



移动扫码阅读

崔峰,冯港归,贾冲,等.冲击地压矿井近距离特厚煤层综放工作面合理推进速度研究[J].煤炭科学技术,2023,51(7):287-297.

CUI Feng, FENG Ganggui, JIA Chong, *et al.* Study on reasonable advancing speed of fully-mechanized top-coal caving face in mining contiguous extra-thick coal seams in rockburst mine[J]. Coal Science and Technology, 2023, 51(7): 287-297.

冲击地压矿井近距离特厚煤层综放工作面 合理推进速度研究

崔峰^{1,2,3},冯港归¹,贾冲¹,张随林¹,孙敬轩¹

(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. 自然资源部煤炭资源勘查与综合利用重点实验室,陕西西安 710021)

摘要:针对工作面推进速度过快易诱发冲击地压的问题,以宽沟煤矿近距离特厚煤层 W1123 综放工作面开采为背景,采用数值模拟及理论分析的综合分析方法,通过研究近距离特厚煤层不同推进速度影响下煤岩采动应力、能量演化特征,分析不同推进速度下覆岩运移破断特征,评估不同推进速度影响下煤岩体冲击危险性,综合研究确定了工作面的合理推进速度。研究表明:工作面开采引起的超前支承压力峰值应力随推进速度增加呈明显的非线性递增趋势,且其增幅逐渐增加,在实体煤下回采应力水平明显高于采空区下,超前支承压力呈现明显的双峰值现象;随推进速度提高,覆岩初次破断距及覆岩内积聚的弹性能显著增加,应变能密度也随之逐渐升高;覆岩位移变化量随推进速度增加急剧增加,破坏范围广,呈现出明显的非连续变形特征,同时推进速度愈快,覆岩破断影响范围越广,运移演化愈剧烈;随推进速度提高,工作面煤岩冲击危险性指数随之明显增大,且在实体煤下回采时的危险性远大于采空区下,其上覆煤层开切眼后方 100 m 范围冲击危险性指数随推进速度提高急剧升高,为冲击影响的高危险区域。数值模拟研究结果综合认为 W1123 工作面在保证安全高效生产前提下,相对适宜的推进速度应不大于 6.4 m/d。研究结果为近距离煤层冲击地压矿井的安全高效开采提供了科学指导。

关键词:近距离煤层;冲击地压;推进速度;能量积聚;特厚煤层;综放开采

中图分类号:TD324 文献标志码:A 文章编号:0253-2336(2023)07-0287-11

Study on reasonable advancing speed of fully-mechanized top-coal caving face in mining contiguous extra-thick coal seams in rockburst mine

CUI Feng^{1,2,3}, FENG Ganggui¹, JIA Chong¹, ZHANG Suilin¹, SUN Jingxuan¹

(1. College of Energy Engineering, Xi'an University of Science and Technology, Xi'an 710054, China; 2. Key Laboratory of Western Mine Mining and Disaster Prevention, Ministry of Education, Xi'an University of Science and Technology, Xi'an 710054, China; 3. Key Laboratory of Coal Resources Exploration and Comprehensive Utilization, Ministry of Natural Resources, Xi'an 710021, China)

Abstract: In view of the rock burst problem caused by too fast advancing speed of the working face, taking the mining of W1123 fully mechanized top coal caving face in contiguous extra-thick coal seam in Kuangou Coal Mine as the background, the comprehensive analysis method of numerical simulation and theoretical analysis is adopted. By studying the mining stress and energy evolution characteristics of coal and rock under the influence of different advancing speeds, the characteristics of overlying strata movement and breaking at different advancing speeds are analyzed, and the burst risk of coal and rock mass under the influence of different advancing speeds is evaluated. The reasonable advancing speed of the working face is determined by comprehensive research. The results show that the peak stress of front abutment pressure caused by mining in the working face shows an obvious nonlinear increase trend with the increase of advancing speed, and its increase rate gradually increases. The mining stress level under solid coal is obviously higher than that under goaf, and the front

收稿日期:2022-05-14 责任编辑:朱恩光 DOI: 10.13199/j.cnki.cst.2022-0729

基金项目:国家自然科学基金资助项目(51874231);陕西省创新能力支撑计划资助项目(2020KJXX-006);陕西省自然科学基金基础研究计划企业联合基金资助项目(2019JLZ-04)

作者简介:崔峰(1986—),男,河南新乡人,教授,博士。E-mail: cui Feng9418@163.com

abutment pressure shows an obvious double peak shape. With the increase of advancing speed, the initial breaking distance of overburden and the elastic energy accumulated in overburden obviously increase, and the strain energy density also gradually increases. The displacement of overlying strata increases sharply with the advancing speed, and the damage range is large, showing obvious discontinuous deformation characteristics. At the same time, the faster the advancing speed, the larger the influence range of overlying strata breakage, and the more severe the migration evolution. With the increase of advancing speed, the burst risk index of coal and rock in working face increases obviously, and the risk of mining under solid coal is far greater than that under goaf. The burst risk index of 100 m behind the setup room of overlying coal seam rises sharply with the increase of advancing speed, which is a high-risk area with bursts. According to the results of numerical simulation, it is considered that the relative suitable advancing speed of W1123 working face should be no more than 6.4 m/d on the premise of ensuring safe and efficient production. The research results provide scientific guidance for safe and efficient mining of rock burst prone mines in coal seams occur in close proximity.

Key words: contigious coal seams; rock burst; advance speed; energy accumulation; extra-thick coal seams; fully-mechanized top-coal caving face

0 引言

我国中东部煤炭资源逐渐濒临枯竭,煤炭开采战略重心逐渐向西部地区转移^[1],随着采煤技术与装备水平的发展,矿井开采强度逐渐增大,开采扰动强度过大时产生的动力灾害更具冲击性和突然性^[2],致使冲击地压已成为目前威胁煤矿安全最为突出的动力灾害之一^[3]。而影响冲击地压的因素众多,矿井开采强度作为众多开采技术影响因素之一,近些年来随着对冲击地压研究工作的深入与细化,逐渐受到重视。开采强度的不同主要体现在煤层采高、工作面宽度、推进速度等参数的差异。在采高、工作面宽度等确定的情况下,主要受推进速度的影响,特别是近距离煤层开采存在实体煤下单次采动与采空区下重复采动的复杂空间影响,煤岩赋存条件特殊,不同采动强度下动静载叠加诱发强矿压显现的机制复杂,因此亟需开展冲击地压矿井近距离特厚煤层综放工作面推进速度研究。近距离煤层指井田开采范围内相邻两层煤的层间距离较小,开采时相互影响的煤层^[4],一般采用下行开采,在上层煤开采结束后,其上部覆岩垮落,下层煤二次开采造成重复采动,对覆岩结构的整体性造成严重影响^[5]。在工作面推进速度研究方面,现场实践发现,工作面高速推进易诱发冲击地压等动力灾害,诸多学者根据煤层资源赋存条件等取得不同的研究成果,其中张宏伟等^[6]认为随推进速度提高,煤体应力升高速率加快,煤体脆性增强,进而导致煤岩冲击倾向性增强。王家臣等^[7]认为工作面推进速度提高,基本顶断前积聚的弹性应变能及初始动能增加,发生破断失稳的可能性越大。谭云亮等^[8]分析不同开采因素与所产生动能之间关系,得到开采进尺与所产生的动能之间呈正相关关系。冯龙飞等^[9]研究发现推进速度越快围岩单位时

间内积聚的能量越多,结合微震监测分析得到大采高工作面安全临界推进速度为4 m/d。笔者^[10-11]通过对采动影响的微震监测分析,得到宽沟煤矿B4-1煤层推进速度为4 m/d时较为合宜。谢广祥等^[12]认为推进速度越快,超前支承压力峰值越大,且峰值位置距离煤壁越近。闫宪磊^[13]指出推进速度越快,煤岩发生冲击地压危险性越高。刘金海等^[14]揭示了工作面高速推采、非匀速开采时冲击危险性较大,易诱发冲击地压。赵同彬等^[15]通过微震活动表现出的低能高频现象认为推进速度为4.0 m/d左右时,更有利于覆岩能量释放。马海峰等^[16]发现随着推进速度的增加,煤岩的峰值强度呈不断增大趋势。崔峰等^[17]基于加卸载响应比研究认为冲击地压矿井急倾斜巨厚煤层工作面推进速度为4.8 m/d时能较好实现安全高效开采。

上述学者通过理论分析、模拟试验、现场监测等不同方法,对工作面推进速度影响下的采场围岩矿压及冲击危险性进行了有益的探索,为后续相关研究奠定了坚实的基础,但针对冲击地压矿井近距离煤层综放工作面推进速度的研究相对较少。因此,采用数值模拟、理论分析等方法,对冲击地压矿井近距离煤层综放工作面合理推进速度展开综合研究,为类似工程条件下冲击地压灾害防治提供理论基础。

1 工程概况及数值模型建立

1.1 工程概况

宽沟煤矿隶属国能新疆宽沟矿业有限责任公司,为典型的冲击地压矿井,行政区隶属昌吉州呼图壁县管辖,井田东西长约9.7 km,南北宽约3.15 km,井田面积约20.132 5 km²,矿井主要赋存B4-1和B2两层煤,其中B4-1煤层具有强冲击倾向性,顶板具有弱冲击倾向性,煤层平均厚度3.0 m,平均倾角14°,

其主采的 W1145 工作面倾向宽度约 175 m, 走向长度约 746 m, 目前已回采结束。在 B4-1 煤层下方约 43.8 m 的 B2 煤层具有弱冲击倾向性, 顶板具有强冲击倾向性, 煤层平均埋深约 392 m, 煤层平均厚度 9.5 m, 煤层倾角为 12°~14°, 顶板多为粉砂质泥岩、粉砂岩; 底板多为粉砂岩、中砂岩, 结构简单, 不含夹矸, 属稳定特厚煤层。其主采的 W1123 工作面倾向宽度约 192 m, 走向长度约 1 468 m, 采用综放开采, 采高 3.2 m, 放煤高度 6.3 m, 采放比为 1 : 1.97, B4-1 煤层与 B2 煤层工作面分布情况如图 1 所示。

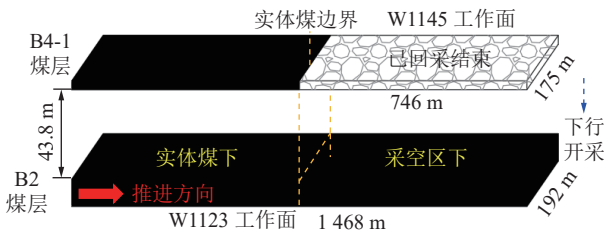


图 1 工作面开采布局

Fig.1 Mining layout of working face

由图 1 可知, W1123 工作面回采面临着在上覆 B4-1 煤层实体煤下单次采动与 W1145 工作面采空区下重复采动的复杂环境, 上覆 B4-1 煤层实体煤与采空区交界作为边界支承点, 承受着采空区覆岩破断后传递的应力, 在实体煤一定区域内形成支承压力升高区, 在其下方岩层一定范围内形成应力集中区, 随着 B2 煤层 W1123 工作面的开采, 工作面的采动应力和 W1145 采空区交界实体煤引起的应力集中区叠加, 形成一个新的应力集中区, 该区域的形成在一定程度上会加剧下部 W1123 工作面矿压显现强度, 煤层交界覆岩结构特征如图 2 所示。

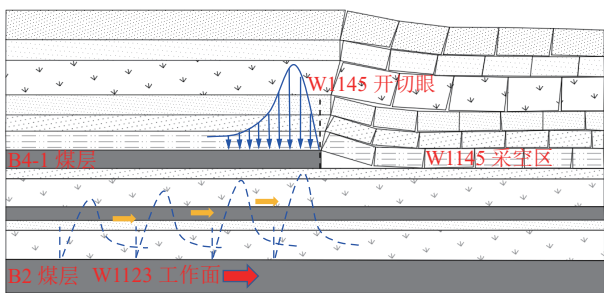


图 2 采动覆岩结构及应力分布

Fig.2 Overlying rock structure and stress distribution during mining

1.2 数值分析模型的构建及方案设计

鉴于 3DEC 数值模拟分析能够很好反映工作面覆岩运移垮落、能量积聚特征等, 根据宽沟煤矿地质条件, 借助 3DEC 数值模拟软件, 建立并基于现场实

测数据校核了数值模型, 采用理想弹塑性本构模型莫尔-库仑准则判断岩体的破坏。

通过数值模拟试验, 对 W1123 工作面不同推进速度下的采场围岩矿压规律及冲击危险性进行研究, 其 W1123 工作面区域钻孔局部综合柱状(ZK201)如图 3 所示。根据现场地质调查与岩石力学试验结果综合确定煤岩物理力学参数, 数值模拟实验中煤层顶底板附近区域主要煤岩物理力学参数见表 1。

层号	柱状	层厚/m	岩性
33		7.90	泥岩
34		4.70	粗粒砂岩
35		3.00	B4-1 煤
36		3.00	粗粒砂岩
37		7.70	泥岩
38		14.40	粗粒砂岩
39		5.00	泥岩
40		15.70	细粒砂岩
41		9.50	B2 煤
42		4.00	泥岩
43		21.90	细粒砂岩

图 3 W1123 工作面局部钻孔综合柱状(ZK201)

Fig.3 Comprehensive histogram of local drilling in W1123 working face (ZK201)

建立宽沟煤矿走向数值模拟模型的尺寸为: 长×宽×高为 1 600 m×60 m×378 m, 采用摩尔-库仑准则判断煤岩体的破坏, 将模型顶部未模拟岩层换算成 5.4 MPa 的等效载荷施加于模型顶部, 四周和底边限制变形, 得到 W1123 工作面走向数值计算模型如图 4 所示, 为去除边界效应, B1 煤层及 B2 煤层边界煤柱均留设 65 m。

设计模拟方案采用一次采全高的开采方法, 对于冲击地压矿井的推进速度研究, 业内学者^[7,9-10,15]大多采用 4 m/d 作为安全或中等推进速度。随着矿井机械化水平的提高及智能监测设备的应用, 一定程度上实现了对冲击地压等事故的精准防控, 在保证安全生产的前提下, 部分矿井将提高工作面推进速度作为提升矿井生产能力的首选措施。笔者对此加以充分考虑, 在综合考虑上述因素的基础上, 此次将推进速度暂定为 4.0 m/d 以下、4.0~8.0 m/d, 8.0 m/d 以上 3 个区域范围, 将推进速度划分为低速、中速、高速 3 种推进速度。同时对对比工作面推进至同一位置时推进速度对采动应力、能量积聚、覆岩破断特征及煤岩冲击危险性的影响规律, 结合宽沟

表1 部分岩层煤岩力学参数

Table 1 Mechanical parameters of rock strata and coal rocks

岩性	密度/($\text{kg}\cdot\text{m}^{-3}$)	抗拉强度/MPa	弹性模量/MPa	抗压强度/MPa	泊松比	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	黏聚力/MPa	内摩擦角/($^{\circ}$)
砂砾岩	2 532	2.33	25 400	34.32	0.27	14.17	8.50	8.92	28
B4-1煤	1 303	1.97	7 485	24.80	0.35	6.25	2.88	3.81	21
粗砂岩	2 541	4.48	25 820	48.23	0.19	13.45	10.94	9.73	29
泥岩	2 533	2.28	15 420	37.65	0.20	7.42	3.83	4.39	30
细砂岩	2 592	3.17	33 420	57.60	0.18	19.57	14.07	6.58	27
B2煤	1 640	2.15	4 923	26.76	0.36	4.92	2.74	4.30	24

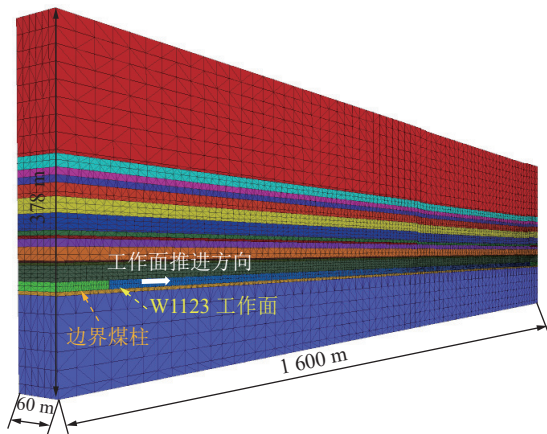


图4 数值模拟模型设计

Fig.4 Design of numerical simulation model

煤矿采煤机滚筒 0.8 m 的单次截深,设计 3.2、6.4、9.6 m/d 作为低速、中速、高速推进速度,根据设计的 3 种推进速度,将模型 W1123 工作面煤层走向开挖区域网格划分采用 3.2、6.4、9.6 m/d 推进速度下的最大公因子 3.2 m,以此来保证同一数值模型进行不同推进速度下试验效果分析,进一步提高了数值模拟的准确性,在靠近煤层附近区域的顶板岩层中,为了使数值模拟效果更接近于实际,更好地模拟出覆岩运移破断等效果,块体尺寸相对较小,随着逐渐远离煤层,块体尺寸略微增大。并据此展开近距离煤层综放工作面不同推进速度对采动应力、能量积聚、覆岩破断特征及冲击危险性分析。

2 不同推进速度对采动应力变化与覆岩能量积聚特征的影响

地下媒体开采对媒体来说是卸载过程,相反对周围岩体是加载过程,推进速度作为开采强度的主要影响因素之一,其对煤岩体内部应力、能量演化影响显著,为此本次采用数值模拟试验分析不同推进速度下的超前支承压力分布、覆岩的弹性能积聚等规律。

2.1 推进速度对采动应力的影响

由于 W1123 工作面煤层赋存空间复杂,地下开采活动的进行造成采场围岩应力的转移及重新分布,破坏了原有的应力平衡状态,推进速度越快,周围岩体的加载速率越大^[18]。推进速度提高导致周围岩体加卸载活动剧烈,加剧了围岩局部应力集中现象,易诱发覆岩发生破断失稳。

为研究工作面在实体煤下回采和采空区下回采的超前支承压力演化规律,分析了工作面以不同推进速度推进至相同位置时工作面前方的顶板应力演化规律,并选取工作面推进至 280、600、800、1 000、1 300 m 五个位置,绘制出超前支承压力演化趋势如图 5 所示。

由图 5 可知,工作面分别在实体煤与采空区下回采时,超前支承压力峰值均随工作面向前推进不断增大,其影响范围随工作面的推进不断向前推移,峰值应力随之向前推移,且随推进速度的提高,超前支承压力峰值也随之不断增大。实体煤下超前支承压力明显大于采空区下,在接近上覆 B1 煤层 W1145 工作面开切眼后方 100 m 左右范围内出现了较为明显的应力集中现象,超前支承分布近似呈现“双峰值”现象。主要是由于上覆 W1145 工作面回采后,其开切眼左侧实体煤承载了部分未垮落覆岩结构以及边界未压实的铰接结构的应力,W1123 回采形成的采动应力与 W1145 工作面采空区的残余支承压力叠加,致使应力水平升高,当工作面推进至上覆 W1145 开切眼附近时,超前支承压力峰值快速上升,峰值应力达到最大。

工作面在实体煤下回采时,随着工作面推进速度的不断提高,超前支承压力峰值不断增大。从图 5a 可以看出,当工作面以 3.2 m/d 回采时,超前支承压力逐渐由 40.85 MPa 增加至 55.56 MPa,增加了 14.71 MPa,增幅约 36%;从图 5b 推进速度提高至 6.4 m/d 时可以看出,超前支承压力逐渐由 46.94

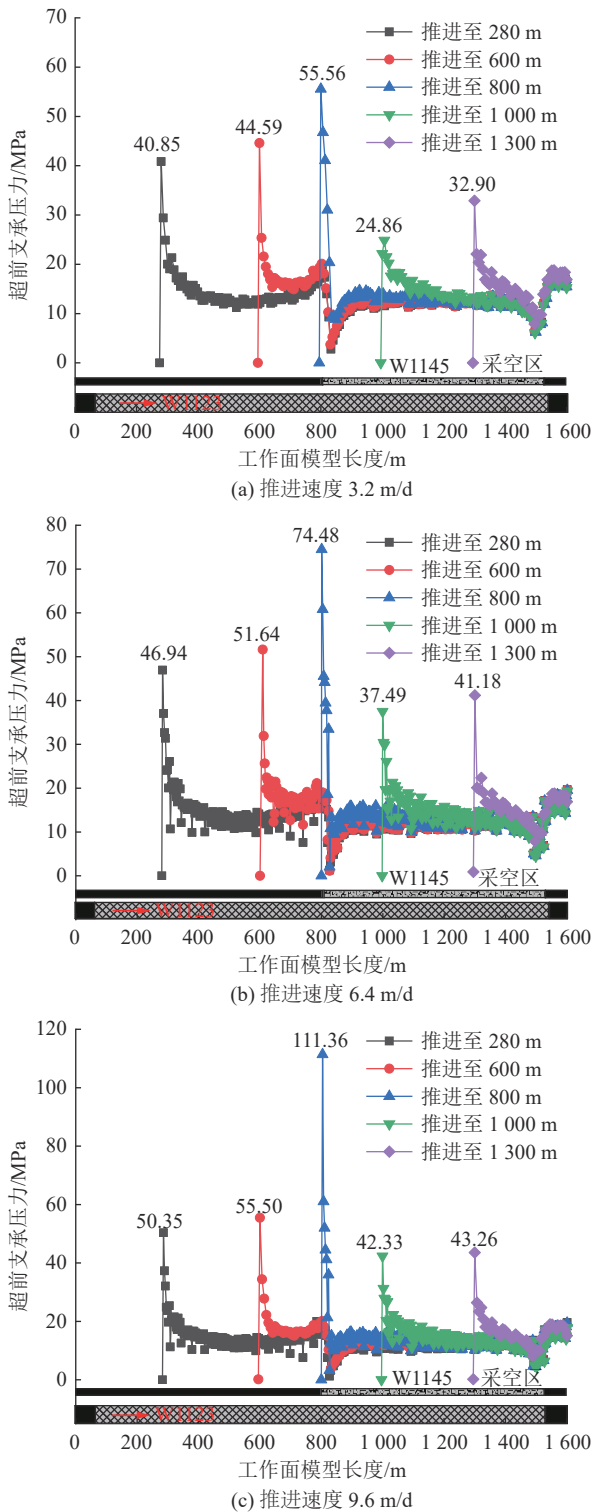


图5 不同推进速度超前支承压力演化规律

Fig.5 Evolution law of advance abutment pressure at different advancing speeds

MPa 增加至 74.48 MPa, 增加了 27.54 MPa, 增幅约 58.67%; 从图 5c 推进速度提高至 9.6 m/d 时可以看出, 超前支承压力逐渐由 50.35 MPa 增加至 111.36 MPa, 增加了 61.01 MPa, 增幅约 121.17%。结合图 5a、图 5b、图 5c 可以看出工作面推进至同一位置

时的超前支承压力随推进速度的提高明显升高, 当工作面推进至 280、600、800 m 时, 超前支承压力峰值随推进速度的提高分别从 40.85 MPa 增加至 50.35, 44.39 MPa 加至 55.50, 55.56 MPa 增加至 111.36 MPa, 3 个不同位置的超前支承压力峰值随推进速度的提升其幅值分别增加了 23.26%、25.03%、100.43%。

而在采空区下回采时, 由于 W1145 采空区的存在, 对采空区与 W1123 工作面中间的岩层起到一定程度的卸荷作用, 使得 W1123 工作面上覆岩层承担的应力相对比较小, 当工作面以 3.2 m/d 回采时, 超前支承压力逐渐由 24.86 MPa 增加至 32.90 MPa, 增加了 8.04 MPa, 增幅约 32.34%; 当推进速度提高至 6.4 m/d 时, 超前支承压力逐渐由 37.49 MPa 增加至 41.18 MPa, 增加了 3.69 MPa, 增幅约 9.84%; 当推进速度提高至 9.6 m/d 时, 超前支承压力逐渐由 42.33 MPa 增加至 43.26 MPa, 增加了 0.93 MPa, 增幅约 2.2%。

工作面推进至不同位置时, 超前支承压力峰值与不同推进速度的关系如图 6 所示。由图 6 可知, 工作面以 3.2、6.4、9.6 m/d 的推进速度推进至同一位置时的平均峰值应力分别为 39.75、50.35、60.56 MPa, 中速(6.4 m/d)、高速(9.6 m/d)推进速度下的峰值应力比低速分别增加约 26.67%、52.35%。峰值应力随着推进速度的增加呈明显的非线性递增趋势, 且其增幅逐渐增加, 其非线性表达式为: $y = 335.10157 - 306.33771e^{(-0.01142x)}$ 。

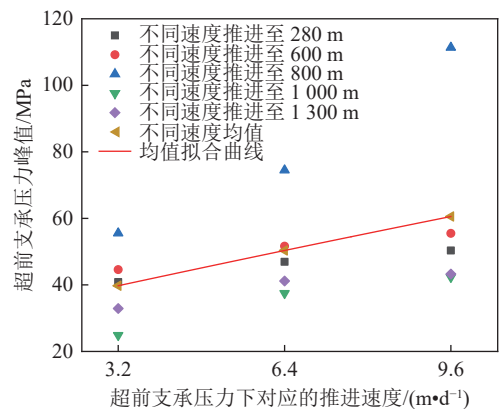


图6 峰值应力与不同推进速度的关系

Fig.6 Relationship between peak stress and different advancing speed

从上述分析可知, 推进速度越快, 超前支承压力峰值愈大, 峰值应力随推进速度增加呈明显的非线性递增趋势, 且其增幅逐渐增加。在实体煤下回采时, 超前支承压力峰值随推进速度的提高不断增大, 其增幅随之不断增加, 推进速度较低时, 采场围岩内部应力水平相对较为缓和。而在采空区下回采时,

超前支承压力较实体煤下明显降低,随推进速度的提高,峰值应力水平呈现略微升高的趋势,但与在实体煤下回采时的应力水平相比还相差甚远,其增幅随推进速度的提高呈现逐渐降低的趋势。

2.2 推进速度对覆岩能量积聚的影响

推进速度的不同造成上覆顶板岩层的应力有所不同,进而导致覆岩内能量变化不一,煤岩体内的能量聚集和突然释放容易诱发动力灾害事故。相关研究表明覆岩破断一般超前于工作面发生^[19]。因此,绘制如图7所示工作面回采过程中的覆岩结构演化特征。

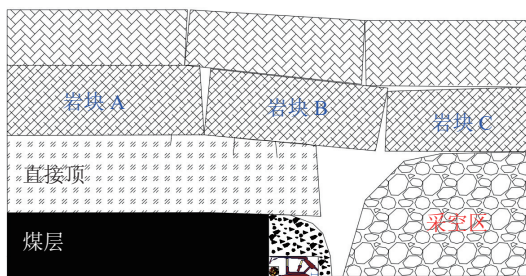


图7 工作面覆岩结构特征

Fig.7 Structural characteristics of overlying strata in working face

同时建立如图8所示的顶板岩层简支梁模型。

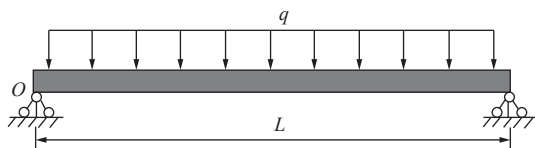


图8 顶板岩层简支梁模型

Fig.8 Simply supported beam model of roof strata

其弯矩 $M(x)$ 为

$$M(x) = \frac{qbx}{2}(L-x) \quad (1)$$

式中: q 为上覆岩层均布荷载, MPa; x 为截面到支点的距离, m; L 为极限长度, m; b 为岩梁宽度, 取 1 m。

通过积分计算得到该简支梁积聚的弹性能 W 为

$$W = \int_0^L \frac{M^2(x)}{2EI} dx = \frac{q^2 L^5 b^2}{240EI} \quad (2)$$

式中: E 为岩层的弹性模量, GPa; I 为转动惯量 $\text{kg} \cdot \text{m}^2$ 。

由式(2)可知,覆岩积聚的能量与覆岩悬空长度呈正相关性,而覆岩的极限悬空长度与推进速度密切相关,推进速度越快,覆岩悬空长度越长,随着覆岩悬空长度的增加,覆岩积聚的弹性能显著增加。结合表1所示岩层物理力学参数,根据3DEC数值

模拟试验研究得出不同推进速度下顶板的初次垮落破断距分别为 54.4、64、76.8 m,取其上方均布荷载 $q=8$ MPa,转动惯量 $I=h^3/12$,并计算覆岩初次破断时的弹性能见表2。

表2 不同推进速度覆岩初次破断距及弹性能特征
Table 2 Initial breaking distance and elastic properties of overlying strata at different advancing speeds

推进速度/($\text{m} \cdot \text{d}^{-1}$)	岩层	初次破断距/m	弹性能/kJ
3.2	厚硬直接顶	54.4	11.79
6.4	厚硬直接顶	64.0	26.57
9.6	厚硬直接顶	76.8	66.11

从表2中得出,随着推进速度的不断提高,覆岩顶板初次垮落步距不断增加,覆岩内积聚的弹性能随之不断增加,工作面以 3.2、6.4、9.6 m/d 推进时覆岩初次破断时覆岩内积聚的弹性能分别为 11.79、26.57、66.11 kJ。中速(6.4 m/d)、高速(9.6 m/d)推进速度下的覆岩弹性能分别是低速(3.2 m/d)时的 2.25 倍、5.61 倍。

同时结合三向应力状态下岩体应变能密度公式^[20],计算煤岩体单位积内积聚的弹性能:

$$U = \frac{1}{2E} [\sigma_1^2 + \sigma_2^2 + \sigma_3^2 - 2\mu(\sigma_1\sigma_2 + \sigma_2\sigma_3 + \sigma_1\sigma_3)] \quad (3)$$

式中: U 为岩体弹性势能, J/m^3 ; $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$ 为岩体三向应力, Pa; μ 为岩体的泊松比。

将 W1123 工作面不同推进速度推进至覆岩初次破断时覆岩应力及煤岩物理力学参数代入式(3),计算并绘制出如图9所示不同推进速度覆岩初次破断时覆岩应变能密度演化趋势。

从图9中可以看出,不同推进速度推进至覆岩初次破断时,应变能密度演化趋势呈相似性,且实体煤下应变能密度远高于上覆 W1145 采空区下。采空区内由于应力释放导致应变能密度极低,当 W1123 工作面以 3.2 m/d 推进时在工作面煤壁前方应变能密度出现激增现象,应变能密度为 43.82 kJ/m^3 ,而后出现缓慢下降趋势,在上覆 W1145 工作面开切眼后方约 100 m 位置时应变能不断增加,在距离开切眼约 50 m 时应变能再次出现激增现象,应变能密度为 30.27 kJ/m^3 ,与实体煤下超前支承压力分布规律的“双峰值”现象相对应,在实体煤下应变能密度呈现出先减后增的演化趋势;当推进速度提高至 6.4 m/d 时,煤壁前方应变能密度激增至 53.10 kJ/m^3 ,在距离 W1145 开切眼约 50 m 时应变能密度

激增至 36.10 kJ/m^3 ；而当推进速度提高至 9.6 m/d 时，煤壁前方应变能密度激增至 64.71 kJ/m^3 ，在距离 W1145 开切眼约 50 m 时应变能密度激增至 37.17 kJ/m^3 。在上覆 W1145 开切眼附近，应变能密度均出现骤降现象，而后缓慢增长，在停采线附近出现缓慢下降趋势，在 W1145 采空区下应变能密度均呈现出先增→平稳过渡→后减的演化趋势。

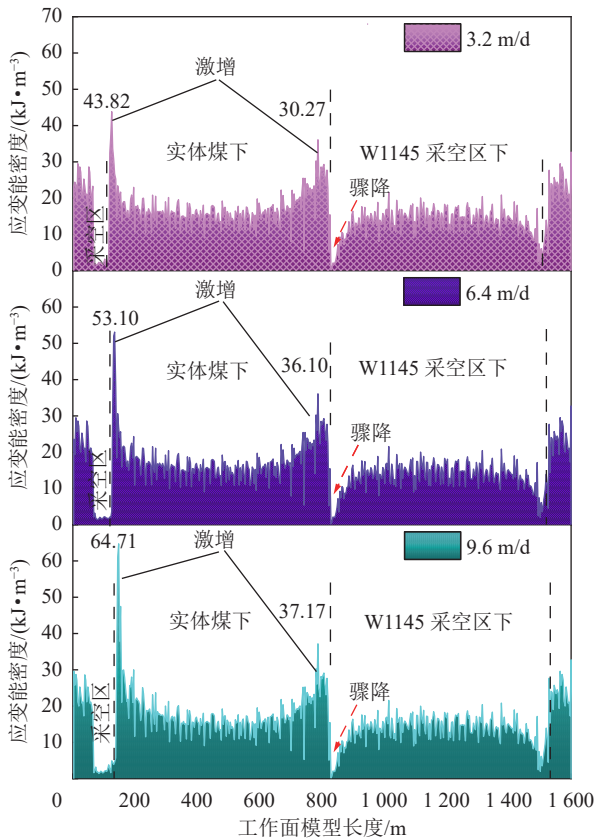


图9 不同推进速度覆岩初次破断时覆岩应变能密度演化趋势
Fig.9 Evolution trend of strain energy density of overlying strata during initial fracture of overlying strata at different advancing speeds

综上所述，随着工作面推进速度的提高，覆岩初次破断距越大，顶板悬空距离越长，覆岩内积聚的能量不断增加，初次破断时应变能密度随之不断增加，同时工作面不同推进速度推进至覆岩初次破断时的应变能密度演化趋势可划分为采空区应变能密度降低阶段、工作面前方应变能密度激增、实体煤下先降低后缓慢增长阶段、W1145 采空区下先增后减的演化趋势。

3 不同推进速度的覆岩运移破断特征及冲击危险性分析

不同推进速度对采动应力与覆岩能量积聚影响较为显著，随着煤岩体采出后，采场应力演化与能量

积聚造成覆岩集中破断，引起工作面的矿压显现，其显现的强度与覆岩运移特征密切相关，覆岩运移破断是引起动力失稳、造成冲击的主要原因，因此分析不同推进速度下覆岩破断特征及煤岩冲击危险性对于矿井安全、高效生产尤为重要。

3.1 推进速度对覆岩运移破断特征的影响

随着煤层采出后，其覆岩空间演化特征普遍发生变化，主要表现在围岩开始活动，引起覆岩结构上的变形、破坏和相对位置上的改变，随着开采的不断扰动与破坏，进一步造成覆岩运移破断，而工作面的矿压显现主要是由采动覆岩集中破断运动引起的，为研究推进速度对覆岩破断的影响，选取3种速度推进至相同位置(以推进至 141.8 m 时)覆岩演化情况进行分析。笔者以位移云图分析覆岩运移与贯通情况，进而得到覆岩变形破坏情况。

由图10工作面不同推进速度的覆岩破坏特征可以看出，当工作面以 3.2 m/d 的速度推进至 141.8 m 时，采空区覆岩中部向上产生近似三角形形状的发育趋势，最大位移约 2.75 m ，距离顶板愈远，位移变化量越小；当推进速度提高至 6.4 m/d 时，采空区左侧覆岩出现明显下沉，覆岩下沉进一步向上扩展，区域进一步加大，采空区中部下沉较为明显的区域不断向上扩展，最大位移为 4.68 m ；而当速度提高至 9.6

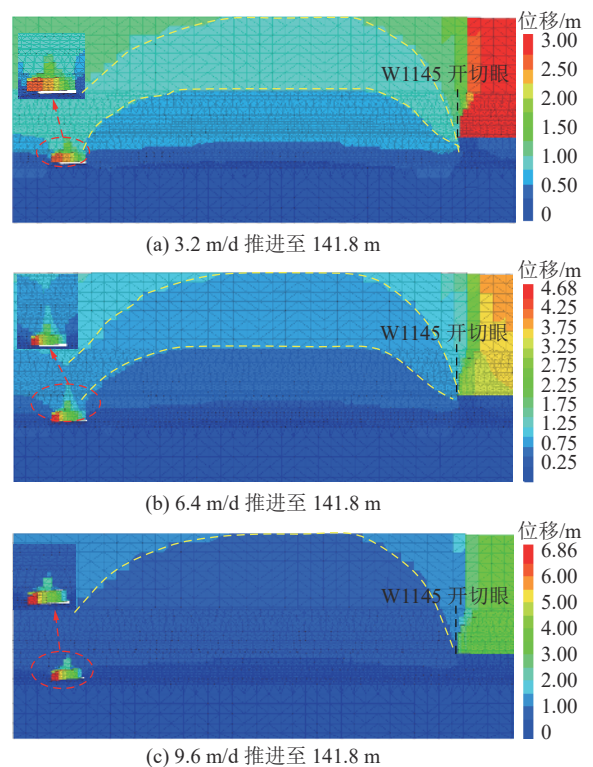


图10 工作面不同推进速度的覆岩破坏特征
Fig.10 Failure characteristics of overlying strata at different advancing speeds in working face

m/d时,采空区左侧覆岩下沉愈加强烈,除了采空区覆岩顶板位移变化强烈外,上覆岩层位移变化不断增大,并与周围岩体相互贯通,最大变化量为6.86 m;从位移云图可以看出,采空区右侧边界与上覆W1145工作面开切眼形成近似半椭球形包络线,当推进速度为3.2、6.4 m/d时,采空区覆岩右侧端部与W1145工作面开切眼形成相连通的2个层次分明的半椭球形包络线,当推进速度提高至9.6 m/d时,采空区覆岩上部仅剩一个与W1145工作面开切眼相连通的包络线,且覆岩变化量大、运移破断剧烈,呈现出明显的非连续变形发育特征,采空区下部覆岩运移演化快速向上传递并逐渐贯通。

综上所述,随着推进速度的增加,覆岩位移变化量不断增大,即覆岩破坏高度及范围进一步扩大,呈现出明显的非连续变形发育特征。由于W1123工作面从开切眼开始,需经历实体煤下-上覆W1145工作面采空区下2个阶段回采过程,因此,选取不同推进速度实体煤下的覆岩破断形态进行对比分析,不同推进速度下W1123工作面在实体煤下回采时覆岩破断形态如图11所示。

从图11可知,工作面在实体煤下回采结束时,覆岩破断下沉均呈现出梯形结构,在采空区覆岩两端中下部位移变化量交替区域(红、绿色变化交替区)裂隙较为发育,随着推进速度的增加,覆岩破断范围进一步加大,其主要体现在采空区右上方覆岩颜色交替变化区域内,推进速度由3.2 m/d逐渐增加到9.6 m/d时,采空区右侧区域内(方框及椭圆圈内)的位移进一步加大,范围进一步扩展,说明随着推进速度提高,覆岩破断范围进一步加大,导致采空区覆岩变化量进一步加大,覆岩运移愈加强烈,直至W1123工作面回采结束,覆岩破断形态如图12所示。

从图12中可以看出,覆岩破断下沉呈现出梯形结构,同时由于上覆B1煤层W1145工作面的存在,使得模型右侧区域覆岩的变形明显高于实体煤下,在采空区两侧中下部位移变化量交替区域,裂隙离层较为发育。随着推进速度的提高,覆岩右侧端部及W1145开切眼附近区域上覆岩层位移波动较大的范围及变化量进一步加大,当推进速度由3.2 m/d增加至9.6 m/d时,右侧端部覆岩位移变化量逐渐加大,W1145开切眼附近上覆岩层位移变化量也随推进速度的增加不断增大,且由于开切眼的存在,导致变化量较大的区域不断向左边实体煤上方覆岩扩展,进一步说明随着推进速度的增加,覆岩位移变化量大、破断范围广,覆岩运移剧烈的特点。

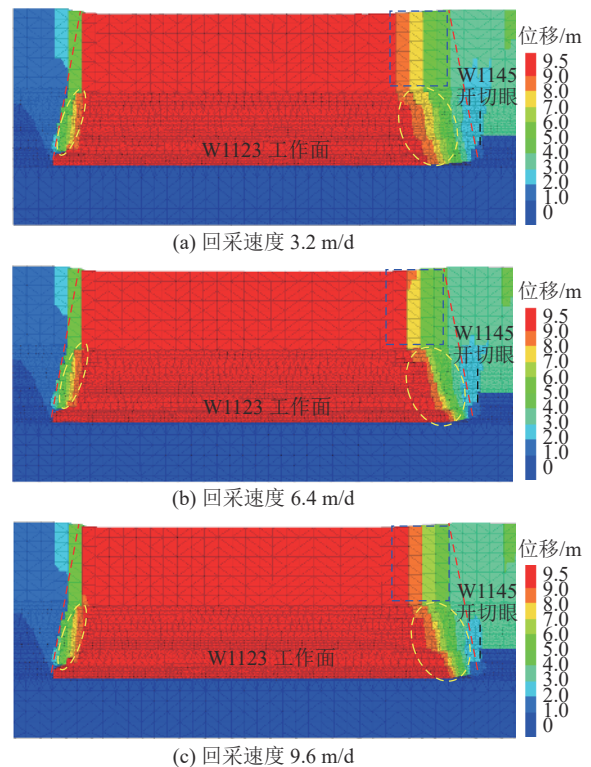


图11 工作面在实体煤下回采覆岩破坏特征

Fig.11 Failure characteristics of overlying strata in mining face under solid coal

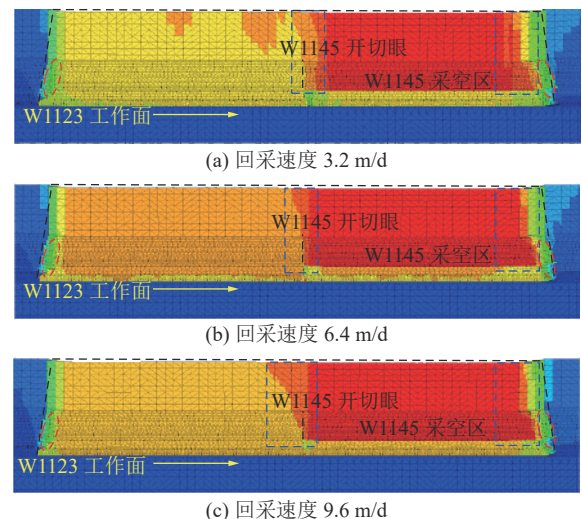


图12 工作面回采结束时覆岩结构破断形态

Fig.12 Fracture morphology of overlying rock structure at the end of mining in working face

3.2 不同推进速度冲击危险性分析

煤岩冲击倾向性是评估及预测冲击地压危险程度的主要依据之一^[21]。由于宽沟煤矿B2煤层顶板具有强冲击倾向性,通常煤岩体冲击倾向性越强,煤层开采引起采场应力重新分布,易在局部形成高度应力集中现象,越易诱发冲击地压。

业界学者公认的冲击危险性工程判据可概括为

“引起冲击的应力至少应大于煤岩单轴抗压强度且煤岩具有冲击倾向性”，通常将围岩外应力与围岩抗压强度的比值记为 I_m ，引起冲击地压发生的必要条件是围岩外应力超过煤岩单轴抗压强度，即 $I_m > 1$ 。将应力比 I_m 在 1~1.5、1.5~3、大于 3 时相对应的冲击危险性划分为弱、中等、强冲击 3 种危险性^[22]。为方便表述，将应力比值 I_m 称为冲击危险性指数。计算公式如下：

$$I_m = \frac{\sigma_p}{\sigma_c} \quad (4)$$

式中： σ_p 为前方煤体支撑压力，MPa； σ_c 为煤样抗压强度，MPa。

通过数值模型监测工作面推进至不同区域的超前支撑压力峰值，结合 B2 煤体的单轴抗压强度 (26.76 MPa)，根据式(4)计算并绘制如图 13 所示冲击危险性指数分布。

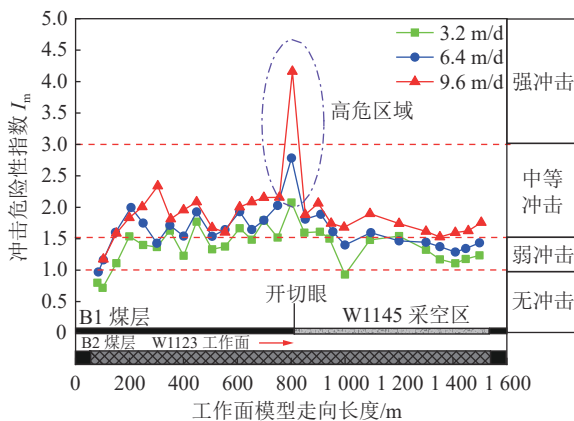


图 13 不同推进速度下冲击危险性分析

Fig.13 Impact risk analysis at different advancing speeds

由图 13 可知，在工作面不同回采区域，由于工作面推进过程中扰动程度不一，造成不同区域冲击危险性指数呈现波浪式分布，在初始采动及采空区下回采时，冲击危险性较为缓和。当工作面以 3.2 m/d 的速度推进时，冲击危险性逐渐从无冲击-弱冲击-中等冲击区域过渡，在冲击高危区域，最大冲击危险性指数约为 2.0；当推进速度提高至 6.4 m/d 时，冲击危险性从弱冲击-中等冲击区域过渡，回采全过程冲击危险性主要以中等冲击为主，在高危险冲击区域，最大冲击危险性指数接近 3，即将触碰到强冲击的临界值；当推进速度提高至 9.6 m 时，冲击危险性明显升高，逐步从弱冲击-中等冲击-强冲击区域过渡，在接近上覆 W1145 开切眼附近应力集中区域时，最大冲击危险性指数约为 4.2，冲击危险性异常升高。工作面在实体煤下回采时，随着推进速度的

提高，冲击危险性不断增加，在距离 W1145 工作面开切眼约 100 m 时冲击危险性开始稳步上升，变化幅度较大，上覆 W1145 采空区与实体煤的交界区域为明显的高危险区域，工作面距离上覆 W1145 开切眼愈近冲击危险性越高。工作面过渡到 W1145 采空区下回采时，冲击危险性呈现缓慢下降的趋势，相较于实体煤下回采，采空区下回采时冲击危险性明显较低，冲击危险性随推进速度的变化幅度也明显小于实体煤下。

由上分析可知，随推进速度的提高，工作面冲击危险性明显增加，尤其表现在距 W1145 开切眼约 100 m 区域，冲击危险性稳步上升，在开切眼附近冲击危险性快速升高，随推进速度由 3.2 m/d 逐渐递增至 9.6 m/d 的过程中，冲击危险性指数随之由 2.0 递增至 4.2，由中等冲击危险性跃升至强冲击危险性。

4 W1123 工作面推进速度合理确定

通过上述推进速度对超前支撑压力、覆岩能量积聚、覆岩运移破断特征及冲击危险性分析的研究发现：推进速度越快，超前支撑压力峰值愈大，采动影响范围越广，峰值应力随推进速度增加呈明显的非线性递增趋势，且其增幅逐渐增加。在实体煤下回采超前支撑压力峰值随推进速度的提高不断增大，其增幅随之不断增加，而在采空区下回采超前支撑压力随推进速度提高呈现略微升高的趋势，其增幅随推进速度提高呈现逐渐降低的趋势；同时推进速度提高覆岩初次破断距越大，破断时释放的能量随之增加，将覆岩初次破断时应变能密度演化趋势划分为采空区应变能降低阶段、应变能激增阶段、实体煤下先降后增过渡阶段、W1145 采空区下先增后降的演化趋势。同时推进速度越快，覆岩位移变化量愈大、破断范围广，运移演化剧烈，呈现出非连续变形发育特征，采空区下部覆岩的运移演化很快向上传递并相互贯通。

工作面冲击危险性随推进速度提高显著增加，实体煤下冲击危险性指数显著高于采空区下，冲击危险性随推进速度的变化也明显大于采空区下，尤其表现在距 W1145 开切眼约 100 m 区域，冲击危险性稳步上升，在开切眼附近冲击危险性快速升高，当推进速度大于 6.4 m/d 时，冲击危险性指数大于 3，处于强冲击危险性区域，相较于中等冲击危险性，当工作面煤岩体处于强冲击危险性范畴时，煤岩体内部应力高度集中，通常造成采场围岩难以支护等情况，此时需要加大围岩卸压力度，加强支护强度，以防出

现冲击地压等动力灾害。通过上文分析,汇总出近距离煤层综放工作面推进速度综合影响统计表见表3。

表3 近距离煤层推进速度综合影响统计

Table 3 Statistical of comprehensive influence of advancing speed of contiguous coal seam

推进速度/(m·d ⁻¹)	3.2	6.4	9.6
采动应力/MPa	39.75	50.35	60.56
初次破断能量积聚/kJ	11.79	26.57	66.11
初次破断应变能密度/(kJ·m ⁻³)	43.82	53.10	64.71
位移变形/m(推进至141.8 m)	2.75	4.68	6.86
危险性指数	2.0	2.8	4.2

针对宽沟煤矿近距离特厚煤层综放工作面推进速度效应展开综合分析,通过研究B2煤层W1123工作面不同推进速度下超前支承压力、能量积聚、覆岩破断、煤岩冲击危险性等演化特征,综合研究认为W1123工作面在保证安全高效生产前提下的相对适宜的推进速度应不大于6.4 m/d。

5 结 论

1)随着推进速度的提高,峰值应力不断增大,呈明显的非线性递增趋势,其增幅也随之逐渐增加。随推进速度的提高,覆岩初次破断距不断增大,覆岩能量积聚快速增加,应变能密度也随之显著增加,在煤壁前方呈现明显激增现象。

2)工作面推进至同一位置时覆岩位移变化量随推进速度增加急剧增加,破坏范围广,呈现出明显的非连续变形特征,推进速度愈快,覆岩破断范围越广,运移演化愈剧烈。

3)随推进速度的提高工作面冲击危险性随之显著增加,在实体煤下回采时的冲击危险性指数远大于采空区下,变化幅度随推进速度提高明显增大,上覆W1145采空区与实体煤的交界区域为明显的高危险区域,工作面距离上覆W1145开切眼愈近冲击危险性越高。数值模拟研究结果综合认为W1123工作面推进速度应以不大于6.4 m/d。

参考文献(References):

- [1] 王金华,康红普,刘见中,等.我国绿色煤炭资源开发布局战略研究[J].中国矿业大学学报,2018,47(1):15-20.
WANG Jinhua, KANG Hongpu, LIU Jianzhong, *et al.* Study on the development and layout strategy of green coal resources in China[J]. Journal of China University of Mining and Technology, 2018, 47(1): 15-20.
- [2] 谢和平,高峰,鞠杨.深部岩体力学研究及探索[J].岩石力学与工程学报,2015,34(11):2161-2178.
XIE Heping, GAO Feng, JU Yang. Deep rock mechanics research and exploration[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2015, 34(11): 2161-2178.
- [3] 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.* Mechanism and prevention of rock burst in coal mining in China[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(2): 205-213.
- [4] 徐永圻.中国采煤方法图集[M].徐州:中国矿业大学出版社,1990.
XU Yongqi. Atlas of coal mining methods in China [M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 1990.
- [5] 马振乾,姜耀东,杨英明,等.芦岭矿近距离煤层重复开采下底板巷道稳定性研究[J].岩石力学与工程学报,2015,34(S1):3320-3327.
MA Zhenqian, JIANG Yaodong, YANG Yingming, *et al.* Study on the stability of floor roadway under repeated mining of contiguous coal seam in Luling Mine[J]. Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2015, 34(S1): 3320-3327.
- [6] 张宏伟,李云鹏,陈 莹,等.三硬条件下孤岛工作面安全推进速度研究[J].煤炭科学技术,2017,45(2):6-11.
ZHANG Hongwei, LI Yunpeng, CHEN Ying, *et al.* Research on safe advancing speed of isolated island working face under three hard conditions[J]. Coal Science and Technology, 2017, 45(2): 6-11.
- [7] 王家臣,王兆会.高强度开采工作面顶板动载冲击效应分析[J].岩石力学与工程学报,2015,34(S2):3987-3997.
WANG Jiachen, WANG Zhaohui. Analysis of dynamic impact effect of roof in high-intensity mining face[J]. Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2015, 34(S2): 3987-3997.
- [8] 谭云亮,王子辉,刘学生,等.采动诱冲动能估算及冲击危险性评价[J].煤炭学报,2021,46(1):123-131.
TAN Yunliang, WANG Zihui, LIU Xuesheng, *et al.* Estimation of impulse energy induced by mining and evaluation of impact risk[J]. Journal of China Coal Society, 2021, 46(1): 123-131.
- [9] 冯龙飞,窦林名,王晓东,等.回采速度对坚硬顶板运动释放能量的影响机制[J].煤炭学报,2019,44(11):3329-3339.
FENG Longfei, DOU Linming, WANG Xiaodong, *et al.* The influence mechanism of mining speed on energy released by hard roof movement[J]. Journal of China Coal Society, 2019, 44(11): 3329-3339.
- [10] CUI Feng, YANG Yanbin, LAI Xingping, *et al.* Experimental Study on the effect of advancing speed and stoping time on the energy release of overburden in an upward mining coal working face with a hard roof[J]. Sustainability, 2020, 12(1): 37.
- [11] 崔 峰,贾 冲,来兴平,等.近距离强冲击倾向性煤层上行开采覆岩结构演化特征及其稳定性研究[J].岩石力学与工程学报,2020,39(3):507-521.
CUI Feng, JIA Chong, LAI Xingping, *et al.* Study on structural evolution characteristics and stability of overlying strata in upward mining of coal seam with strong impact tendency at close distance[J]. Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2020,

- 39(3): 507-521.
- [12] 谢广祥, 常聚才, 华心祝. 开采速度对综放工作面围岩力学特征影响研究[J]. 岩土工程学报, 2007, 29(7): 963-967.
XIE Guangxiang, CHANG Jucai, HUA Xinzhu. Study on the influence of mining speed on the mechanical characteristics of surrounding rock in fully mechanized top-coal caving face[J]. Journal of Geotechnical Engineering, 2007, 29(7): 963-967.
- [13] 闫宪磊. 深井综放工作面回采速度对矿震致灾的影响性研究[J]. 安全与环境学报, 2014, 14(2): 19-22.
YAN Xianlei. Study on the influence of mining speed of fully mechanized top-coal caving face in deep mine on mine earthquake disaster[J]. Journal of Safety and Environment, 2014, 14(2): 19-22.
- [14] 刘金海, 孙浩, 田昭军, 等. 煤矿冲击地压的推采速度效应及其动态调控[J]. 煤炭学报, 2018, 43(7): 1858-1865.
LIU Jinhai, SUN Hao, TIAN Zhaojun, *et al.* The mining speed effect of coal mine rock burst and its dynamic regulation[J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43(7): 1858-1865.
- [15] 赵同彬, 郭伟耀, 韩飞, 等. 工作面回采速度影响下煤层顶板能量积聚释放分析[J]. 煤炭科学技术, 2018, 46(10): 37-44.
ZHAO Tongbin, GUO Weiyao, HAN Fei, *et al.* Analysis on the energy accumulation and release of coal seam roof under the influence of mining speed[J]. Coal Science and Technology, 2018, 46(10): 37-44.
- [16] 马海峰, 李传明, 李家卓, 等. 不同推进速度下煤岩体采动力学行为响应特征与控制[J]. 中国安全生产科学技术, 2016, 12(12): 74-79.
MA Haifeng, LI Chuanming, LI Jiazhao, *et al.* Response characteristics and control of mining dynamics of coal and rock mass at different advancing speeds[J]. China Science and Technology of Safety Production, 2016, 12(12): 74-79.
- [17] 崔峰, 贾冲, 来兴平, 等. 基于加卸载响应比的冲击地压矿井急倾斜巨厚煤层推进速度研究[J]. 煤炭学报, 2022, 47(2): 745-761.
CUI Feng, JIA Chong, LAI Xingping, *et al.* Study on the advancing speed of steeply inclined thick coal seam in rockburst mine based on the response ratio of loading and unloading[J]. Journal of China Coal Society, 2022, 47(2): 745-761.
- [18] 王金安, 焦申华, 谢广祥. 综放工作面开采速率对围岩应力环境影响的研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2006, 25(6): 118-1124.
WANG Jin'an, JIAO Shenhua, XIE Guangxiang. Study on the influence of mining rate of fully mechanized caving face on surrounding rock stress environment[J]. Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2006, 25(6): 118-1124.
- [19] 姜耀东, 赵毅鑫. 我国煤矿冲击地压的研究现状: 机制、预警与控制[J]. 岩石力学与工程学报, 2015, 34(11): 2188-2204.
JIANG Yaodong, ZHAO Yixin. Research status of rock burst in coal mines in China: mechanism, early warning and control[J]. Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2015, 34(11): 2188-2204.
- [20] 刘鸿文. 材料力学[M]. 北京: 高等教育出版社, 2010: 238-240.
LIU Hongwen. mechanics of materials [M]. Beijing: Higher Education Press, 2010: 238-240.
- [21] 宫凤强, 赵英杰, 彭康, 等. 煤的冲击倾向性研究进展及冲击地压“人-煤-环”三要素机理[J]. 煤炭学报, 2022, 47(5): 1974-2010.
GONG Fengqiang, ZHAO Yingjie, PENG Kang, *et al.* Research progress of coal impact tendency and three-element mechanism of rockburst[J]. Journal of China Coal Society, 2022, 47(5): 1974-2010.
- [22] 杨光宇, 姜福兴, 李琳, 等. 煤矿冲击地压危险性的工程判据研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2018, 35(6): 1200-1207, 1216.
YANG Guangyu, JIANG Fuxing, LI Lin, *et al.* Study on the engineering criterion of rock burst danger in coal mines[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2018, 35(6): 1200-1207, 1216.