

王飞,单鹏飞,梁林,等.深埋煤层强采动覆岩破断特征及矿压显现规律[J].辽宁工程技术大学学报(自然科学版),2026,45(2):146-154.DOI:10.11956/j.issn.1008-0562.20250419

WANG Fei,SHAN Pengfei,LIANG Lin,et al.Fracture characteristics and strata behavior of overlying strata under strong mining in deep-buried coal seam[J].Journal of Liaoning Technical University(Natural Science),2026,45(2):146-154.DOI:10.11956/j.issn.1008-0562.20250419

深埋煤层强采动覆岩破断特征及矿压显现规律

王 飞^{1,2},单鹏飞^{1*},梁 林²,王绪强²,荆 琪²,石新禹²,徐 港¹

(1. 西安科技大学 能源与矿业工程学院,陕西 西安 710054;2. 陕西陕煤黄陵矿业有限公司 一号煤矿,陕西 延安 727307)

摘 要:为深入探究深埋煤层强采动覆岩强矿压显现规律,以黄陵一号煤矿1014工作面为工程背景,采用地质探查、物理模拟及现场监测等方法,分析工作面覆岩破断失稳特征及矿压显现规律,制定顶板预裂钻孔切顶方案,并通过现场监测验证卸压调控效果。研究表明:随着工作面持续开采,顶板垮落步距和支架阻力逐渐增大,在回采至约210 m时,支架阻力达到最大,为34 MPa。微震事件的空间-强度特征表明,煤层上方厚硬砂岩层是诱致工作面强矿压显现和临空巷道持续大变形的力学根源。现场监测结果显示,卸压后巷道顶板下沉量、侧帮收敛量和底板变形量分别降低17.8%、25.4%和23.87%,预裂钻孔切顶卸压方案能够有效抑制工作面强矿压显现,降低巷道围岩变形。研究成果为相似条件矿井临空巷道的围岩控制提供参考。

关键词:深埋煤层;高强度开采;覆岩运移;强矿压显现;卸压调控

中图分类号:TD325

文献标志码:A

文章编号:1008-0562(2026)02-0146-09

Fracture characteristics and strata behavior of overlying strata under strong mining in deep-buried coal seam

WANG Fei^{1,2}, SHAN Pengfei^{1*}, LIANG Lin², WANG Xuqiang², JING Qi², SHI Xinyu², XU Gang¹

(1. College of Energy and Mining Engineering, Xi'an University of Science and Technology, Xi'an 710054, China;2. No.1 Coal Mine, Shaanxi Shanmei Huangling Mining Company Limited, Yan'an 727307, China)

Abstract:To further elucidate the manifestation pattern of strong strata behavior in overlying rocks under intense mining in deep-buried coal seams, this study takes the 1014 working face of Huangling No. 1 Coal Mine as the engineering case study. Geological investigation, physical similarity modeling, and in-situ monitoring were jointly employed to analyze the fracture-instability characteristics of the overburden and the associated ground-pressure response. A pressure-relief scheme based on pre-splitting borehole roof cutting was then proposed, and its unloading and regulation performance was validated through field measurements. The results show that with continuous face advancement, both the roof caving interval and the shield support resistance increased progressively, and the support resistance reached a maximum of 34 MPa when the face advanced to 210 m. The spatial distribution and intensity characteristics of overburden microseismic events indicate that the thick and hard sandstone layer above the coal seam is the mechanical source that induces strong ground pressure manifestation on the working face and continuous large deformation of the gob-side entry. Field monitoring further demonstrates that, after pressure relief, the roadway roof subsidence, sidewall convergence, and floor heave decreased by 17.8%, 25.4%, and 23.87%, respectively. The pre-splitting borehole roof-cutting pressure-relief scheme can effectively suppress strong ground-pressure behavior and mitigate roadway surrounding-rock deformation. The research findings provide a reference for the surrounding rock control of gob-side entry in mines under similar conditions.

收稿日期:2025-10-10 修回日期:2025-11-19 接受日期:2025-11-28 责任编辑:张雯

基金项目:国家自然科学基金重大项目(52394191)

作者简介:王 飞(1986-),陕西西安人,高级工程师,主要从事矿井生产管理工作方面的研究。E-mail:364638724@qq.com

通信作者:单鹏飞(1987-),安徽淮北人,博士,教授,主要从事矿山动力灾害发生机制及防控技术方面的研究。

E-mail:shanpengfei@xust.edu.cn

Keywords: deep-buried coal seam; high intensity mining; overburden migration; strong ground pressure behavior; pressure relief regulation

0 引言

随着浅部煤炭资源的日益枯竭,矿井开采深度和强度持续增加^[1-3],矿井开采面临的全新瓶颈逐步显现。地应力水平增大^[4]、应力集中程度升高^[5]和高强开采扰动影响^[6]等问题,导致工作面推进过程中频繁发生大面积冒顶、围岩大变形和底臃等工程灾害。其中厚硬覆岩条件下工作面强矿压显现和临空巷道大变形问题尤为突出,对煤炭资源的安全高效开发造成了极大影响^[7-8]。因此,亟待开展深埋煤层相邻工作面高强度开采条件下覆岩破断失稳及矿压显现特征研究。

学者对厚硬覆岩条件下的工作面覆岩破断特征及矿压显现规律进行了大量研究。徐刚^[9]等分析了不同工作面顶板条件下的覆岩活动规律及矿压显现特征,发现厚硬覆岩下工作面具有来压强度大、来压步距大、伴随动载冲击风险等特征。张宏伟等^[10]通过理论推导、数值模拟与现场观测方法,分析大采高工作面开采过程中煤层上覆顶板的破断形式和应力分布特征,揭示了超前支承压力区对煤壁的作用机制。于斌等^[11-12]通过建立坚硬厚顶板破断及力学理论模型,确定坚硬厚顶板破断失稳条件及承载特性,揭示坚硬厚顶板在煤壁前方的破断失稳特征,发现顶板突发性临界失稳是强矿压显现的主要原因。高明仕等^[13]基于冲击动力学理论框架,构建厚硬顶板覆岩破断冲击能量计算模型,通过量化分析覆岩破断过程中的能量转化与传递规律,系统地揭示了厚硬顶板覆岩高位破断行为对矿井不同空间区域的灾害效应差异性特征。高晓进等^[14]通过理论分析与现场实测相结合的方法,研究了“三巷布置”工作面回采期间临空巷道的强烈矿压显现规律,明确了厚硬顶板的侧向破断特征,并进一步揭示了临空巷道强矿压显现的内在力学机制。朱志洁等^[15]聚焦多层坚硬顶板协同作用,分析了同忻煤矿巷道围岩的应力分布特征与变形演化规律,发现特厚煤层大采出空间与多层坚硬顶板的耦合作用是综放工作面强烈矿压显现的核心诱因。赵善坤等^[16]采用“点-面-区”综合方法对深部厚硬覆岩采动巷道应力分布进行探测,揭示了典型厚硬覆岩条件下巷道强矿压显现特征及主控因素,明确了区段煤柱侧向覆岩结构破断和采动应力叠加的致灾机制。WANG等^[17]基于弹性力学理论建立厚硬覆岩不同破坏模式

的顶板力学模型,揭示采空区侧向巷道的变形机制。张永将等^[18]采用数值模拟方法研究了坚硬顶板下临空巷道支承压力分布情况,探究了不同切顶参数条件下围岩结构传递载荷机理。FU等^[19]研究了厚硬顶板与强采掘扰动的耦合效应,提出一种新型预裂爆破增透卸压方法,实现巷道变形控制。高端等^[20]基于煤柱集中应力诱致下硬厚岩层破断失稳机制研究,揭示了工作面强矿压显现的主控因素,并提出水力压裂实现强矿压控制的技术路径。

目前,针对深埋与高强度开采复合条件下的工作面覆岩破断特征和能量演化规律研究尚显不足。尤其是以黄陵一号煤矿为代表的西部矿区特定赋存地质条件下,厚硬砂岩顶板引发的工作面强矿压显现机制仍需进一步研究。为此,以黄陵一号煤矿1014工作面为工程背景,采用现场探测和物理实验方法,分析工作面回采过程中覆岩垮落特征、能量释放规律及其强矿压显现机制,针对性提出深埋条件下厚硬顶板预裂钻孔切顶卸压调控方案,并通过现场监测进行调控效果评价。

1 工程背景

黄陵一号煤矿位于陕西省延安市黄陵县店头镇西北部,距店头镇1.5 km。矿区地处陕北黄土高原南部,属黄土高原中等切割区,侵蚀构造地形。地势西高东低,具有典型的黄土高原地貌特征。东北部以黄土塬地形为主,沟谷纵横,塬面支离破碎;西南部山峦起伏,沟壑纵横,地形复杂。

十盘区位于井田北部,由南至北单翼顺序开采,2[#]煤层为区内唯一可采煤层。1014工作面位于十盘区北翼,南临1011工作面,北邻1015工作面,西临北二大巷组,东接北一大巷组。工作面宽度为350 m,走向长度为4 744 m,留设30 m区段煤柱。1014工作面开采布局见图1。

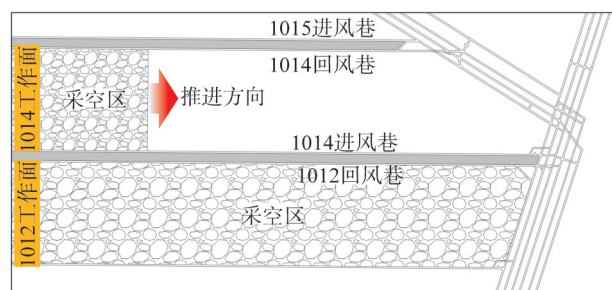


图1 1014工作面开采布局

Fig.1 mining layout of 1014 working face

工作面标高 833~889 m, 埋深 423~548 m。煤层平均厚度为 2.1 m, 结构稳定, 走向平缓, 倾角为 1°~5°。根据黄陵一号煤矿地质勘探资料和钻

孔窥视得到的岩层分布, 绘制黄陵一号煤矿的煤岩综合柱状图, 见图 2。

编号	岩性	层状	厚度/m	埋深/m	编号	岩性	层状	厚度/m	埋深/m
1	黄土		140.00	140.00	17	粉砂岩		8.00	392.50
2	粉砂岩		28.40	168.40	18	细粒砂岩		6.10	398.60
3	泥岩		16.10	184.50	19	粉砂岩		3.20	401.80
4	细粒砂岩		7.50	192.00	20	砂质泥岩		16.40	418.20
5	泥岩		26.80	218.80	21	细粒砂岩		6.60	424.80
6	细粒砂岩		1.00	219.80	22	砂质泥岩		6.80	431.60
7	泥岩		23.30	243.10	23	细粒砂岩		2 20	433.80
8	细粒砂岩		6.70	249.80	24	砂质泥岩		3.90	437.70
9	泥岩		22.40	272.20	25	细粒砂岩		2 30	440.00
10	细粒砂岩		6.00	278.20	26	1煤		0.40	440.40
11	泥岩		13.90	292.10	27	细粒砂岩		12.50	452.90
12	中粒砂岩		34.60	326.70	28	粉砂岩		6.30	459.20
13	粗粒砂岩		16.30	343.30	29	2煤		2 15	461.35
14	粉砂岩		10.80	354.10	30	砂质泥岩		3.15	464.50
15	砂质泥岩		23.60	377.70	31	泥岩		9.60	474.10
16	细粒砂岩		6.80	384.50	32	细粒砂岩		5.78	479.88

图2 煤层综合柱状图

Fig.2 coal seam comprehensive histogram

1014工作面采用走向长壁综合机械化一次采全高采煤方法, 采用全部垮落法管理顶板。平均日推进度为 11.8 m, 属高强度开采。为保证矿井开采效率, 满足快速推进需求, 采用双巷布置与掘进。在工作面开采过程中, 将 1015 进风巷作为 1014 的辅运巷, 与 1014 回风巷共同服务 1014 工作面, 巷间保护煤柱宽度为 30 m。工作面切眼至停采线的方向距离为 3 000 m, 埋深超过 450 m。受深埋条件和覆岩组合特征影响, 工作面厚硬顶板垮落不及时, 形成大面积悬顶, 导致 1015 进风巷

围岩应力急剧增高, 强矿压显现现象频繁发生。尤其在工作面后方, 巷道大变形情况突出, 已严重制约工作面安全高效生产。

为探明巷道围岩变形破坏特征, 采用 CXK12 (A)型 3D 钻孔窥视仪对 1015 进风巷煤柱内部裂隙发育情况进行观测。共布置 6 个钻孔测点, 各测点间隔 20 m, 窥视钻孔均布置在 1014 工作面后方, 待采动影响充分稳定后再开展观测。各钻孔测点的布置示意及窥视结果见图 3。

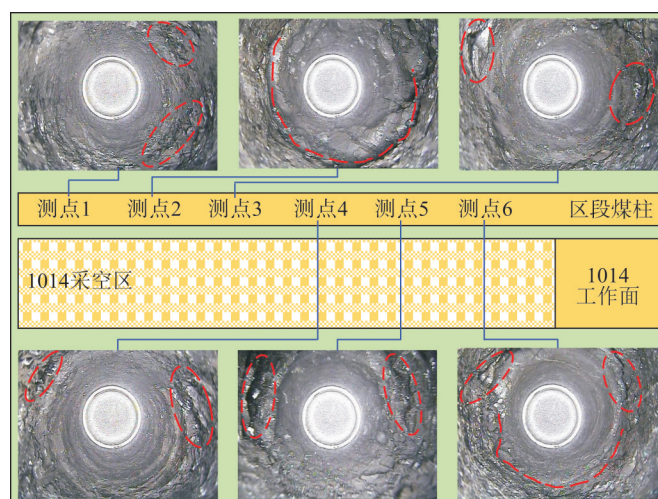


图3 1015辅运巷钻孔测点布设及窥视图像

Fig.3 layout of borehole measuring points and borehole peeping results in 1015 auxiliary transport roadway

由图 3 可知, 各测点孔壁内部节理裂隙发育明显, 出现多处纵向裂隙、横向裂隙及组合裂隙。

大量裂隙扩展交互形成裂隙网络, 严重破坏了煤柱内部结构的完整性和稳定性, 钻孔周围煤体呈

现明显的层状剥落和破碎特征。这表明,在持续的复杂应力条件下,1015进风巷道煤柱侧破坏严重,煤体结构高度破碎,发生了不可逆的塑性变形与断裂破坏,内部未形成完整的弹性核区,呈现出明显的压疏性特征。

根据现场勘察及探测结果,1015进风巷道在1014工作面回采期间呈现较大变形,见图4。巷道顶板显著下沉,呈现明显的弯曲甚至断裂,煤柱侧向外挤压凸出,形成严重的“帮鼓”现象,导致有效断面急剧收缩。用于加固的W钢带在高应力下发生严重扭曲、弯折,部分锚杆由于围岩位移过大而被拉伸拔出,巷道支护功能大幅下降。巷道的变形失稳严重影响正常的行人及现场作业,使得回采成本持续增加,制约临近工作面的布置,造成采掘接替紧张的局面。

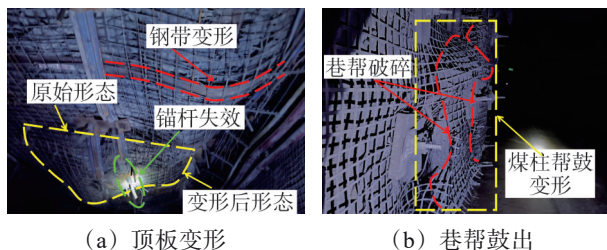


图4 1015回风巷围岩变形特征

Fig.4 deformation characteristics of surrounding rock in 1015 return air roadway

2 深埋厚硬覆岩强采动模拟实验

2.1 模型设计与搭建

物理模拟实验采用外形尺寸为 $3.0\text{ m}\times 0.2\text{ m}\times 2.0\text{ m}$ (长 $\times$ 宽 $\times$ 高)的模型架,模型铺装尺寸为 $3.0\text{ m}\times 0.2\text{ m}\times 1.2\text{ m}$ (长 $\times$ 宽 $\times$ 高)。实验遵循相似准则,几何相似比确定为 $1:100$,基于相似准则计算得出本次物理模拟时间相似比为 $1:14$,泊松比、内摩擦角相似比为 $1:1$,强度、弹性模量、黏聚力相似比为 $1:300$ 。模型采用石膏、大白粉、河砂和煤灰进行铺装,物理模拟材料配比见表1。

表1 物理模拟材料配比

Tab.1 proportion of physical simulation materials

序号	岩性	配比号	每厘米厚度所需材料质量/kg		
			河砂	石膏粉	大白粉
1	粉砂岩	7:2:8	5.08	0.15	0.58
2	细粒砂岩	7:3:7	5.08	0.22	0.51
3	砂质泥岩	8:2:8	5.15	0.13	0.51
4	2煤	20:20:1:5	2.52	0.13	0.63

铺装前将应力传感器铺设在模型最底部,并将固体料和水按配比混合均匀后装入模型,铺装

后用重物将材料夯实到所需密度,各层间铺设云母粉以模拟岩层层理和节理裂隙等弱面。模型铺装高度为 120 cm ,对应原型岩层高度为 120 m ,其余上覆岩层自重采用配重的方式模拟载荷。

2.2 开采方案

在煤层左右两侧各留设 24 cm 边界煤柱,从左侧煤柱处开切眼,再从左至右依次回采工作面,持续推进至距离模型右侧边界 24 cm 处。工作面回采过程中对模型进行多元信息指标实时监测,分析工作面开采全周期覆岩垮落运移特征,揭示采动过程中工作面支架阻力及能量演化规律。为保证物理实验结果的可靠性,模型开挖速度与现场实际推进速度一致。1014工作面实际生产过程中日推进度为 12 m ,按照相似比换算后确定模型每刀回采 12 cm 。整个回采过程中共回采21次,总计回采 252 cm ,模拟井下工作面回采距离 252 m 。为便于表述实验结果,下文均以原型尺寸描述。

2.3 多元信息监测

实验系统由物理模型、应力监测系统和微震监测系统组成。铺装完成的模型及多元监测系统见图5。选用物理实验专用的压力传感器和数据采集仪进行应力监测,通过覆层作用于传感器上的载荷表征工作面回采过程中的来压变化,分析覆层垮落时工作面的来压规律和顶板应力分布情况,获取工作面回采过程中的矿压显现规律。采用数字图像相关(DIC)技术对模型回采过程中覆岩运移进行全周期监测,分析模型的表面位移场、顶部下沉量,以及强采动影响下的工作面覆岩变形规律。



图5 物理模型及多元监测系统

Fig.5 physical model and multivariate monitoring system

能量监测采用SOS微震监测仪,在模型内共布置6个微震传感器,各顶端传感器距模型边界均为 15 cm ,中部传感器距离模型上下边界分别为 15 cm 。通过实时监测模型回采过程中覆岩破断产生的微震事件,获取采动过程中覆岩破断释放能量特征,

基于微震事件的空间-强度特征确定采动过程中覆岩破断的时空位置及释放能量的大小,分析覆岩结构畸变特征和能量演化规律,明确强矿压显现的力学源头。

3 实验结果及分析

3.1 覆岩垮落特征

工作面不同推进距离下覆岩垮落特征见图6。

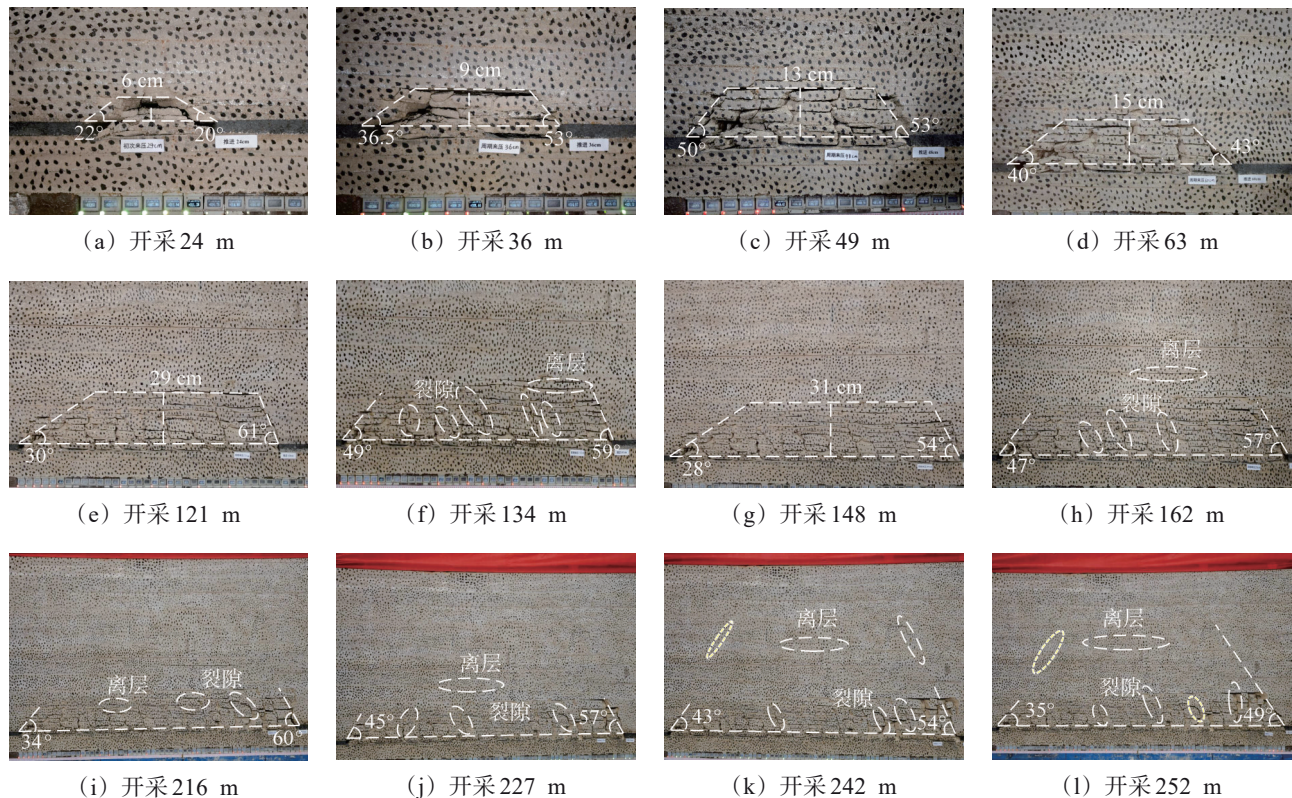


图6 工作面不同推进距离下覆岩垮落特征

Fig.6 collapse characteristics of overlying strata under different advancing distances in working face

模型开采过程中覆岩出现典型的砌体梁结构,较好地再现了覆岩结构的弯曲-断裂-压实过程。工作面开采至24 m时,煤层上方顶板发生初次垮落。随着工作面的持续推进,顶板发生周期性垮落,煤层上覆岩层破断范围逐渐增大,岩层内部次生裂纹的扩展速度加快,岩层采动裂隙的层位高度明显增加。工作面上方处于裂隙带范围内的岩层,在采动诱发的应力场演化过程中发生分层断裂,形成排列有序的离散岩块,并在水平应力的挤压作用下构成具有承载能力的砌体梁结构。此外,由于工作面上覆岩层较为坚硬,顶板未能与垮落矸石形成有效接触。直接顶垮落后在煤层上方形成大面积悬顶,且覆岩载荷随着工作面开采持续增加,导致岩层间的悬顶结构受压弯曲。当达到极限跨距后,煤层上覆坚硬岩层将发生失稳破断,垮落至采空区。在垮落过程中坚硬岩层内部积蓄的大量弹性能及自重势能将迅速释放,最终导致工作面发生强矿压显现事件。

3.2 覆岩变形规律

工作面不同推进距离下的覆岩垂直位移变化规律见图7。工作面回采前模型表面特征点坐标无位移变化。当回采至121 m时,工作面直接顶已经完全垮落,形成明显的垮落区,工作面上方岩层向采空区发生较大位移,最大位移量可达13.26 cm。模型整体呈由多个断裂体构成的正梯形破坏形态,断裂体内部存在明显的采动裂隙,并逐渐向上方延伸发展形成裂隙区。裂隙区上方岩层发生小幅度下沉,形成小范围离层区,位移在2.00 cm左右。当工作面推进至252 m时回采结束,此时工作面上方覆岩产生大幅度下沉,模型表面最大位移量达到28.28 cm。模型表面位移区逐渐向右上方延伸并超出模型顶部。工作面上方岩层形成明显的“三带”特征:跨落区(黄色梯形区域)、裂隙区(红色梯形区域),以及离层区(蓝色梯形区域)。覆岩变形区域整体呈现正梯形运移形态,岩层垮落区域受覆岩下沉挤压变形趋于稳定,模型顶部

离层区不断扩大。此外,由于DIC精度及测量误差,图7(b)和(c)中模型左下方未开采区域绿

色位移云图实际并没有发生明显位移。

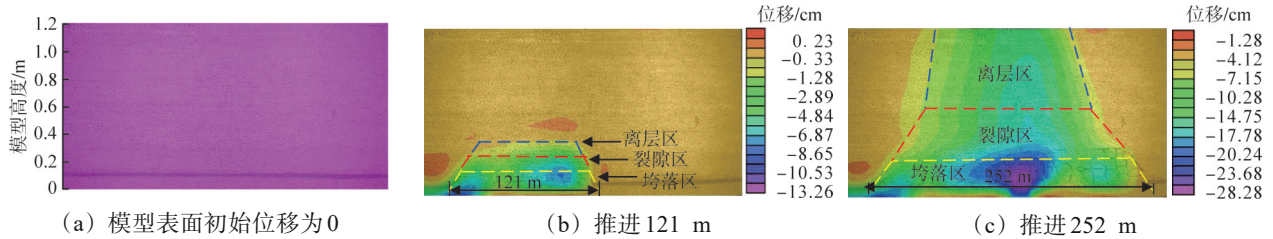


图7 工作面不同推进距离下覆岩运移特征

Fig.7 characteristics of overlying strata migration under different advancing distances in working face

3.3 支架阻力变化

支架工作阻力随工作面推进距离的变化曲线见图8。当工作面推进至24 m时发生初次来压,此时支架工作阻力约为29.3 MPa。随着工作面的持续推进,煤层上方覆岩发生周期性垮落,支架工作阻力呈周期性变化。在工作面推进初期,支架工作阻力在一定范围内波动,但未发生剧烈来压。

但随着工作面推进距离的增大,煤层上方厚硬覆岩大面积悬顶,导致周期来压步距增大,厚硬覆岩内部应力集中,支架工作阻力明显增大。当工作面推进至约210 m时,支架阻力达到最大值,约为34 MPa。通过分析支架工作阻力变化可知,工作面的持续高强度开采,以及煤层上方厚硬顶板的长期大面积悬顶,是导致临空巷道的围岩大变形的主要诱因。

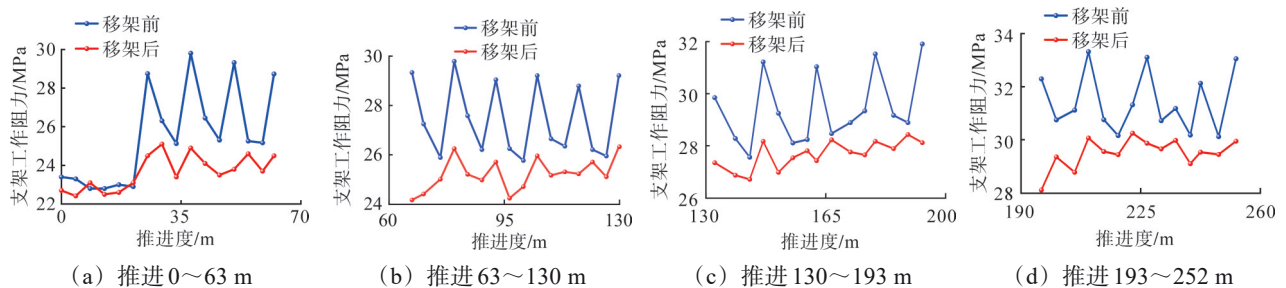
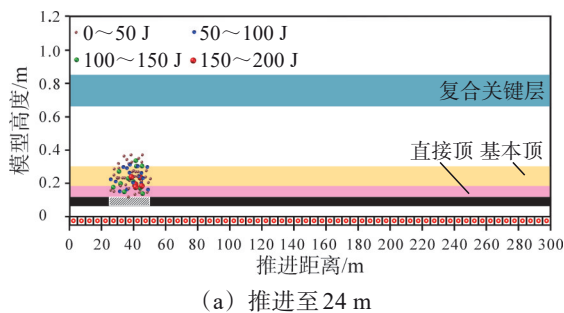


图8 工作面不同推进距离下的支架工作阻力

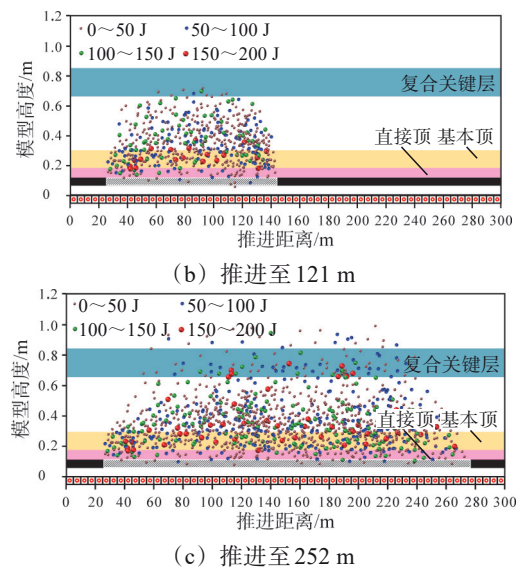
Fig.8 working resistance of support under different propulsion distances in working face

3.4 能量演化特征

随着工作面的持续推进,岩层内部会产生大量微缺陷,当其不断扩展发育到一定规模后导致岩体断裂,此时会伴随微震事件产生。通过微震监测系统对工作面开采过程进行监测,得到工作面不同推进距离下覆岩微震能量空间分布特征(见图9)。



(a) 推进至24 m



(c) 推进至252 m

图9 不同推进距离下覆岩微震能量空间分布特征

Fig.9 spatial distribution characteristics of microseismic energy in overlying strata under different propulsion distances

由图 9 (a) 可知, 当模型推进至 24 m 时, 工作面发生初次来压, 直接顶破断产生大量微震信号, 微震事件集中分布在上方砂岩层中, 主要以 0~50 J 和 50~100 J 的小能量事件为主, 仅有少数 150~200 J 的大能量事件分布在直接顶断裂位置附近。这表明直接顶破断会释放大量能量, 导致覆岩内部产生大能量微震事件。由图 9 (b) 可知, 当模型推进至 121 m 时, 工作面覆岩发生周期性垮落, 覆岩内部的微震事件更加密集。工作面上方 60 m 范围内均产生大量微震事件, 其中 150~200 J 的大能量事件主要分布于工作面上方 20 m 范围内。工作面上方 10~40 m 范围内, 主要以 50~100 J 和 100~150 J 的能量事件为主。0~50 J 的小能量微震事件则随机分布在工作面上方 60 m 范围内。这是由于工作面上方厚硬顶板内部应力较为集中, 岩层达到垮落极限后突然断裂引发大量能量释放。由图 9 (c) 中工作面回采结束后的微震事件空间分布特征可知, 随着工作面推进距离的增加, 覆岩垮落高度逐渐向上扩展, 微震事件发生频次逐渐增大, 其空间展布特征呈现正梯形分布。大能量事件占比随推进距离增加而显著升高。150~200 J 的大能量事件主要集中在煤层上方的砂岩层内, 表现出高能量、多集中的特征。小能量事件多发生于岩层横向离层区域, 表现出低能量、分布广的特征。

分析工作面不同推进距离下的微震能量时空分布特征可知, 随着推进距离的增加, 微震事件的发生频次逐渐增加, 其空间位置呈正梯形分布; 大能量事件的主要分布在煤层上方的直接顶和基本顶位置, 这归因于工作面顶板周期性跨断引发的大能量耗散。随着煤层上方厚硬覆岩悬顶跨度增加, 岩层内部的弹性能逐渐积聚, 导致顶板垮落时突然释放大量动载能量, 产生大能量微震事

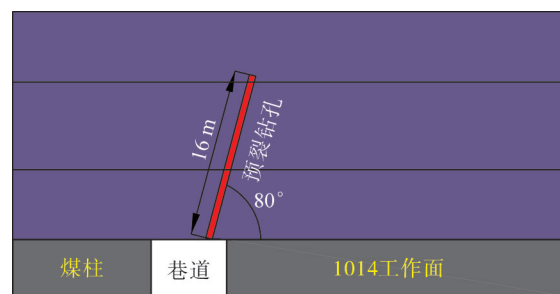
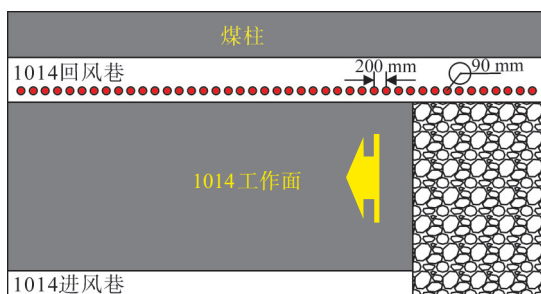
件。微震能量的空间展布特征表明, 煤层上方 15 m 范围内的厚硬砂岩层是诱致工作面强矿压显现和巷道严重变形的力学源头。

4 临空巷道强矿压调控措施及应用

4.1 卸压调控方案

通过现场探查和物理模拟实验结果掌握了 1014 工作面高强度开采覆岩垮落特征、覆岩应力集中区与能量演化规律, 确定了导致工作面强矿压显现及两侧回采巷道严重变形的力学源头, 为针对性卸压调控措施提供了重点治理依据。针对黄陵一号煤矿高瓦斯矿井属性及井下复杂作业环境, 提出 1014 工作面预裂钻孔切顶卸压调控措施。通过人造预裂钻孔弱化顶板岩体强度, 改变岩层内部应力状态, 阻断采空区顶板对相邻巷道围岩变形影响, 达到降低灾害风险, 保障矿井安全生产的目的。此外, 为保证切顶范围尽可能覆盖目标岩层、充分切断工作面顶板压力传递以实现最佳卸压效果, 将预裂钻孔深度确定为 16 m。

1014 工作面高强度开采卸压调控方案见图 10。在 1014 回风巷实体煤侧施工预裂卸压钻孔, 切断采空区顶板与巷道顶板之间的压力传导。为防止施工钻孔引发顶板控制问题, 在钻孔作业地点前方 40 m 范围内进行超前支护。支护采用两阶段联合支护, 前 20 m 采用支架支护, 后 20 m 采用单体支护。超前支护完成后, 采用 ZDY4700LPS 型煤矿用履带式双臂全液压坑道钻机施工密集钻孔, 钻孔距离实体煤侧 0.5 m, 孔深 16 m, 孔径为 75 mm, 两孔之间的中心距离为 200 mm, 法线偏转角为 10°。结合黄陵一号煤矿开采条件与物理模拟实验结果, 形成 1014 工作面顶板预裂钻孔切顶卸压调控方案, 并通过现场监测对其卸压效果进行检验。



(b) 密集钻孔布置断面

图 10 工作面强矿压综合调控措施

Fig.10 comprehensive control measures of strong ground pressure in working face

4.2 现场调控效果

为掌握 1015 进风巷道围岩变形演化规律, 分

别在距工作面 300 m 处和 400 m 处布置测点, 测点 1 位于切顶卸压试验段内, 测点 2 位于未采取卸压措

施段。监测项目主要包括巷道顶板下沉量、煤柱侧围岩收敛量以及底板变形量。对1015进风巷围岩变形实施全过程动态监测,通过对1015进风巷围岩变形监测结果统计,对卸压前后巷道围岩变形情况进行对比分析,评价预裂钻孔切顶卸压调控效果。

1015进风巷围岩变形量见图11。由图11(a)可知,巷道顶板下沉量随推进距离增加呈先增大后基本稳定的变化趋势。测点1处的顶板最大下沉量为241 mm,测点2处的顶板最大下沉量为293 mm,且两测点在距工作面200 m后的位移均发生小幅度增加,表明此时巷道顶板的变形已经趋于稳定。由图11(b)可以看出,两测点处的巷

道侧帮的位移变化量均明显大于顶板下沉量,测点1处的巷道侧帮最大收敛量为308 mm,测点2处的巷道侧帮最大收敛量为412 mm。由图11(c)可知,测点1的底板最大变形量为331 mm,测点2处底板最大变形量为410 mm。采取卸压措施后,巷道底板变形量波动幅度变缓。综合分析两测点的巷道围岩变形情况可知,采取预裂钻孔切顶卸压调控后,围岩变形量明显降低,相较于测点2,测点1处的顶板下沉量、侧帮收敛量以及底板变形量分别降低了17.8%、25.4%和23.87%。表明预裂钻孔切顶方案能够显著降低围岩变形量,卸压调控效果较好。

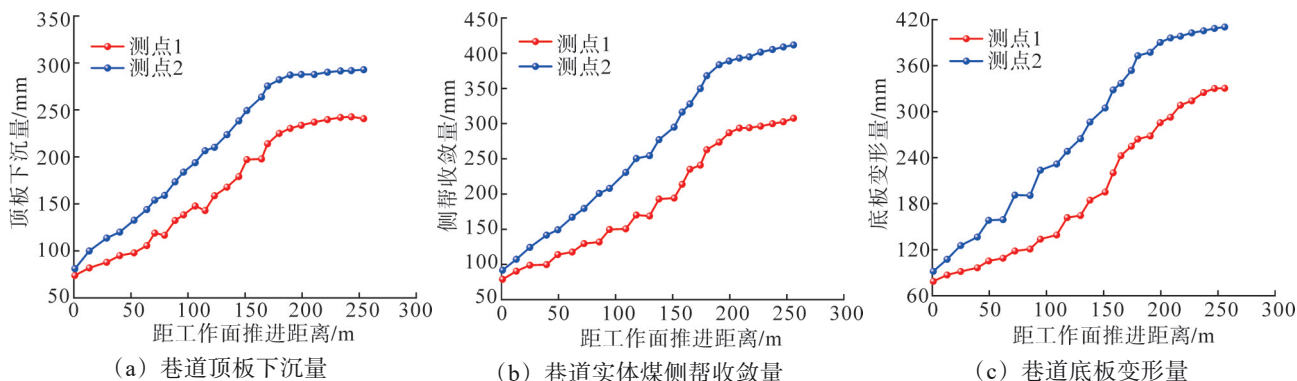


图11 巷道围岩变形量

Fig.11 displacement of roadway surrounding rock

卸压后巷道见图12。未采取卸压措施时,1015进风巷的帮部存在显著的鼓起现象,巷道整体变形情况相对突出,严重影响井下正常生产作业和材料运输。在1015进风巷实施预裂钻孔切顶并进行扩帮与支护补强后,巷道两帮的平整度显著提升,巷道整体未再出现明显变形。这表明预裂钻孔切顶卸压调控方案能够有效保障井下行人与材料运输环境,实现1014工作面的安全高效开采。



图12 卸压后巷道

Fig.12 roadway after pressure relief

5 结论

(1) 覆岩垮落过程表现出弯曲-断裂-压实的演

化特征,在强采动条件影响下,离散岩块长度逐渐增大,并在水平应力挤压作用下形成具有高稳定性的砌体梁承载结构,为工作面悬顶创造了有利条件。

(2) 高强度开采和大面积悬顶是工作面强矿压显现的主要诱因,具体表现为随着推进距离增加,周期来压步距和支架阻力逐渐增大,强采动应力和侧向悬臂静载压力共同作用于巷道两侧煤体内部,进而导致围岩产生大范围塑性变形。

(3) 微震事件的空间形态呈正梯形分布,随着工作面的不断推进,大能量微震事件发生频次明显增多,且多处于工作面上方厚硬砂岩层内的应力增高区。这表明厚硬砂岩顶板的大规模破断是引发工作面强矿压显现的力学源头,为预裂钻孔切顶高度提供了实践参考。

(4) 针对深埋厚硬顶板条件提出预裂钻孔切顶卸压方案,并在1014工作面进行井下工业性试验。现场监测结果显示,实施卸压方案后,顶板下沉量降低17.8%,侧帮移近量减小25.4%,底鼓量减少23.87%。这表明预裂钻孔切顶措施能有效减短采空区侧向悬顶长度,削弱顶板内部应力传递,显著消除巷道变形。

参考文献(References):

- [1] 谢和平, 高峰, 鞠杨, 等. 深部开采的定量界定与分析[J]. 煤炭学报, 2015, 40(1): 1-10.
XIE Heping, GAO Feng, JU Yang, et al. Quantitative definition and investigation of deep mining[J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(1): 1-10.
- [2] 康红普, 姜鹏飞, 冯彦军, 等. 煤矿巷道围岩卸压技术及应用[J]. 煤炭科学技术, 2022, 50(6): 1-15.
KANG Hongpu, JIANG Pengfei, FENG Yanjun, et al. Destressing technology for rock around coal mine roadways and its applications [J]. Coal Science and Technology, 2022, 50(6): 1-15.
- [3] 许慧聪, 来兴平, 单鹏飞, 等. 深部煤岩动力灾害多场耦合试验系统研制及应用[J]. 岩石力学与工程学报, 2025, 44(4): 926-939.
XU Huicong, LAI Xingping, SHAN Pengfei, et al. Development and application of multi-field coupling test system for deep coal-rock dynamic disaster[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2025, 44(4): 926-939.
- [4] 单鹏飞, 李根, 来兴平, 等. 厚硬覆岩层裂隙-能量链式致灾机制与推进速度阈值优化[J]. 煤炭科学技术, 2025, 53(9): 292-307.
SHAN Pengfei, LI Gen, LAI Xingping, et al. Fracture-energy chain disaster mechanism in thick-hard overburden and optimization of mining advance rate thresholds[J]. Coal Science and Technology, 2025, 53(9): 292-307.
- [5] 李延河, 郭明功, 张肖洋, 等. 超远距离下组煤层超前开采覆岩应力及裂隙演化规律研究[J]. 辽宁工程技术大学学报(自然科学版), 2024, 43(2): 143-149.
LI Yanhe, GUO Minggong, ZHANG Xiaoyang, et al. Study on overburden stress and fracture evolution law of advanced mining in ultra-long distance lower group coal seam[J]. Journal of Liaoning Technical University (Natural Science), 2024, 43(2): 143-149.
- [6] 何吉清, 李猛, 安博超, 等. 大采高工作面覆岩运动与煤壁片帮规律[J]. 辽宁工程技术大学学报(自然科学版), 2024, 43(2): 135-142.
HE Jiqing, LI Meng, AN Bochao, et al. Overlying strata movement and rib spalling law of large mining height working face[J]. Journal of Liaoning Technical University (Natural Science), 2024, 43(2): 135-142.
- [7] 来兴平, 贾冲, 崔峰, 等. 急倾斜巨厚煤层开采深度影响的覆岩能量演化规律研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2023, 42(2): 261-274.
LAI Xingping, JIA Chong, CUI Feng, et al. Study on the evolution law of overburden energy of steeply inclined extra-thick coal seam influenced by mining depth[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2023, 42(2): 261-274.
- [8] 许慧聪, 来兴平, 单鹏飞, 等. 沟谷区浅埋煤层矿压显现时空特征辨识及预测方法研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2025, 44(6): 1450-1465.
XU Huicong, LAI Xingping, SHAN Pengfei, et al. Research on spatiotemporal characteristics perception and prediction methods of shallow buried coal seam mining pressure in valley areas[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2025, 44(6): 1450-1465.
- [9] 徐刚, 于健浩, 范志忠, 等. 国内典型顶板条件工作面矿压显现规律[J]. 煤炭学报, 2021, 46(增刊1): 25-37.
XU Gang, YU Jianhao, FAN Zhizhong, et al. Characteristics of strata pressure behavior of working face under typical roof conditions in China[J]. Journal of China Coal Society, 2021, 46 (Suppl.1): 25-37.
- [10] 张宏伟, 赵世帆, 管隆刚, 等. 6.0 m 大采高厚硬顶板工作面强矿压特征[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2022, 4(5): 37-46.
ZHANG Hongwei, ZHAO Shifan, GUAN Longgang, et al. Characteristics of strong mining pressure in 6.0 m high mining height and thick hard roof working face[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering, 2022, 4(5): 37-46.
- [11] 于斌, 王希廷, 邵阳, 等. 特厚煤层坚硬顶板多场耦合致灾机理及协同控制技术[J]. 煤炭科学技术, 2025, 53(8): 1-16.
YU Bin, WANG Xiting, TAI Yang, et al. Disaster mechanism and collaborative control technology of multi-field coupling in extra-thick coal seam with hard roof[J]. Coal Science and Technology, 2025, 53(8): 1-16.
- [12] 于斌, 匡铁军, 杨敬轩, 等. 特厚煤层开采坚硬顶板覆岩结构及其演化特征分析[J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(1): 95-104.
YU Bin, KUANG Tiejun, YANG Jingxuan, et al. Analysis of overburden structure and evolution characteristics of hard roof mining in extremely thick coal seam[J]. Coal Science and Technology, 2023, 51(1): 95-104.
- [13] 高明仕, 徐东, 贺永亮, 等. 厚硬顶板覆岩冲击矿震影响的远近场效应研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2022, 39(2): 215-226.
GAO Mingshi, XU Dong, HE Yongliang, et al. Investigation on the near-far field effect of rock burst subject to the breakage of thick and hard overburden[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2022, 39(2): 215-226.
- [14] 高晓进, 张震, 黄志增, 等. 深井直硬厚顶板侧向破断模式及采动应力响应特征研究[J]. 岩土力学, 2024, 45(8): 2450-2461.
GAO Xiaojin, ZHANG Zhen, HUANG Zhizeng, et al. Lateral fracture mode and mining stress response characteristics of overlying and thick-hard roof in deep mining well[J]. Rock and Soil Mechanics, 2024, 45(8): 2450-2461.
- [15] 朱志洁, 王洪凯, 张宏伟, 等. 多层坚硬顶板综放开采矿压规律及控制技术研究[J]. 煤炭科学技术, 2017, 45(7): 1-6.
ZHU Zhijie, WANG Hongkai, ZHANG Hongwei, et al. Study on rock pressure law and control technology under multi-layer hard roof in fully-mechanized top coal caving face[J]. Coal Science and Technology, 2017, 45(7): 1-6.
- [16] 赵善坤, 苏振国, 侯煜坤, 等. 采动巷道矿压显现特征及力构协同防控技术研究[J]. 煤炭科学技术, 2021, 49(6): 61-71.
ZHAO Shankun, SU Zhenguo, HOU Yukun, et al. Study on mine pressure characteristics and force-structure cooperative prevention and control on mining roadway with deep thick hard roof[J]. Coal Science and Technology, 2021, 49(6): 61-71.
- [17] WANG H S, WANG J, ELMO D, et al. Ground response mechanism of entries and control methods induced by hard roof in longwall top coal caving panel[J]. Engineering Failure Analysis, 2023, 144: 106940.
- [18] 张永将, 季飞, 赵同彬, 等. 临空巷道坚硬顶板水力割缝-压裂联合控顶卸压技术[J]. 煤炭学报, 2024, 49(12): 4739-4751.
ZHANG Yongjiang, JI Fei, ZHAO Tongbin, et al. Theoretical and applied research on hydraulic slit-fracture joint roof control and pressure relief of hard roof in goaf roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2024, 49(12): 4739-4751.
- [19] FU Q, YANG J, SONG H X, et al. Study on the method of pressure relief and energy absorption for protecting roadway under thick and hard roof[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2023, 56(10): 7177-7196.
- [20] 高瑞, 于斌, 孟祥斌. 工作面过煤柱强矿压显现机理及地面压裂控制研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2018, 35(2): 324-331.
GAO Rui, YU Bin, MENG Xiangbin. Study on the mechanism of strong strata behavior influenced by overlying coal pillar and control technology of ground fracturing[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2018, 35(2): 324-331.