黄志增^{1,2,3}, 刘晓刚^{1,2,3}, 任建超⁴, 刘前进^{1,2,3}, 蔺星宇^{1,2,3}, 薛吉胜^{1,2,3}, 马镭山^{1,2,3}

(1. 中煤科工开采研究院有限公司, 北京 100014; 2. 煤炭智能开采与岩层控制全国重点实验室, 北京 100013; 3. 天地科技股份有限公司 开采设计事业部, 北京 100013; 4. 陕西陕煤曹家滩矿业有限公司, 陕西 榆林 719001)

摘要:曹家滩煤矿 10 m 超大采高工作面的成功开采标志着我国特厚煤层一次采全高采技术进入了一个新的水平。基于压力、位移和能量传感器全方位监测超大采高工作面开采, 分析 10 m 超大采高工作面的矿压显现特征, 探究上覆岩层运移及破断规律, 并建立多层厚硬顶板下超大空间开采覆岩结构模型, 以阐述矿压作用机理。结果表明: 10 m 超大采高开采覆岩破断空间大, 矿压显现强烈, 具有“来压步距大、动载明显、支架下缩量和安全阀开启率高”的特征, 周期来压步距以 10~25 m 为主, 平均 17.8 m, 较同翼综放开采增幅为 5.2%~21%, 周期来压最大动载系数为 1.44~1.68, 平均 1.60, 其中, 周期来压最大动载系数为 1.60 以上的占比 63%, 较同翼综放开采增幅 60%, 支架最大下缩量聚集于 0.4~1.0 m 范围内, 平均 0.63 m, 液压支架安全阀开启率为 10.6%~78.9%, 来压期间液压支架安全阀开启率大于 50% 的占比达 48.1%; 工作面来压区域性明显, 且聚集于距机头 75~250 m 范围内, 具有“大小周期来压、多次连续性大周期来压”的特点, 大周期来压间隔距离为 102~186.8 m, 平均 137.5 m, 来压期间微震事件沿走向方向分布在工作面前后 300 m 范围内, 大周期来压期间微震大能量事件聚集于煤层上方 20、50 和 80 m 处的层位, 能量聚集层位随工作面的推采沿煤层走向呈“低—高—低”往复循环变化的波浪形分布, 其上覆岩层在采空区后方处于长距悬顶状态, 中上部厚硬岩层具有同步联动破断特征, 进而造成工作面的大周期来压; 应力拱扩展受坚硬顶板的影响, 应力拱纵向发展临时中断, 横向跨度增加, 形成了前、后两端为半拱状、中部为梁的“拱—梁”结构; 多层厚硬顶板下超大采高工作面开采上覆岩层呈叠合“拱—梁”结构, 下位“拱—梁”破断造成小周期来压, 破断后岩块成台阶状接触, 中上部“拱—梁”破断造成大周期来压, 其连贯性破断造成多次连续性大周期来压, 破断后岩块呈铰接状态; 中位主控承载层 II 及高位主控承载层 III 滑落及回转变形失稳时所需支架的支护强度分别为 2.32~2.90 和 1.91~2.14 MPa, 现有支护装备难以有效实现工作面的围岩控制。该研究成果对超大采高开采围岩控制具有重要的指导意义。

关键词:超大采高; 矿压显现特征; 覆岩结构; 矿压作用机理

中图分类号: TP028.8 **文献标志码:** A **文章编号:** 0253-9993(2025)04-1951-14

Overburden destruction structure model and mechanism of mine pressure in Caojiatan coal mine with 10 m super large mining height

ZHANG Zhen^{1,2,3}, HUANG Zhizeng^{1,2,3}, LIU Xiaogang^{1,2,3}, REN Jianchao⁴, LIU Qianjin^{1,2,3}, LIN Xingyu^{1,2,3},

收稿日期: 2024-11-22 策划编辑: 郭晓炜 责任编辑: 王晓珍 DOI: 10.13225/j.cnki.jccs.2024.1442

基金项目: 国家重点研发计划资助项目 (2023YFC2907501, 2023YFC2907502); 天地科技股份有限公司科技创新创业资金专项资助项目 (2023-2-TD-ZD003)

作者简介: 张震 (1985—), 男, 山东德州人, 副研究员, 博士。E-mail: 411424077@qq.com

引用格式: 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.



移动阅读

XUE Jisheng^{1,2,3}, MA Rongshan^{1,2,3}

(1. China Coal Technology and Industry Group Co., Ltd., Beijing 100013, China; 2. State Key Laboratory of Intelligent Coal Mining and Strata Control, Beijing 100013, China; 3. Coal Mining and Designing Department, Tiandi Science and Technology Co., Ltd., Beijing 100013, China; 4. Shaanxi Shanmei Caojiatan Mining Co., Ltd., Yulin 719001, China)

Abstract: The successful mining of 10 m ultra-high working face in Caojiatan coal mine marks a new level of full height mining technology in China's extra-thick coal seam. Based on the pressure, displacement and energy sensors, the mining of ultra-high mining face is monitored comprehensively, the characteristics of mine pressure behavior were clarified, the law of migration and fracture of overlying strata were obtained, the overburden structure model of ultra-high space mining under multi-layer thick and hard roof was established, and the mechanism of mine pressure action was clarified. The results show that: 10 m ultra-high mining height mining overburden has a large space of breaking, strong mine pressure, and features of "large compression step interval, obvious dynamic load, large shrinkage under support, and high safety valve opening rate". The periodic pressure step is mainly 10~25 m, with an average of 17.8 m, an increase of 5.2%~21% compared with the same wing full-mechanized caving mining. The maximum dynamic load coefficient of periodic pressure is 1.44~1.68, with an average of 1.60, and the proportion above 1.6 is 63%, which increases by 60% compared with the same wing full-mechanized caving mining. The maximum reduction of the support is concentrated in the range of 0.4~1.0 m, with an average of 0.63 m. The opening rate of the hydraulic support safety is 10.6%~78.9%, and the opening rate of the safety valve is more than 50% during the pressure period is 48.1%. The pressure region of the working face is obvious, which is concentrated in the range of 75 ~ 250 m from the head, with the characteristics of "large and small period to pressure, and multiple continuous large periodic weighting". The interval of large periodic weighting is 102~186.8 m, with an average of 137.5 m. The microseismic events are distributed along the strike direction in the range of 300 m before and after the working face. During the large period to pressure, the micro-seismic high-energy events are concentrated in the layer 20 m, 50 m, 80 m above the coal seam. The energy-accumulating layers change in a "low-high-low" reciprocating cycle along the working face, and are distributed in a wave-like manner. The overlying rock strata are in a long-distance suspended state behind the goaf, and the thick hard rock strata in the middle and upper parts have synchronous linkage fracture characteristics, resulting in large-cycle pressure on the working face. The expansion of the stress arch is affected by the hard top roof, the longitudinal development of the stress arch is temporarily interrupted, and the lateral span increases, forming an "arch-beam" structure with semi-arches at the front and rear ends and a beam in the middle. The overburden strata are mined in the ultra-high mining face under multi-layer thick hard roof, showing a superimposed "arch-beam" structure. The lower "arch-beam" breaks cause small-cycle pressure, and the rock blocks are in step-like contact after the break. The middle and upper "arch-beam" breaks cause large-cycle pressure, and its continuous breakage causes multiple continuous large periodic pressure, and the rock blocks are in an articulated state after the break. The support strength required for the sliding and rotary deformation instability of the middle main control bearing layer II and the high main control bearing layer III is 2.32~2.90 and 1.91~2.14 MPa, respectively. The existing support equipment is difficult to effectively control the surrounding rock of the working face. The research results have important guiding significance for the surrounding rock control in ultra-large mining height.

Key words: super large mining height; characteristics of mine pressure display; overburden structure; mechanism of mine pressure action

0 引 言

大采高综采技术因其煤炭采出率高、巷道掘进率低等优点,已成为我国厚煤层开采的主要发展方向^[1-4]。近年来,随着我国科技水平的快速发展,大采高综采技术实现了跨越式发展,大采高综采一次割煤高度、工作面推进速度、工作面产能等不断提升,尤其在我国西部榆神及神东等煤层赋存条件较好的矿区,相继

实现了采高为 5.0、6.0、7.2、8.0 和 8.8 m 等的跨越^[5-10]。2023 年 10 月,曹家滩煤矿 10 m 超大采高工作面成功投产,再次突破了大采高综采工作面一次采全高的世界纪录。

大采高综采工作面随采高的增大,其矿压显现程度呈明显增大趋势,且采场岩层控制难度也急剧攀升。榆神矿区曹家滩煤矿多层厚硬顶板的赋存特征致使其工作面矿压显现异常强烈^[11],该矿区 7.0 m 大采高

综采开采实践表明,开采初期顶板大面积悬顶,初次来压步距达150 m以上,周期来压期间动载系数为1.5以上,支架下缩量为0.4~1.2 m。10 m超大采高高强度开采条件下,超大采空空间被短时快速腾空,因此,其采场围岩破断的尺度效应也较为突出。

多年来,国内科技工作者针对大采高综采矿压特征、覆岩结构及矿压机理等开展了大量的研究工作。弓培林等^[12-14]以大采高直接顶岩层结构为分类指标对顶板岩层特征进行分类,并从理论上分析了大采高条件下支架载荷的确定方法;黄庆享等^[15-17]建立浅埋煤层大采高工作面“下组关键层高位台阶岩梁+上组关键短砌体梁”的“双关键层”结构理论体系,并提出了大采高工作面“等效直接顶”的概念;闫少宏等^[18]、尹希文等^[19-20]基于大采高采场直接顶及基本顶新概念及判别公式,提出大采高采场顶板易形成“短悬臂梁-铰接岩梁”结构,并给出了大采高综采支架工作阻力的计算公式;许家林等^[21]、鞠金峰等^[22]深入研究补连塔煤矿首个7.0 m大采高综采工作面覆岩关键层结构形态、矿压显现的影响特征与支架合理工作阻力的确定等问题,认为大采高综采工作面覆岩关键层因工作面采高以及自身所处层位的不同而呈现“砌体梁或悬臂梁”不同的结构形态;杨胜利等^[23-24]基于山西王庄煤矿7.0 m大采高工作面,探究大采高采场顶板结构稳定性及动载冲击效应产生机理,提出了大采高采场初次来压、周期来压期间基本顶破断类似静定三铰拱结构理论;王国法院士团队^[25-28]以金鸡滩煤矿8.0 m超大采高开采煤层为工程背景,分析了超大采高工作面液压支架与围岩的强度、刚度和稳定性的耦合关系及其控制方法,提出了超大采高液压支架合理工作阻力确定的双因素控制法;徐刚等^[5]基于大量现场实测数据,分析上湾煤矿8.8 m超大采高工作面支架与围岩的相互作用关系,认为超大采高工作面开采具有来压区域性明显、来压急增阻、非来压恒阻、大小周期来压等的宏观特征,且初撑力及支架刚度所表现出的顶板控制作用尤为明显。

以往大采高覆岩活动特征及围岩控制的研究成果多集中于8.0 m以下,为我国大采高安全高效开采提供了有力支撑。依托于常规开采条件下得出的矿压规律及覆岩结构理论能否为10 m超大采高采场围岩控制提供指导,仍需要重新思考。基于此,文中依托榆神矿区曹家滩煤矿10 m超大采高工作面为背景展开研究,基于大量现场实测数据,研究超大采高开采覆岩破坏结构形态,探讨工作面矿压作用机理,以期对榆神矿区10 m超大采高开采采场覆岩控制提供借鉴和参考。

1 工作面基本条件

曹家滩煤矿主采2-2煤层,分东、西翼开采,122104超大采高工作面为东翼的第4个回采工作面,北部为实体煤,南部为122106工作面采空区,西部为运输大巷,东部为井田边界。工作面煤层埋藏深度为362.2~365.4 m,平均363 m,可采厚度为7.2~12.3 m,平均10.5 m,煤层倾角0°~6°,煤层普氏系数为2~3。煤层直接顶主要为粉砂岩、中粒砂岩,其厚度为11.5~34.3 m,直接顶上方100 m范围内赋存有多层厚度为10~20 m的砂岩顶板,层理不发育,普氏系数为5.0以上,底板为粉砂岩,厚度1.4~16.6 m,开切眼前方1000 m位置处煤层柱状如图1所示。



图1 开切眼前方1000 m位置煤层上覆100 m范围内岩层赋存
Fig.1 Occurrence of rock strata in the range of 100 m above the coal seam at 1000 m in front of the open-off cut

工作面采用 10 m 超大采高综采开采工艺, 倾向长度为 300 m, 推进长度为 5 940 m, 正常开采期间平均推进速度约 12.6 m/d。总共布置 129 台液压支架, 其中基本支架为 ZY29000/45/100D 型液压支架, 最大支护高度为 10 m, 额定工作阻力为 29 000 kN, 额定初撑力为 22 368 kN, 支架中心距 24 00 mm, 支架支护强度为 1.88~1.95 MPa。10 m 大采高综采工作面开采装备及运行状态如图 2 所示。



图 2 10 m 大采高综采开采部分开采装备及运行状态

Fig.2 Partial mining equipment and operation status of 10 m large mining height fully mechanized mining

2 工作面矿压显现特征

统计分析工作面走向方向 3 217~5 230 m 区范围内所有矿压数据 (2 月 1 日—7 月 16 日), 共计分析 114 次周期来压矿压显现特征, 主要包括周期来压范围、来压期间支架下缩量、来压步距、来压持续距离和动载系数等。

2.1 工作面矿压显现宏观特征

工作面沿倾向及走向方向周期来压矿压显现特征情况如图 3 和图 4 所示。由图 3 和图 4 可知: 沿倾向方向工作面周期来压具有明显的区域性, 来压区域分布在工作面距机头 25~300 m 范围内, 主要聚集于距机头 75~250 m 范围内; 沿走向方向具有明显的“大小周期来压、多次连续性大周期来压 (连续出现 2 次及以上的大周期来压)”等特点。大周期来压间隔距离为 102~186.8 m, 平均 137.5 m。

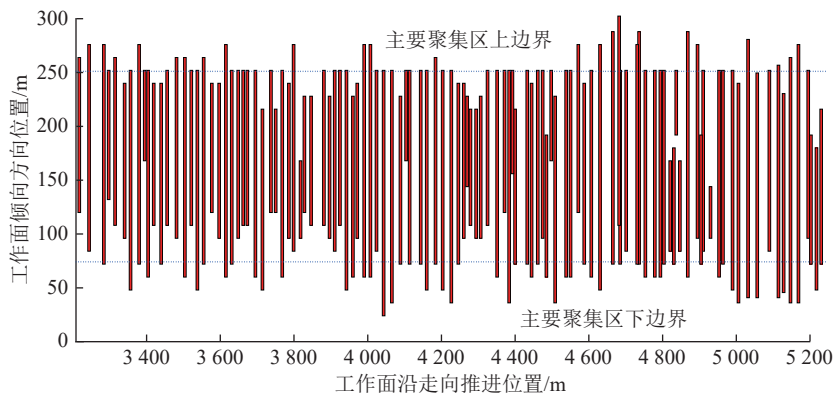


图 3 每次周期来压期间工作面来压范围分布 (114 次来压)

Fig.3 Distribution of pressure range of working face during each periodic weighting (114 periodic weightings)

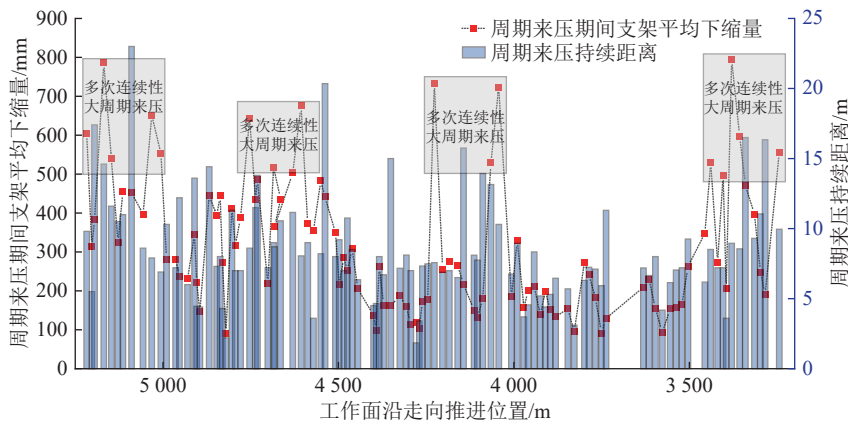


图 4 工作面来压期间支架下缩量及持续来压距离

Fig.4 Reduction of the support and the continuous pressure distance during the pressure period of the working face

2.2 工作面矿压显现特征

2.2.1 初次来压

2023 年 10 月 24 日 8:00—2023 年 10 月 25 日 23:00,

工作面推进距离为 49.35~55.1 m, 机头侧 30~80 号支架首次发生较大范围的来压, 来压持续距离为 5.75 m, 来压期间工作面支架立柱安全阀开启比例为 24.81%。

初次来压显现强度较为缓和,未发生飓风现象,工作面初次来压时支架压力云图如图5所示。

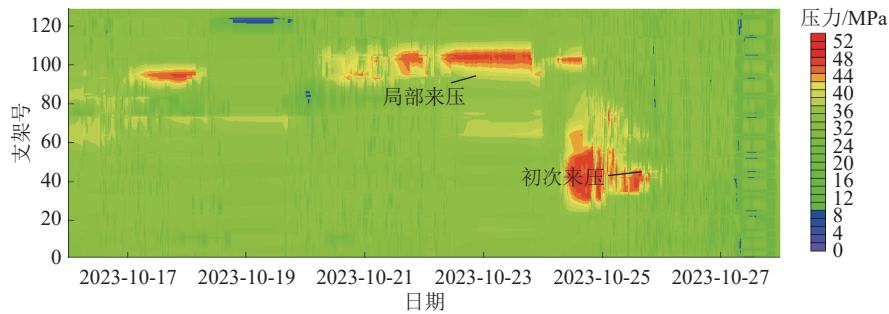


图5 工作面初采期间支架压力云图

Fig.5 Pressure cloud diagram of the support during the initial mining period of the working face

2.2.2 周期来压步距及来压持续距离

超大采高工作面及同翼综放工作面压裂区域周期来压步距和来压持续距离分布状态如图6所示。由图6可知:超大采高工作面周期来压步距分布离散性较大,在7.15~40.34 m均有分布,且主要分布在10~25 m内,约占76.3%;分布在25~35 m内的次之,约占12.3%,工作面平均周期来压步距为17.8 m,较

综放工作面(08和10工作面分别为16.9、14.7 m)呈增大趋势。由于“大小周期、周期性强劲载来压”现象,工作面来压持续范围同来压步距呈现相同的特征,表现为最大、最小值之间相差明显,分布在1.84~25.6 m,且以5~10 m为主,约占59.6%,大于10 m的周期来压持续距离占比27.2%。工作面平均周期来压持续距离为8.7 m,其较综放工作面而言基本相同。

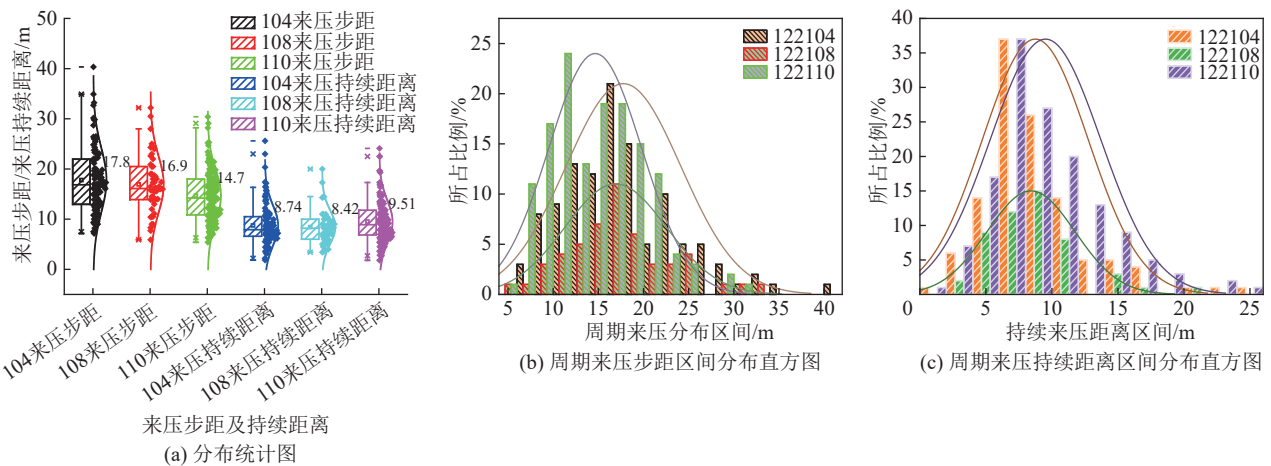


图6 工作面周期来压步距及持续距离统计分布

Fig.6 Statistical distribution map of periodic weighting step distance and continuous distance of working face

2.2.3 动载系数

动载系数是工作面来压期间支架循环末阻力和非来压期间支架循环末阻力的比值,反映了工作面周期来压强度的大小和工作面顶板运动的剧烈程度。统计分析压裂区域超大采高工作面及同翼综放工作面周期来压动载系数分布情况,如图7所示。分析数据表明,工作面周期来压最大动载系数分布范围为1.44~1.68,平均1.60,其中来压最大动载系数为1.60以上的占比约63%,较综放工作面而言来压最大动载系数为1.60以上的占比增幅为60%;工作面周期来压平均动载系数分布范围为1.19~1.56,平均1.42,且以1.4~1.5范围为主,约占比51.8%,动载系数大于

1.5的占比约为14%,较综放工作面而言其占比增幅为14%。

2.2.4 支架下缩量及安全开启率

支架下缩量是工作面周期来压期间矿压显现最直接的体现,统计开采期间周期来压时支架的下缩量如图8a所示。由图8a可知:开采来压期间支架的下缩量差异性较大,其中支架最大下缩量分布范围为0.16~1.44 m,且最大下缩量分布范围聚集于0.4~1.0 m范围内,其中最大下缩量分布在1.0 m以上范围的占比约为12.4%,平均0.63 m。来压期间工作面支架平均下缩量分布在0.091~0.79 m范围内,且集中于0.1~0.4 m范围内,平均0.32 m。工作面周期来压

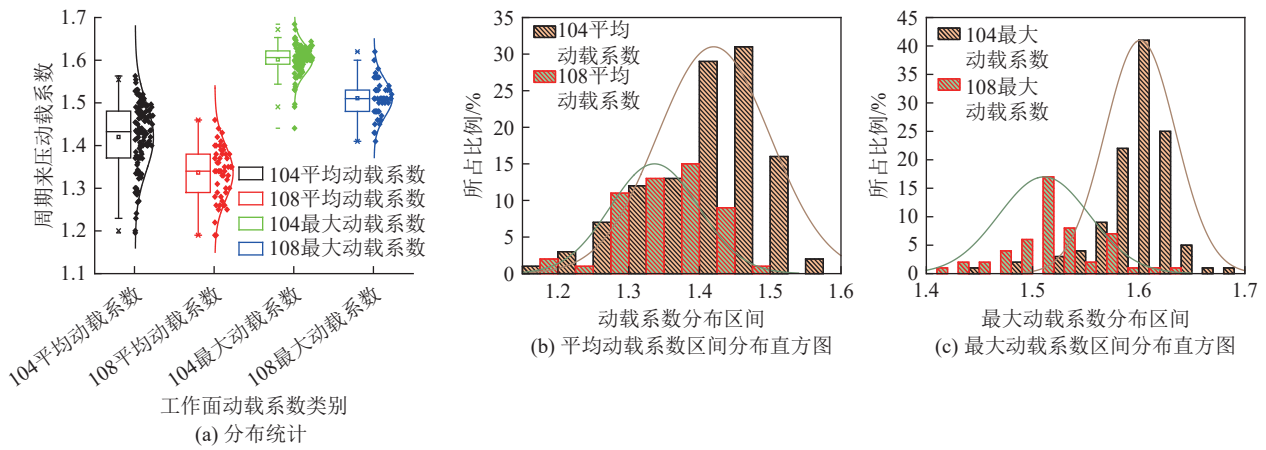


图 7 工作面周期来压步距及持续距离统计分布

Fig.7 statistical distribution map of periodic weighting step distance and continuous distance of working face

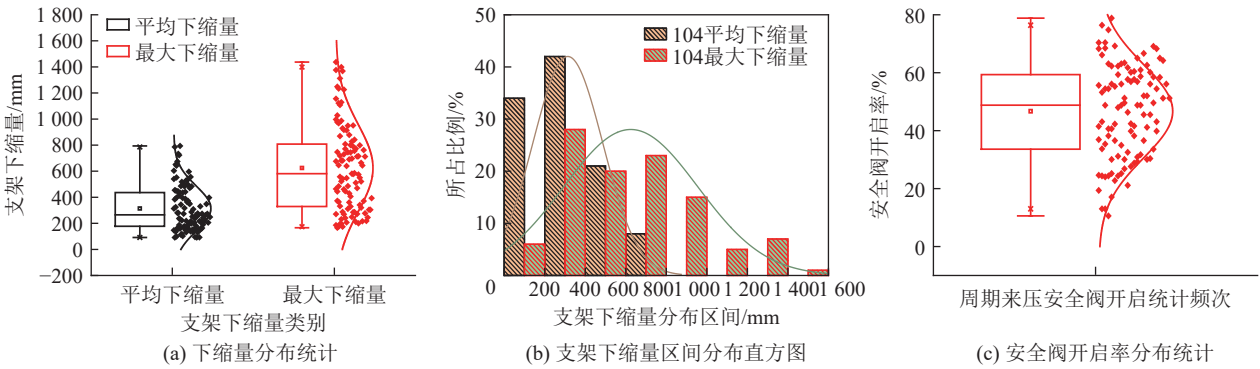


图 8 支架下缩量及安全开启率统计分布

Fig.8 Statistical distribution of support shrinkage and safe opening rat

期间安全阀开启率如图 8b 所示。由图 8b 可知：来压期间，工作面液压支架安全阀开启率同样呈现极值较大的现象，分布范围为 10.6%~78.9%，平均 46.7%。其中来压期间安全阀开启率大于 50% 的比例约为 48.1%。

3 超大采高面覆岩运移及破断特征

3.1 覆岩破断特征

1) 静态分布特征。

统计分析工作面走向方向 5 230~3 217 m 范围内 2 167 次微震事件，如图 9 和图 10 所示。由图 9 和

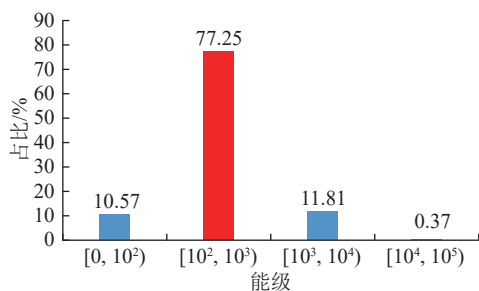


图 9 顶板微震事件能级占比情况

Fig.9 Proportion of energy levels of roof microseismic events

图 10 可知：开采期间整体以中低能量事件为主，2 次方以上能量事件为 1 674 次，占比 77.25%，3 次方和 4 次方以上中高能量事件频次分别为 256 次和 8 次，合计占比仅为 12.18%，且主要分布于煤层顶板上方垂高 100 m 和工作面前后方 300 m 的空间范围内。

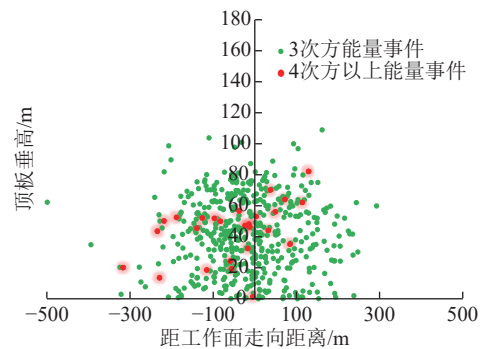


图 10 顶板微震事件走向-垂向空间分布特征

Fig.10 Strike-vertical spatial distribution characteristics of roof microseismic events

统计顶板破断能量空间分布特征如图 11—图 13 所示。由图 11—图 13 可知：微震事件能量主要分布在顶板上方 0~100 m 范围内，其中顶板上方 40~60 m 范围内岩层破断能量较高，总能量占比达 54.80%

(图 11);沿走向方向能量整体呈正态分布,且主要分布在工作面前方 300 m—后方 300 m 范围内,工作面后方 20~60 m 范围内岩层破断能量较高,能量占比约为 23.05%(图 12);沿倾向顶板破断能量主要分布在两巷之间的工作面内,总能量占比达 89.79%,侧向 122106 工作面为已开采 5 年的采空区,侧向顶板活跃程度低,总能量占比仅约 6.7%(图 13)。

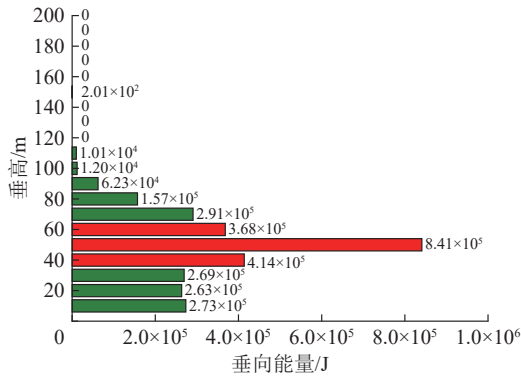


图 11 垂向能量分布特征

Fig.11 Vertical energy distribution characteristics

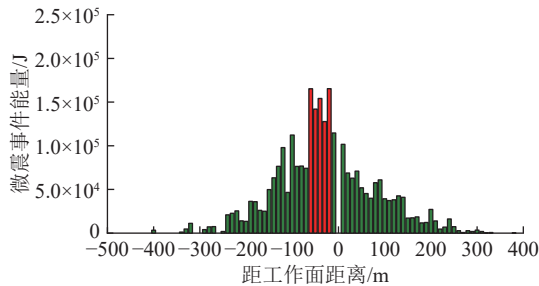


图 12 走向能量分布特征

Fig.12 Strike energy distribution characteristics

2) 动态演化规律。

根据历次来压期间顶板微震事件监测结果,工作面顶板岩层垂向破断能量聚集层位发生“自下而上”

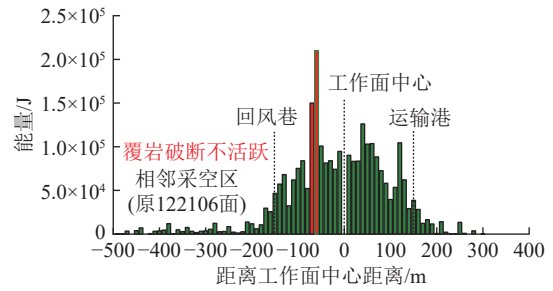


图 13 倾向能力分布特征

Fig.13 Distribution characteristics of tendency ability

周期性破断垮落,沿走向推进方向呈现规律性的覆岩“破断拱”特征,如图 14 所示。由图 14 可知:推进区间内,厚硬顶板垂向“自下而上”的连贯性破断特征较为突出,形成了不同层位岩层垂向组合破断结构,进而促使“大周期”强来压风险的增大。根据强来压期间的顶板微震事件监测结果,历次大周期强来压的微震大能量层位分布规律呈现波浪形分布,表明工作面低、中、高位厚硬岩层破断均可能导致强矿压事件的发生,且强矿压的致灾层位有一个从低到高、再从高到低的往复循环变化过程,分析认为工作面上覆多层厚硬顶板首先从低到高逐次垮落,当低层位厚硬岩层破断后,其对中、高层位覆岩结构的有效接触及支撑力减小,当达到极限破断条件后,中、高位覆岩结构相继破断失稳,继而导致工作面呈现多次连续性大周期来压现象;当中、高层位厚硬顶板破断后,造成下部顶板的载荷增大,进而带动下部厚硬顶板发生联合破断现象。

3.2 覆岩运移特征

在距开切眼 973 m 的工作面中部区域,采用 KL11DW 新型岩层深部分层沉降监测仪,监测距煤层高度 206、164、148、136、106、85、66、54、40 和 13 m 处的层位采前、采中、采后等不同阶段近、远场覆岩

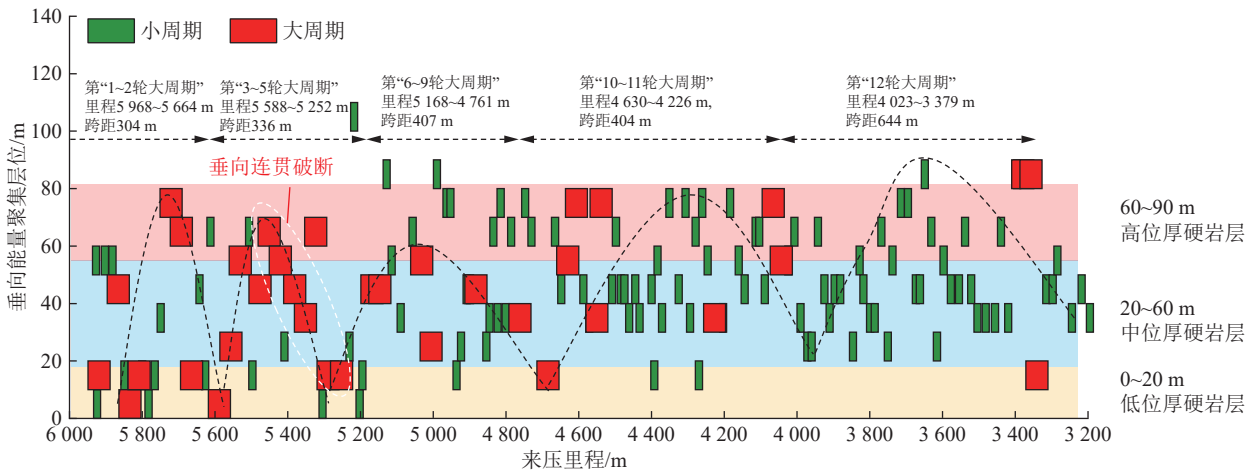
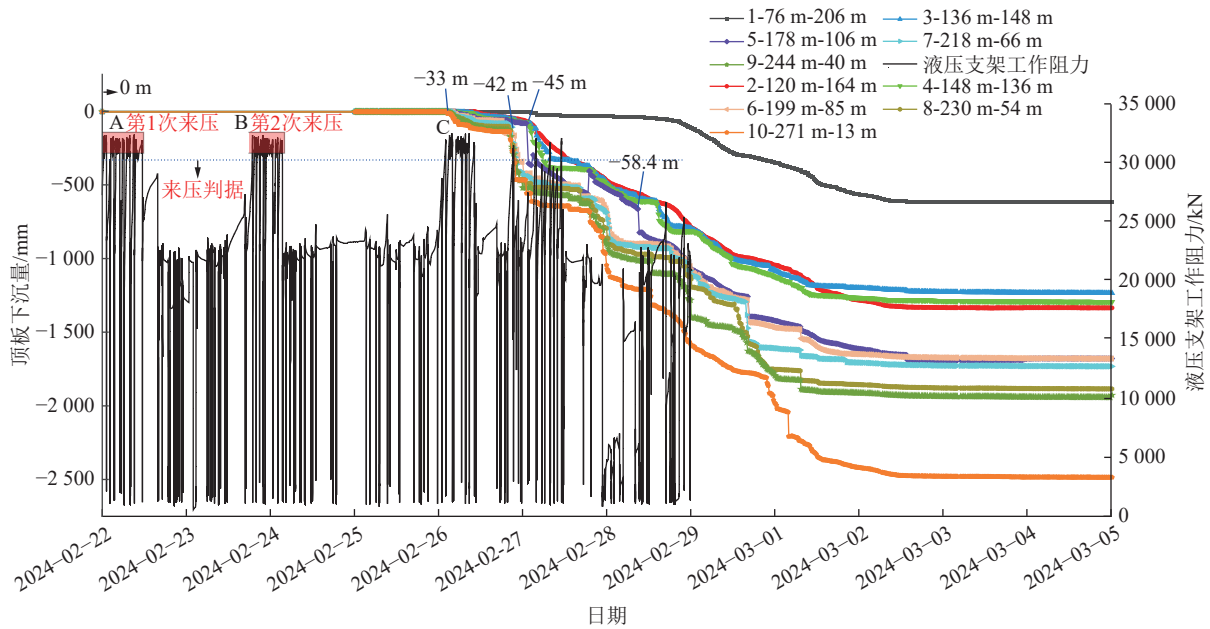


图 14 顶板覆岩破断走向空间演化规律

Fig.14 Spatial evolution law of roof overburden fracture strike

运移演化特征,地面分层沉降监测仪监测下工作面中高位覆岩运动与工作面矿压显现关联对照如图 15 所示。由图 15 可知:在测点进入采空区后方 33 m 之前,煤层 13 m 以上岩层始终处于无位移量的悬顶状态,

其下方覆岩破断造成工作面发生 2 次小周期来压(见图 15 中 A 点、B 点),其中第 1 次来压范围为 15~100 号支架,来压持续距离为 6.9 m;第 2 次来压范围为 20~105 号支架,来压持续距离为 10.3 m。



注:图例中左侧数字表示曲线的序号,中间数字表示钻孔深度,右侧数字表示距离煤层的高度,如:1-76 m-206 m 即表示 1 号钻孔其孔深为 76 m,距离煤层的高度为 206 m。

图 15 工作面支架工作阻力与顶板沉降曲线对应关系

Fig. 15 Corresponding relationship between working resistance of working face support and roof settlement curve

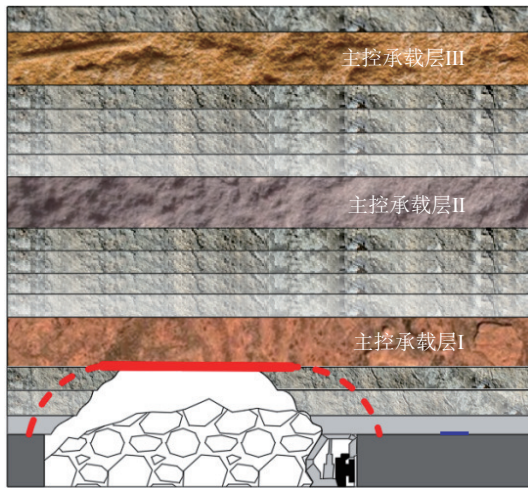
工作面推过测点 33 m 后,煤层上覆 85 m 范围内顶板位移计从下至上依次开始发生缓慢下沉,最大下沉量为 138 mm,并引发上方岩层从下至上依次发生下沉运动,上覆岩层发生运移时工作面发生周期来压(如图 15 中 C 点),由于在工作面推过测点 33~42 m 范围内,煤层上覆 85 m 范围内顶板持续小幅度下沉,但工作面存在 2.8 m 的短距非来压段,因此推断,本次来压主导岩层仍为煤层上覆 13 m 以下岩层;短距非来压段后,测点至采空区后方 42 m 时,煤层上覆 85 m 范围内顶板呈急剧下沉态势,下沉量为 329 mm,下沉速度为 164.5 mm/h,工作面随即呈现来压趋势,测点至采空区后方 45 m 处,煤层上覆 85 m 范围内顶板进入暂时稳定阶段,煤层上覆 85~136 m 范围内岩层开始呈现急剧下沉趋势,下沉量为 282.3 mm,下沉速度为 256.6 mm/h,工作面持续来压,本次来压范围为 25~105 号支架,来压持续距离为 19.4 m。

上述分析表明,工作面煤层上覆 13 m 以内岩层破断造成工作面发生小周期来压现象,其上覆岩层在采空区后方处于长距悬顶状态,中上部厚硬岩层同步破断运动,造成工作面发生大周期来压现象。

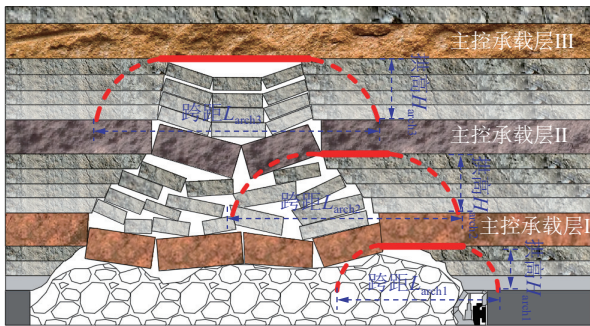
4 采场结构模型及矿压作用机制

4.1 采场结构模型

煤层开采后,随着采空区跨度的增大,采空区上方厚硬顶板从下至上依次发生破断,破断后形成拱形裂隙破坏区,拱形裂隙破坏区外侧岩层在自组织作用下形成拱形应力集中区,当煤层上方赋存有多层厚硬顶板时,由于不同层位厚硬顶板破断步距的差异,在采场上方形成叠合的拱状结构。拱结构的跨度受到坚硬顶板悬顶的影响,应力拱扩展至坚硬顶板主控承载层后,应力拱形态发生变化,应力拱的纵向发展临时中断,而拱的跨度随坚硬顶板悬顶长度的增加而增大,形成了前、后两端为半拱状、中部为梁的“拱-梁”结构,如图 16a 所示。不同层位的坚硬顶板形成的“拱-梁”结构叠合发育,在垂直方向形成了叠合状的“拱-梁”结构,称为“叠合拱-梁”结构,如图 16b 所示。超大采高工作面煤层上方赋存多层厚硬顶板,每层厚硬顶板均对其上方载荷层的破断运移和应力扩展起到控制作用,称之为主控承载层。根据超大采高工作面开采以来微震能量事件垂直定位分析及覆岩运移与矿压关联性分析,超大采高工作面面对采场矿压造成影响的厚硬顶板分布于煤层上方 20、50 和 80 m 处的



(a) 超大采高采场“叠合拱-梁”结构模型



(b) 超大采高采场“叠合拱-梁”结构模型

图 16 超大采高采场“叠合拱-梁”结构模型

Fig.16 Super-large mining height stope “composite arch-beam” structure model

层位,分别对应图 1 中煤层上覆 1.67 m 处厚度为 27.86 m 的细粒砂岩、上覆 30.86 m 处厚度为 11.94 m 的细粒砂岩、上覆 71.48 m 处厚度为 20.8 m 细粒砂岩。构建超大采高工作面“叠合拱-梁”覆岩破断结构模型如图 16b 所示。

4.2 采场矿压作用机制

随着工作面的推采,主控承载层 I 与下方随动层形成拱-梁结构,主控承载层 I 变形、下沉,达到应力极限,坚硬岩层拱-梁结构发生破断,工作面发生小周期来压,受 10 m 超大采出空间的影响,主控承载层 I 之下的垮落带岩层不能充填采空区,坚硬顶板主控承载层 I 破断回落后无法及时触矸形成铰接结构,形成台阶状的岩梁结构;应力拱突破坚硬顶板主控承载层 I,向上发育,在坚硬顶板主控承载层 II 下方形成新的应力拱,如图 17 所示。由图 17 可知:主控承载层 II 下方砂岩层应力拱循环发育,随着坚硬顶板主控承载层 I 进行周期性破断,前拱脚位于工作面前方动态变化,后拱脚由后方实体煤转移至采空区的顶板压实区。

坚硬顶板主控承载层 I 周期性破断后,在坚硬顶

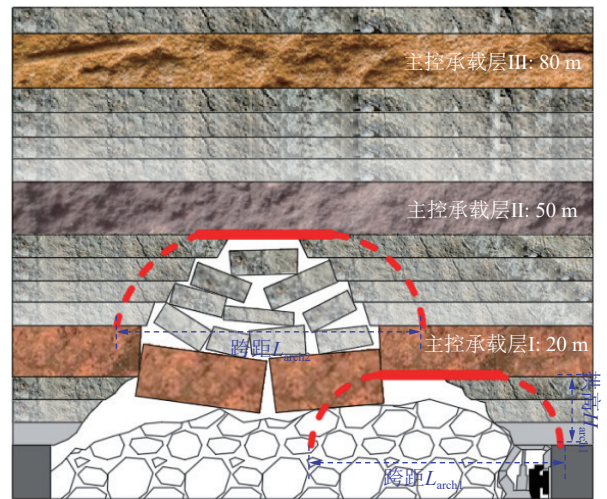
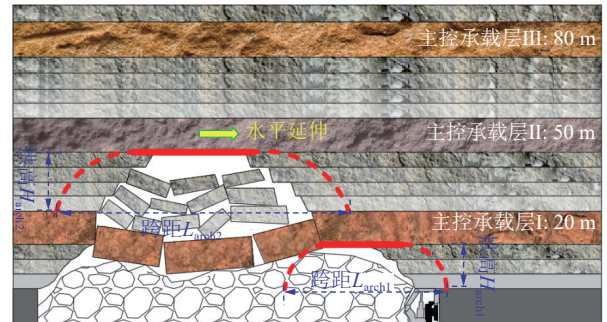


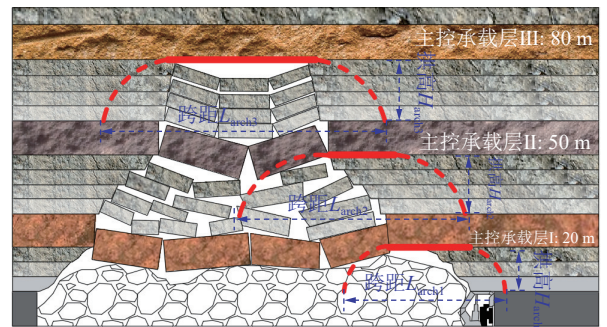
图 17 主控承载层 I “拱-梁”结构破断

Fig.17 Main control bearing layer I “arch-beam” structure fracture

板主控承载层 II 下方形成新的应力拱,且应力拱继续向上发育,应力拱扩展至坚硬岩层主控承载层 II 后,应力拱纵向发展再次中断,应力拱高保持不变,应力拱的跨度随着主控承载层 II 悬顶距的增大在拱顶方向上产生水平延伸,形成坚硬岩层叠合拱-梁结构,如图 18a 所示,此时坚硬岩层主控承载层 I 叠合拱梁结构循环演化并造成多次小周期来压现象,当坚硬岩层主控承载层 II 变形、下沉,达到应力极限时,坚硬岩层



(a) 坚硬岩层主控承载层 I “拱-梁”结构周期破断



(b) 坚硬岩层主控承载层 II “拱-梁”结构破断

图 18 主控承载层 II 叠合拱-梁结构演化

Fig.18 Evolution of composite arch-beam structure of main bearing layer II

拱-梁结构发生破断,工作面发生大周期来压显现,受回采冒落空间的影响,主控承载层 II 破断块体形成铰接梁结构,如图 18b 所示。

同样,坚硬岩层主控承载层 II 叠合拱梁结构失稳后,应力拱继续向上发育至主控承载层 III,受冒落岩层碎胀效应的影响,离层空间减小,坚硬岩层主控承载层 III 岩梁受力稳定,应力拱的拱高不再增加,应力拱的形态逐渐趋于平稳,仅在拱顶产生水平延伸。此时,由于跨距较大,主控承载层 II 破断后短距离开采后,主控承载层 III 岩梁发生破断造成工作面连续性的第 2 次大周期来压。随后,坚硬岩层主控承载层 I、II、III “拱梁”结构交替式往复失稳-破断,如图 19 所示。

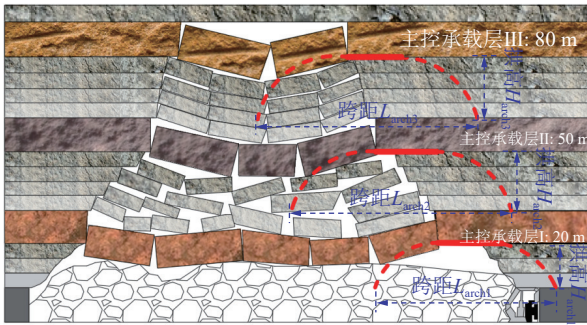


图 19 主控承载层 III 下叠合拱-梁结构失稳

Fig.19 Instability of composite arch-beam structure under main bearing layer III

4.3 采场结构模型力学分析

4.3.1 低位“叠合拱-梁”破断力学分析

随着煤层不断向前推采,主控承载层 I 依次发生周期性垮落,建立低位“叠合拱-梁”小周期来压力学模型,如图 20 所示。 M_c 为煤体厚度, m; h_{s1} 为主控承载层 I 下方软弱岩层厚度, m; M_{r1} 为主控承载层 I 的厚度, m; l_{su} 为支架支护长度, m; l_{pr} 为距离前方损伤区长度, m; q_{s1} 为支架荷载, MPa; q_{c1} 对应 l_{pr} 范围的煤体支撑荷载, MPa, 假设应力传递路径受到应力拱约束, q_{s1} 和 q_{c1} 从煤层沿着应力拱迹线向上传递至主控承

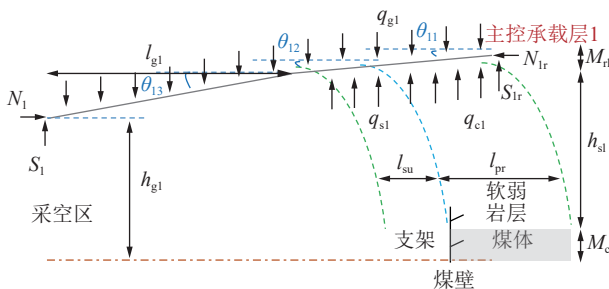


图 20 低位“叠合拱-梁”小周期来压力学模型

Fig.20 Low-position “superimposed arch-beam” small-cycle pressure model

载层,且作用于主控承载层上的荷载在数值和作用范围上与其一致; q_{g1} 为主控承载层 I 上覆软弱岩层对主控承载层的自重应力作用, MPa; l_{g1} 为主控承载层 I 小周期破断末端至 q_{s1} 末端的距离, m; θ_{11} 为 q_{c1} 范围内主控承载层 I 的变形角度, rad; θ_{12} 为 q_{s1} 和 q_{c1} 范围内主控承载层 I 的变形角度, rad; θ_{13} 为 q_{s1} 和 q_{c1} 范围外在 q_{g1} 作用下主控承载层 I 的变形角度, rad; ; S_1 和 N_1 分别为矸石对主控承载层 I 的支撑力作用的竖向和水平分力, kN; S_{1r} 和 N_{1r} 分别为前方岩层对主控承载层 I 作用的竖向和水平分力, kN; h_{g1} 为主控承载层 I 末端离煤层底面的距离, m。

q_{c1} 范围内主控承载层 I 在 q_{g1} 和 q_{c1} 作用下发生变形,变形角度为:

$$\theta_{11} = \frac{(q_{g1} - q_{c1})l_{pr}^3}{6E_{f1}I_{f1}} + \frac{[q_{g1}(l_{su} + l_{g1}) - q_{s1}l_{su}]l_{pr}^2}{2E_{f1}I_{f1}} + \frac{[q_{g1}(l_{su} + l_{g1})^2 - q_{s1}l_{su}^2]l_{pr} + S_1(l_{pr} + l_{su} + l_{g1})^2}{2E_{f1}I_{f1}} \quad (1)$$

式中: E_{f1} 为主控承载层 I 的弹性模量, MPa; I_{f1} 为主控承载层 I 的惯性矩, $kg \cdot m^2$ 。

q_{s1} 范围内主控承载层 I 在 q_{g1} 和 q_{s1} 作用下发生变形,其变形角度为

$$\theta_{12} = \frac{q_{g1}l_{g1}l_{su}^2 + q_{g1}l_{g1}^2l_{su} + S_1(l_{su} + l_{g1})^2}{2E_{f1}I_{f1}} + \frac{(q_{g1} - q_{s1})l_{su}^3}{6E_{f1}I_{f1}} + \theta_{11} \quad (2)$$

q_{c1} 和 q_{s1} 范围外主控承载层 I 在 q_{g1} 作用下发生变形,其变形角度为

$$\theta_{13} = \frac{q_{g1}l_{g1}^3}{6E_{f1}I_{f1}} + \frac{S_1l_{g1}^2}{2E_{f1}I_{f1}} + \theta_{12} \quad (3)$$

假设 q_{c1} 对应的主控承载层 I 变形与其下方煤岩体的变形一致,得到

$$\frac{\theta_{11}l_{pr}}{2} = \frac{q_{c1}}{k_{c1}} \quad (4)$$

式中: k_{c1} 为煤层与主控承载层 I 下方软弱岩层的组合体刚度, k_c 为煤体刚度, k_{s1} 为主控承载层 I 下方软弱岩层刚度,且满足 $\frac{1}{k_{c1}} = \frac{1}{k_c} + \frac{1}{k_{s1}}$ 。

联立式 (1)、(4), 可得

$$f_{11}(l_{g1}, S_1, q_{c1}, q_{s1}) = 0 \quad (5)$$

同理, 针对 q_{s1} 范围内主控承载层 I 及其下方岩体、支架组合体变形一致, 得表达式:

$$f_{i2}(l_{g1}, S_1, q_{c1}, q_{s1}) = 0 \quad (6)$$

研石与主控承载层 I 末端接触下 endpoint 距离煤层底面的距离为

$$h_{g1} = K_{s1} h_{s1} \quad (7)$$

式中: K_{s1} 为主控承载层 I 下方的软弱岩层碎胀系数。

同时, 由主控承载层 I 弯曲变形, 可得

$$h_{g1} = h_{s1} + M_c - \theta_{11} l_{pr} - \theta_{12} l_{su} - \theta_{13} l_{g1} \quad (8)$$

联立式 (7)、(8), 可得

$$f_{i3}(l_{g1}, S_1, q_{c1}, q_{s1}) = 0 \quad (9)$$

主控承载层 I 发生小周期来压时, 前方损伤破断, 弯矩引起的拉伸应力达到拉伸强度, 由此可得

$$\frac{q_{g1}(l_{pr} + l_{su} + l_{g1})^2}{2} - S_1(l_{pr} + l_{su} + l_{g1}) - q_{s1} l_{su} \left(l_{pr} + \frac{l_{su}}{2} \right) - \frac{q_{c1} l_{pr}^2}{2} = \frac{\sigma_{t1} M_{r1}^2}{6} \quad (10)$$

联立式 (5)、(6)、(9)、(10), 可得主控承载层 I 发生小周期来压时周期来压步距 $(l_{pr} + l_{su} + l_{g1})$ 以及支护强度 q_{s1} 。

4.3.2 中、高位“叠合拱-梁”破断力学分析

随着工作面的推采, 主控承载层 I 依次发生周期性垮落, 主控承载层 II 悬臂长度逐渐增大, 建立中位“叠合拱-梁”力学模型, 如图 21 所示。 M_{r2} 为主控承载层 II 的厚度, m; h_{s2} 为主控承载层 II 下方软弱岩层厚度, m; 假设应力传递路径受到应力拱约束, q_{s2} 和 q_{c2} 为从煤层沿着应力拱迹线向上传递至主控承载层的支架及媒体载荷, MPa; q_{g2} 为主控承载层 II 上覆软弱岩层对主控承载层的自重应力作用, MPa; l_{g2} 为主控承载层 II 小周期破断末端至 q_{s2} 末端的距离, m; θ_{21} 为 q_{c2} 范围内主控承载层 II 的变形角度, rad; θ_{22} 为 q_{s2}

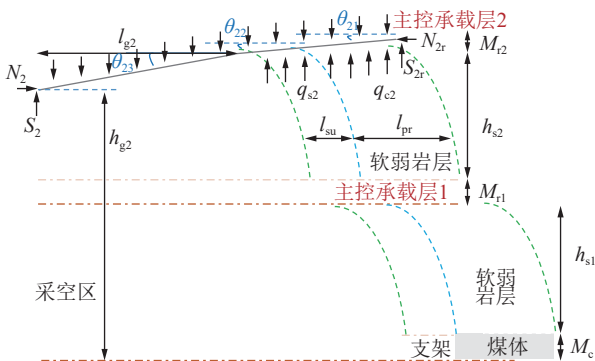


图 21 中位“叠合拱-梁”大周期来压力学模型

Fig.21 Median “superimposed arch-beam” large period pressure model

和 q_{c2} 范围内主控承载层 II 的变形角度, rad; θ_{23} 为 q_{s2} 和 q_{c2} 范围外在 q_{g2} 作用下主控承载层 II 的变形角度, rad; S_2 和 N_2 分别为研石对主控承载层 II 的支撑力作用的竖向和水平分力, kN; S_{2r} 和 N_{2r} 分别为前方岩层对主控承载层 II 作用的竖向和水平分力, kN; h_{g2} 为主控承载层 II 末端离煤层底面的距离, m。

同低位“叠合拱-梁”破断力学分析一致, 假设 q_{c2} 及 q_{s2} 对应的主控承载层 II 变形与其下方煤岩体变形一致, 结合采空区后方变形协调方程, 得主控承载层 II 周期来压步距 $(l_{pr} + l_{su} + l_{g2})$ 以及支护强度 q_{s2} 。

主控承载层 II 断裂回转, 此时岩层力学分析模型如图 22 所示。岩块 A 断裂位置距离煤壁 l_{pr} , 假设 q_{g2} 受力长度与下方荷载 $q_{c2} + q_{s2}$ 长度一致。

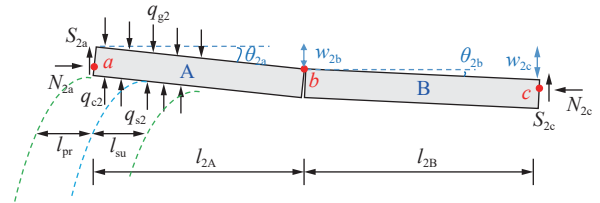


图 22 主控承载层 II 失稳模型

Fig.22 Main control bearing layer II instability model

A 块和 B 块在 b 点铰接, a 点铰接面积为

$$a_2 = \frac{1}{2} (M_{r2} - l_{2A} \theta_{2a}) \quad (11)$$

式中: a_2 为岩块 A 在 a 点的铰接面积; l_{2A} 为岩块 A 破断长度, m; θ_{2a} 为岩块 A 的变形角度, rad。

c 点竖向位移为

$$w_{2c} = l_{2A} \theta_{2a} + l_{2B} \theta_{2b} \quad (12)$$

其中, θ_{2a} 可表达为

$$\theta_{2a} = \frac{(q_{g2} - q_{c2}) l_{pr}^3}{6 E_{f2} I_{f2}} + \frac{[(q_{g2} - q_{s2}) l_{su}] l_{pr}^2}{2 E_{f2} I_{f2}} + \frac{[(q_{g2} - q_{s2}) l_{su}] l_{pr} - S_{2b} l_{2A}^2}{2 E_{f2} I_{f2}} \quad (13)$$

式中: w_{2c} 为 c 点竖向位移; l_{2B} 为岩块 B 破断长度, m; θ_{2b} 为岩块 B 的变形角度, rad。

b 点竖向位移为

$$w_{2b} = l_{2A} \theta_{2a} \quad (14)$$

假设破断距相等, 即有

$$l_{2A} = l_{2B} = l_{pr} + l_{su} + l_{g2} \quad (15)$$

由水平方向受力平衡, 得到

$$N_{2a} = N_{2b} = N_{2c} \quad (16)$$

式中: N_{2a} 、 N_{2b} 、 N_{2c} 分别为铰接岩块在 a、b、c 点处的

水平分力。

由 A 和 B 组成的整体而言,由竖向受力平衡,得到

$$S_{2a} + q_{c2}l_{pr} + q_{s2}l_{su} - q_{g2}(l_{pr} + l_{su}) + S_{2c} = 0 \quad (17)$$

式中: S_{2a} 、 S_{2b} 、 S_{2c} 分别表示铰接岩块在 a 、 b 、 c 点处的竖向分力。

整体对 a 点取力矩平衡,得到

$$\frac{q_{g2}(l_{pr} + l_{su})^2 - q_{c2}l_{pr}^2}{2} - q_{s2}l_{su}\left(\frac{l_{su}}{2} + l_{pr}\right) - S_{2c}(l_{2A} + l_{2B}) + N_{2c}(M_{r2} - w_{2c} - a_2) = 0 \quad (18)$$

对 B 分析,对 b 点取力矩平衡,得到

$$S_{2c}l_{2B} - N_{2c}\left(w_{2c} - w_{2b} + \frac{a_2}{2}\right) = 0 \quad (19)$$

q_{c2} 对应的变形与其下方煤岩体变形一致,得到

$$\frac{\theta_{2a}l_{pr}}{2} = \frac{q_{c2}}{k_{c2}} \quad (20)$$

式中: k_{c2} 为煤层与主控承载层 II 下方软弱岩层的组合刚度。

q_{s2} 对应的变形与其下方岩体、支架组合体变形一致,得到

$$\theta_{2a}l_{pr} + \frac{\theta_{2a}l_{su}}{2} = \frac{q_{s2}}{k_{su2}} \quad (21)$$

式中: k_{su2} 为支架与主控承载层 II 下方岩层的组合刚度。

由超前区段 q_{c2} 及支护区段 q_{s2} 的竖向变形一致性,联合式 (13)、(19)、(20),得特征方程:

$$f_{2a}(S_{2b}, q_{c2}, q_{s2}) = 0 \quad (22)$$

$$f_{2b}(S_{2b}, q_{c2}, q_{s2}) = 0 \quad (23)$$

结合采空区后方变形协调方程,得特征方程:

$$f_{2c}(S_{2b}, q_{c2}, q_{s2}, \theta_{2b}) = 0 \quad (24)$$

结合式 (11)一式 (15),将式 (16)代入式 (17)一式 (19),可依次得到

$$f_{2d}(S_{2a}, S_{2c}, q_{c2}, q_{s2}) = 0 \quad (25)$$

$$f_{2e}(N_{2a}, S_{2b}, S_{2c}, q_{c2}, q_{s2}, \theta_{2b}) = 0 \quad (26)$$

$$f_{2f}(N_{2a}, S_{2b}, S_{2c}, q_{c2}, q_{s2}, \theta_{2b}) = 0 \quad (27)$$

由 6 个特征方程式 (22)一式 (27),7 个未知数、方程,化简得到如下特征方程:

$$N_{2a} = N_{2a}(q_{s2}) \quad (28)$$

$$S_{2a} = S_{2a}(q_{s2}) \quad (29)$$

可以得到铰接梁滑落失稳判据:

$$N_{2a}(q_{s2}) \tan \varphi \leq S_{2a}(q_{s2}) \quad (30)$$

铰接梁回转变形失稳判据:

$$N_{2a}(q_{s2}) \geq a_2 \eta \sigma_c \quad (31)$$

式中: $\tan \varphi$ 为岩块间的摩擦因数; N_{2a} 为岩块 A 在煤壁前方断裂铰接处的水平分力, kN; S_{2a} 为岩块 A 在煤壁前方断裂铰接处的竖向分力, kN; N_{2a}/a_2 为岩块接触面上的挤压应力, MPa; $\eta \sigma_c$ 为岩块在端角挤压强度,其中 η 可取 0.3; σ_c 为岩块的单轴抗压强度, MPa。

4.4 实例分析

结合现场实际开采条件,取铰接梁长度为 137.5 m,超前支承压力峰值位置距工作面 5~7 m,支架控顶距 $l_{s1}=7.0$ m;煤层上覆 1.67 m 处厚度为 27.86 m 的细粒砂岩为主控承载层 I,弹性模量 $E_{f1}=8\ 820$ MPa。煤层上覆 30.86 m 处厚度为 11.94 m 的细粒砂岩为主控承载层 II,弹性模量 $E_{f1}=10\ 330$ MPa。煤层上覆 71.48 m 处厚度为 20.8 m 的细粒砂岩为主控承载层 III,弹性模量 $E_{f1}=5\ 490$ MPa。

通过计算得到以下参数:主控承载层 II 滑落及回转变形失稳时所需支架支护强度分别为 2.32 和 1.91 MPa,主控承载层 III 滑落及回转变形失稳时所需支架支护强度分别为 2.90 和 2.14 MPa。

5 结 论

1) 10 m 超大采高开采矿压显现强烈,具有“来压步距大、动载明显、支架下缩量和安全开启率高”的特征。周期来压步距以 10~25 m 为主,平均 17.8 m,较同翼综放开采时的周期来压的步距增幅为 5.2%~21%;周期来压最大动载系数 1.44~1.68,平均 1.60,其中周期来压最大动载系数为 1.60 以上的占比 63%,较同翼综放开采增幅 60%;支架最大下缩量聚集于 0.4~1.0 m 范围,平均 0.63 m,液压支架安全阀开启率为 10.6%~78.9%,来压期间安全阀开启率大于 50% 的占比达 48.1%。

2) 工作面来压区域性明显,具有“大小周期来压、多次连续性大周期来压”的特点。大周期强来压期间微震大能量事件聚集于煤层上方 20、50 和 80 m 处的层位,能量聚集层位随工作面推采沿走向呈“低-高-低”往复循环变化的波浪形分布。工作面煤层上覆 13 m 以内岩层破断造成工作面小周期来压,其上覆岩层在采空区后方处于长距悬顶状态,中上部厚硬岩层具有同步联动破断特征,从而造成工作面大周期来压。

3) 应力拱扩展受坚硬顶板的影响,至坚硬岩层时应力拱纵向发展临时中断,拱的跨度随坚硬顶板悬顶长度的增加而增大,形成了前、后两端为半拱状、中部为梁的“拱-梁”的结构。不同层位的坚硬顶板形成的“拱-梁”结构叠合发育,在垂直方向上形成“叠合拱-梁”的结构。

4) 多层厚硬顶板下超大采高工作面开采上覆岩层呈叠合“拱-梁”结构,下位“拱-梁”破断造成小周期来压,破断后岩块成台阶状接触,中上部“拱-梁”破断造成大周期来压,其连贯性破断造成多次连续性大周期来压,破断后岩块呈铰接状态。中位主控承载层Ⅱ及高位主控承载层Ⅲ滑落及回转变形失稳时所需支架支护强度分别为2.32~2.90和1.91~2.14 MPa,若不采取有效的顶板弱化技术,现有支护装备难以有效实现工作面围岩的控制。

参考文献(References):

- [1] 王国法, 庞义辉. 特厚煤层大采高综采综放适应性评价和技术原理[J]. 煤炭学报, 2018, 43(1): 33-42.
WANG Guofa, PANG Yi hui. Full-mechanized coal mining and caving mining method evaluation and key technology for thick coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43(1): 33-42.
- [2] 孟宪锐, 王鸿鹏, 刘朝晖, 等. 我国厚煤层开采方法的选择原则与发展现状[J]. 煤炭科学技术, 2009, 37(1): 39-44.
MENG Xianrui, WANG Hongpeng, LIU ChaoHui, et al. Selection principle and development status of thick seam mining methods in China[J]. Coal Science and Technology, 2009, 37(1): 39-44.
- [3] 康红普, 徐刚, 王彪谋, 等. 我国煤炭开采与岩层控制技术发展40a及展望[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2019, 1(2): 7-39.
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(2): 7-39.
- [4] 王国法, 杜毅博, 徐亚军, 等. 中国煤炭开采技术及装备50年发展与创新实践-纪念《煤炭科学技术》创刊50周年[J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(1): 1-18.
WANG Guofa, DU Yibo, XU Yajun, et al. Development and innovation practice of China coal mining technology and equipment for 50 years: commemorate the 50th anniversary of the publication of Coal Science and Technology[J]. Coal Science and Technology, 2023, 51(1): 1-18.
- [5] 徐刚, 张震, 杨俊哲, 等. 8.8 m超大采高工作面支架与围岩相互作用关系[J]. 煤炭学报, 2022, 47(4): 1462-1472.
XU Gang, ZHANG Zhen, YANG Junzhe, et al. Interaction between support and surrounding rock in 8.8 m super mining height working face[J]. Journal of China Coal Society, 2022, 47(4): 1462-1472.
- [6] 王国法, 庞义辉. 8.2 m超大采高综采成套装备研制及应用[J]. 煤炭工程, 2017, 49(11): 1-5.
WANG Guofa, PANG Yihui. Development and application of complete equipment for fully mechanized mining with 8.2m super-large mining height[J]. Coal Engineering, 2017, 49(11): 1-5.
- [7] 杨俊哲. 7.0 m大采高工作面覆岩破断及矿压显现规律研究[J]. 煤炭科学技术, 2017, 45(8): 1-7.
YANG Junzhe. Study on overlying strata breakage and strata behaviors law of 7.0 m mining height working face[J]. Coal Science and Technology, 2017, 45(8): 1-7.
- [8] 杨俊哲. 8 m大采高综采工作面关键回采技术研究[J]. 煤炭科学技术, 2017(11): 9-14.
YANG Junzhe. Research on key mining technology of fully-mechanized working face with 8 m large mining height[J]. Coal Science and Technology, 2017(11): 9-14.
- [9] 高有进. 8.8 m液压支架设计与制造关键技术研究[J]. 煤炭科学技术, 2017, 45(11): 15-20.
GAO Youjin. Study on design and manufacturing key technology of 8.8m hydraulic powered support[J]. Coal Science and Technology, 2017, 45(11): 15-20.
- [10] 杨俊哲. 8.8m智能超大采高综采工作面关键技术与装备[J]. 煤炭科学技术, 2019, 47(10): 116-124.
YANG Junzhe. Key technologies and equipments for 8.8 m intelligent super large mining height fully-mechanized mining face mining[J]. Coal Science and Technology, 2019, 47(10): 116-124.
- [11] 张震. 多层厚硬顶板大采高综放工作面强动载矿压机理与控制研究[D]. 北京: 煤炭科学研究总院, 2024.
ZHANG Zhen. Study on the mechanism and control of strong dynamic load mine pressure in large mining height full-mechanized caving face with multiple thick and hard roof[D]. Beijing: China Coal Research Institute, 2024.
- [12] 弓培林. 大采高采场围岩控制理论及应用研究[D]. 太原: 太原理工大学, 2006.
GONG Peilin. Study on control theory and application of surrounding rock in large mining height stope[D]. Taiyuan: Taiyuan University of Technology, 2006.
- [13] 弓培林, 靳钟铭. 大采高综采采场顶板控制力学模型研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2008, 27(1): 193-198.
GONG Peilin, JIN Zhongming. Mechanical model study on roof control for fully-mechanized coal face with large mining height[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2008, 27(1): 193-198.
- [14] 弓培林, 靳钟铭. 大采高采场覆岩结构特征及运动规律研究[J]. 煤炭学报, 2004, 29(1): 7-11.
GONG Peilin, JIN Zhongming. Study on the structure characteristics and movement laws of overlying strata with large mining height[J]. Journal of China Coal Society, 2004, 29(1): 7-11.
- [15] 黄庆享, 马龙涛, 董博, 等. 大采高工作面等效直接顶与顶板结构研究[J]. 西安科技大学学报, 2015, 35(5): 541-546, 610.
HUANG Qingxiang, MA Longtao, DONG Bo, et al. Research on equivalent immediate roof and roof structure of large mining height face[J]. Journal of Xi'an University of Science and Technology, 2015, 35(5): 541-546, 610.
- [16] 黄庆享, 刘文岗, 田银素. 近浅埋煤层大采高矿压显现规律实测研究[J]. 矿山压力与顶板管理, 2003, 20(3): 58-59, 118.
HUANG Qingxiang, LIU Wengan, TIAN Yinsu. Study on the observed law of ore pressure development in large mining height near

- shallow seam[J]. *Mine Pressure and Roof Management*, 2003, 20(3): 58–59, 118.
- [17] 黄庆享, 刘建浩. 浅埋大采高工作面煤壁片帮的柱条模型分析[J]. *采矿与安全工程学报*, 2015, 32(2): 187–191.
HUANG Qingxiang, LIU Jianhao. Vertical slice model for coal wall spalling of large mining height longwall face in shallow seam[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2015, 32(2): 187–191.
- [18] 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.
- [19] 尹希文, 闫少宏, 安宇. 大采高综采面煤壁片帮特征分析与应用[J]. *采矿与安全工程学报*, 2008, 25(2): 222–225.
YIN Xiwen, YAN Shaohong, AN Yu. Characters of the rib spalling in fully mechanized caving face with great mining height[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2008, 25(2): 222–225.
- [20] 尹希文. 我国大采高综采技术及围岩控制研究现状[J]. *煤炭科学技术*, 2019, 47(8): 37–45.
YIN Xiwen. Research status of strata control and large mining height fully-mechanized mining technology in China[J]. *Coal Science and Technology*, 2019, 47(8): 37–45.
- [21] 许家林, 鞠金峰. 特大采高综采面关键层结构形态及其对压显现的影响[J]. *岩石力学与工程学报*, 2011, 30(8): 1547–1556.
XU Jialin, JU Jinfeng. Structure and shape of key layer of high mining height fully mechanized mining face and its influence on ore pressure development[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2011, 30(8): 1547–1556.
- [22] 鞠金峰, 许家林, 朱卫兵, 等. 7.0 m 支架综采面矿压显现规律研究[J]. *采矿与安全工程学报*, 2012, 29(3): 344–350, 356.
JU Jinfeng, XU Jialin, ZHU Weibing, et al. Strata behavior of fully-mechanized face with 7.0 m height support[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2012, 29(3): 344–350, 356.
- [23] 杨胜利, 孔德中. 大采高煤壁片帮防治柔性加固机理与应用[J]. *煤炭学报*, 2015, 40(6): 1361–1367.
YANG Shengli, KONG Dezhong. Flexible reinforcement mechanism and its application in the control of spalling at large mining height coal face[J]. *Journal of China Coal Society*, 2015, 40(6): 1361–1367.
- [24] 杨胜利, 王兆会, 吕华永. 大采高采场周期来压顶板结构稳定性及动载效应分析[J]. *采矿与安全工程学报*, 2019, 36(2): 315–322.
YANG Shengli, WANG Zhaohui, LYU Huayong. Analysis of structure stability of main roof and dynamic loading effect during periodic weighting in a large mining height stope[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2019, 36(2): 315–322.
- [25] 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.
- [26] 许永祥, 王国法, 李明忠, 等. 超大采高综放开采煤壁板裂片帮机理研究[J]. *采矿与安全工程学报*, 2021, 38(1): 19–30.
XU Yongxiang, WANG Guofa, LI Mingzhong, et al. Mechanism of slabbed spalling failure of the coal face in fully mechanized caving face with super large cutting height[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2021, 38(1): 19–30.
- [27] 刘俊峰, 唐恩贤, 许永祥, 等. 大采高智能化开采煤壁全过程精准控制技术研究[J]. *煤炭科学技术*, 2019, 47(10): 131–135.
LIU Junfeng, TANG Enxian, XU Yongxiang, et al. Study on full process precision control technology of coal wall under large mining height intelligent mining condition[J]. *Coal Science and Technology*, 2019, 47(10): 131–135.
- [28] 韩会军, 王国法, 许永祥, 等. 6~10 m 厚煤层超大采高液压支架及其工作面系统自适应智能耦合控制[J]. *煤炭科学技术*, 2024, 52(5): 276–288.
HAN Huijun, WANG Guofa, XU Yongxiang, et al. Adaptive intelligent coupling control of hydraulic support and working face system for 6–10 m super high mining in thick coal seams[J]. *Coal Science and Technology*, 2024, 52(5): 276–288.