小保当煤矿超长工作面顶板破断方式及影响因素分析研究*

赵斌[1],马超[2],李垚志[2],潘卫东[2],张坤铭[3]

(1.中煤大同能源有限责任公司 塔山煤矿, 山西 大同市 037001;
2.中国矿业大学(北京) 能源与矿业学院, 北京 100083;
3.美国宾夕法尼亚州立大学 能源与矿业工程系, 美国宾州 州学院 16802)

摘要:为探究超长工作面(倾向长度≥300 m)顶板破断特征与矿压分布规律,有效指导顶板控制,以小保当煤矿132205超长综采工作面为研究背景,结合理论分析、数值模拟与现场实测进行研究,揭示了工作面顶板受超前采动裂隙与原生裂隙耦合作用形成的"中部优先破断-向两侧迁移"分区破断机制,其演化经历中部峰值区破断、非峰值区应力迁移和两侧峰值区失稳三阶段;基于FLAC3D数值模拟,阐明了工作面长度对矿压显现的影响规律:当长度从250 m增至450 m时,顶板下沉量增长数倍,初次来压步距降至75 m,矿压分布形态由"拱形"单峰值向"M"形三峰值转变,液压支架现场实测数据验证了模拟结果的可靠性;创新提出了"分区协同移架"液压支架调控方案,通过高应力区成组移架与低应力区独立移架的差异化策略,使支架阻力均匀性得到了提升,对推动我国西部浅埋煤层规模化开发具有重要工程价值。

关键词:超长工作面;顶板破断;矿压分布;液压支架群组;分区控制

中图分类号:TD323 **文献标识码**:A **文章编号**:1005-2763(2026)02-0118-12

Analysis and Research on the Roof Failure Mode and Influencing Factors of the Ultra-Long Working Face in Xiaobaodang Coal Mine

ZHAO Bin[1], *MA Chao*[2], *LI Yaozhi*[2], *PAN Weidong*[2], *ZHANG Kunming*[3]

(1.Tashan Coal Mine, China Coal Datong Energy Co., Ltd., Datong, Shanxi 037001, China;
2.School of Energy and Mining, China University of Mining and Technology-Beijing, Beijing 100083, China;
3.Department of Energy and Mining Engineering, Pennsylvania State University, State College, PA 16802, USA)

Abstract: To investigate the roof fracture characteristics and mine pressure distribution patterns in ultra-long working faces (with a strike length ≥ 300 m), thereby effectively guiding roof control, the 132205 ultra-long fully mechanized working face in Xiaobaodang Coal Mine was taken as the research background. Combining theoretical analysis, numerical simulation, and field measurements, a zonal fracture mechanism of "central preferential fracture-migration toward both sides" which was formed under the coupling effect of advanced mining-induced fractures and primary fractures was revealed. The evolution process involves three stages, namely fracture in the central peak zone, stress migration in the non-peak zone, and instability in the side peak zones. Based on FLAC3D numerical simulation, the influence of working face length on mine pressure manifestation was elucidated as follows. When the length increases from 250 m to 450 m, roof subsidence grows several-fold, the initial pressure step distance decreases to 75 m, and the mine pressure distribution pattern shifts from an "arch-shaped" single peak to an "M-shaped" triple peak. Field-measured data from hydraulic supports validates the reliability of the simulation results. An innovative zonal coordinated rack-moving scheme of hydraulic support regulation was proposed, improving support resistance uniformity through differentiated strategies of grouped rack-moving mode in high-stress zones and stand-alone rack-moving mode in low-stress zones, holding significant engineering value for promoting large-scale development of shallow-buried coal seams in western China.

Key words: Ultra-long working face, Roof fracture, Mine pressure distribution, Hydraulic support group, Zonal control

* **收稿日期**:2025-07-13
基金项目:国家重点研发计划项目(2023YFC2907501)
作者简介:赵斌(1972—),男,内蒙古乌兰察布人,硕士,高级工程师,主要从事煤炭开采技术研究和管理工作。E-mail:zb@zmdtny.com

0 引言

煤炭作为我国主体能源,其安全高效开采对国家能源安全具有重要意义。近年来,随着煤炭开采技术的快速发展,超长工作面(倾向长度≥300 m)因其资源回采率高、生产效率高等优势,已成为现代化矿井建设的重要发展方向。然而,工作面长度的显著增加导致矿压显现规律发生根本性变化,传统矿压理论在解释超长工作面顶板破断特征和矿压分布规律方面存在明显不足。针对此问题国内众多学者已进行了相关研究。李明忠等[1]介绍了我国部分超高与超长采煤工作面的成套技术及装备体系,指出了我国超高与超长高效综采工作面理论技术与装备及其控制的发展方向。杨征等[2]采用实测手段发现了在超长工作面强采动影响下,地表沉降具有影响范围大、下沉速度快等特点,地表呈现不对称沉降现象。张金虎等[3]针对孤岛工作面造成强矿压等问题,设计了一种预掘中间巷道的 400 m 以上超长工作面布置方式,分析了超长工作面矿压显现特征。邹恩隆等[4]运用相似模拟试验,计算了不同开采进尺下的裂隙分形维数,定量研究了覆岩裂隙发育扩展情况。崔卫秀等[5]探索了 500 m 超长工作面智能刮板输送系统装机功率与运量合理匹配的方法,提出了解决 500 m 超长工作面刮板运输技术难题的可行性方案。张艺耘等[6]基于井下微震监测台网布置,采用理论计算、数据分析探究了超长工作面开采过程中矿震的时空响应特征及震动波传播规律。蔺星宇等[7]构建了弹性基础岩梁力学模型,运用数理统计及均化循环分析方法,研究了不同面长工作面倾向方向顶板运动及支架工作阻力分布特征。李瑞楼等[8]分析总结了补连塔 11401 工作面矿压规律、液压支架选型、矿压实测分析、采煤机反向割煤等技术工艺。

本文以小保当煤矿 132205 工作面为研究对象,针对超长工作面开采过程中出现的顶板“分区破断”现象和矿压“多峰值”分布特征展开系统研究;结合 FLAC3D 数值模拟和现场矿压监测数据,深入分析了 450 m 级超长工作面的顶板破断方式及其演化过程,揭示了超前采动应力与原生裂隙耦合作用下的顶板“中部优先破断-向两侧迁移”机制,阐明了支架工作阻力“M”形三峰值分布的力学成因,并提出了基于应力分区的协同控制技术。本研究不仅丰富了矿山压力与岩层控制理论体系,也为我国西部矿区浅埋煤层超长工作面的开发提供了实践指导。

1 工作面概况

小保当煤矿 132205 工作面当前开采的 2 号煤层平均厚 2.54 m,煤层厚度从南向北递增,中厚煤层为主,煤质稳定。埋深为 259.05~387.44 m,工作面走向推进长度为 3 832 m,倾向长度为 451 m。煤层倾角仅 1°~3°。直接顶为粉砂岩,平均厚 3.47 m;基本顶为中粒砂岩,平均厚 10.91 m;底板为粉砂岩,平均厚 6.62 m。132205 工作面综合地质柱状图如图 1 所示[9-10]。

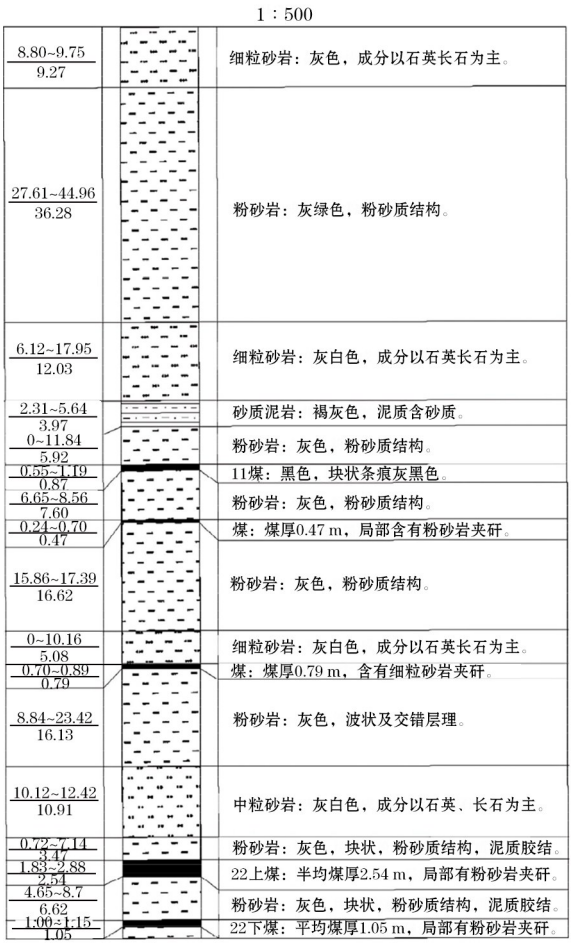


图 1 132205 工作面综合地质柱状图

Fig.1 Comprehensive geological profile chart of 132205 working face

2 顶板破断特征分析

2.1 顶板岩层破断机理

随着开采深度与工作面长度的增加,顶板受采动干扰的效应加剧,超前采动应力场的变化更为显著,具体表现为最小主应力的释放范围扩大与最大

主应力集中度提升。这种应力的演化促使基本顶岩层超前裂隙扩展,导致其局部承载性能弱化[11]。

实测 132205 工作面超前采动应力如图 2 所示。从图 2 可以看出,该工作面超前采动应力呈现典型三峰分布特征,峰值点位于距工作面约 10 m 处。中部主应力峰值与两侧峰值数值接近,但其影响范围明显较大。高应力作用诱发基本顶在峰值区域形成超前裂隙,进而改变了顶板断裂机制。定义应力峰值影响区为应力值超过基本顶初始屈服强度区域,其中中部与两侧影响区宽度分别为 250 m 与 20 m,中间 180 m 为非峰值过渡区。观测表明,峰值区内存在微裂隙生成现象,印证了超前应力驱动下的岩层损伤演化过程。

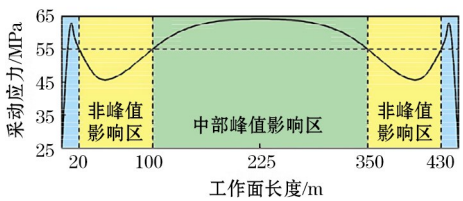


图 2 132205 工作面超前采动应力分布

Fig.2 Stress distribution in advance mining of 132205 working face

在采煤机切割作业过程中,横向约束的解除使工作面前方煤岩体沿推进方向发生应力卸载,其本质表现为最小主应力的持续性衰减。图 3 的应力分布曲线显示,工作面中部走向上,最小主应力峰值较最大主应力峰值滞后分布。两峰值过渡区内,两类应力效应同步强化:最大主应力持续集中与最小主应力加速衰减,致使该区域煤岩体处于复合加载与卸载的动态应力状态,促进了基本顶板前方裂缝的发展,最终促使基本顶板根据不同区域形成特定的边界条件,从而导致基本顶板分区域破裂。

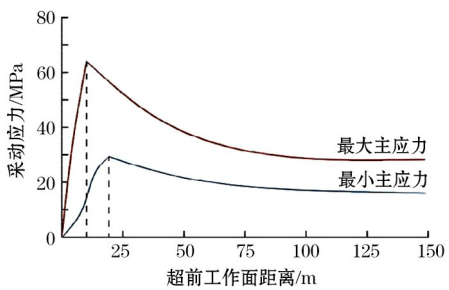


图 3 132205 工作面采动应力沿推进方向分布曲线

Fig.3 Mining stress distribution curves along the advancing direction of 132205 working face

2.2 顶板分区破断演化过程

当忽略裂隙的影响时,根据砌体梁理论,基本顶会出现 O—X 形的破裂[12]。随着工作面沿推进方向移动,破裂后,在工作面的中心区域会形成梯形状的板块,而在两端则出现扇形板块。这些扇形和梯形板块在沿着工作面及推进的方向上共同构建了一个外观似梁但实际上为拱形结构的砌体梁系统,具体形态如图 4 所示。

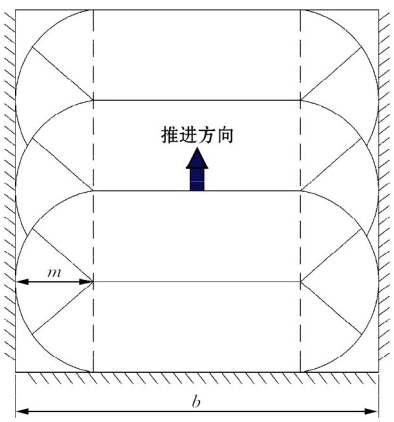


图 4 工作面推进过程中基本顶 O—X 形破断模型

Fig.4 O—X fracture model of the main roof during the advancement of the working face

通过图 4 的几何关系可知,工作面扇形区可由 m 表示,中部区域由 $b-2m$ 表示。天然存在于顶板中的裂缝,其空间分布具有泊松分布特性,表明裂缝在工作面顶板中任意位置出现的概率均等。随着开采的不断进行,中部与两侧区域出现裂缝的概率比值可由式(1)表示[13]。

$$\frac{P_b}{P_m}=\frac{b}{2m}-1 \tag{1}$$

式中:P_b 为裂缝分布在中部的概率;P_m 为裂缝分布在两侧的概率;b 为工作面总长度,m;m 为两侧扇形三角板板高,m。

工作面端部扇形三角区域的大小主要受回采巷道和煤柱宽度控制,与工作面长度的相关性较弱,因此裂缝分布在该区域的概率比值随工作面延长呈现递增规律。相较于完整岩层,裂隙区域的抗拉强度几乎完全丧失。在持续开采作用下,悬露基本顶中裂隙的扩展导致中部区域的承载能力显著下降,最终引发基本顶中部的局部断裂。为突显原生裂隙的诱导效应,本研究设定:工作面前方基本顶原生节理平行走向分布(见图 5),裂隙面抗拉强度丧失。鉴于裂隙断裂诱发顶板回转挤压,将该区域边界简化

为简支约束。

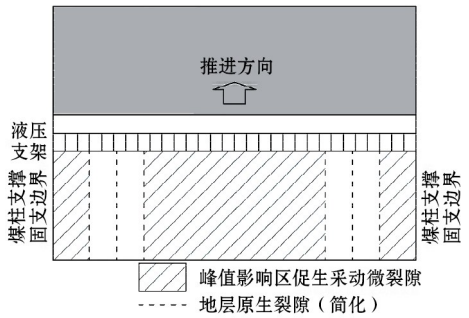


图 5 超长工作面顶板采动裂隙与原生裂隙分布

Fig.5 Distribution of mining fissures and primary fissures in the roof of ultra-long working face

超前与原生裂隙导致老顶边界重构,中部峰值应力区表现为单侧简支、双侧部分简支及另一侧固支的复合边界特征(见图 6)。基于上限定理,可推导出该区域发生断裂的临界条件表达式如式(2)所示。

$$q_0=6M_s\frac{8Lm+3W^2-4Dm}{mW^2(3L-2m)} \tag{2}$$

式中:q_0 为基本顶峰值区极限承载力,MPa;W 为峰值影响区宽度,m;L 为基本顶悬露跨距,m;D 为原生裂隙的长度,m;M_s 为基本顶极限抗弯刚矩,N·m。

由式(2)可以得出,岩板走向及倾向尺度与顶板极限承载的关联见图 7。随尺寸增大,极限承载呈减小趋势;倾向尺度弱化效应尤其显著。

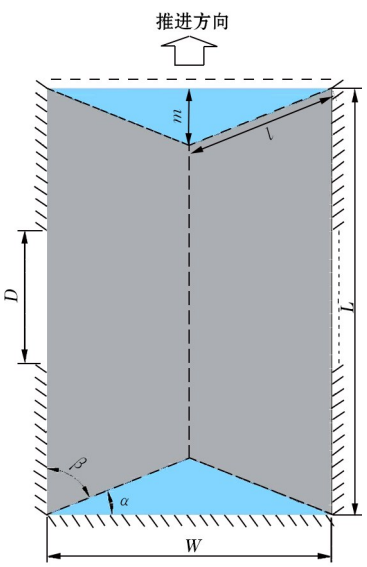


图 6 基本顶中部峰值影响区受力分析示意

Fig.6 Boundary conditions at the peak influence zone in the middle of the main roof

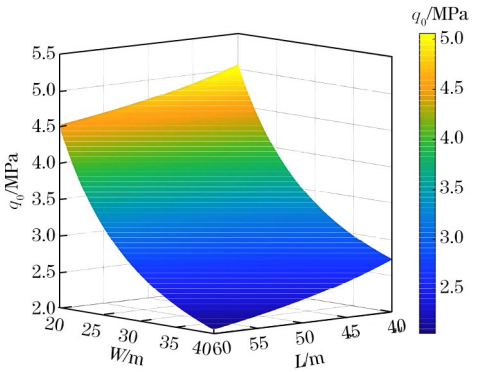


图 7 中部岩板承载能力随长度与宽度变化特征

Fig.7 Characteristic of the variation in the carrying capacity of the middle rock plate with its length and width

当基本顶中部峰值影响区发生断裂并丧失支撑能力后,上覆岩层的负荷开始向两侧未受损的区域进行转移,导致非峰值影响区承受的压力增加。与此同时,局部破坏现象逐渐向工作面两侧扩展。本研究基于对称性假设,仅对左侧基本顶的分区破裂过程进行分析。超前裂缝仅存在于峰值区,中部破裂区边界演化为:双侧嵌固+左侧简支+右侧自由,如图 8 所示。基于此,可以得出非峰值影响区发生局部破裂的具体条件表达式为:

$$q_1=6M_s\frac{Lm+4W^2+2m^2-Dm}{mW^2(3L-2m)} \tag{3}$$

式中,q_1 为非应力峰值影响区基本顶极限承载能力,MPa。

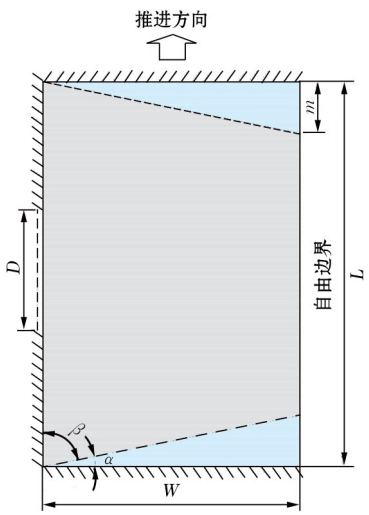


图 8 基本顶非峰值影响区受力分析示意

Fig.8 Boundary conditions of the non-peak influence zone of the basic roof

由式(3)得,悬顶极限承载-走向/倾向尺度函数关系见图 9,其变化规律异于中部峰值区。同基

本顶中部峰值影响区极限承载能力相比,边界重构致该区承载力特征有所弱化,且岩板长度对这一部分的最大承载力的影响比宽度更为显著。覆岩荷载传递与承载弱化驱动基本顶破裂侧向扩展。

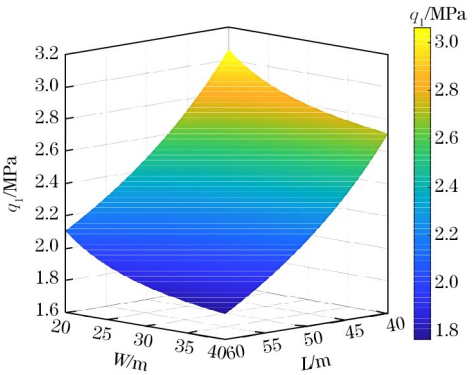


图 9 非峰值影响区岩板承载能力变化特征

Fig.9 Characteristic of the variation in bearing capacity of rock plates in the non-peak influence zone

随后,局部断裂现象扩展到了两侧的峰值影响区域,在这一区域内,基本顶的边界条件再次发生了变化,形成了单侧简支、双侧固定以及右侧自由的状态,如图 10 所示。此时,顶板局部断裂判据见式(4):

$$q_2=6M_s\frac{Lm+3W^2+2m^2}{mW^2(3L-2m)} \tag{4}$$

式中,q_2 为基本顶双峰区极限承载力,MPa。

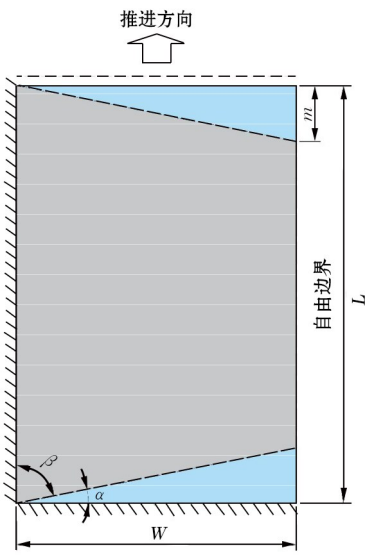


图 10 两侧峰值影响区受力分析示意

Fig.10 Boundary conditions of the peak influence zones on both sides

根据公式(4)得出的结果表明,随着走向长度和倾向宽度的变化,该部分悬露基本顶的极限承载能力如图 11 所示。分析显示,在这一区域内,岩板的长度与宽度对其极限承载能力的影响均相当显著。进一步观察发现,该区域的基本顶极限承载能力明显低于两侧非峰值影响区。新区域承载能力的变化促进了顶板分区破断现象的发展与迁移。

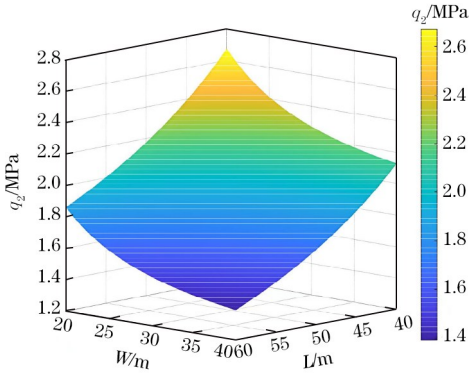


图 11 两侧峰值影响区岩板承载能力变化特征

Fig.11 Characteristic of the variation in bearing capacity of rock plates within the peak influence zones on both sides

上述研究显示,在超长工作面环境下,位于工作面中心的基本顶往往首先经历破断过程,随后这一现象逐渐向两侧扩展,最终导致整个工作面呈现出基本顶按区域依次破断并移动的特征。

3 矿压分布规律研究

基于小保当煤矿 132205 工作面实际工程背景[14],建立 FLAC3D 数值计算模型(如图 12 所示)分析不同因素影响下的矿压分布规律。采用摩尔-库伦模型,模型长×宽×高=510 m×200 m×71 m。于模型 x、y 方向及底部固定边界,工作面两侧预留 30 m 边界煤柱,开挖位置为距离边界 25 m 处。岩石物理力学参数见表 1。

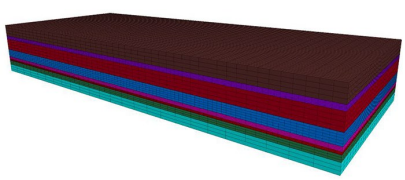


图 12 450 m 超长工作面模型

Fig.12 Model of a 450 m ultra-long working face

表 1 煤岩层物理力学参数

Table 1 Physical and mechanical parameters of coal seams

岩层名称	厚度/m	体积力/(kN·m³)	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	抗拉强度/MPa	内摩擦角/(°)	黏聚力/MPa
粉砂岩	16.62	23.42	5.08	6.13	2.55	23.5	8.41
细粒砂岩	5.08	23.61	4.20	2.90	2.37	24.9	8.23
粉砂岩	16.13	23.42	5.08	6.13	2.55	23.5	8.41
中粒砂岩	10.91	24.34	3.39	2.50	2.42	23.5	7.96
粉砂岩	3.47	23.42	5.08	6.13	2.55	23.5	8.41
2^{-2}煤层	2.54	12.70	1.15	0.76	0.99	31.5	6.57
粉砂岩	6.62	23.42	5.08	6.13	2.55	23.5	8.41

3.1 工作面长度的影响

分别建立 250 m、350 m、450 m 长度的工作面数值模型,采用相同的开挖步距模拟实际开采,分析各模型间矿压规律的区别与联系。

3.1.1 工作面长度对上覆岩层下沉量的影响

工作面长度的增加会扩大采空区范围,导致顶板岩层的悬露面积增大,引发更显著的应力拱效应。增大应力拱的跨度可能降低顶板的整体刚度,从而增加下沉量。对短工作面来说,应力拱范围有限,顶板下沉主要受局部岩层变形控制。而对长工作面来说,应力拱跨度增大,顶板中部可能形成更大范围的拉应力区,导致下沉量呈非线性增长。

本文引入梁板理论,将顶板视为弹性梁或薄板,分析其挠度与工作面长度的关系:

$$\omega \propto \frac{qL^4}{d} \tag{5}$$

式中:ω 为顶板下沉量;q 为顶板均布载荷;d 为顶板抗弯刚度。

可以看出,顶板下沉量与工作面长度的四次方成正比,说明长度增加会显著放大顶板下沉效应。

各数值模型保持开挖距离均为 140 m(将模型全部开挖完毕),提取此时模型的位移云图如图 13 所示。从图 13 可以看出,随着模拟的工作面长度从 250 m 逐渐增加至 450 m,工作面顶板的中部,其下沉量增加数倍,二者非线性增长。

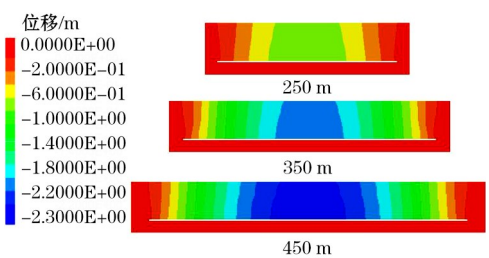


图 13 不同工作面长度开挖 140 m 处位移云图

Fig.13 Displacement maps at 140 m of excavation for different working face lengths

3.1.2 工作面长度对基本顶垂直应力的影响

132205 工作面实际开采过程中,初次来压步距约为 75.6 m,由于超长工作面的特性,不同位置初次来压步距不尽相同,因此取各模型开挖 70 m 与 80 m 处工作面垂直应力分布进行分析,结果如图 14、图 15 所示。

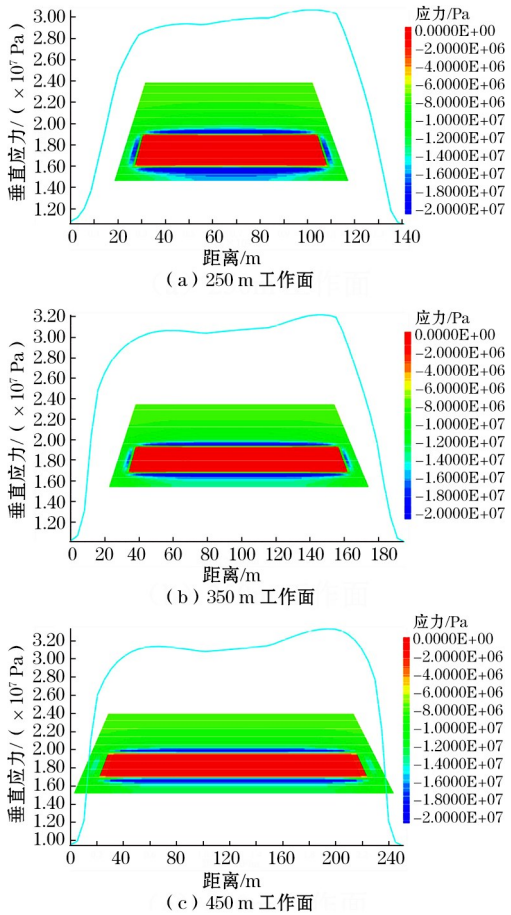


图 14 开挖 70 m 处工作面应力分布

Fig.14 Stress distribution in the working face at 70 m of excavation

观察可知,随着工作面长度的增加,工作面上方的顶板应力增加,但是工作面前方煤壁上方顶板应力却有所减小。这是因为工作面长度的增加导致上覆岩层悬露面积增大,从而使得顶板所承受的压力更大,也就是工作面上方的顶板应力会增大,工作面周围的支承压力分布也会产生变化,峰值随着工作面长度的增加而增大,这是因为更大的开采空间需要支撑更大的上覆岩层质量。同时,随着工作面长度的增加,支承压力的峰值会向煤体深部转移,导致煤壁附近的应力相对减小,也就是说,虽然整体支承压力峰值可能增加,但是在煤壁附近的应力会因为压力峰值的后移而减小,使得煤壁附近的应力集中程度降低,类似于“压力扩散效应”。

从图 15 中可以看出,随着工作面长度的不断增加,工作面矿压分布逐渐呈现由中间高、两边低的“拱形”向两边高、中间低的“M”形分布转变,这与支

架工作阻力分布规律计算结果具有较好的一致性。煤矿开采中工作面矿山压力的分布与工作面支架工作阻力的分布之间存在密切的联系。具体来说,矿山压力分布直接影响支架工作阻力的分布,而支架工作阻力的合理设计和管理又对控制矿山压力分布至关重要。矿山压力的分布直接作用于工作面支架,支架需要承受来自顶板、底板和煤壁的压力。矿山压力的不均匀分布会导致支架工作阻力的不均匀分布。

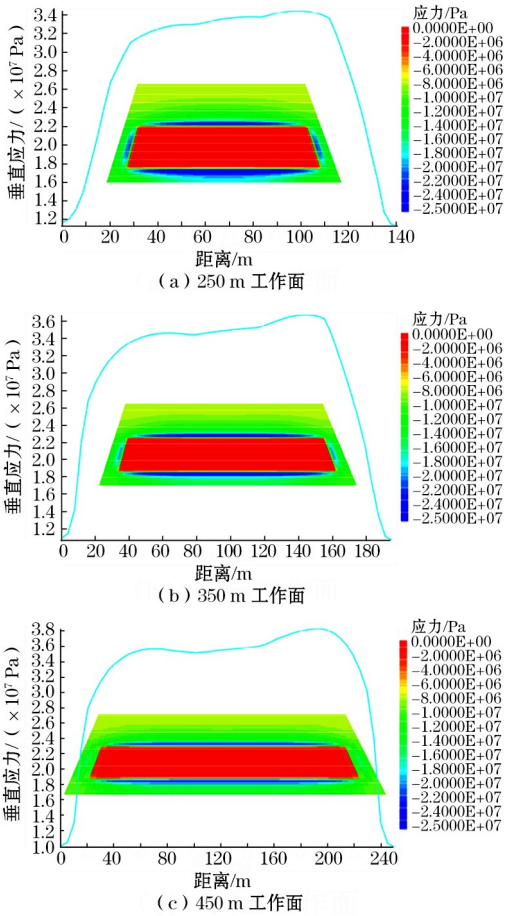


图 15 开挖 80 m 处工作面应力分布

Fig.15 Stress distribution in the working face at 80 m of excavation

3.1.3 工作面长度对初次来压步距的影响

在 FLAC3D 数值模拟中,垂直方向应力的分布,直观反映了模型在 Z 轴方向的动态响应或准静态收敛状态,同时可以表示地基整体的沉降情况。通过建立模型开挖方向的中轴线上的垂直应力分布,侧面反映在开挖过程中初次来压的位置。各工作面不同长度下模型中轴线上的垂直应力分布如图 16 所示。

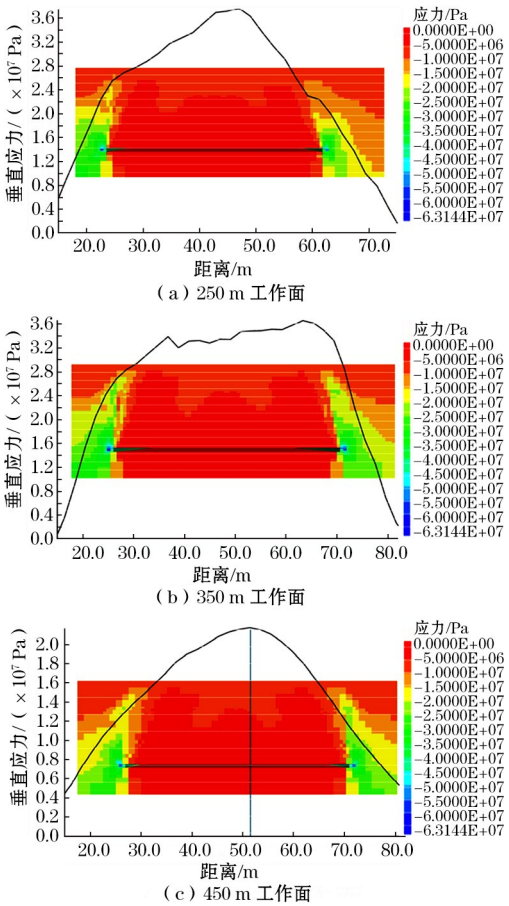


图 16 不同长度下模型中部垂直应力分布

Fig.16 Vertical stress distribution in the middle of the model for different lengths

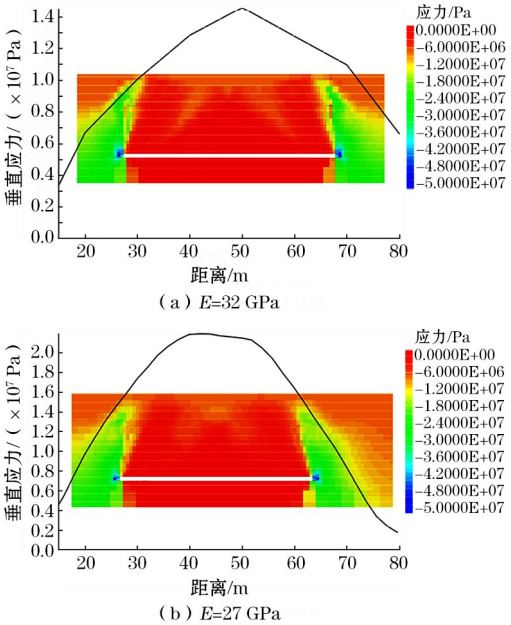
随着工作面长度的增加,垂直应力峰值点呈现逐渐后移的趋势。其中 450 m 长工作面峰值点距离 y 方向原点大约 105 m 处,由于留有 30 m 保护煤柱,因此初次来压步距约为 75 m,与现场实际情况较为吻合。

3.2 顶板岩性与埋深的影响

3.2.1 顶板岩性的影响

坚硬顶板是 132205 工作面主要特点之一,本研究通过改变基本顶硬度即杨氏模量(E),模拟不同顶板条件下超长工作面来压步距的变化与初次来压时工作面矿压分布情况。132205 工作面基本顶杨氏模量约为 37 GPa,而中粒砂岩杨氏模量多为 20～40 GPa,其大小与矿物成分、胶结程度、孔隙度与含水率等多种因素相关,本文改变数值模拟模型的杨氏模量分别为 32 GPa 与 27 GPa。

建立模型中垂线上垂直应力变化曲线,观察不同顶板条件下初次来压步距的变化,其结果如图 17 所示。



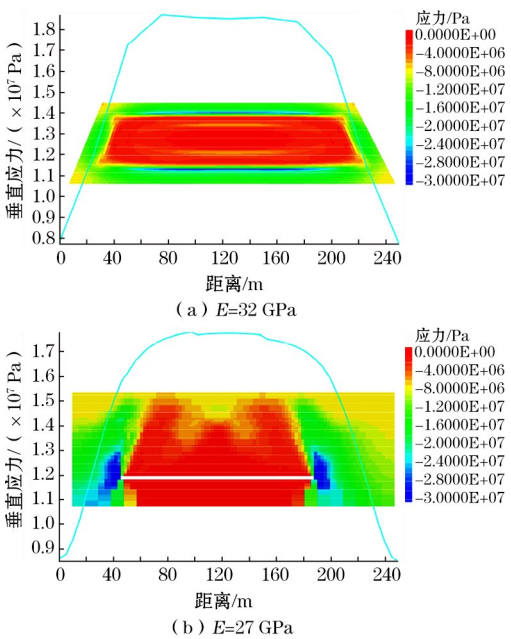
(a) E=32 GPa

(b) E=27 GPa

图 17 不同顶板条件下中部垂直应力分布

Fig.17 Central stress velocity distribution under different roof conditions

随着顶板硬度的降低,初次来压步距也随之缩短,较初始值分别缩短了大约 5 m、19 m,同时顶板下沉速度也有显著增大,符合实际。压力峰值的前移导致超前支承压力峰值更靠近煤壁,煤壁片帮风险升高。对应位置的工作面矿压分布如图 18 所示。



(a) E=32 GPa

(b) E=27 GPa

图 18 不同顶板初次来压时工作面矿压分布

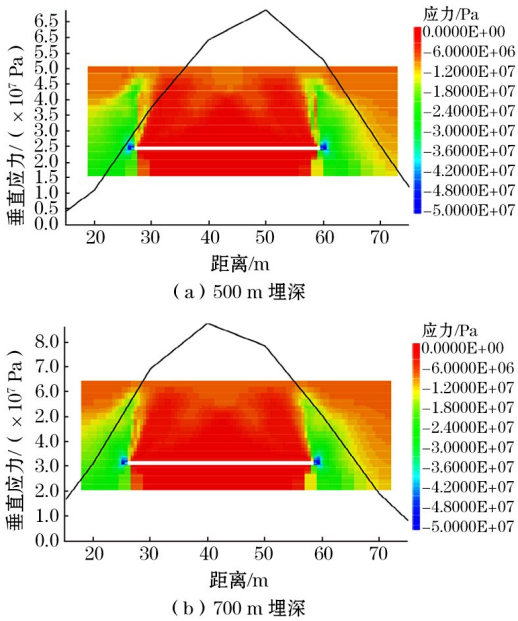
Fig.18 Distribution of ore pressure in the working face at the time of initial pressure from different roofs

随着顶板硬度的降低,沿工作面矿压分布形态发生较大改变,由原本的"M"形分布逐渐变化为拱形分布,压力分布范围扩大,且应力峰值也有所降低,采场周围应力集中区向深部延伸,可能会引发底鼓与两帮变形。在实际开采时,可通过"刚性支护+柔性让压"结合、动态调整工艺与强化监测,实现安全高效开采。

3.2.2 埋深的影响

除坚硬顶板外,埋深较浅也是 132205 工作面显著特征之一,埋深仅为 259.05~387.44 m。本小节通过改变上覆岩层应力,分别模拟埋深为 500 m、700 m 条件下(其他地质条件相同),超长工作面矿压显现规律。

建立模型中垂线上垂直应力变化曲线,观察初次来压步距变化,结果如图 19 所示。



(a) 500 m 埋深

(b) 700 m 埋深

图 19 不同埋深下中部垂直应力分布

Fig.19 Vertical stress distribution in the center at different burial depths

随着埋深的增加,初次来压步距随之减小,速度峰值随之增加,表现为来压更早、更加强烈。初次来压位置的工作面垂直应力分布如图 20 所示。从图 20 可以看出,工作面矿压分布形态区别不大,但是应力峰值有所增加,在实际开采中对支架选型提出了更高的要求,需要更高强度支护与动态监测技术保障安全。

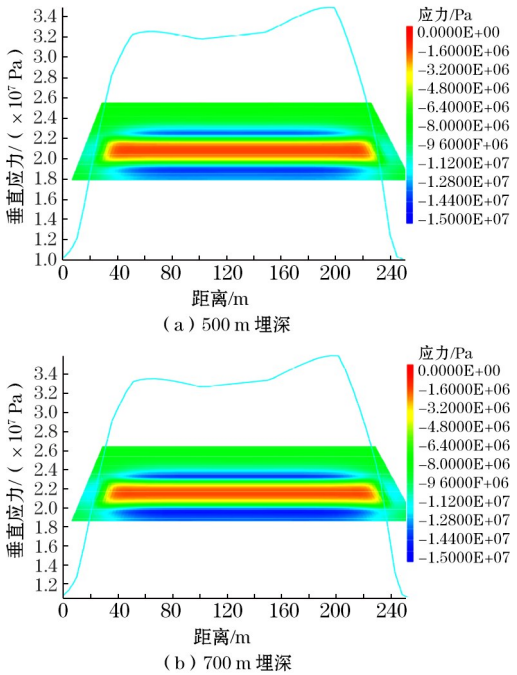


图 20 不同埋深初次来压时工作面应力分布

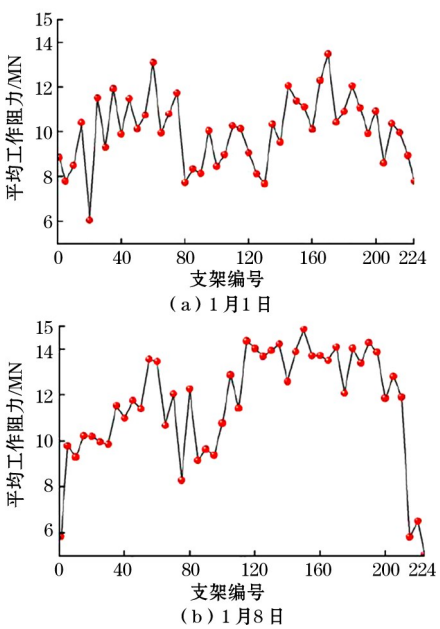
Fig.20 Stress distribution in the working face at different burial depths during the initial pressure

3.3 现场实测验证

132205 工作面于 2024 年 1 月开始回采,因此收集 1 月至 6 月支架数据,主要分析支架平均工作阻力分布规律,得出每日平均工作阻力的变化,从而了解工作面压力的整体分布情况,判断是否存在压力集中或分布不均的现象。

3.3.1 初采阶段支架平均工作阻力分析

自 2024 年 1 月 1 日起,每隔一周采集工作面支架数据进行分析,结果如图 21 所示。



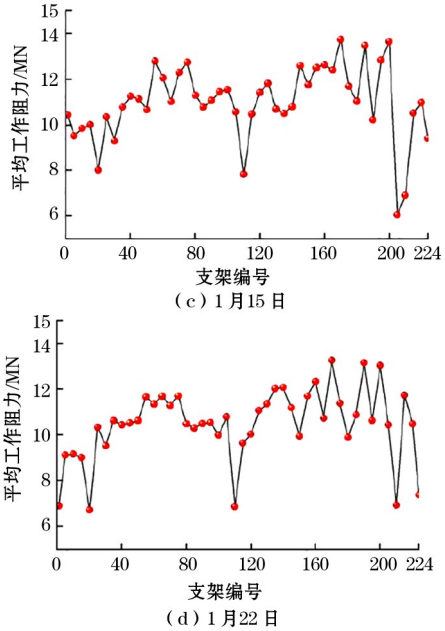


图 21 初采阶段工作面支架平均工作阻力分布

Fig.21 Distribution of average working resistance of face supports during the initial mining stage

观察可知,1 月各时段支架平均工作阻力分布情况大致呈现“中间低,两端高”的“M”形分布,与理论计算结果具有较好的一致性。1 月 1 日支架平均工作阻力略低于后续开采阶段,具体原因为该日工作面刚开始回采,不存在来压情况。随着开采活动的进行,1 月 8 日工作面支架平均工作阻力显著升高,平均值为当月最高,其原因可能为随着开采的进行,采动影响逐渐显现,于 1 月 8 日发生初次来压。

根据工作面支架平均工作阻力分布特点,将工作面分为:区域 1,0～40 架;区域 2,40～90 架;区域 3,90～134 架;区域 4,134～184 架;区域 5,184～224 架。

其中区域 1、区域 5 为端头区域,区域 3 为中部区域,区域 2、区域 4 则为两个峰值区。采集各区域每日支架平均工作阻力,并取平均值,得到各区域支架平均工作阻力随开采进程变化情况(见图 22)。

由图 22 可知,工作面不同区域来压具有明显的时序性且强度有所差别。一般是工作面中部先来压,两端头相对滞后;工作面中部区域来压频率较高、周期性不明显,符合超长工作面基本顶中部易先发生破断,进而向两侧迁移,形成分区破断的现象。由于工作面较长,不同区域的液压支架工作阻力存在明显差异,区域 2、区域 4 为两个峰值区,其支架工作阻力数值明显大于其他 3 个区域,区域 3 则略大于两个端头区域。值得注意的是,各区域支架一月的平均工作阻力数据中,均出现了不同程度的单

一日期阻力骤降情况,推测其原因为顶板离层或局部冒顶导致支架卸载,需引起警惕。

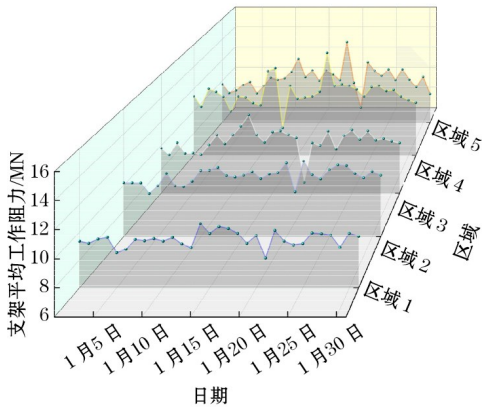
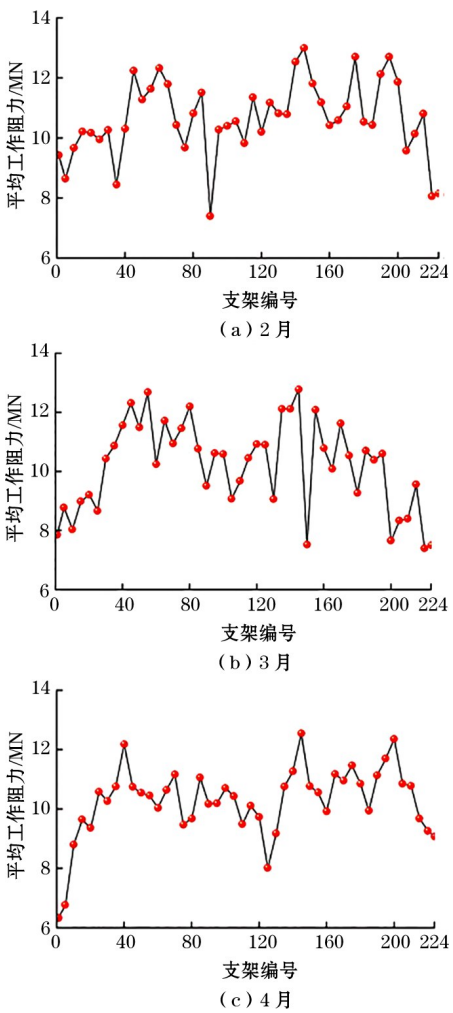


图 22 1 月各区域液压支架平均工作阻力曲线

Fig.22 Average working resistance curves of hydraulic support in each region in January

3.3.2 后续开采阶段支架平均工作阻力分析

经过初采阶段后,后续阶段开采过程中支架平均工作阻力变化开始趋于平稳。采集 2 至 6 月每月各支架平均工作阻力的平均值,结果如图 23 所示。



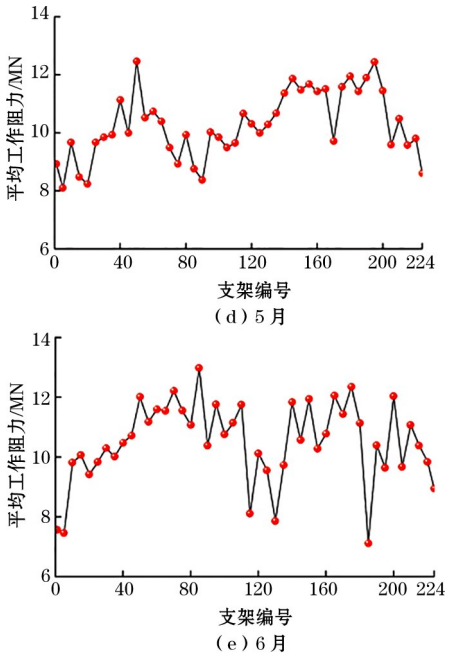


图 23 2 至 6 月支架平均工作阻力分布

Fig.23 Average working resistance distribution of stent from February to June

由图 23 可知,初采月之后的开采过程中,工作面液压支架平均工作阻力数值分布更加均匀,经计算方差后明显小于 1 月,但是整体工作面矿压分布仍然呈现两侧大、中间小的“M”形分布。

同样按照相同方法将工作面分为 5 个区域,每隔 5 日取采集样一次数据,各区域每日支架平均工作阻力随开采阶段的进行变化情况如图 24 所示。

由图 24 可以看出,各区域来压情况逐渐同步,各区域间数值差距也显著缩小,不再有较大落差情况出现,区域 3 与区域 5 仍然为峰值区,但是与其他区域差距已有明显缩小,与图 23 所体现的数据分布具有较好的一致性。

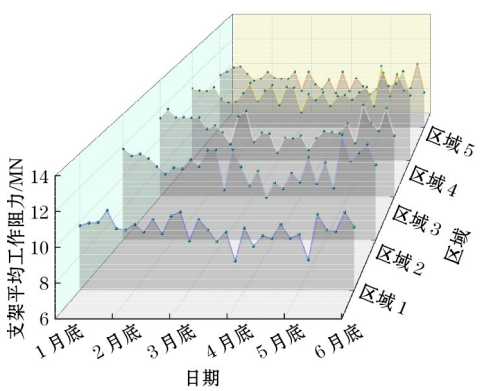


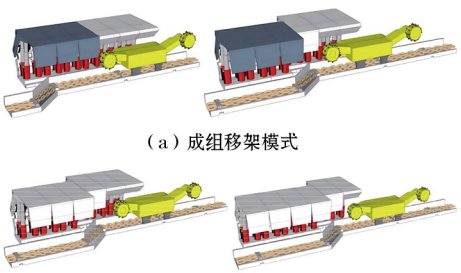
图 24 2 至 6 月各区域液压支架平均工作阻力曲线

Fig.24 Curves of average working resistance for hydraulic supports in various regions from February to June

4 顶板控制技术

随着工作面长度的增加,其两端巷帮对工作面中部的上覆岩层的影响逐渐减弱[15]。在相同的支护条件下,中部区域上覆岩层下沉量逐步增大并向两侧扩展,并且越来越多的支架处于高应力状态之下,使得支护应力呈现出三峰值的特点。当工作面进一步延长时,来自两端巷帮对工作面顶板中间部分的影响会继续减小,且原本位于边缘位置的支架开始承受着较高的压力,具体表现为支护应力峰值向工作面两端迁移。由此可见,这种支护应力呈现“M”形分布的现象,实际上是由于端部支撑效果减弱所引起的工作面中部上方岩层受力变化的结果;同时这也是造成超长工作面支护应力形成“M”形分布特点的根本原因。

在此基础上,随着工作面长度增大,应力峰值向两端迁移,致使更多液压支架处于高强支护区。受“M”形应力分布影响,顶板上位岩层首先断裂,继而在端头区域诱发次生断裂。这种情况下,工作面中部与端头区域将依次经历压力增大的过程,现场观察到的现象为工作面内不同区域的压力变化并不同步,且频繁出现压力集中情况。针对超长工作面支架支护效能提升需求,推行“分区协同移架”策略,即依据不同区域工况特征定制液压支架调控方案,如图 25 所示。



(a) 成组移架模式

(b) 独立移架模式

图 25 “分区协同移架”方案

Fig.25 Partition cooperative moving scheme of hydraulic support

考虑到超长工作面顶板存在分区断裂及动态迁移的情况,此处提出一种针对此类采场围岩的区域性控制策略[16-17]。其中,液压支架作为主要的围岩控制设备,其管理方式也相应地采取了区域化模式。在峰值影响区域内,由于顶板破损严重且支架承受的压力较小,采用成组移动支架的方式可以减少因频繁调整支架高度而对顶板造成的重复干扰,从而有效降低由破碎顶板引起的泄漏或塌陷等事故的风险,如图 25 所示。

在非峰值影响区域内,顶板的破裂程度相对较小,能够较好地维持其完整性。此条件下,支架所承受的压力较大,因此更推荐采用常规的单台移架技术来操作液压支架,具体步骤如图 25 所示。

通过实施“分区协同移架”,无论工作面支架平均工作阻力还是最大工作阻力,相关数据沿工作面分布相比开采初期更加均匀,各区域支架数据随开采进程的推移,变化幅度也显著减小,对工作面高效生产有较大促进作用。

5 结论

(1) 揭示了超长工作面顶板“分区破断”机理。研究首次发现超前采动裂隙与原生裂隙的耦合作用导致顶板呈现“中部优先破断-向两侧迁移”的特征演化过程。理论分析表明,中部峰值区的极限承载能力较两侧低,这是造成破断非同步性的根本原因。

(2) 建立了超长工作面矿压“M”形分布理论模型。基于弹性支座理论推导的支护应力分布方程表明,工作面两端巷帮的约束效应减弱是形成“M”形分布的关键因素。数值模拟结果显示,当工作面长度从 250 m 增加至 450 m 时,矿压分布形态完成从“拱形”到“M”形的转变。建立了关键参数之间的影响关系模型,为超长工作面的设计和优化提供了理论依据。

(3) 提出了基于应力分区的“分区协同移架”技术。高应力区采用成组移架模式,移架间隔控制在 3 台以内;低应力区保持独立移架,提升支架阻力均匀性。

参考文献(References):

[1] 李明忠,赵文革,闫汝瑜,等.超高与超长工作面高效综采关键技术及装备发展现状与展望[J].煤炭科学技术,2024,52(9):199-209.
LI Mingzhong, ZHAO Wen'ge, YAN Ruyu, et al. Development status and prospect on key technical equipment of high efficiency fully mechanized mining in super high and super long working face[J]. Coal Science and Technology, 2024,52(9):199-209.

[2] 杨征,李明忠,刘前进,等.450 m 超长工作面矿压显现与地表移动变形规律研究[J].煤炭工程,2023,55(2):63-68.
YANG Zheng, LI Mingzhong, LIU Qianjin, et al. Mine pressure behavior and surface movement and deformation law of 450 m super-long working face[J]. Coal Engineering, 2023,55(2):63-68.

[3] 张金虎,李明忠,胡健,等.超长工作面布置方式优化设计与设备选型配套[J].煤炭工程,2021,53(7):7-10.
ZHANG Jinhu, LI Mingzhong, HU Jian, et al. Optimized design of super-long working face layout and the equipment selection and matching[J]. Coal Engineering,2021,53(7):7-10.

[4] 邹恩隆,李志华,马军,等.采动裂隙动态演化定量分析及其应用研究[J].矿业研究与开发,2023,43(7):101-107.
ZOU Enlong, LI Zhihua, MA Jun, et al. Study on the quantitative analysis of dynamic evolution of mining fracture and its application[J]. Mining Research and Development, 2023,43(7):101-107.

[5] 崔卫秀,穆润青,解鸿章,等.500 m 超长工作面刮板智能输送技术研究[J].煤炭科学技术,2024,52(4):326-335.
CUI Weixiu, MU Runqing, XIE Hongzhang, et al. Research on intelligent conveying technology of 500 m ultra-long face scraper[J]. Coal Science and Technology,2024,52(4):326-335.

[6] 张艺耘,李成海,唐磊,等.深部超长工作面矿震响应规律及传播机制研究[J].矿业研究与开发,2024,44(9):9-17.
ZHANG Yiyun, LI Chenghai, TANG Lei, et al. Response law and propagation mechanism of mine earthquakes in deep and ultra-long working face[J]. Mining Research and Development,2024,44(9):9-17.

[7] 蔺星宇,徐刚,高晓进,等.超长工作面支架工作阻力分布及分区增阻特性研究[J].煤炭科学技术,2023,51(4):11-20.
LIN Xingyu, XU Gang, GAO Xiaojin, et al. Study on working resistance distribution of support and resistance increasing characteristics of support partition in longwall face with ultra-large length[J]. Coal Science and Technology,2023,51(4):11-20.

[8] 李瑞楼,卞涛.浅埋超长综采工作面回采关键技术研究[J].中国矿业,2023,32(增刊1):344-349.
LI Ruilou, BIAN Tao. Study on the key technology of shallow-buried and super-long fully mechanized coal face[J]. China Mining Magazine,2023,32(Suppl.1):344-349.

[9] 杜伟,王小军,马旭,等.陕西小保当煤矿较厚松散层条件开采地表沉陷规律研究[J].煤炭技术,2025,44(7):62-66.
DU Wei, WANG Xiaojun, MA Xu, et al. Study on surface subsidence patterns induced by mining under thick loose layer in Xiaobaodang Coal Mine, Shaanxi Province[J]. Coal Technology,2025,44(7):62-66.

[10] 王小勇,白喜成,刘随强,等.小保当煤矿地质建模空间插值方法对比[J].中国煤炭,2024,50(5):90-97.
WANG Xiaoyong, BAI Xicheng, LIU Suiqiang, et al. Comparison of spatial interpolation methods for geological modeling of Xiaobaodang Coal Mine[J]. China Coal,2024,50(5):90-97.

[11] 冯剑,徐青云,贺雄.特厚煤层坚硬顶板破断机理研究及UDEC模拟[J].内蒙古煤炭经济,2023(22):9-11.
FENG Jian, XU Qingyun, HE Xiong, et al. Study on breaking mechanism of hard roof in extra-thick coal seam and UDEC simulation[J]. Inner Mongolia Coal Economy, 2023(22):9-11.

[12] 王家臣.基于采动岩层控制的煤炭科学开采[J].采矿与岩层控制工程学报,2019,1(2):40-47.
WANG Jiachen. Sustainable coal mining based on mining ground control[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering,2019,1(2):40-47.

[13] 王家臣,杨胜利,杨宝贵,等.深井超长工作面基本顶分区破断模型与支架阻力分布特征[J].煤炭学报,2019,44(1):54-63.
WANG Jiachen, YANG Shengli, YANG Baogui, et al. Roof sub-regional fracturing and support resistance distribution in deep longwall face with ultra-large length[J]. Journal of China Coal Society,2019,44(1):54-63.

[14] 张慧峰.小保当煤矿大采高工作面复合顶板破碎机理及防治技术[J].陕西煤炭,2025,44(7):82-88+95.
ZHANG Huifeng. Mechanism and prevention technology of composite roof fracture in large mining height working face of Xiaobaodang Coal Mine[J]. Shaanxi Coal,2025,44(7):82-88+95.

[15] 张冲,储丹东,陈璋林,等.大倾角仰采工作面顶板控制技术研究[J].煤炭技术,2025,44(4):53-57.
ZHANG Chong, CHU Dandong, CHEN Zhanglin, et al. Research on roof control technology of large inclination angle inclined mining working face[J]. Coal Technology,2025,44(4):53-57.

[16] 张帅.智能化综采工作面液压支架精准快速推移控制研究[D].北京:煤炭科学研究总院,2023.
ZHANG Shuai. Research on precise and fast moving control of hydraulic powered support in intelligent fully mechanized mining face[D]. Beijing: Chinese Institute of Coal Science,2023.

[17] 孙志勇.液压支架自动化监控系统的应用[J].煤矿机电,2024,45(5):52-57.
SUN Zhiyong. Application of hydraulic support automation monitoring system[J]. Colliery Mechanical & Electrical Technology,2024,45(5):52-57.