

超大断面巷道支护关键技术及采动应力演化规律

程利兴^{1,2}, 王 锐³, 张 镇^{1,2}, 李增林³, 任建超³, 汪占领^{1,2}, 贾金河^{1,2}

(1. 中煤科工开采研究院有限公司, 北京 100013; 2. 天地科技股份有限公司开采设计事业部, 北京 100013; 3. 陕西陕煤曹家滩矿业有限公司, 陕西榆林 719000)

摘要:针对超大断面巷道围岩变形控制难题,以曹家滩煤矿超大采高工作面回采巷道为研究背景,研究了曹家滩煤矿顶板岩层分布规律,分析了“高+低层位厚硬顶板”结构特征,明确了动压巷道围岩变形呈现非对称性、分区性、持续性的特征及其形成机理。采用数值计算分析了巷道断面尺寸对围岩稳定性的影响及支护预应力场分布特征,确定了合理的锚杆支护参数,提出了高预应力锚杆支护提高近场围岩稳定性、顶板水力压裂降低远场矿压动载的协同控制技术,分析了不同煤柱宽度下围岩应力及塑性破坏分布规律,确定了超大采高工作面合理护巷煤柱宽度为 25 m,制定了超大断面巷道锚杆支护及水力压裂卸压技术方案。采用自主研发的超大断面巷道矿压监测预警系统平台,揭示了超大采高工作面动压巷道采动应力演化规律,获取了压裂区顶板微震能量演化规律及空间分布特征。结果表明:超大断面巷道掘进期间巷道未发生明显变形,锚杆受力很快趋于稳定。工作面回采阶段超前影响范围 135.7 m,辅助运输巷滞后工作面 229.6 m 矿压基本趋于稳定,工作面超前支承压力峰值位于 25.3~31.7 m 内,锚杆受力及煤柱应力剧烈变化周期短,且很快趋于稳定,锚杆最大受力 142 kN,锚索最大受力 178 kN,煤柱最大应力增量 8.6 MPa。相对于普通综放工作面,留巷巷道矿压影响周期明显减小,顶板水力压裂显著弱化了坚硬厚顶板,有效减小了煤柱侧向支承压力的持续作用。煤柱侧向顶板微震能量在超前工作面 170 m 至滞后工作面 220 m 显著增大,在滞后工作面 20~60 m 顶板活动最为强烈,随后迅速减小,表明顶板高低层位岩层及时有序垮落,微震能量与采动应力演化规律具有较好的一致性,揭示了顶板高低位岩层运移状态与矿压形成机理。超大断面巷道围岩全周期内均未出现明显变形,表明超大断面巷道采用高预应力锚杆支护与顶板压裂卸压协同控制技术,达到了较好的围岩变形控制效果。

关键词:超大断面巷道;锚杆支护;采动应力;围岩控制;水力压裂卸压;微震能量

中图分类号:TD353 文献标志码:A 文章编号:0253-9993(2025)04-1979-14

Key technologies for supporting ultra large section tunnels and the evolution law of mining induced stress

CHENG Lixing^{1,2}, WANG Rui³, ZHANG Zhen^{1,2}, LI Zenglin³, REN Jianchao³, WANG Zhanling^{1,2}, JIA Jinhe^{1,2}
(1. CCTEG Coal Mining Research Institute, Beijing 100013, China; 2. Tiandi Technology Co., Ltd., Beijing 100013, China; 3. Shaanxi Shanmei Caojiatan Mining Co., Ltd., Yulin 719000, China)

Abstract: In response to the problem of controlling the deformation of surrounding rock in ultra large cross-section tunnels, taking the mining roadway of the ultra high mining face in Caojiatan Coal Mine as the research background, the distribution law of the roof rock strata in Caojiatan Coal Mine was studied, and the structural characteristics of “high+low

收稿日期:2024-11-12 策划编辑:郭晓炜 责任编辑:钱小静 DOI:10.13225/j.cnki.jccs.2024.1389

基金项目:国家自然科学基金资助项目(52174080, 52274123, 52304141)

作者简介:程利兴(1987—),男,河南永城人,副研究员。E-mail: chenglixinghpu@163.com

引用格式:程利兴,王锐,张镇,等.超大断面巷道支护关键技术及采动应力演化规律[J].煤炭学报,2025,50(4):1979-1992.

CHENG Lixing, WANG Rui, ZHANG Zhen, et al. Key technologies for supporting ultra large section tunnels and the evolution law of mining induced stress[J]. Journal of China Coal Society, 2025, 50(4): 1979-1992.



移动阅读

layer thick hard roof" were analyzed. The characteristics and formation mechanism of the deformation of surrounding rock in dynamic pressure tunnels were clarified, including asymmetry, zoning, and persistence. The influence of tunnel section size on surrounding rock stability and the distribution characteristics of support prestress field were analyzed using numerical calculations. Reasonable anchor bolt support parameters were determined, and a collaborative control technology was proposed to improve near-field surrounding rock stability with high prestress anchor bolt support and reduce far-field mining pressure dynamic load with hydraulic fracturing of the roof. The distribution law of surrounding rock stress and plastic failure under different coal pillar widths was analyzed, and the reasonable width of the roadway coal pillar for ultra high mining face was determined to be 25 m. A scheme for ultra high section roadway anchor bolt support and hydraulic fracturing pressure relief technology was formulated. The self-developed ultra large section roadway mining pressure monitoring and early warning system platform was used to reveal the evolution law of mining stress in the dynamic pressure roadway of the ultra high mining face, and to obtain the evolution law and spatial distribution characteristics of microseismic energy in the fracturing zone roof. The results showed that there was no significant deformation during the excavation of the ultra large section roadway, and the force on the anchor rod quickly tended to stabilize. The advanced impact range of the working face during the backfilling stage is 135.7 m, and the auxiliary transportation roadway lags behind the working face by 229.6 m. The mining pressure basically tends to stabilize, and the peak value of the advanced support pressure of the working face is within the range of 25.3–31.7 m. The stress on the anchor rod and the coal pillar changes dramatically and quickly stabilizes. The maximum stress on the anchor rod is 142 kN, the maximum stress on the anchor rod is 178 kN, and the maximum stress increment on the coal pillar is 8.6 MPa. Compared to ordinary fully mechanized top coal caving working faces, the period of influence of mining pressure in the reserved roadway is significantly reduced, and hydraulic fracturing of the roof significantly weakens the hard and thick roof, effectively reducing the sustained lateral support pressure of the coal pillar. The microseismic energy of the lateral roof of the coal pillar significantly increases from the leading working face 170 m to the lagging working face 220 m, and the roof activity is most intense at the lagging working face 20–60 m, followed by a rapid decrease, indicating that the high and low strata of the roof collapse in a timely and orderly manner. The microseismic energy is consistent with the evolution law of mining stress, revealing the migration state of the high and low strata of the roof and the formation mechanism of mining pressure. There was no significant deformation observed in the surrounding rock of the ultra large section roadway throughout the entire period, indicating that the use of high prestressed anchor support and roof fracturing pressure relief collaborative control technology in the super large section roadway has achieved good control effect on surrounding rock deformation.

Key words: ultra large section roadway; rock bolting; mining induced stress; surrounding rock control; hydraulic fracture destressing; microseismic energy

0 引 言

近年来,随着矿井生产装备技术水平的提高,矿井采掘设备智能化和大型化是今后发展的主要方向。为满足大型采掘设备和高强度开采的要求,回采巷道断面由常规小断面向超大断面发展,在内蒙古、陕北一些超大型矿井中,其巷道断面超过了 30 m^2 ^[1-3]。曹家滩煤矿是陕北矿区典型的特大型矿井,曹家滩 10 m 超大采高项目是煤炭行业多年来开采技术水平的高度集成,对于推动行业技术水平的提高起到关键作用。超大采高工作面综采设备大型化必将对巷道断面尺寸及其支护提出更高的要求^[4-5]。巷道是确保超大采高工作面正常回采的必要通道,随着巷道断面尺寸的增加,合理的超大断面巷道支护技术是决定巷道围岩

变形控制效果的关键。工作面回采巷道断面尺寸增大,受采动影响发生变形破坏也越严重,为了解决大断面巷道支护技术难题,国内外学者开展了大量研究,取得了丰硕的研究成果。康红普等^[6-7]提出了高预应力锚杆支护技术,可有效抑制巷道围岩离层与拉应力区的形成,并指出高强度、高延伸率锚杆是巷道围岩控制的重要研究方向。何满潮等^[8-9]研发出了具有较高恒定工作阻力的恒阻大变形锚杆(索),在结构变形吸收能量的同时还能够保持恒定阻力。王卫军等^[10]从塑性区形成与扩展角度出发,认为巷道围岩控制的关键是抑制塑性区的形成与扩展过程,提出了充分发挥围岩自承能力为主、支护干预为辅的技术思路。卸压技术作为一种巷道围岩应力控制技术手段在煤矿巷道变形控制中起到关键作用^[11-13],冯彦军等^[14]针对

煤矿坚硬难垮顶板控制难题,提出了定向水力压裂控制煤矿坚硬难垮顶板技术,研发了定向切割钻头,并开展了井下试验,取得了较好的试验效果。吴拥政等^[15]针对留巷巷道支护难题,提出了采用定向水力压裂弱化煤柱侧向坚硬顶板的方法,消除或减弱坚硬顶板形成的悬顶效应,有效降低了留巷巷道围岩应力水平。近年来,井下定向深孔水力压裂以及地面压裂技术在煤矿顶板治理技术中得到广泛应用,实现了长钻孔、大流量、后退式顶板预裂,对坚硬岩层弱化更充分^[16-17]。于斌等^[16]针对坚硬顶板强度高、破断步距大、矿压显现强烈的特点,提出了煤矿坚硬顶板地面压裂控制采场矿压的方法,试验测得裂缝扩展长度达200 m以上。应力是引起采矿工程地下空间围岩变形与破坏的主要动力,大范围、高应力集中是煤矿井下采动应力的显著特点,现阶段对于采动应力数据分析主要集中在常规工作面动压巷道^[18],超大采高影响下的超大断面巷道采动应力演化规律较常规动压巷道存在较大差异^[19-22]。综上所述,对于超大断面巷道围岩变形控制技术及采动应力演化规律还需开展深入研究。

笔者以曹家滩煤矿122104超大采高工作面回采巷道为研究对象,通过理论分析与数值计算,提出合理的超大断面巷道护巷煤柱尺寸、支护参数及卸压技术,制定巷道支护方案,通过现场矿压监测,揭示超大断面巷道采动应力演化规律,为国内外超大断面巷道支护提供指导与借鉴意义。

1 工程概况

1.1 煤层赋存条件

曹家滩煤矿目前主采2-2煤,煤层赋存稳定,结构简单,煤层倾角为0°~6°,未发现断层发育和岩浆侵入现象,根据122104工作面附近地质钻孔及两巷掘进揭露煤层情况,工作面埋深268~356 m,随着工作面回采埋深逐渐增大,工作面煤层厚度分布在7.2~12.3 m,平均10.5 m,厚度变化影响范围小。工作面煤体单轴抗压强度23.9 MPa,为中硬煤层。

122104工作面顶板以砂岩为主,具有厚度大、强度高的特点,据统计,煤层顶板100 m范围内均赋存有15~25 m厚的坚硬砂岩,砂岩平均强度均在50 MPa以上,不同层位高度内均有赋存,具有较明显的“高+低层位坚硬顶板”地质结构特征。煤层直接底为粉砂岩或砂质泥岩,平均厚度6.31 m,基本底为细砂岩,泥质胶结,平均厚度8.0 m,122104工作面局部岩层综合柱状图如图1所示,结合井下实测岩层分布以及地质钻孔资料分析,顶板按层厚度划分如图2所示。

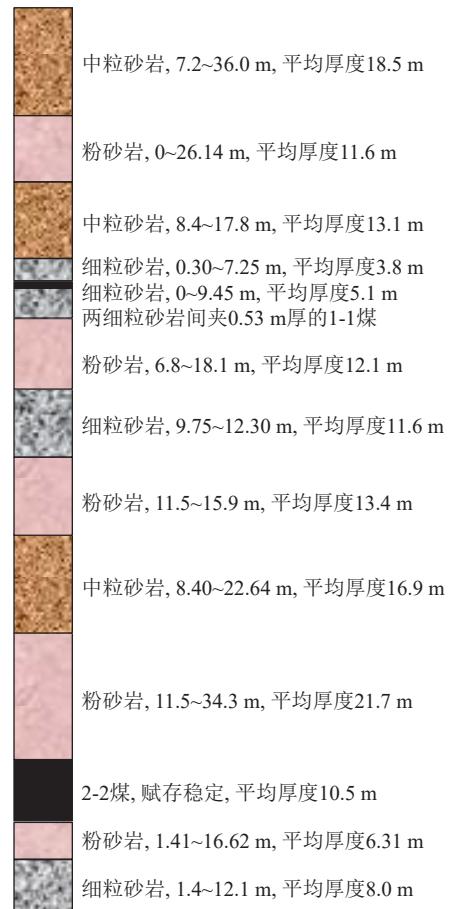


图1 顶底板岩层分布特征

Fig.1 Distribution characteristics of top and bottom slate layers

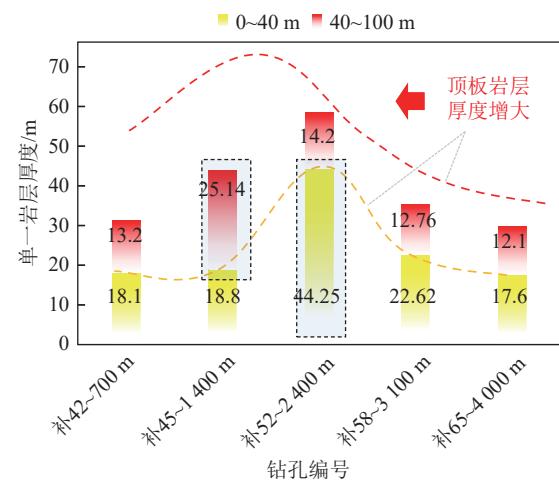


图2 122104工作面顶板岩层厚度分布规律

Fig.2 Distribution law of thickness of the roof slate layer on working face 122104

1.2 工作面布置及巷道特点

122104工作面回风巷沿底掘进,邻近122106工作面采空区,122106为首采工作面主辅运巷沿顶板掘进,该工作面已于2020年3月回采完毕。122104工作面回风巷与其他巷道平面布置关系如图3所示。

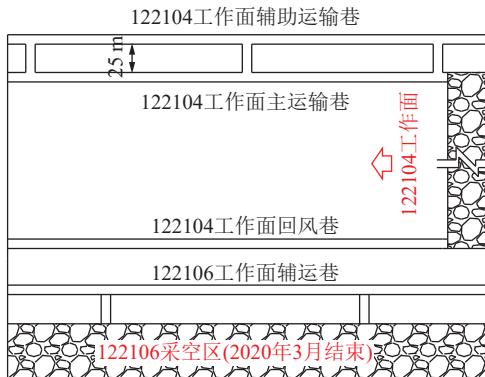


图 3 122104 工作面平面布置示意

Fig.3 Layout plan of working face 122104

由于工作面设备均为大型设备,对巷道尺寸要求较高,经设备尺寸验算,122104 工作面开切眼掘进净断面宽×高为 $12.5\text{ m} \times 6.8\text{ m}$, 主运巷 $7.5\text{ m} \times 5.5\text{ m}$, 辅助运输巷及回风巷均为 $6.5\text{ m} \times 5.5\text{ m}$, 开切眼最大断面积 85 m^2 , 主运输巷最大断面积 41.25 m^2 , 为目前断面最大的回采巷道,增大了动压巷道的支护难度。

1.3 矿井地应力分布及围岩强度

122108 工作面辅助运输巷 1900 m 、 1000 m 处开展的地质力学测试结果显示,最大水平主应力 σ_h 为 $21.86\sim 24.94\text{ MPa}$, 最小水平主应力 σ_h 为 $12.14\sim 13.42\text{ MPa}$, 垂直应力 σ_v 为 $7.82\sim 8.05\text{ MPa}$, 地应力场在量值上属于高应力区域,地应力场类型为 $\sigma_h > \sigma_h > \sigma_v$ 型应力场,最大水平主应力与工作面回采巷道的夹角 $10^\circ\sim 28^\circ$,因此地应力场对超大断面巷道围岩稳定性影响较小。测点附近煤体平均原位强度 22.87 MPa ,顶板粉砂岩平均原位强度 47.6 MPa ,顶板砂岩强度高,结构完整。

2 大采高综放工作面巷道变形特征

2.1 综放工作面巷道围岩变形破坏

曹家滩煤矿大采高综放工作面二次动压巷道变形较为突出,以 122108 综放工作面为例,该工作面采用三巷布置,辅助运输巷还需留作下一工作面的回风巷,巷道布置参照图 3。122108 辅助运输巷掘进宽度 5.6 m ,掘进高度 4.55 m ,锚杆间排距 1.0 m ,顶板每排布置 2 根锚索。巷道围岩变形具有以下特征:

1) 非对称性。在滞后工作面阶段,当滞后工作面 20 m 左右时煤柱底角片帮脱落,变形位置主要集中分布在距离底板 $0.5\sim 0.8\text{ m}$ 区域,最大片帮深度 200 mm 以上。煤柱作为主要承载及传递侧向支承压力的结构,随侧向支承压力的持续作用,底板岩层受煤柱水平推力作用,最先产生拉应力变形;随煤柱应力集中程度逐渐增大,顶板上覆岩层应力通过煤柱及回采帮

传递至底板,造成底板岩层发生非对称塑性滑移,并向巷道自由空间内变形,主要表现为回采帮底板台阶错动及开裂变形,巷道底板变形如图 4 所示。

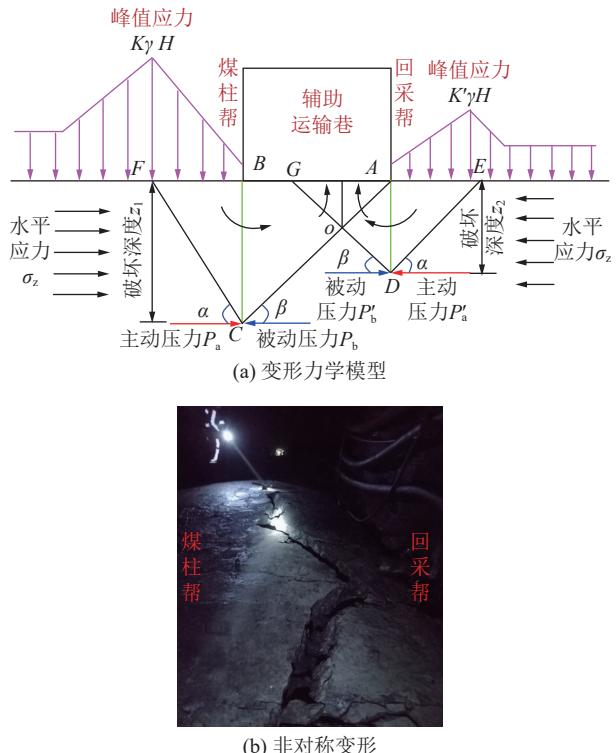


图 4 巷道非对称变形分析

Fig.4 Analysis of asymmetric deformation in tunnels

2) 分区性。辅助运输巷在超前工作面区域内巷道变形较小,仅在超前 30 m 范围内出现肩窝内挤变形。但在滞后工作面阶段,受邻近采空区侧向支承压力影响,辅助运输巷表现出明显的分区变化特点,在巷道断面方向,两帮肩窝处于应力集中状态,肩窝煤体内挤变形突出。在巷道走向方向,如图 5 所示,随滞后工作面距离的增大,巷道底板变形呈现显著增大趋势,主要表现为底板硬化层断裂滑移,底板隆起变形占顶底板变形总量的 95% 以上。

3) 持续性。巷道围岩变形具有显著的持续性,如图 6 所示,在超前工作面 67.4 m 时巷道围岩开始出现变形,但变化幅度较小。在滞后工作面 43.5 m 时顶底板移近达到了第 1 个峰值点 16 mm/d ,在滞后工作面 167.8 m 以及 373 m 时也出现了顶底板变形速率的峰值点,表明在上述 3 个峰值点处均发生了由于顶板不同层位岩层运动而造成的顶板压力显现。在滞后工作面 400 m 后围岩变形仍未趋于稳定,表明煤柱侧向上覆岩层所产生的侧向支承压力持续作用在煤柱及留巷道内,导致围岩变形具有显著的持续性。

由上述分析可知,综放工作面辅助运输巷围岩变

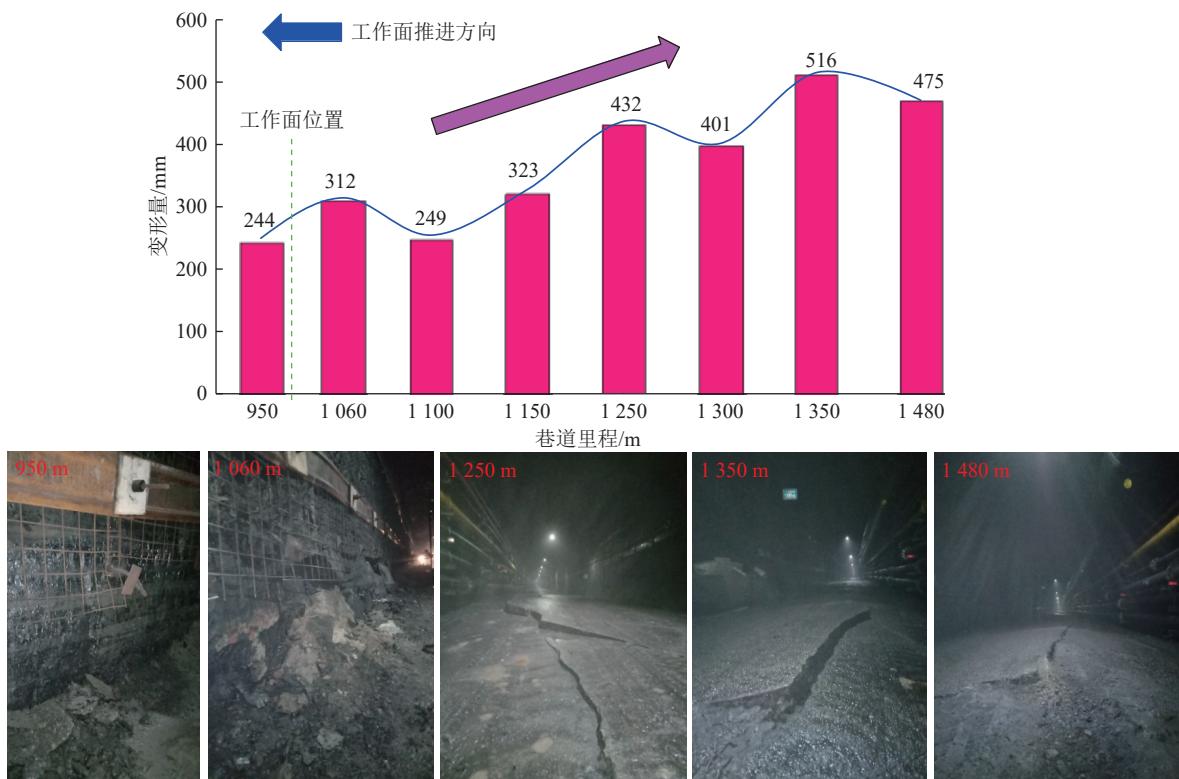


图5 综放工作面辅助运输巷变形特征

Fig.5 Deformation characteristics of auxiliary transportation roadway in fully mechanized mining face

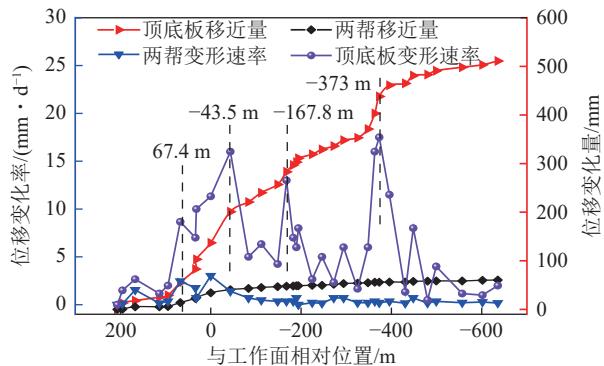


图6 综放工作面辅助运输巷表面位移变化曲线

Fig.6 Displacement variation curves of auxiliary transportation roadway in fully mechanized mining face

形具有显著的时空变化规律,一方面是由于巷道底角区域缺乏锚杆预应力及金属网的约束作用,另一方面在煤柱侧向支承压力的持续作用下,煤体局部塑性破

坏突出,降低了浅部煤体完整性。在动压巷道服务周期内,围岩变形呈现出阶段性特征。当工作面回采高度以及巷道断面尺寸增大后,动压巷道矿压显现将更加突出,对超大断面巷道围岩控制技术提出更高的要求。

2.2 巷道断面尺寸对围岩稳定性影响

依据曹家滩煤矿地质条件,采用 UDEC 数值模拟软件建立工程尺度的计算模型,分析了巷道断面尺寸对围岩变形规律的影响,模型中煤层顶底板岩层力学参数通过实验室测试结果经折减所得,参数选取见表 1。如图 7 所示,巷道掘进期间围岩变形主要表现为底臌,随巷道尺寸增大,底板及巷帮变形深度均表现出一定的差异性。在工作面回采期间,巷道围岩变形差异性较为显著,当巷道断面尺寸增大至 $6.5 \times 5.5 \text{ m}$ 时,底板变形量增大最为显著,两帮及顶板变形也明

表1 煤岩层物理力学参数

Table 1 Mechanical parameters of coal and rock mass

岩层	密度/(kg·m ⁻³)	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	黏结力/MPa	内摩擦角/(°)	张拉强度/MPa
中砂岩	2 500	5.0	3.0	5.0	28	2.0
泥岩	2 500	2.0	1.2	2.5	30	1.0
煤	1 400	1.33	0.8	2.2	30	0.9
细砂岩	2 500	8.3	3.9	7.0	34	2.5
粉砂岩	2 500	4.0	2.4	0.4	30	1.5

显增大。因此,巷道尺寸越大,在工作面回采受动压扰动过程中矿压显现越强,超大断面巷道围岩变形控制难度越大。

基于上述分析,提出超大断面巷道支护-卸压协同控制技术。控制超大断面巷道围岩变形应提高巷道自身稳定性,在巷道掘进期间即采用高预应力锚杆及时、主动支护,抑制围岩初期变形,在巷道服务期内提高巷道抵抗不连续、不协调扩容变形的能力,保持巷道围岩完整性,有利于支护应力场在巷道浅部区域连续分布,从而形成预应力加固承载结构。为了抑制二次动压巷道发生持续性变形,必须从导致巷道围岩变形的应力扰动出发,采用水力压裂卸压技术,减小煤柱侧向采空区悬顶结构,削弱侧向支承压力向留巷围岩内转移,改善巷道围岩应力状态,促使超大断面巷道变形尽快趋于稳定。

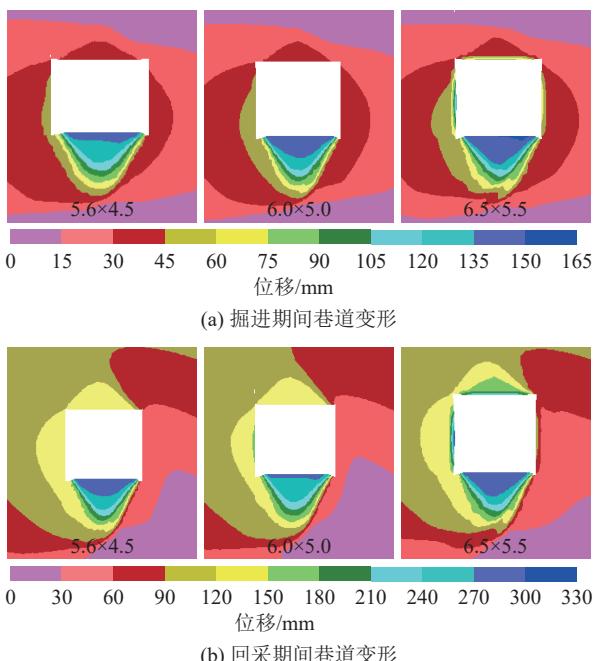


图 7 不同断面尺寸巷道围岩位移变化特征

Fig.7 Characteristics of displacement changes in surrounding rock of tunnels with different cross-sectional sizes

3 超大断面巷道变形控制技术研究

3.1 合理护巷煤柱宽度确定

合理的护巷煤柱宽度对维护巷道围岩稳定起到了重要作用。为了模拟分析超大采高工作面采动影响对煤柱应力分布的影响,采用 UDEC 数值模拟软件建立宽度为 905 m、高度为 385 m 的数值计算模型(图 8),岩层力学参数见表 1。模型上边界为地表自由面,模型左右边界均为水平位移约束,模型下边界为固定位移约束。岩体本构模型采用莫尔-库伦准则。

工作面开挖按照采冒比 4:1 设计,即顶板冒落高度为采煤厚度的 4 倍,采后立即充填,充填材料本构模型采用双屈服模型,通过模拟材料压实过程中承载能力不断升高的过程,合理反映采空区应力重建过程对顶板岩层的支撑作用。基于上述计算过程,模拟分析了主运输巷与辅助运输巷之间留设 15、20、25、30 m 煤柱宽度下巷道围岩应力分布特征,如图 9 所示。

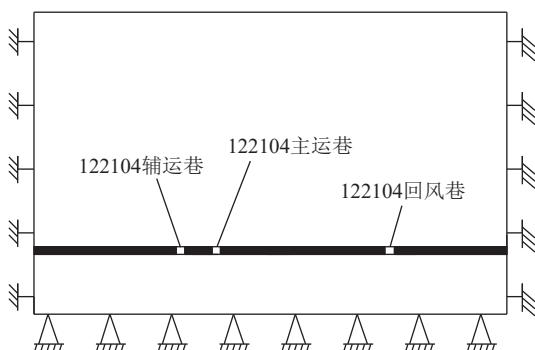


图 8 数值计算模型

Fig.8 Numerical calculation model

不同条件下煤柱垂直应力分布差异性较为突出,煤柱高应力区主要分布在两巷边界区域,随着煤柱宽度增大,高应力区范围逐渐减小。当煤柱宽度为 15 m 时,巷道左侧最大应力达到了 24 MPa,煤柱整体处于高应力区,不利于煤柱围岩的稳定,且主辅运巷顶板拉应力影响范围明显较大,导致底臌以及顶板冒落可能性增大。当煤柱宽度为 20 m 时,辅助运输巷左侧高应力区明显减小,在一次采动影响下煤柱应力 20 MPa 左右,二次采动影响下煤柱稳定性将进一步降低。25 和 30 m 煤柱宽度时,在煤柱中部均有不同宽度稳定承载区,均能保证煤柱的稳定,但 30 m 煤柱虽然提高了煤柱整体稳定性,但造成了大量的资源浪费。

因此,对于采用综放开采条件下的 20 m 煤柱,二次采动影响时煤柱即产生明显变形破坏,当工作面采用超大采高时,回采巷道矿压显现将更加剧烈,从提高煤炭资源的开采利用以及安全性方面考虑,选取 25 m 护巷煤柱。

3.2 超大断面高预应力锚杆支护技术

3.2.1 锚杆预紧力参数选取

对于超大断面巷道来说,巷道围岩稳定性与断面尺寸呈现显著的负相关性,增大了巷道变形控制难度。高预应力锚杆支护产生的预应力场,不仅在围岩表面施加约束力,而且能延伸至围岩深部,在锚杆杆体两端点间形成立体式应力压缩区,并呈现相互连接、叠加以及连续分布形态。如图 10 所示,以主运输巷为

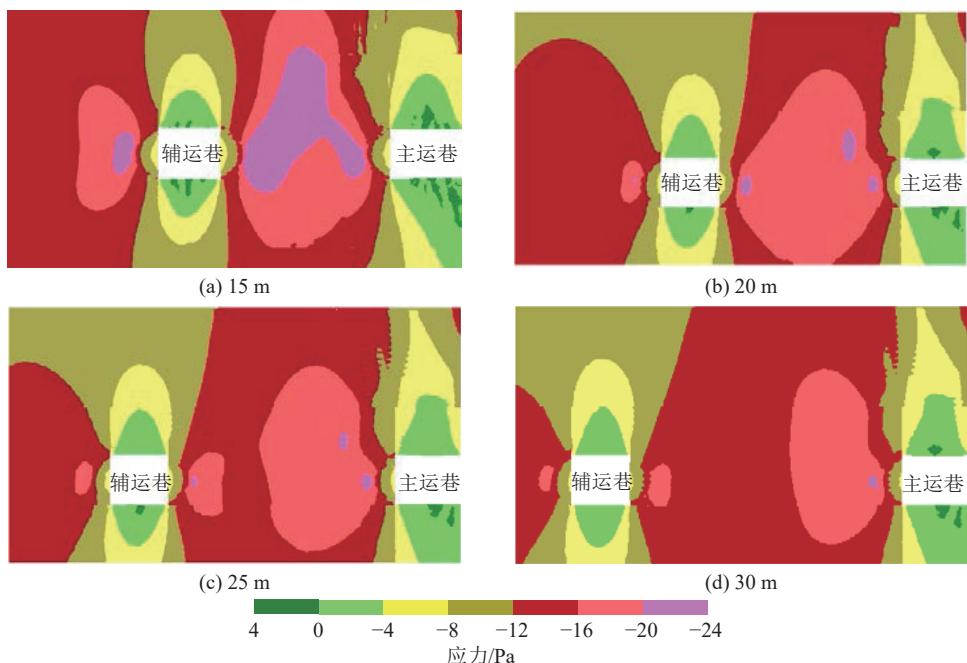


图9 不同煤柱宽度垂直应力分布特征

Fig.9 Vertical stress distribution characteristics of different coal pillar widths

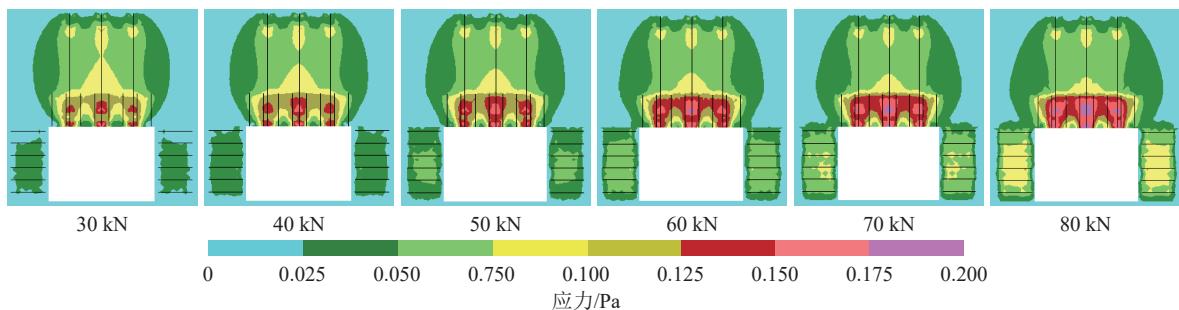


图10 不同预紧力条件下预应力场分布

Fig.10 Distribution of prestress field under different preloading conditions

例,顶部每排布置8根锚杆、3根锚索,分别模拟了锚杆预紧力为30~80 kN条件下巷道围岩预应力场分布规律,其中锚索预紧力设置为200 kN。当预紧力为30~50 kN时,顶板预应力场分布区域逐渐增大,但仍未互相连接,均为各自独立的作用范围;当锚杆预紧力达到60 kN以上时,顶板预应力场基本相互连接,形成“M”型分布特征。通过锚杆与锚索联合支护,形成不同深度的压力区。结合现场实测,当锚杆获得60 kN预紧力时,需施加不低于200 N·m的扭矩。考虑锚索初始张拉存在预紧力损失,通过现场实测确定锚索初始张拉力为不低于250 kN。

3.2.2 超大断面巷道支护方案设计及应用

超大断面巷道支护的关键是要充分发挥高预应力锚杆及时、主动支护作用,122104工作面超大断面巷道采用快速掘进设备,巷道支护布置参数选取要综合考虑设备能力,实现巷道的掘支平行作业。

超大断面巷道均为矩形断面,巷道整体采用锚网索支护,煤柱及顶板锚杆采用22号左旋无纵筋螺纹钢筋,工作面回采帮采用ø27 mm高强度玻璃钢锚杆,锚索材料均为ø21.8 mm、1×19股预应力钢绞线。螺纹钢锚杆与玻璃钢锚杆预紧扭矩分别不低于200、80 N·m,锚索初始张拉力不低于250 kN。主运输巷顶板锚杆间距1 000 mm,排距1 000 mm,顶板锚索长8.3 m,间距2 250 mm,排距2 000 mm;主运输巷帮锚杆间距900 mm,排距1 000 mm,顶板锚索间距2 250 mm,排距2 000 mm,煤柱帮锚索长5.0 m,间距1 900 mm,排距2 000 mm,并通过W钢带连接。辅助运输巷帮锚杆间距900 mm,排距1 000 mm,煤柱帮锚索通过W钢带连接,间距1 900 mm,排距2 000 mm,顶板锚杆间距1 200 mm,排距1 000 mm,顶板锚索间距2 050 mm,排距2 000 mm。回风巷锚杆为ø25 mm的钻锚一体化锚杆,顶板锚杆长2.0 m,间距1 100 mm,

排距 1 200 mm, 采用新研发的非牛顿流体锚固剂锚固, 锚固长度 1.2 m, 顶板锚索长 8.3 m 钢绞线, 间距 2 500 mm, 排距 2 400 mm; 回采帮玻璃钢锚杆长度 1.8 m, 间距 1 000 mm, 排距 1 200 mm。煤柱帮锚杆与顶板锚杆材质相同, 长度为 1.8 m, 锚杆间距 1 000 mm, 排距 1 200 mm, 煤柱帮锚索间距 1 900 mm, 排距 2 400 mm。开切眼掘进断面达到了 85 m², 分两次掘

进成巷, 巷帮锚杆间距 950 mm, 排距 1 000 mm, 回采帮玻璃钢锚杆长 2.4 m, 锚索长度 5 000 mm, 锚索间距 1 900 mm, 排距 2 000 mm, 每排布置 3 根锚索; 顶板锚杆长 2.6 m, 间距 1 000 mm, 排距 1 000 mm, 顶板锚杆均配 W 钢带连接, 顶板锚索长 9 300 mm, 间距 2 000 mm, 排距 2 000 mm。

具体支护参数如图 11 所示。

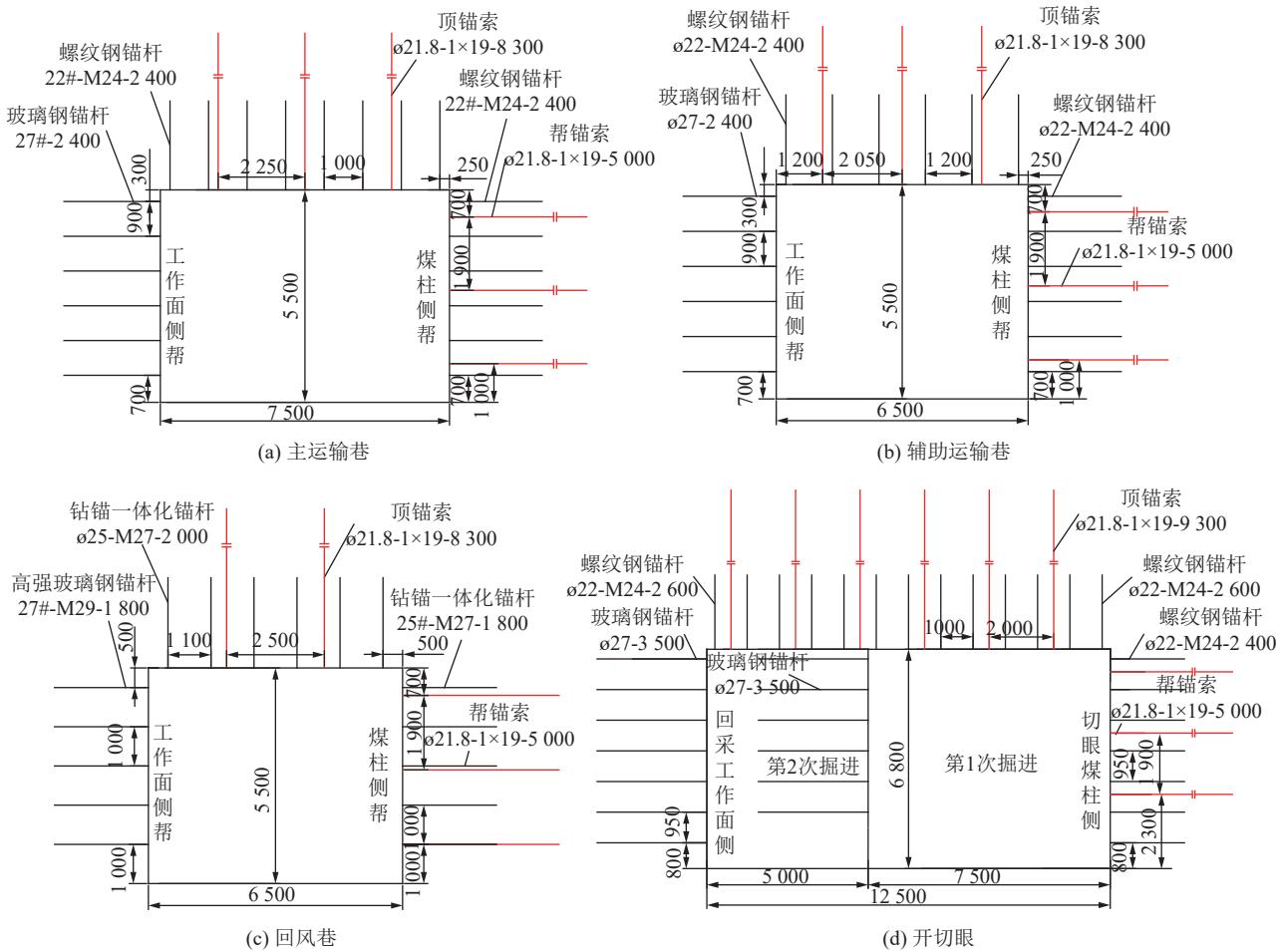


图 11 超大采高工作面主要回采巷道锚杆支护初始设计

Fig.11 Initial design of bolting support of main mining roadway in super-high mining face

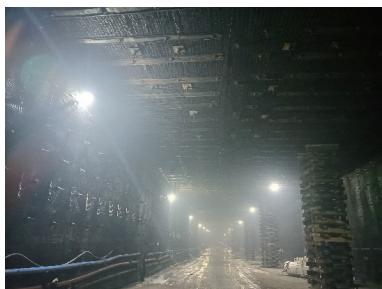
依据上述巷道支护设计方案, 在 122104 工作面回采巷道掘进期间开展了井下应用, 巷道采用高预应力锚杆与锚索支护后, 巷道支护效果好(图 12), 巷道锚杆支护质量满足设计要求, 通过现场巷道表面位移观测, 均未发生明显变形, 曹家滩煤矿超大断面巷道支护取得了较好的围岩控制效果。

3.3 坚硬厚顶板水力压裂卸压技术

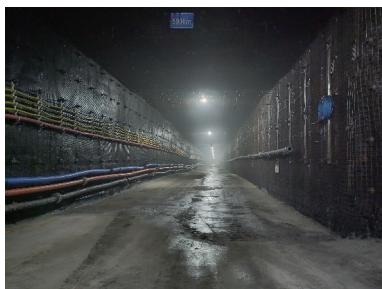
水力压裂作为一种卸压技术在坚硬顶板矿压治理方面得到广泛应用。曹家滩煤矿顶板以砂岩为主, 且具有“高+低层位厚硬顶板”结构分布特征, 工作面回采后采空区顶板垮落不充分, 对于留巷巷道而言,

煤柱侧向支承压力将长期作用于煤柱及留巷巷道, 导致留巷巷道矿压显现在滞后工作面 400 m 后围岩变形仍未趋于稳定(图 6)。因此, 在进行工作面上覆岩层压裂的同时, 也考虑了对回采巷道顶板的水力压裂卸压, 通过水压预裂提前弱化顶板完整性, 达到降低煤柱侧向支承压力的目的。

依据顶板岩层分布特征及水力压裂工程经验, 将 122104 超大采高工作面顶板压裂层位分为低位和高位, 依据压裂区域附近的测试钻孔, 动态调整水力压裂层位及钻孔布置, 以巷道里程 1 500 ~ 2 000 m 附近的压裂钻孔为例(图 13), 低层位压裂高度为 14 m, 促



(a) 开切眼



(b) 辅助运输巷

图 12 超大断面巷道掘进支护效果

Fig.12 Excavation and support effect of the roadway with an ultra-large section

使工作面三角区低位岩层及时垮落,高位岩层压裂高度为25 m,促使高位岩层及时垮落,减小煤柱侧向支承压力对留巷的作用时间,同一层位压裂孔水平间距62 m,1号压裂孔距离主运输巷30 m,2号压裂孔距离主运输巷61 m,工作面三角区顶板均在水力压裂影响范围内,可有效弱化坚硬顶板,降低留巷巷道围岩应力状态。

4 超大断面巷道围岩采动应力演化规律

4.1 矿压测站布置及在线监测与预警系统

为采集超大断面巷道全周期采动应力演化规律,在巷道掘进期间在每条回采巷道内均布置了3个矿压监测站,采用无线监测采集了掘进期间锚杆(索)受力变化数据。在工作面回采前又安装了巷道表面激光位移计和顶板离层仪等,同时在辅助运输巷及回风巷煤柱内安装了煤柱应力计。采用自主研发的矿压监测预警系统,建立了曹家滩煤矿巷道矿压监测预警平台,成功实现了超大断面巷道矿压数据实时采集与预警分析,矿压监测系统如图14所示。

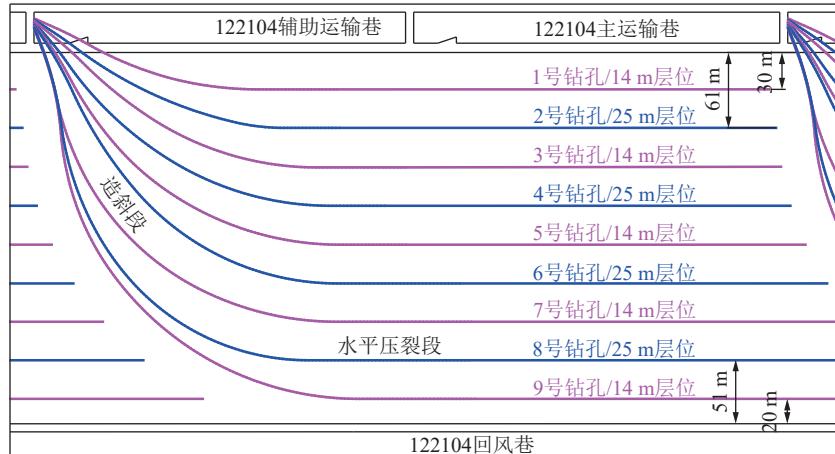


图 13 顶板定向水力压裂卸压方案

Fig.13 Directional hydraulic fracturing pressure relief scheme for roof

4.2 掘进阶段锚杆受力演化规律

在超大断面巷道掘进工作面安装测力计采集掘进期间巷道矿压显现数据,如图15所示,以主运输巷和回风巷为例。锚杆受力变化主要划分为快速增长阶段、缓慢增长阶段以及稳定阶段,巷道掘进后及时对锚杆施加了高预紧力,其中主运输巷锚杆预紧力57.9~88.7 kN,回风巷锚杆预紧力42.5~80.5 kN,锚杆平均预紧力60 kN以上,巷道掘进后的7~9 d内锚杆受力处于快速增长阶段;第10~第29天锚杆受力处于缓慢增长阶段,随后锚杆受力基本处于稳定阶段。巷道掘进期间,主运输巷与回风巷锚杆受力最大增幅

分别为14.5、10.8 kN,锚杆受力变化小,表明超大断面巷道高应力锚杆支护有效控制了巷道围岩初期变形。

4.3 回采阶段锚杆(索)受力演化规律

辅助运输巷锚杆受力呈现出显著的阶段性变化特征,如图16a所示,当与122104工作面距离大于164.1 m时,锚杆受力基本未发生变化,超前164.1~57.3 m时锚杆受力增长缓慢,当超前工作面57.3 m至滞后工作面131.2 m时,锚杆受力增长迅速,尤其是煤柱帮下部3根锚杆受力增长最为显著,表明其受采空区顶板垮落影响较强烈。当滞后工作面距离131.2~272.7 m时,锚杆受力变化逐渐减小并趋于稳定。在



(a) 登录界面



(b) 历史数据查询

图 14 巷道矿压监测与预警系统

Fig.14 Mine pressure monitoring and early warning system of roadway

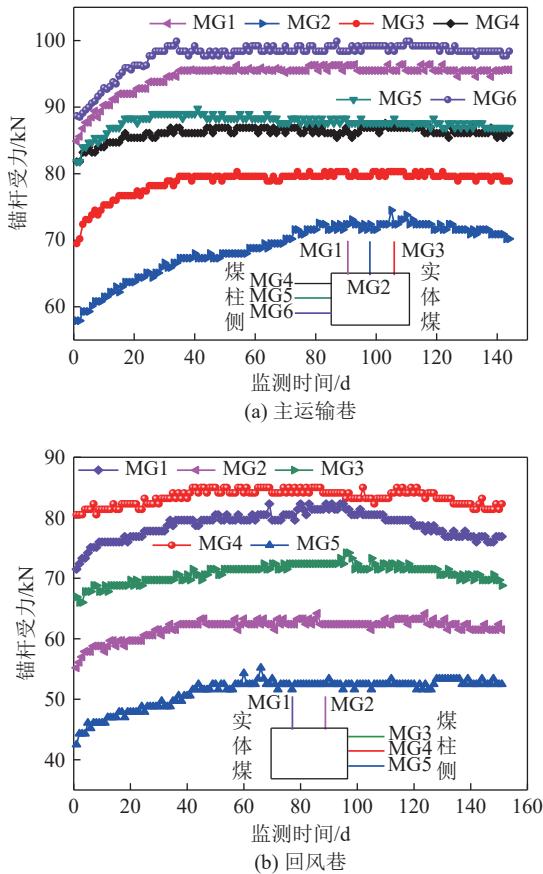
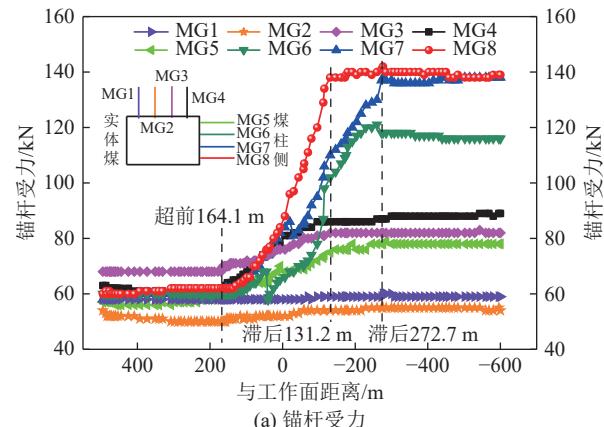
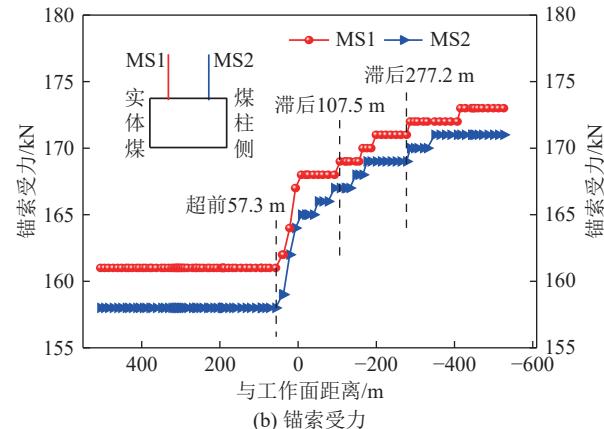


图 15 掘进期间锚杆受力演化规律

Fig.15 Evolution law of anchor rod force during excavation



(a) 锚杆受力



(b) 锚索受力

图 16 回采期间辅助运输巷锚杆(索)受力变化

Fig.16 Changes in stress on auxiliary roadway anchor rods and cables during mining period

监测期内煤柱帮锚杆 MG8 受力最大为 142 kN, 其次 MG7 受力 137 kN, 顶板锚杆未发生较为剧烈的受力变化。锚索受力变化规律与锚杆基本一致, 如图 16b 所示, 超前工作面小于 57.3 m 至滞后工作面 107.5 m 时受力均出现迅速增长, 随后锚索受力变化明显减小; 在滞后工作面距离大于 277.2 m 时, 锚索受力逐渐趋于稳定。工作面回采全过程中, 锚索最大受力 171~173 kN, 锚索受力变化幅度小, 表明超大采高工作面辅助运输巷顶板受采动影响明显减弱。

主运输巷主要受超前采动影响, 如图 17 所示, 在超前工作面距离大于 121.5 m 时, 锚杆(索)受力基本未发生变化, 当与工作面距离小于 121.5 m 时, 锚杆(索)受力均出现明显增长, 当超前工作面 25.3~31.7 m 时, 锚杆(索)受力增长速率均达到最大值, 表明主运输巷超前支承压力峰值在该范围内。在监测期内主运输巷锚杆最大受力 116.5 kN, 锚索最大受力 168.3 kN, 锚杆(索)受力均在合理承载范围内, 表明主运输巷受工作面采动影响不强烈。

超大采高工作面超前矿压显现距离明显增大, 表明 10 m 超大采高工作面一次采出空间大, 顶板覆岩

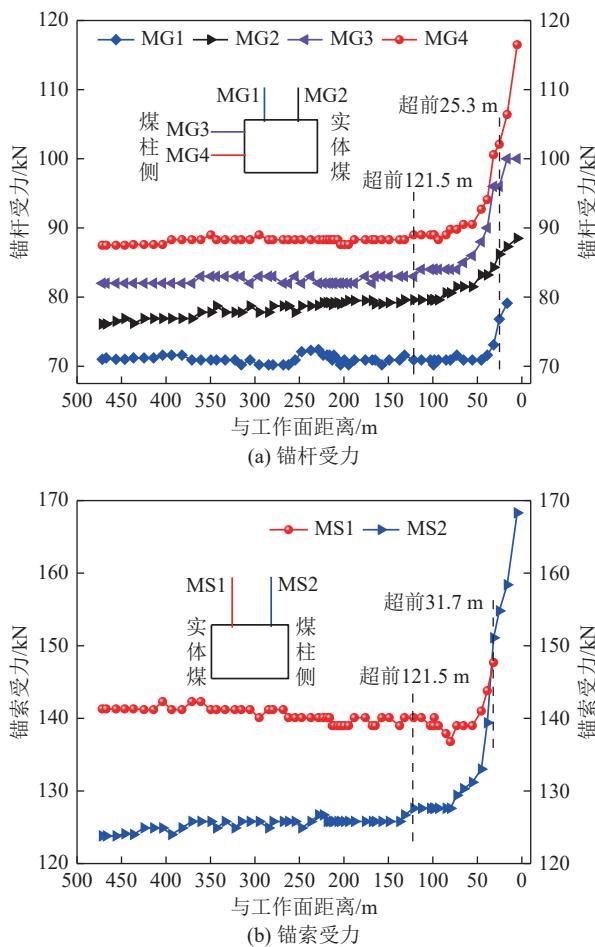


图 17 回采期间主运输巷锚杆(索)受力变化

Fig.17 Changes in stress on anchor rods and cables in the main transport roadway during the mining period

结构运动对工作面前方应力传递距离明显增大,通过高预应力支护以及顶板水力压裂卸压,有效降低了工作面超前支承压力影响程度,整体矿压显现强度未出现剧烈变化。

4.4 煤柱应力演化规律

通过在辅助运输巷与主运输巷煤柱内安装钻孔应力计,获得了工作面回采全过程中不同煤柱深度处应力演化规律。由图 18 可知,煤柱应力变化呈现显著的阶段变化特征,当与 122104 工作面距离大于 135.7 m 时,煤柱应力基本处于稳定状态;当与工作面距离小于 135.7 m 时,不同深度的煤柱应力均出现不同程度的增长,尤其是超前工作面距离 24.9 m 时应力增速显著增大,表明工作面超前支承压力峰值在 24.9 m 附近。当与工作面超前 24.9 m 至滞后 57.6 m 范围内时,煤柱应力基本呈现快速增长趋势,尤其是 16 m 深处基本位于应力峰值区内,此外 20~22 m 内煤柱应力增长也较为迅速。当滞后工作面 229.6 m 时,煤柱应力变化明显减小,并逐渐趋于稳定状态。在监测期内煤柱应力最大值位于 16 m 处,最大应力

16.6 MPa, 应力增幅 6 MPa。高应力值区整体偏向于采空区侧, 应力增幅最大位置为 20 m 处, 应力增幅 8.6 MPa。主辅运护巷煤柱应力变化较显著, 但应力增长至稳定时间明显缩短。

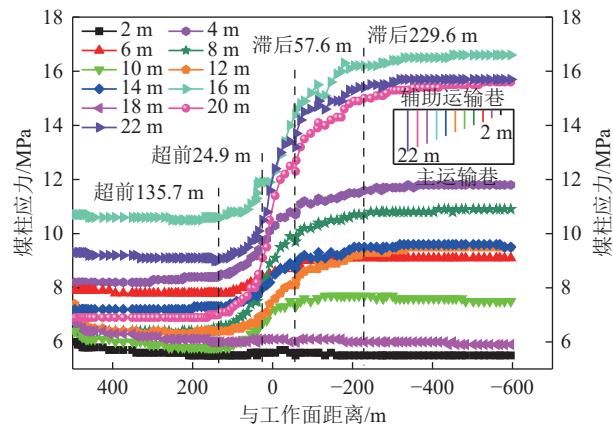


图 18 回采期间辅助运输巷煤柱应力变化规律

Fig.18 Stress variation law of auxiliary transportation roadway coal pillars during mining period

对比文献[22]可知, 超大采高条件下, 煤柱应力受采动影响范围明显大于综放工作面, 煤柱应力在超前 135.7 m 处开始出现明显增长, 留巷初期煤柱应力增长较为迅速, 但留巷期间采动影响范围明显减小, 应力很快趋于稳定状态, 采动对煤柱应力影响程度整体不强烈。

综上所述, 相对于综放工作面而言, 工作面超前影响范围增大, 工作面前方 135.7 m 处开始受采动影响, 辅助运输巷留巷阶段受采动影响范围明显减小, 工作面后方 229.6 m 处趋于稳定, 工作面超前支承压力峰值位于 25.3~31.7 m 内。监测期内巷道锚杆最大受力 142 kN, 锚索最大受力 178 kN, 煤柱最大应力增幅 8.6 MPa。因此采用高预应力锚杆支护与水力压裂卸压协同控制技术, 显著改善了超大采高巷道矿压显现程度。

4.5 顶板运移特征与矿压显现关系分析

顶板微震能量事件的分布可以较好的反应上覆顶板岩层运移规律, 从而揭示巷道采动应力形成及作用机理。如图 19a 所示, 在工作面走向方向上, 超前工作面 170 m 至滞后工作面 220 m 范围内顶板能量显著增大, 尤其是滞后工作面 20~60 m 顶板活动最为强烈, 该阶段内工作面后方低位、高位岩层有序垮落, 主运输巷三角区顶板未出现大面积悬顶及剧烈破断, 这一阶段辅助运输巷锚杆受力及煤柱应力均呈现急剧变化, 随后能量事件迅速减小, 采动应力也随之减小并逐渐趋于稳定。如图 19b 所示, 倾向方向上微震能量事件主要分布在工作面中部区域, 主辅运巷附

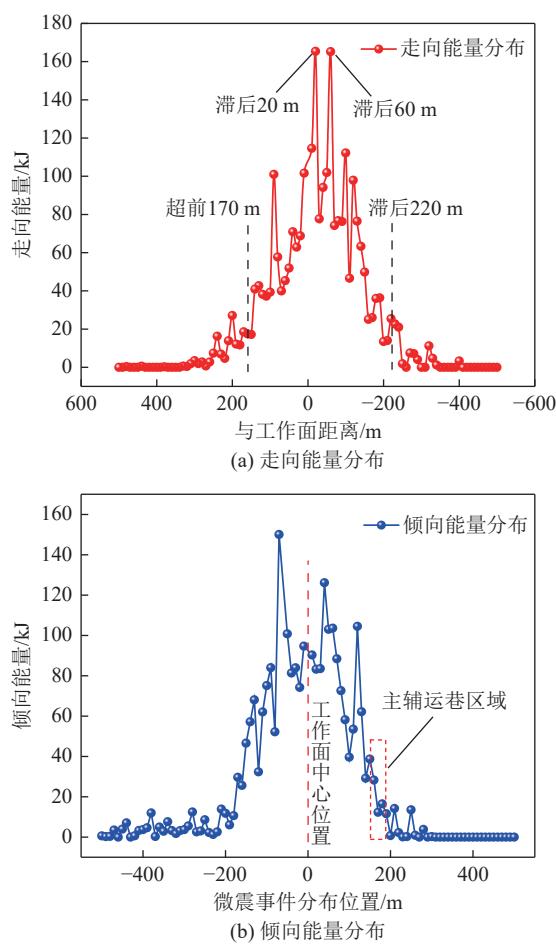


图 19 顶板微震能量演化规律及分布特征

Fig.19 Evolution law and distribution characteristics of microseismic energy of the roof

近区域微震能量明显减小,表明主运输巷三角区顶板垮落较充分,高低位岩层水力压裂卸压有效弱化了顶板坚硬厚层砂岩,避免形成煤柱侧向大尺度悬顶。因此,顶板微震能量演化规律与巷道矿压显现规律具有较好的一致性。

综合分析,对距离主运输巷水平距离30~61 m范围内的顶板进行高低层位的水力压裂,对“高+低层位厚硬顶板”结构进行有效弱化,显著降低了顶板完整性,确保了工作面采空区顶板及时、充分垮落,削弱了回采巷道的矿压显现。

5 巷道围岩变形控制效果

5.1 巷道围岩位移变化规律

超大断面巷道采用高预应力支护后,采用巷道表面激光位移计观测巷道变形,由数据观测表明,巷道围岩变形主要表现为顶底板移近,两帮变形量较小。辅助运输巷围岩变形呈现出显著的阶段性变化特征,如图 20a 所示,当与工作面距离小于 140.4 m 时开始缓慢变化,尤其是超前距离小于 54.5 m 时变形开始迅

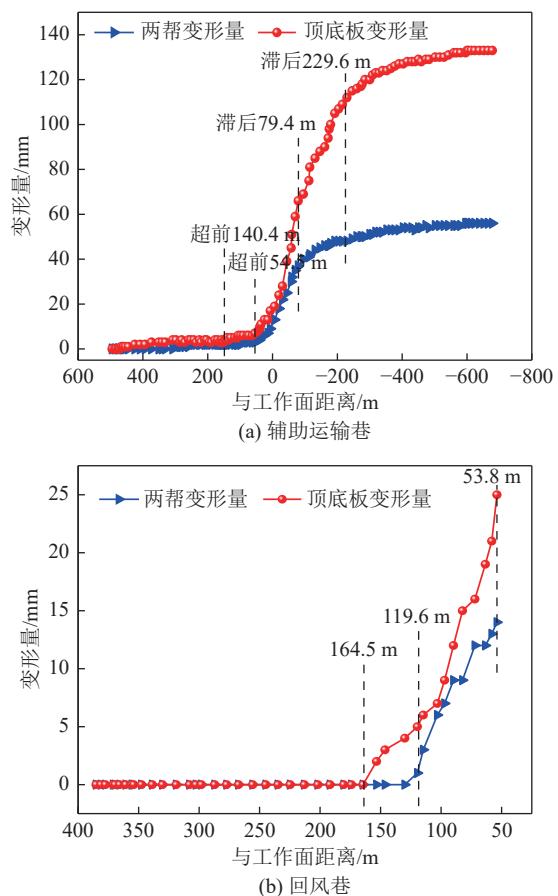


图 20 超大断面巷道位移变化曲线

Fig.20 Curves of the roadway displacement with an ultra-large section

速增大,其中滞后工作面 20.0~79.4 m 内围岩变形最为迅速;随后顶底板变形仍以较快方式增长,两帮移近量变化速率逐渐减小。当滞后工作面 229.6 m 时两帮移近基本趋于稳定状态,顶底板移近速率明显减小,并逐渐趋于稳定。在该监测期内,两帮移近 56 mm,顶底板移近 140 mm 左右,其中底板变形占 90% 以上。

主运输巷及回风巷主要受超前采动影响,围岩变形较小,以回风巷表面位移变化数据为例。如图 20b 所示,当与工作面距离大于 164.5 m 时围岩未发生变形,随后顶底板变形逐渐增大,两帮在超前 119.6 m 时开始出现变形,在监测至超前工作面 53.8 m 的范围内,顶底板移近 25 mm,以底板变形为主,两帮移近 14 mm,在监测期内巷道围岩未发生明显变形。

5.2 巷道围岩控制效果

超大断面巷道围岩控制效果如图 21 所示,辅助运输巷在留巷阶段受煤柱侧向支承压力影响,局部出现硬化底板微裂缝,顶板基本未出现变形。滞后工作面 20 m 煤柱帮底角附近出现小范围片帮,在滞后工作面 50 m 左右时,底板局部开始出现变形,但巷道整体变形较小。

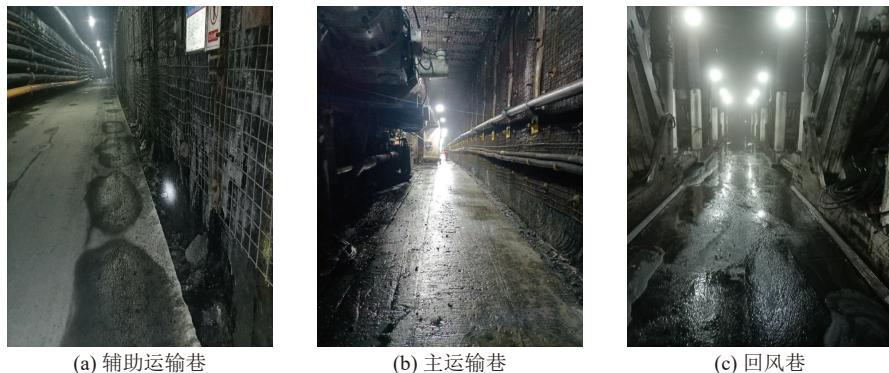


图 21 超大断面巷道围岩变形控制效果

Fig.21 Control effect of surrounding rock deformation in the roadway with an ultra-large section

主运输巷在工作面回采全过程中,巷道均未出现显著变形破坏,仅在局部超前工作面距离小于10 m范围内,煤柱帮出现小范围底角片帮、底板裂缝等。回风巷在进入超前支架内时局部出现轻微底臌现象;巷道两帮以及顶板均未明显变形,主运输巷及回风巷均取得了较好的围岩变形控制效果。

6 结 论

1) 曹家滩煤矿顶板岩层具有厚度大、强度高的特点,砂岩平均强度达50 MPa以上,具有较明显的“高+低层位坚硬顶板”结构特征。受煤柱上覆坚硬厚层砂岩形成的侧向支承压力影响,大采高综放工作面留巷巷道围岩变形呈现非对称性、分区性及持续性的变化特征,底板变形突出,底臌量占顶底板移近量的95%以上。

2) 采用数值计算分析了超大断面巷道围岩稳定性及高预应力支护应力场分布特征,确定了合理的锚杆支护参数,提出了高预应力锚杆支护提高近场围岩稳定性、顶板水力压裂降低远场动载的协同控制技术。确定了超大采高工作面合理护巷煤柱宽度为25 m,制定了超大断面巷道锚杆支护及水力压裂卸压技术方案,构建了超大断面巷道矿压监测预警系统平台,并开展了井下工业应用。

3) 超大采高条件下,回采巷道超前影响范围135.7 m,工作面超前支承压力峰值位于25.3~31.7 m内,辅助运输巷滞后工作面229.6 m时矿压显现趋于稳定,锚杆(索)受力均在合理承载范围内,煤柱应力最大增幅8.6 MPa。相较于综放工作面其超前影响范围明显增大,留巷巷道矿压影响持续时间明显减小。

4) 超大断面巷道顶板高低层位水力压裂显著弱化了高低坚硬厚顶板,巷道上覆顶板微震能量在超前工作面170 m至滞后工作面220 m显著增大,顶板能

量与采动应力演化规律具有较好的一致性,揭示了顶板高低位岩层运移状态与矿压形成机理。超大断面巷道围岩支护卸压协同控制技术,显著提高了围岩稳定性,取得了较好的围岩变形控制效果。

参 考 文 献(References):

- [1] 康红普,姜鹏飞,王子越,等.煤巷钻锚一体化快速掘进技术与装备及应用[J].煤炭学报,2024,49(1): 131–151.
KANG Hongpu, JIANG Pengfei, WANG Ziyue, et al. Coal roadway rapid driving technology and equipment with integrated drilling and anchoring and its application[J]. Journal of China Coal Society, 2024, 49(1): 131–151.
- [2] 康红普,姜鹏飞,刘畅.煤巷智能快速掘进技术与装备的发展方向[J].采矿与岩层控制工程学报,2023,5(2): 1–3.
KANG Hongpu, JIANG Pengfei, LIU Chang. Development of intelligent rapid excavation technology and equipment for coal mine roadways[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering, 2023, 5(2): 1–3.
- [3] 康红普,姜鹏飞,宋德军等.钻锚一体化智能快速掘进成套装备[J].智能矿山,2023,4(2): 9–14.
KANG Hongpu, JIANG Pengfei, SONG Dejun, et al. Integrated intelligent and fast excavation equipment for drilling and anchoring[J]. Journal of Intelligent Mine, 2023, 4(2): 9–14.
- [4] 王国法,庞义辉,许永祥,等.厚煤层智能绿色高效开采技术与装备研发进展[J].采矿与安全工程学报,2023,40(5): 882–893.
WANG Guofa, PANG Yihui, XU Yongxiang, et al. Development of intelligent green and efficient mining technology and equipment for thick coal seam[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2023, 40(5): 882–893.
- [5] 罗文.国能神东煤炭集团重大科技创新成果与实践[J].煤炭科学技术,2023,51(2): 1–43.
LUO Wen. Major scientific and technological innovation achievements and practices of CHN Shendong Coal Group[J]. Coal Science and Technology, 2023, 51(2): 1–43.
- [6] 康红普.我国煤矿巷道围岩控制技术发展60年及展望[J].中国矿业大学学报,2016,45(6): 1071–1081.
KANG Hongpu. Sixty years development and prospects of rock bolting technology for underground coal mine roadway in China[J].

- Journal of China University of Mining & Technology, 2016, 45(6): 1071–1081.
- [7] 康红普. 煤矿预应力锚杆支护技术的发展与应用[J]. 煤矿开采, 2011, 16(3): 25–30, 131.
KANG Hongpu. Development and application of pre-stress anchored bolt supporting technology in coal mine[J]. *Coal Mining Technology*, 2011, 16(3): 25–30, 131.
- [8] 何满潮, 郭志彪. 恒阻大变形锚杆力学特性及其工程应用[J]. 岩石力学与工程学报, 2014, 33(7): 1297–1308.
HE Manchao, GUO Zhibiao. Mechanical property and engineering application of anchor bolt with constant resistance and large deformation[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2014, 33(7): 1297–1308.
- [9] 何满潮, 李晨, 宫伟力. 恒阻大变形锚杆冲击拉伸实验及其有限元分析[J]. 岩石力学与工程学报, 2015, 34(11): 2179–2187.
HE Manchao, LI Chen, GONG Weili. Impact tensile test and finite element analysis of anchor rod with constant resistance and large deformation[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2015, 34(11): 2179–2187.
- [10] 王卫军, 范磊, 赵志强, 等. 基于塑性区控制的巷道围岩支护理论与技术研究进展[J]. 煤炭学报, 2024, 49(1): 320–336.
WANG Weijun, FAN Lei, ZHAO Zhiqiang, et al. Research progress of support theory and technology of the roadway surrounding rock based on the plastic zone control[J]. *Journal of China Coal Society*, 2024, 49(1): 320–336.
- [11] 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.
- [12] 姜鹏飞. 千米深井巷道围岩支护—改性—卸压协同控制原理及技术[D]. 北京: 煤炭科学研究院, 2020.
JIANG Pengfei. Roadway strata control principle and techniques by means of bolting-modification-destressing in synergy in 1000m deep coal mines [D]. Beijing: China Coal Research Institute, 2020.
- [13] 程利兴. 千米深井巷道围岩水力压裂应力转移机理研究及应用[D]. 北京: 中国矿业大学(北京), 2021.
CHENG Lixing. Research and application of hydraulic fracturing stress transfer mechanism in surrounding rock of kilometer deep mine roadway[D]. Beijing: China University of Mining & Technology-Beijing, 2021.
- [14] 冯彦军, 康红普. 定向水力压裂控制煤矿坚硬难垮顶板试验[J]. 岩石力学与工程学报, 2012, 31(6): 1148–1155.
FENG Yanjun, KANG Hongpu. Test on hard and stable roof control by means of directional hydraulic fracturing in coal mine[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2012, 31(6): 1148–1155.
- [15] 吴拥政, 康红普. 煤柱留巷定向水力压裂卸压机理及试验[J]. 煤炭学报, 2017, 42(5): 1130–1137.
WU Yongzheng, KANG Hongpu. Pressure relief mechanism and experiment of directional hydraulic fracturing in reused coal pillar roadway[J]. *Journal of China Coal Society*, 2017, 42(5): 1130–1137.
- [16] 于斌, 高瑞, 夏彬伟, 等. 大空间坚硬顶板地面压裂技术与应用[J]. 煤炭学报, 2021, 46(3): 800–811.
YU Bin, GAO Rui, XIA Binwei, et al. Ground fracturing technology and application of hard roof in large space[J]. *Journal of China Coal Society*, 2021, 46(3): 800–811.
- [17] 康红普, 冯彦军, 赵凯凯. 煤矿岩层压裂技术与装备的发展方向[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2024, 6(1): 1–4.
KANG Hongpu, FENG Yanjun, ZHAO Kaikai. Development trends in hydraulic fracturing technology and equipment for strata control in underground coal mines[J]. *Journal of Mining And Strata Control Engineering*, 2024, 6(1): 1–4.
- [18] 康红普, 高富强. 煤矿采动应力演化与围岩控制[J]. 岩石力学与工程学报, 2024, 43(1): 1–40.
KANG Hongpu, GAO Fuqiang. Evolution of mining-induced stress and strata control in underground coal mines[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2024, 43(1): 1–40.
- [19] 苗彦平, 程利兴, 郑旭鹤, 等. 浅埋深回采巷道采动应力动态响应特征研究[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2022, 4(6): 60–68.
MIAO Yanping, CHENG Lixing, ZHENG Xuhe, et al. Study on dynamic response characteristics of mining stress in shallow deep mining roadway[J]. *Journal of Mining and Strata Control Engineering*, 2022, 4(6): 60–68.
- [20] 程利兴, 康红普, 姜鹏飞, 等. 深井沿空掘巷围岩变形破坏特征及控制技术研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2021, 38(2): 227–236.
CHENG Lixing, KANG Hongpu, JIANG Pengfei, et al. Deformation and failure characteristics and control technology of surrounding rocks in deeply gob-side entry driving[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2021, 38(2): 227–236.
- [21] 程利兴, 姜鹏飞, 杨建威, 等. 深井孤岛工作面巷道围岩采动应力分区演化特征[J]. 岩土力学, 2020, 41(12): 4078–4086.
CHENG Lixing, JIANG Pengfei, YANG Jianwei, et al. Evolution characteristics of mining-induced stress partition of roadway surrounding rock on working face of deep island[J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2020, 41(12): 4078–4086.
- [22] 王锐, 张镇, 华照来, 等. 浅埋深坚硬厚顶板动压巷道采动应力演化规律研究[J]. 煤炭工程, 2022, 54(11): 29–34.
WANG Rui, ZHANG Zhen, HUA Zhaolai, et al. Evolution law of mining stress in dynamic pressure roadway with shallow depth and hard thick roof[J]. *Coal Engineering*, 2022, 54(11): 29–34.