

超高工作面上覆厚硬岩组破断运动规律与多重动载产生机理

王家臣^{1,2}, 王兆会^{1,2}, 孙文超^{1,2}, 李猛^{1,2}, 张鑫^{1,2}, 李家龙^{1,2}, 侯东鑫^{1,2}

(1. 中国矿业大学(北京)能源与矿业学院, 北京 100083; 2. 厚煤层绿色智能开采教育部工程研究中心, 北京 100083)

摘要: 大采高开采技术具有高产、高效、高采出率等优点, 成为榆神矿区厚煤层开采的技术首选。大采高工作面采出空间和装备功率成倍增加, 采动效应急剧增强, 特别是超大采高与厚硬顶板并存条件下, 强矿压现象频发, 威胁生产安全。为提升超高工作面围岩控制效果, 以曹家滩 122104 工作面为工程背景, 采用现场实测、室内试验、理论分析等手段研究了 10 m 超大采高工作面厚硬顶板破断运动规律与支架载荷演化特征, 探究强矿压产生机理及控制方法。结果表明: 大采出空间、高推进速度、多厚硬岩组导致超高工作面液压支架具有“急增阻、高静载、多重动载、高频循环载荷”等承载特征, 工况劣化导致顶板载荷快速向超高煤壁转移, 引发坚硬煤壁板式劈裂破坏; 超大采高导致工作面上覆 3 个厚硬岩组进入液压支架工况影响区, 厚硬岩组呈现小变形破断模式, 破断前以弹性变形为主, 组内岩层无离层现象, 破断后裂隙发育速度快, 能量释放率高, 破断岩块可形成错位岩梁平衡结构; 得到了支架顶梁载荷三维分布曲面及其同顶板结构的协同演化特征, 厚硬顶板破断前支架载荷小, 分布于立柱支撑区, 破断后支架快速增阻进入满负荷状态, 多组硬岩破断导致液压支架承受多重动载冲击效应, 顶梁载荷偏离立柱支撑区, 引发异常支架工况; 构建了考虑层间剪力的厚硬顶板短梁结构模型, 其内部拉应力降低, 剪应力升高, 揭示了厚硬顶板小变形沉降原理和拉剪混合破断机理; 得到了直覆厚硬顶板破断前后弹性应变能分布特征, 给出了厚硬顶板动力破断和应变能释放条件, 厚硬顶板弹性小变形破断特征决定了应变能以瞬间释放为主, 向破断岩块动能的转换率达到 21%, 提出了动载冲击力计算方法, 厚硬顶板高能量释放率和破断岩块下位大自由空间是超高工作面多重动载产生的直接原因; 超前区域压裂后, 厚硬岩组由弹性小变形向塑形大变形破断模式转变, 高塑性耗散功与高劣化程度降低了动载冲击强度, 提升了超高工作面围岩控制效果。

关键词: 超大采高; 厚硬顶板; 破断机理; 支架阻力; 多重动载

中图分类号: TD801 文献标志码: A 文章编号: 0253-9993(2025)04-1876-18

Thick-hard strata movement law and multi-dynamic load mechanism in longwall face with ultra-large cutting height

WANG Jiachen^{1,2}, WANG Zhaohui^{1,2}, SUN Wenchao^{1,2}, LI Meng^{1,2}, ZHANG Xin^{1,2}, LI Jialong^{1,2}, HOU Dongxin^{1,2}

(1. School of Energy and Mining Engineering, China University of Mining and Technology-Beijing, Beijing 100083, China; 2. Engineering Research Center of Green and Intelligent Mining for Thick Coal Seam, Ministry of Education, Beijing 100083, China)

收稿日期: 2025-01-23 策划编辑: 郭晓炜 责任编辑: 黄小雨 DOI: 10.13225/j.cnki.jccs.2025.0091

基金项目: 国家重点研发计划资助项目(2023YFC2907501); 国家自然科学基金资助项目(52374106, 52474116)

作者简介: 王家臣(1963—), 男, 黑龙江方正人, 教授。E-mail: wangjiachen@vip.sina.com

通讯作者: 王兆会(1987—), 男, 山东泰安人, 副教授, 博士。E-mail: zhwang1024@163.com

引用格式: 王家臣, 王兆会, 孙文超, 等. 超高工作面上覆厚硬岩组破断运动规律与多重动载产生机理[J]. 煤炭学报, 2025, 50(4): 1876-1893.

WANG Jiachen, WANG Zhaohui, SUN Wenchao, et al. Thick-hard strata movement law and multi-dynamic load mechanism in longwall face with ultra-large cutting height[J]. Journal of China Coal Society, 2025, 50(4): 1876-1893.



移动阅读

Abstract: Large mining height technology is characterized by high yield, high efficiency, and high recovery rate. It has become the preferred technology for mining thick coal seams in Yushen mining area. The mining space size and equipment power have increased exponentially. Especially in the working face influenced by ultra-large mining height and thick-hard roof, strong mining occurrences happen frequently, threatening mining safety. To improve the control effectiveness of thick-hard roof in ultra-high working face, 122104 longwall panel in Caojiatan is taken as the engineering background. In situ measurement, lab test and theoretical analysis are used to study the motion law of thick-hard roof and the characteristics of support load in 10 m ultra-high working face, which aims to explore the control method of strong mining occurrences. The results show that large mining space, high advance speed and multi-layer thick-hard roof led to strong dynamic load, high resistance increase rate, large static load and high-frequency cyclic load of the ultra-high working face. Roof load is transferred to the ultra-high coal wall rapidly due to support failure, which triggers splitting failure of the hard coal. The ultra-large mining height causes the three thick-hard rock groups 80 m above the seam to enter the influence zone of the hydraulic support. The thick-hard strata groups show small deformation rupture mode, mainly dominated by elastic deformation before failure. There is no separation in rock strata within the same group, but the linkage effect is obvious. After failure, the fracture development speed is fast, but strength deterioration of the broken rock is low. Thus, the load transfer capacity is strong, which can form a stagger-shaped intermittent balance structure. The co-evolution characteristics of the support load and the roof structure are obtained. The support load is small before the breakage of the thick-hard roof, which mainly distributes in supporting area of the column. After the breakage, the rock load is transferred downward rapidly, and support load increases to the maximum resistance. Multiple sets of hard rock breaking cause the hydraulic support to bear multiple dynamic load impact effects. Roof load deviates from the column support area, causing abnormal support conditions. A short beam structure model for thick-hard roof is proposed by considering interlayer shear force. Internal tensile stress decreases while the shear stress increases, which reveals the principle of small deformation of thick-hard roof and the mechanism of tensile-shear mixed failure. The distribution characteristics of elastic strain energy in the thick-hard roof is obtained, and the conditions of dynamic breakage and strain energy release are revealed. The elastic small deformation breaking characteristics of thick-hard roof determines that the strain energy is mainly released instantaneously, and the conversion rate of dynamic energy reaches 21%. The calculating method of dynamic load impact force is put forward, and the high energy release rate of thick hard roof and the large free space of the broken rock block are the direct reasons of multiple dynamic loads in ultra-high working face. After the advanced regional fracturing, the fracture of thick hard rock group changes from small elastic deformation to large plastic deformation mode. The high plastic dissipation work and high deterioration degree of the thick hard roof reduces the dynamic load impacts strength, and the surrounding rock control effect of the super high working face is significantly improved.

Key words: ultra-large cutting height; thick-hard roof; failure mechanism; support resistance; multi-dynamic load

0 引言

大采高开采技术是建设千万吨级工作面的重要途径,在榆神矿区厚煤层开采中得到广泛应用。自神东补连塔煤矿于2010和2017年建成7 m和8 m大采高工作面后,陕北金鸡滩和神东上湾煤矿相继建成8.2 m和8.8 m大采高综采工作面,2023年曹家滩10 m超大采高工作面正式投产运营,标志着大采高开采技术迈上新台阶^[1-2]。采高增加极大提高了开采效率,但超大开采空间覆岩运动剧烈,强矿压现象频发,超高煤壁片帮严重,重型一体化装备协同控制困难,严重制约超高工作面产能释放。为提升大采高工作面围岩控制效果,我国学者针对大开采空间覆岩运动规律、

强矿压产生机理及控制技术开展了大量研究。

大采高采场覆岩断裂高度增加,断裂形态呈双等腰梯形,由于采动裂隙富集且离层空间大,工作面上方存在急剧下沉区^[3]。8 m以上超大开采空间条件下,多层关键层进入强采动影响区,破断运动的联动效应增强,工作面存在大小周期来压现象,大周期来压强度可达小周期的2倍,支架急增阻和冲击动载等异常工况频率升高^[4-6]。由于采出空间大,覆岩采动裂隙以张拉型为主,裂隙张开度大、贯通性好,裂隙发育高度与关键层破断密切相关,关键层复合效应导致覆岩裂隙场形态复杂,裂隙场高度同采高存在二次多项式函数关系^[7]。针对大空间顶板控制难题,提出了远近场结构理念,近场顶板横向“O-X”破断造成大采高工作

面复合周期来压,远场顶板竖向“O-X”破断是大空间采场强矿压的主要诱发因素^[8]。采高增加导致低位关键层无法形成“砌体梁”结构,以“悬臂梁”结构形式直接垮落或双向回转,影响采场来压,高位关键层依然形成“砌体梁”结构,后者破断可引起前者联动破断,低位“悬臂梁”与高位“砌体梁”交替失稳,引起大小周期来压现象^[9]。弓培林等^[10]根据直接顶岩层结构差异将大采高工作面直接顶划分为3种类型,并建立了相应的顶板控制力学模型。闫少宏等^[11]给出了大采高采场直接顶和基本顶新概念和判别式,建立了顶板“短悬臂梁-铰接岩梁”复合结构模型。

针对超大采高工作面支架-围岩关系提出了重型液压支架与大空间围岩的“强度、刚度、稳定性”三耦合理论,强度耦合充分发挥围岩自承载能力,刚度耦合快速发挥高强度支架支撑能力,稳定性耦合降低支架-围岩系统结构失稳风险^[12]。超大采出空间给覆岩大行程运动提供了条件,岩层容易发生动力破断,且无法形成平衡结构,存在无约束自由落体运动阶段,破断岩块同液压支架非静态接触诱发动载冲击现象,基于能量原理提出了动载冲击力计算方法^[13-14]。由于支架-围岩相互作用关系的改变,8.8 m超大采高工作面具有来压区域性强、急增阻、大小周期及非来压恒阻等特点,顶板下沉量与初撑力和支架刚度存在负指数函数关系,支架阻力与顶板下沉量近似呈线性关系,顶板动载导致安全阀开启成为常态,安全阀开启期间顶板下沉速度是非开启阶段的4.3倍^[15]。对于存在厚硬顶板的大采高工作面,采用中厚板理论分析了顶板内部拉应力和剪应力分布特征,指出厚硬顶板有可能发生剪切破断,应变能瞬间释放和超大运动空间

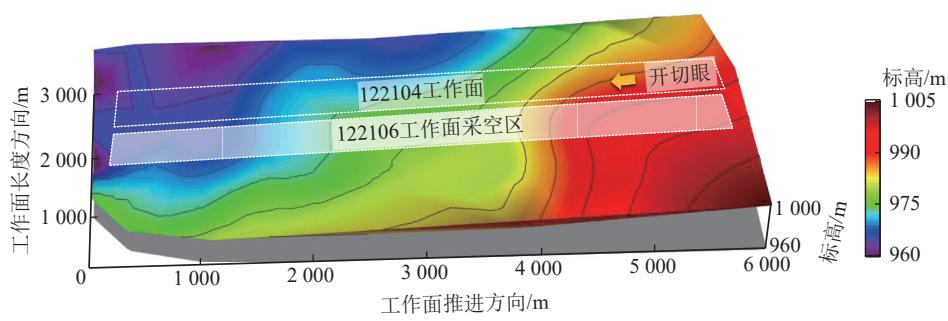
条件下,破断岩块快速切落诱发动载冲击现象^[16-17]。针对超大采高工作面强矿压显现,最有效的控制手段是对岩层进行压裂,开发了系列煤矿岩层压裂技术,在压裂理念、压裂设计、压裂工艺、压裂装备和效果评价方面取得重要进展,通过在岩层中形成复杂缝网,改造岩层结构,或在岩层中产生定向裂缝,切断顶板和载荷传递路径,减小采动影响^[18]。

大采高工作面矿压理论与岩层控制技术相关研究成果为我国厚煤层安全高效开采提供了科学指导,极大促进了优质生产力的培育与释放。随着开采技术和装备研制水平的提高,煤矿一次开采高度不断走高,采动效应持续增强。特别是直覆厚硬顶板和多层厚硬岩组条件下,超高工作面顶板压力显著增大。为提升超高工作面厚硬顶板控制效果,笔者以曹家滩煤矿122104工作面为工程背景,研究厚硬岩组破断运移特征,分析支架载荷与顶板结构协同演化规律,探讨厚硬顶板控制方法,为超高工作面围岩控制提供借鉴。

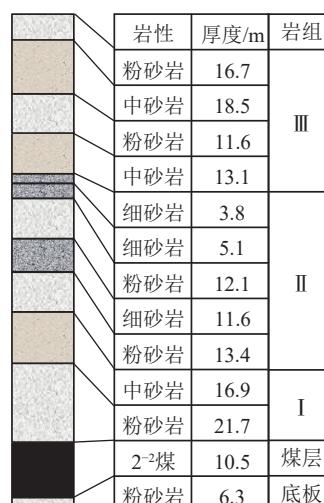
1 超高工作面开采条件

曹家滩煤矿地处榆神矿区,该矿122104工作面是我国建成的首个10 m超大采高工作面,其北侧是未开采实体煤,南侧是122106采空区。工作面走向长度6 000 m,倾斜长度300 m,平面布置如图1a所示。工作面主采2⁻²煤,煤层平均厚度10.5 m,倾角0~6°,埋深360 m,普氏硬度系数介于2~3,隶属近水平坚硬厚煤层。

122104工作面采用大采高开采技术,采煤机型号为MG1200/3350-GWD,循环进尺0.865 m,最大割煤



(a) 工作面布置



(b) 钻孔柱状图

图1 超大采高工作面开采条件

Fig.1 Mining conditions of the longwall panel

高度 10 m, 每天完成 17 个正规循环, 推进速度达到 15 m/d。煤层上方直接覆盖一层厚度大于 20 m 的粉砂岩, 其上位依次为厚度达到 17、13、12、12 m 的中砂、粉砂、细砂和粉砂岩层, 顶底板综合柱状图如图 1b 所示。根据钻孔成像所得顶板离层裂隙位置和关键层理论, 煤层上覆岩层可划分为 I~III 三个厚硬岩组, 且微震监测表明 3 个厚硬岩组均进入强采动影响区^[19]。大开采空间、高推进速度、多个厚硬岩组影响下, 工作面强矿压现象频发, 选用 ZYA29000/45/100D 型高强度支架控制顶板, 同时采用水力压裂手段对厚

硬岩组进行超前区域压裂卸压。

2 超高工作面强矿压显现特征

2.1 支架阻力演化特征

2024-01-24—2024-01-27 122104 工作面中部 50 号、60 号、70 号、80 号液压支架载荷时序曲线如图 2 所示。122104 工作面推进速度快, 一个割煤循环用时小于 60 min, 载荷时序曲线演化速度快, 支架承受高频循环载荷。1 月 24 日 17:00 工作面开始来压, 支架进入急增阻状态, 初撑力设置后支架阻力迅速升高,

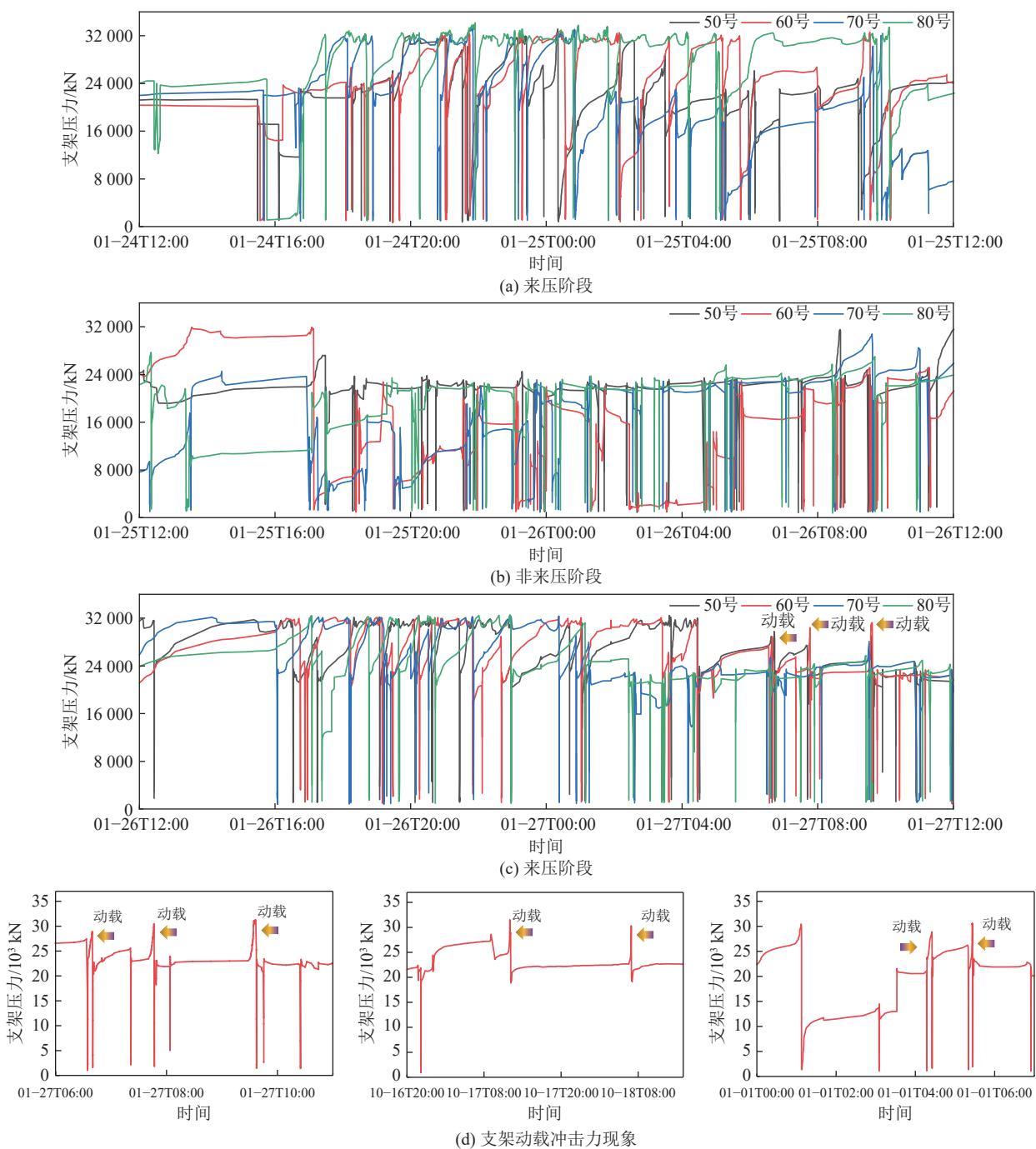


图 2 液压支架载荷时序曲线

Fig.2 Load evolution of hydraulic support

最大值达到32 000 kN, 高于额定工作阻力, 50号和80号支架安全阀开启频繁。工作面来压持续至1月25日6:00, 支架增阻速度开始降低, 阻力最大值稳定在24 000 kN。非来压阶段持续至1月26日8:00。之后支架增阻速度再次升高, 阻力最大值达到32 000 kN, 工作面再次进入来压阶段, 并持续至1月27日10:00。来压最后阶段, 60号支架连续三次承受强动载冲击, 支架阻力瞬时升至32 000 kN, 并快速跌落, 将其称为多重动载现象。采用高频压力传感器多次监测到支架承受的动载冲击力, 表明多重动载现象频发, 如图2d所示。统计分析支架载荷演化特征发现超高工作面顶板来压具有“急增阻、高静载、多重动载、高频循环载荷”特征, 液压支架长期处于满负荷甚至超负荷工作状态。

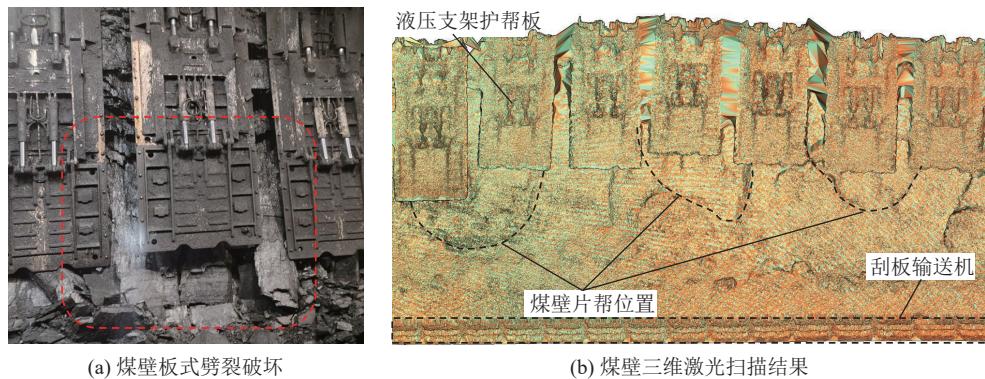


图3 超高煤壁破坏特征

Fig.3 Failure features of ultra-high face wall

3 超高工作面坚硬岩组运移规律

3.1 物理模拟试验设计

为研究超高工作面坚硬岩组破断运动特征及其对支架响应模式的影响, 以曹家滩122104工作面条件为工程背景铺设物理相似模型。模型包含煤层上覆80 m范围进入强采动状态的3个坚硬岩组, 如图4

2.2 超高煤壁破坏特征

122104工作面煤壁高度10 m, 超高煤壁结构稳定性降低; 煤层硬度大, 煤壁对直覆厚硬顶板的支撑能力强, 工作面来压期间顶板压力急剧增大, 液压支架安全阀频繁开启卸压, 顶板载荷快速向超高煤壁转移, 导致煤壁破坏严重。厚硬顶板“高静载和强动载”复合作用下, 坚硬煤层发生纵向劈裂破坏, 采动裂隙发育方向与顶板压力方向一致(平行于最大主应力), 裂隙面与工作面倾斜方向平行(垂直于最小主应力), 因此超高煤壁表现为板式劈裂破坏。采用三维激光扫描手段, 对工作面全长煤壁破坏范围和破坏深度进行统计, 发现片帮范围达到工作面长度的三分之一, 片帮深度介于0.7~1.8 m, 如图3所示。

所示。物理模型几何相似比1:100, 密度和应力相似比分别为1:1.5和1:150。根据相似比和坚硬岩层物理力学参数试验结果确定材料配比见表1。工作面采用自行研制的油控液压支架模型支护顶板, 初撑力设置为100 N, 研究超高工作面岩层运动对支架响应特征的影响。模型支架由顶梁、底座、四连杆、立柱、掩护梁、护帮板、PLC控制装置、控制阀门、油路系

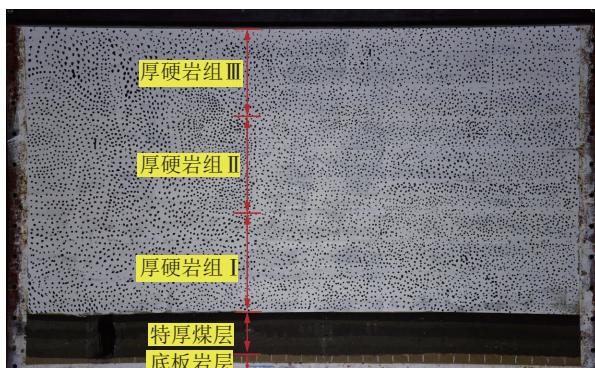


图4 物理模型与支护设备

Fig.4 Physical model and support equipment

统组成。模型顶梁长 200 mm, 支撑高度为 90~180 mm, 额定阻力 450 N。支架立柱安装压力传感器, 顶梁铺设 RX-M1616M 型载荷传感器, 采用阵列式布置, 256 个感应单元分布在 150 mm×150 mm 的正方

形内, 每个感应点尺寸为 7.5 mm×7.5 mm。同时采用 DIC 数字图像相关系统监测物理模型表面变形场演化特征, 实现顶板运动进程与支架响应特征的协同分析。

表 1 相似模拟材料配比

Table 1 Material ratio utilized in the modeling test

岩性	累厚/cm	层厚/cm	配比号	层数	单层厚度/cm	单层河砂量/kg	单层石灰量/kg	单层石膏量/kg	单层用水量/kg	岩组划分
粉砂岩	123	12	855	4	3.00	13.21	0.83	0.83	1.49	
中砂岩	111	12	955	4	3.00	13.37	0.74	0.74	1.49	岩组III
细砂岩	99	9	664	3	3.00	12.74	1.27	0.85	1.49	
粉砂岩	90	12	855	4	3.00	13.21	0.83	0.83	1.49	
细砂岩	78	12	664	4	3.00	12.74	1.27	0.85	1.49	岩组II
粉砂岩	66	13	855	4	3.25	14.31	0.89	0.89	1.61	
中砂岩	53	17	955	5	3.40	15.16	0.84	0.84	1.68	
粉砂岩	36	21	855	7	3.00	13.21	0.83	0.83	1.49	岩组I
2^{-2} 煤	15	10	864	4	2.50	11.01	0.83	0.55	1.24	煤层
粉砂岩	5	2	855	1	2.00	8.81	0.55	0.55	0.99	底板

3.2 厚硬岩组破断运动特征

顶板破断运动特征是建立顶板结构模型的基础, 超高工作面厚硬岩组运移试验结果如图 5 所示。初始推进阶段, 采空区上方直覆厚硬顶板保持完整状态, 破断前下沉量小, 未发生离层和局部破坏现象, 如图 5a 所示。工作面推进至 65 m, 直覆厚硬顶板发生

瞬间破断, 破断裂隙发育速度极快, 由萌生至贯通过程未能被高频相机捕捉。破断岩块完整性高, 开切眼侧失去支撑落向采空区, 工作面侧在高强度支架和高位厚硬顶板夹持下保持平衡, 回转运动受到限制, 无法触及底板。破断岩块载荷传递能力强, 且完全由支架承担, 支架压缩量增加, 如图 5b 所示。工作面继续

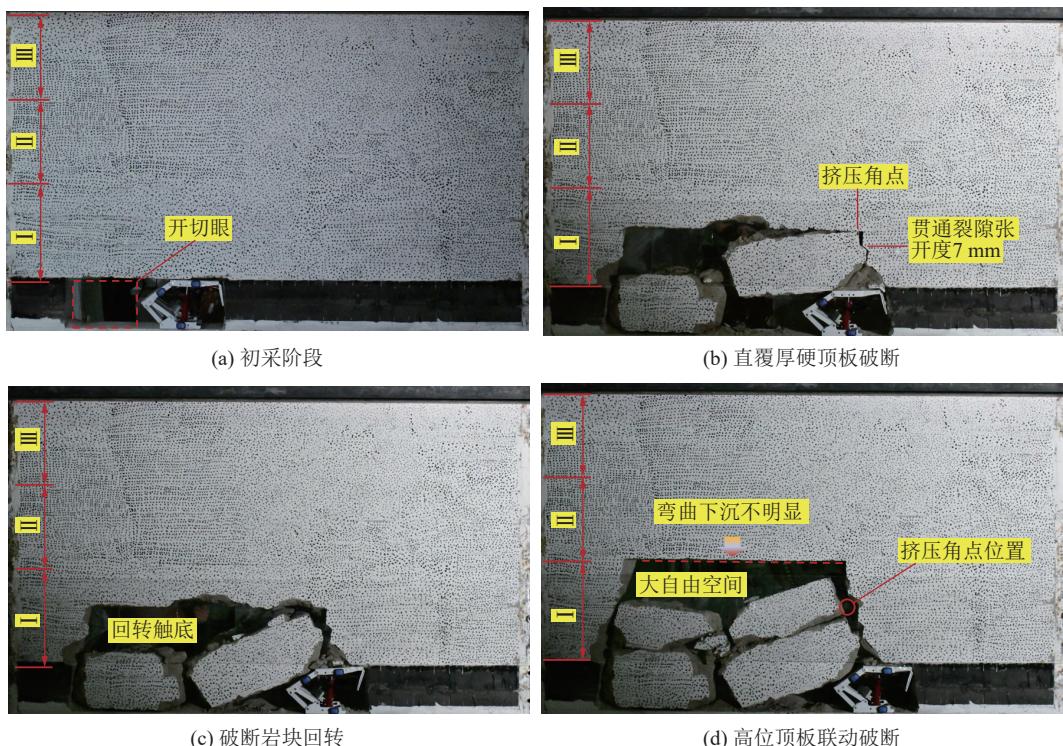


图 5 厚硬岩组 I 破断过程

Fig.5 Roof fracturing process of group I

推进5 m, 破断岩块受到的夹持效应减弱, 迅速回转并触及底板。此时支架承受的载荷降低, 但破断岩块在顶梁上的作用点后移, 偏离立柱作用区, 支架发生抬头现象, 工作姿态失衡, 如图5c所示。直覆坚硬顶板破断岩块回转运动期间, 与高位顶板接触位置发生角点挤压, 出现应力集中现象, 高位坚硬顶板下表面产生局部损伤, 承载能力降低, 与直覆坚硬顶板发生联动破断现象, 两者破断步距一致。破断岩块自由落于直覆顶板破断岩块之上, 岩块保持完整且排列整齐。此时坚硬岩组I初次破断结束, 如图5d所示。

工作面推进至80 m时, 坚硬岩组I发生第一次周期破断, 组合岩块高度大于跨度, 岩块回转受到支架与坚硬岩组II的夹持效应, 角点挤压产生的应力集中导致破断岩块发生二次断裂现象, 如图6a所示。坚硬岩组II破断前, 内部岩层协调运动, 未发生离层现象, 岩组下表面弯曲变形量很小。坚硬岩组I破断岩块角点挤压应力同时在坚硬岩组II下表面形成损伤, 导致坚硬岩组II发生初次破断现象。岩组破断速度极快, 3条纵向破断裂隙和1条离层裂隙同时发育。破断后开切眼一侧岩块落向采空区, 由于下落空间高度大, 发生二次破断现象。工作面一侧破断岩块则受到坚硬岩组I破断块体和坚硬岩组III的夹持作用, 回

转下沉受到限制, 且下位自由空间高度大, 破断岩块自由端无法触研。此时坚硬岩组I和II破断岩块均由支架承担, 导致支架载荷和下缩量急剧增加, 如图6b所示。工作面推进度达到90 m时, 坚硬岩组I和II均发生周期破断现象。岩组I断裂线位于支架上方, 破断岩块载荷完全由支架承担。岩组II断裂线位于岩组I断裂线前方, 未形成贯通裂隙, 保持断续状态。在坚硬岩组III和岩组I悬伸部分夹持下, 岩组II破断岩块保持稳定, 其载荷不需要支架承担, 如图6c所示。此时坚硬岩组III弯曲下沉量增加, 内部出现离层裂隙, 但无离层空间。工作面继续推进5 m, 坚硬岩组III发生破断现象, 断裂线位置与坚硬岩组II完全一致。由于存在离层裂隙, 且下位自由空间大, 落入采空区的破断岩块发生二次破断现象。支架上方坚硬岩组III破断岩块跨距与岩组II一致, 其载荷作用于岩组II之上, 促使岩组II断裂线发生扩展, 但依然处于断续状态。此时, 岩组II破断岩块自由端与采空区冒落岩块错位接触, 断续侧由岩组I悬伸梁支撑, 形成错位断续岩梁平衡结构, 支架承受平衡结构运动产生的变形压力, 如图6d所示。超大采高条件下, 煤层上覆80 m范围内3个坚硬岩组均影响支架工况。

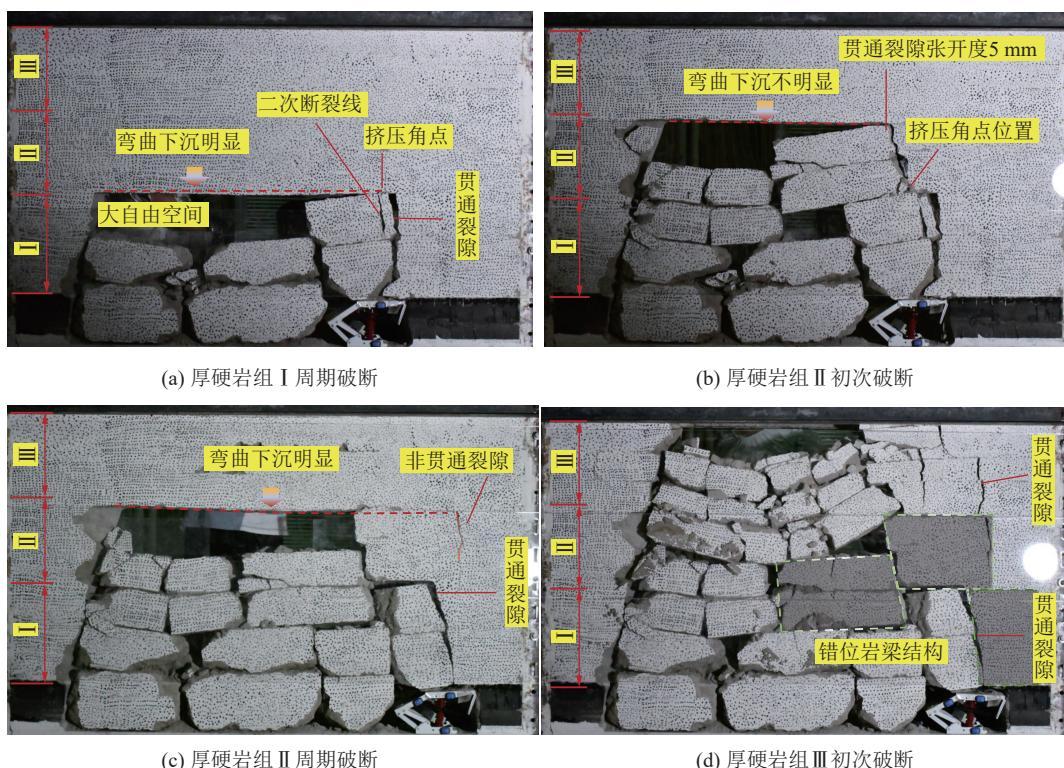


图6 坚硬岩组I~III破断过程

Fig.6 Roof fracturing process of group I-III

3.3 坚硬岩组变形场演化特征

超高工作面坚硬岩组位移场演化特征如图7所示。

示。初始开采阶段, 直覆坚硬顶板无弯曲下沉趋势, 仅出现不连续分布的局部变形现象, 如图7a所示。

直覆厚硬顶板破断后,其上位的坚硬顶板失去下位支撑,下沉量快速增加,但最大下沉值仅为 2.0 mm,如图 7b 所示。此时,厚硬岩组 II 依然未出现弯曲下沉现象,超高工作面采动引起的覆岩变形场演化被限制于厚硬岩组 I 范围内。厚硬岩组 I 发生第一次周期破断现象后,厚硬岩组 II 悬露长度突然增加,下沉量增

大,覆岩位移场扩展至坚硬岩组 II 范围内,但未进入厚硬岩组 III,岩组 II 最大下沉值增加至 2.5 mm,如图 7c 所示。工作面开采范围继续增加,厚硬岩组 II 发生第一次周期破断现象后,厚硬岩组 III 跨距急剧增加,发生整体弯曲下沉现象,最大下沉值达到 4.0 mm,如图 7d 所示

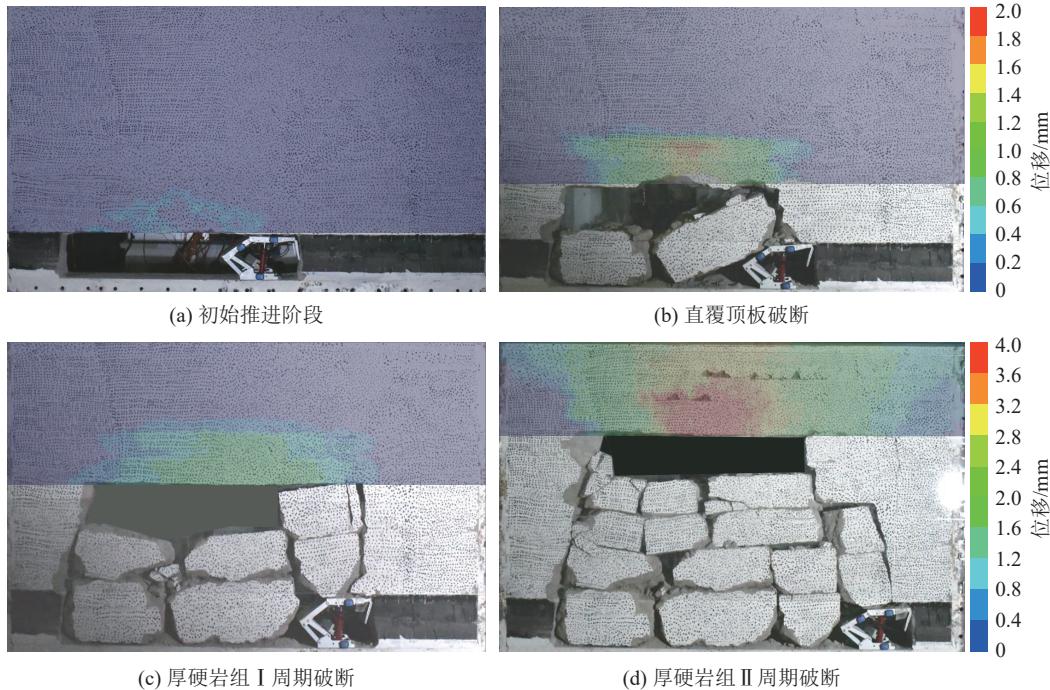


图 7 覆岩位移场演化特征

Fig.7 Displacement evolution in the overburden

超高工作面厚硬岩组应变场演化特征如图 8 所示。初采阶段仅直覆厚硬顶板下缘出现非连续的局部应变集中。直覆厚硬顶板破断后,其上位坚硬顶板上下缘出现连续的应变集中现象,表明层间接触面存在剪切错动趋势;厚硬岩组 I 第一次周期破断后,厚硬岩组 II 内部出现连续的应变集中现象;厚硬岩组 II 第一次周期破断后,厚硬岩组 III 内部出现连续的应变集中现象。不同厚硬岩组内部变形集中带产生顺序表明低位厚硬岩组破断是高位厚硬岩组变形下沉的前提条件。超高工作面推进全程中,厚硬岩组最大应变值仅为 1.2%,且仅呈现横向连续发育现象,并未出现纵向扩展趋势,相似模拟实验材料单轴抗压试验结果表明其破坏瞬间对应的峰值应变约为 1.5%,由此可以推断厚硬岩组破断前岩层内部以弹性变形为主。变形局部化现象仅发生于岩层交界面,由于应变集中程度低,离层裂隙并未张开,仅发生剪切错动;破断瞬间纵向裂隙发育速度快,DIC 设备未能捕捉到变形局部集中带纵向扩展现象,因此厚硬岩组脆性破断属于小变形模式。

超高工作面开采试验结果表明厚硬岩组破断前变形量小,同岩组内部岩层存在剪切位错现象,但层间不存在离层现象,岩组复合效应强,极限跨距大。由于弯曲下沉量小,应变值小于极限峰值应变,即岩层破断前始终处于弹性变形状态,达到极限跨距时发生脆性破断,应变能释放率高,破断裂隙发育速度快。厚硬岩组破断前未经历塑形大变形阶段,顶板强度未出现劣化现象,因此,破断岩块依然具有良好完整性,排列整齐。由于厚硬岩组破断前以弹性变形为主,弯曲变形量小,因此,将其定义为小变形破断模式。小变形破断的厚硬顶板未经历塑形变形,存储于其中弹性应变能未能充分耗散,而是在破断瞬间快速释放,转变为破断岩块的启动能,导致强动压现象频发。

4 厚硬岩组运动与支架载荷协同演化关系

顶板运动对支架响应特征的影响是分析超高工作面支架-围岩关系和确定支架阻力确定方法的基础,因此本节分析厚硬岩组运动与支架载荷的协同演化特征。初采阶段支架载荷同顶板结构的对应关系如

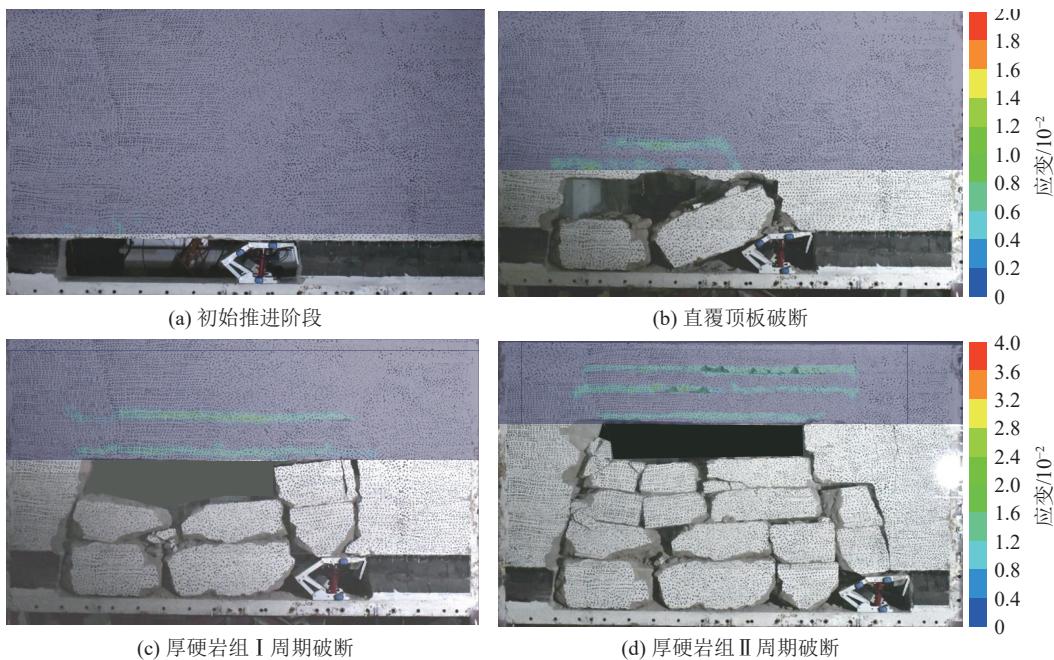


图 8 覆岩最大主应变场演化特征

Fig.8 Major principal strain evolution in the overburden

图 9 所示,直覆厚硬顶板处于连续沉降状态时,下沉速度慢,下沉量小,顶板运动缓和,支架增阻速度低,增阻量约为 150 N。随着工作面开采范围的增加,支架增阻速度有所升高,增阻量升至 200 N。直覆厚硬顶板破断前,液压支架处于缓增阻状态,连续沉降的直覆厚硬顶板与液压支架顶梁密实接触,顶板载荷在支架顶梁上的分布曲面呈双峰形态,可划分为立柱主导支撑区和前后平衡顶辅助支撑区。缓增阻阶段支架工况与支架载荷平衡区理论一致,表明厚硬顶板与

液压支架处于理想耦合作用状态。直覆厚硬顶板破断后进入非连续沉降状态,破断岩块回转下沉,液压支架增阻速度明显升高,增阻量上升至 270 N,支架阻力快速达到额定值,驱动液压支架进入满负荷工作状态。此时,液压支架进入急增阻状态,顶板载荷依然分布于顶梁的立柱支撑区,支撑区范围则呈现增加趋势。对比直覆厚硬顶板破断前后的支架载荷时序曲线可知,顶板破断导致液压支架增阻速度提升,增阻阶段用时减少,支架满负荷(高静载)阶段用时增加。

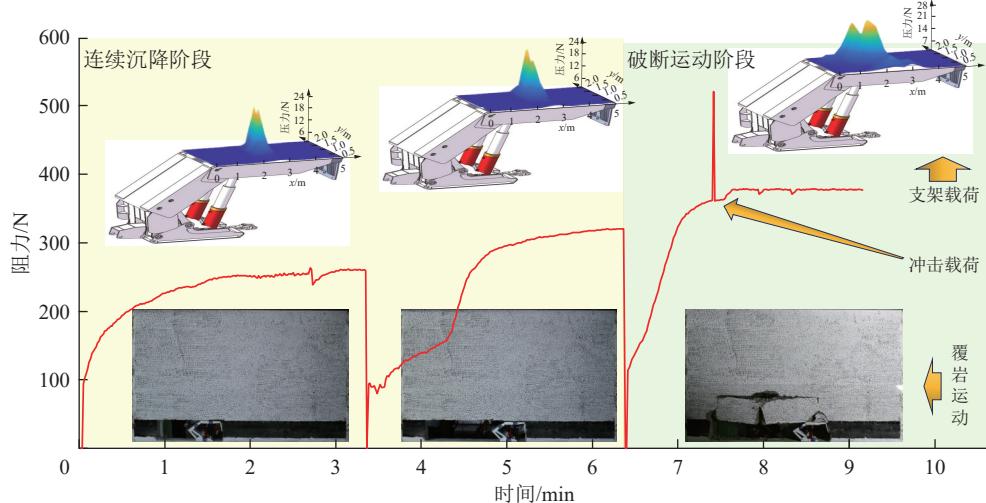


图 9 支架阻力与岩层运动协同演化

Fig.9 Co-evolution between support force and roof movement

直覆厚硬顶板破断瞬间会引起震动效应,工作面液压支架承受动载冲击现象,动载冲击力瞬间超过模型支架的额定工作阻力,动载冲击系数(冲击载荷与

冲击瞬间液压支架静载之比)达到 1.4,如图 9 所示。由于厚硬岩组发生小变形破断现象,破断前以弹性变形为主,未经历塑性变形与能量耗散阶段,破断瞬间

存储于其中的弹性应变能瞬间释放, 转变为破断岩块动能, 非静态启动的破断岩块对下位液压支架形成冲击, 引发动载荷。超大开采空间条件下, 3个厚硬岩组均进入支架工况影响区, 岩组破断运动进程的不一致性诱发超高工作面多重动载现象。

正常推进阶段, 支架载荷同顶板结构的协同演化关系如图10所示。支架初撑力设置后, 支架依次受到3个厚硬岩组破断的影响, 载荷时序曲线阶段性明显。厚硬岩组I破断后, 破断岩块由支架和采空区岩块共同支撑, 支架增阻160 N。厚硬岩组II破断未形成贯通裂隙, 断续岩块受到岩组I悬伸端和岩组III的夹持作用, 其载荷经岩组I悬伸端传递至支架和煤壁, 支架增阻100 N。厚硬岩组III破断导致岩组II破断岩块回转下沉, 形成错位岩梁平衡结构, 岩组III载荷经平衡结构同时向采空区、支架和煤壁传递, 支架增阻70 N。厚硬岩组共同作用下, 支架载荷达到额定阻力, 三个厚硬岩组破断对支架的影响程度依次降低, 载荷曲线三个增长阶段的增阻速度依次降低。

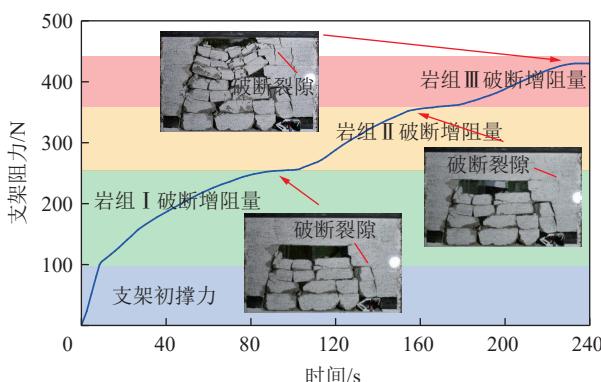


图10 支架载荷同顶板结构的协同演化关系

Fig.10 Co-evolution of support load and roof structure

多层次厚硬岩组诱发工作面多重动载冲击现象, 因此, 3个厚硬岩组破断期间均监测到液压支架受到的动载冲击力, 如图11所示。厚硬岩组运动进程并不一致, 多次动载间隔产生, 因此监测到多重动载现象, 与图2实测结果一致。该工况条件下, 支架载荷时序曲线可划分为快速增阻阶段和满负荷运行阶段, 顶板动载冲击主要发生在第二个阶段。由于3个厚硬岩组层位依次升高, 多重动载强度呈现降低趋势。

动载冲击瞬间, 顶板载荷在支架顶梁上的分布特征如图12a所示。冲击载荷在顶梁上呈单峰分布模式, 峰值应力明显高于正常推进期间, 表明左右立柱影响区叠加效应增强。顶板冲击瞬间与支架顶梁接触并不均匀, 导致掩护梁与顶梁衔接处出现应力集中, 应注意该类应力集中引起的局部销钉断裂现象。此外, 坚硬岩组非连续沉降阶段, 破断岩块回转导致顶

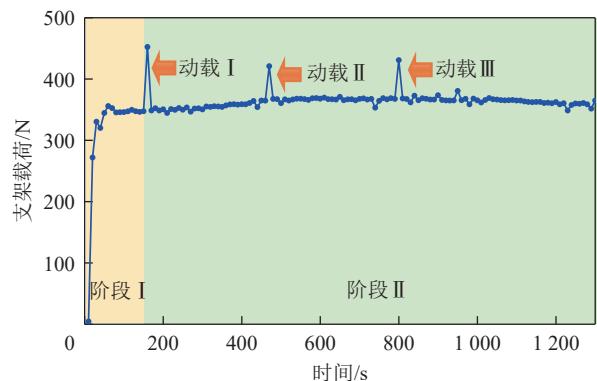


图11 支架多重动载

Fig.11 Multi-dynamic load on the support

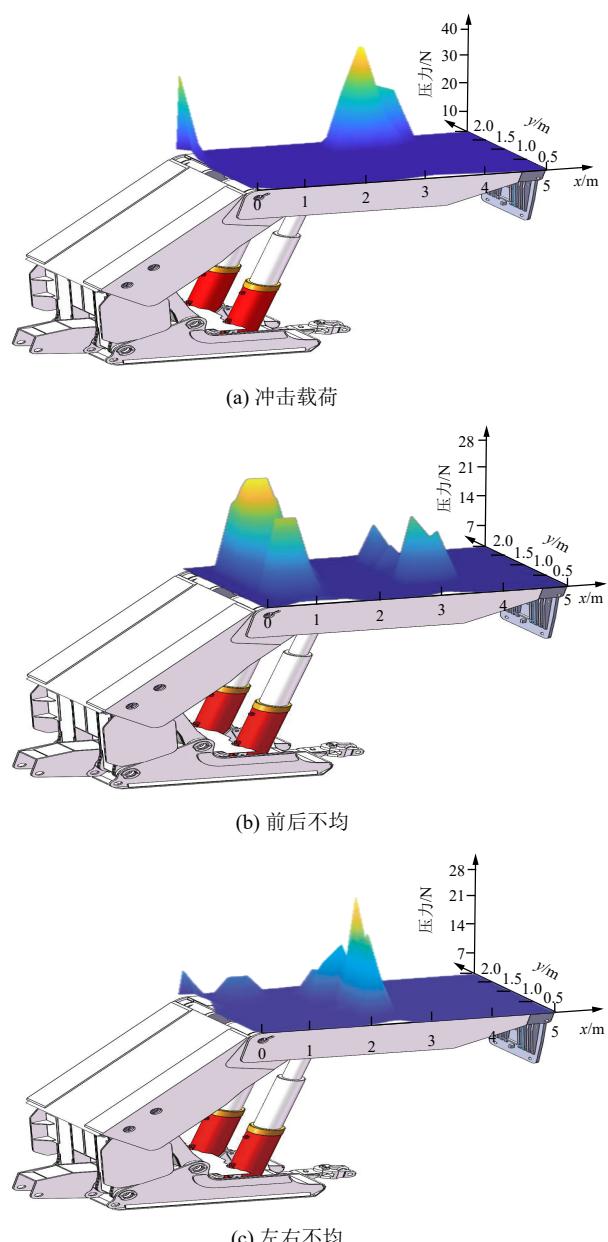


图12 液压支架异常工况

Fig.12 Abnormal condition of hydraulic support
板载荷分布区向掩护梁偏移, 且顶板载荷均布程度降

低,载荷集度升高,如图12b所示。此时,顶板压力与立柱支撑力在顶梁上的作用点不一致,导致顶梁受到力偶作用,顶梁发生抬头或低头现象。移架过程中,支架可能因顶底板不平整发生左右倾斜现象,导致顶板载荷向单一立柱侧偏移。此时顶板载荷在顶梁上的分布曲面形态同样为单峰,峰值位于单一立柱上方,顶梁左右受力不均容易引起倒架事故,如图12c所示。超大采高条件下支架重心高度大且稳定性低,顶板断裂运动进一步改变顶板载荷在支架顶梁上的分布模式,劣化液压支架工况,导致顶板压力向超高煤壁转移。

5 超高面坚硬顶板小变形破断失稳机理

矿压理论采用直梁理论确定顶板来压步距,认为外载作用下顶板变形前垂直于中性轴的剖面,变形后

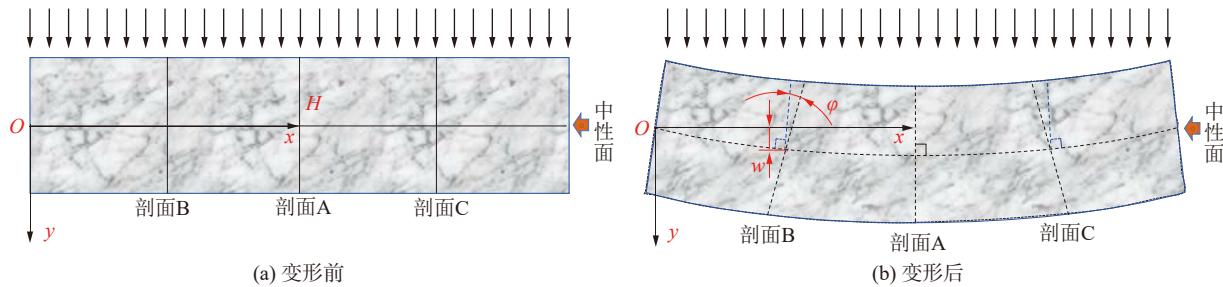


图13 厚硬顶板短梁结构模型

Fig.13 Short beam model for thick and hard roof

坚硬顶板的剖面中心线为x轴,下沉方向为y轴,弯曲平面为(x,y)平面。短梁结构模型条件下,坚硬顶板的水平位移和竖直位移分别为:

$$\begin{cases} u(x,y,z) = -y\varphi(x) \\ v(x,y,z) = w(x) \end{cases} \quad (1)$$

式中: $\varphi(x), w(x)$ 分别为坚硬的转角和挠度函数,其内部弯矩与相邻两个剖面的相对转角直接相关,其值由下式决定:

$$\begin{cases} k = -\frac{d\varphi}{dx} \\ M = Dk \end{cases} \quad (2)$$

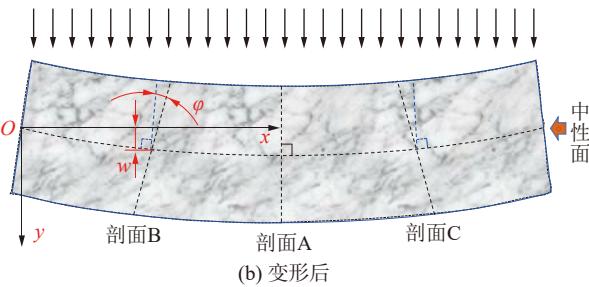
式中: D 为抗弯刚度,其值等于 EI ,其中 E 为坚硬顶板的弹性模量,GPa; I 为断面惯性矩, m^4 。

坚硬顶板内部剪切角与剪力直接相关,其值由下式确定:

$$\begin{cases} \gamma = \frac{dw}{dx} - \varphi \\ Q = Cy \end{cases} \quad (3)$$

式中: C 为剪切刚度,其值等于 GA ,其中 G 为坚硬顶板的剪切模量,GPa; A 为横截面积, m^2 。根据短梁内

仍然保持平面状态,且与变形后的中性轴继续保持垂直关系,即忽略横向剪切变形对顶板稳定性的影响。顶板极限跨距远大于厚度条件下,顶板挠度大,采用直梁理论分析采动顶板破断特征不会产生过大误差。曹家滩122104工作面直覆顶板厚度大于20 m,岩层厚度同破断步距不存在巨大差异,甚至大于周期来压步距,因此,横向剪切变形对其稳定性存在不可忽视的影响。坚硬顶板变形前垂直于中性面的剖面,采动影响变形后同中性面不再保持垂直关系,此时采用短梁理论分析坚硬顶板破断机理更为合适^[20]。短梁顶板结构存在两个位移:挠度 w 和转角 φ 。同直梁顶板结构相比,短梁变形后的剖面不再垂直于中性面,因此,转角 φ 与曲线斜率 w' 之间不再是简单的等同关系,两者是完全独立的。据此确定坚硬顶板变形前后的内部结构如图13所示。



部任意微单元静力平衡和弯矩平衡条件,可以得到坚硬顶板的变形平衡微分方程:

$$\begin{cases} -\frac{dQ}{dx} = q \\ \frac{dM}{dx} - Q = m \end{cases} \quad (4)$$

式中: q 为作用于直覆坚硬顶板之上的均布载荷,MPa; m 为水平力对微单元的力矩,N·m。将弯矩和剪力确定方程(式3)代入上式(式4),可得短梁位移表示的平衡方程:

$$\begin{cases} -C\frac{d^2w}{dx^2} + C\frac{d\varphi}{dx} = q \\ -C\frac{dw}{dx} - D\frac{d^2\varphi}{dx^2} + C\varphi = m \end{cases} \quad (5)$$

长梁理论给出的顶板初次和周期来压期间变形曲线方程为:

$$\begin{cases} w_0 = \frac{q}{24D}x^2(l-x)^2 \\ w = -\frac{qx^2}{24EI}(x^2 - 4lx + 6l^2) \end{cases} \quad (6)$$

式中: l 为顶板跨距,m。根据短梁平衡方程(式5)和长梁的变形曲线方程(式6)可知,初次来压期间坚硬

顶板位移函数可取下式:

$$\begin{cases} \varphi = \frac{dw_0}{dx} \\ w = w_0 - \frac{D}{C} \frac{d^2w_0}{dx^2} + \frac{D}{C} \frac{d^2w_0}{dx^2} \Big|_{x=0} \end{cases} \quad (7)$$

初次来压期间, 厚硬顶板两固支端的边界条件为:

$$\begin{cases} w_{x=0} = 0, \quad \varphi_{x=0} = 0 \\ w_{x=L} = 0, \quad \varphi_{x=L} = 0 \end{cases} \quad (8)$$

将位移函数(式7)代入固支端边界条件(式8)可知, 短梁平衡微分方程和边界条件自动满足。将式(5)代入上式(式8), 可得初次来压期间厚硬顶板的变形曲线方程。同理可得周期来压期间厚硬顶板的变形曲线方程, 此处不再赘述。

$$\begin{cases} \varphi = -\frac{qx}{12D}(l-x)(2x-l) \\ w = \frac{qx^2}{24D}(l-x)^2 + \frac{q}{2C}x(l-x) \end{cases} \quad (9)$$

由式(9)可得厚硬顶板转角曲线和下沉曲线随厚度的变化趋势如图14所示。考虑到横向剪切应力的影响, 厚硬顶板固支端的斜率不等于0, 转角呈增大趋势。随着顶板厚度的增加, 下沉量和转角均呈降低趋

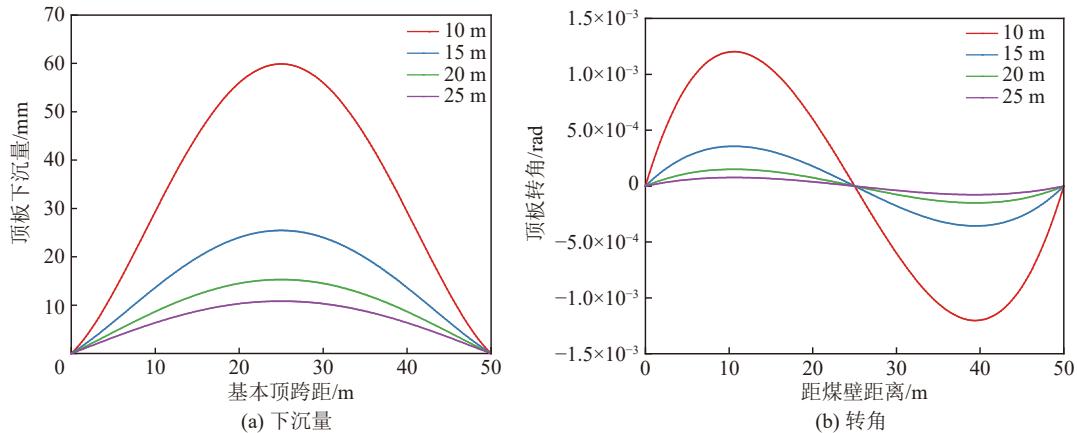


图14 厚硬顶板变形曲线

Fig.14 Deformation curves for thick and hard roof

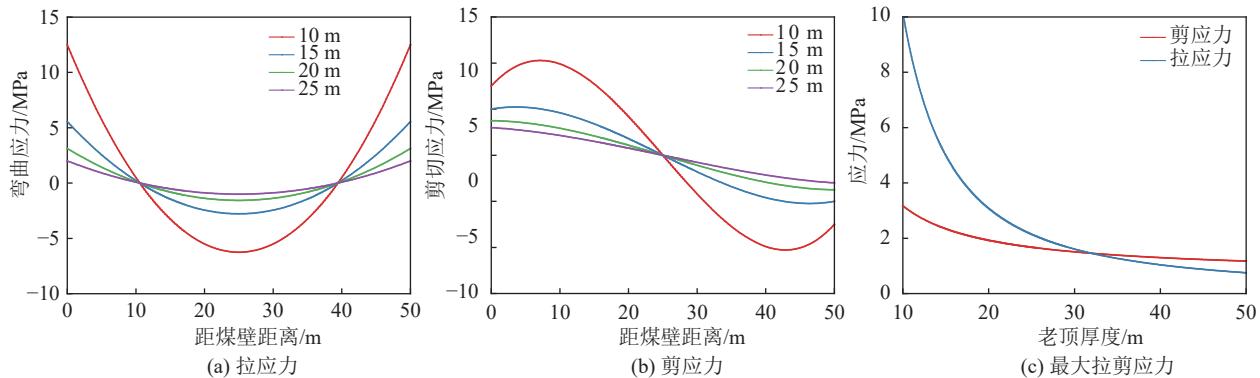


图15 厚硬顶板内力分布曲线

Fig.15 Stress curves for thick and hard roof

势。试验结果表明厚硬顶板破断前以弹性变形为主, 塑形变形可忽略不计, 因此呈现出小变形破断模式。

将式(9)代入式(2)和式(3)可得顶板弯矩与剪力分布随厚度的变化趋势如图15所示。厚硬顶板最大拉应力位于两个固支端, 最大剪应力则位于固支端内侧。随着顶板厚度则增加, 顶板内部拉应力和剪应力均呈现降低趋势, 但拉应力降低速度远大于剪应力。顶板内部最大拉应力和最大剪应力随顶板厚度的变化趋势如图15c所示, 顶板跨度保持不变的条件下, 当顶板厚度接近30 m时, 最大拉应力和最大剪应力值接近相等。传统直梁理论认为顶板内部拉应力远大于剪应力, 顶板发生拉伸破断, 剪应力忽略不计。短梁理论分析结果表明, 当顶板厚度达到30 m时, 厚硬顶板内部的拉应力和剪应力差异不大, 剪应力在厚硬顶板破断中的驱动作用不可忽略不计, 厚硬顶板破断模式由拉伸向拉剪混合破断模式转变。

6 小变形顶板释能规律与强动载产生原理

6.1 厚硬顶板应变能聚放规律

超高工作面采动影响下厚硬顶板内部出现应变能积聚与释放现象。为研究采动应力驱动下厚硬顶

板应变能聚放规律,对直覆厚硬顶板砂岩进行单轴抗压试验,得到岩石破坏模式和应力-应变曲线如图16所示。直覆厚硬顶板单轴抗压条件下表现为轴向劈裂破坏,破坏过程由拉应力主导,隶属脆性破坏模式。顶板单轴抗压强度达到50 MPa,全程变形曲线可划分

为裂隙闭合阶段、弹性变形阶段、峰后破坏阶段;变形全程无明显塑性变形阶段,且弹性变形阶段的模量大,达到5 GPa。大弹性模量和无塑形变形阶段力学特性是诱发厚硬顶板小变形破断模式的主要因素,脆性破坏则是应变能高速率、高占比释放的主要原因。

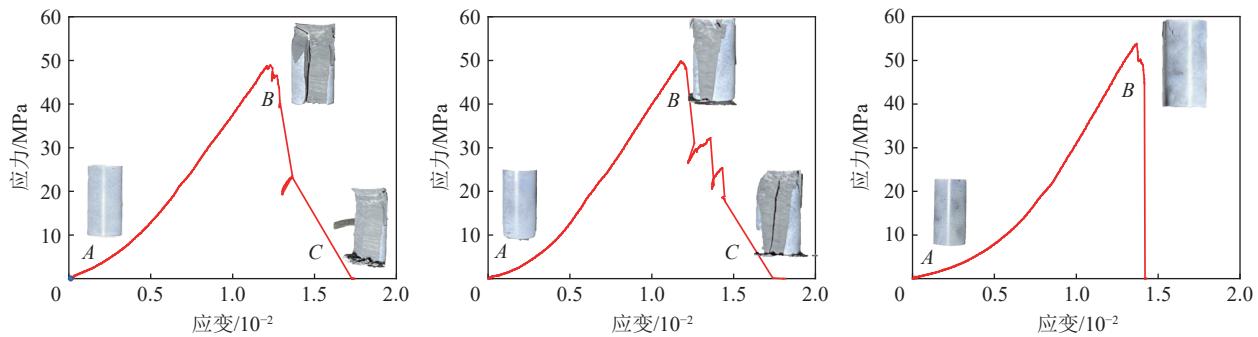


图16 厚硬顶板应力-应变曲线

Fig.16 Stress-strain curve of thick and hard roof

为阐明厚硬顶板应变能聚放规律,构建122104工作面数值模型,模型尺寸,采用作者构建的宏-细观耦合本构模型模拟厚硬岩组采动响应,该模型可同时计算岩层内部应变能积聚、耗散和释放特征^[21]。直覆厚硬顶板单轴抗压强度达到50 MPa,隶属坚硬顶板,强度高,应变能积聚能力强,破断前顶板应变能积聚特征如图17a所示。由于工作面后方存在大面积悬顶,顶板下沉引起能量向工作面前方传递,导致厚硬顶板悬露区应变能密度降低,工作面前方应变能密度出现集中现象,积聚程度高,达到60 kJ/m³。随着悬露跨距增加,厚硬顶板内部应力逐渐升高,但是该过程

厚硬顶板未经历塑形大变形阶段,全程以弹性小变形为主,外部载荷对其做的功全部转化为弹性应变能积聚于其中,塑性耗散功可忽略不计。当采动应力达到厚硬顶板极限强度后发生破断现象,积聚的弹性应变能瞬间释放。工作面前方应变能峰值降至40 kJ/m³,并向深处转移,如图17b所示。岩石力学试验结果表明坚硬顶板峰后容许变形量小,应力跌落速度快,能量释放速率高,导致曹家滩厚硬顶板呈现小变形破断模式,破断瞬间应变能瞬间释放,引起顶板震动效应,破断岩块与工作面支架非静态接触产生动载冲击效应,与物理相似模拟结果一致。

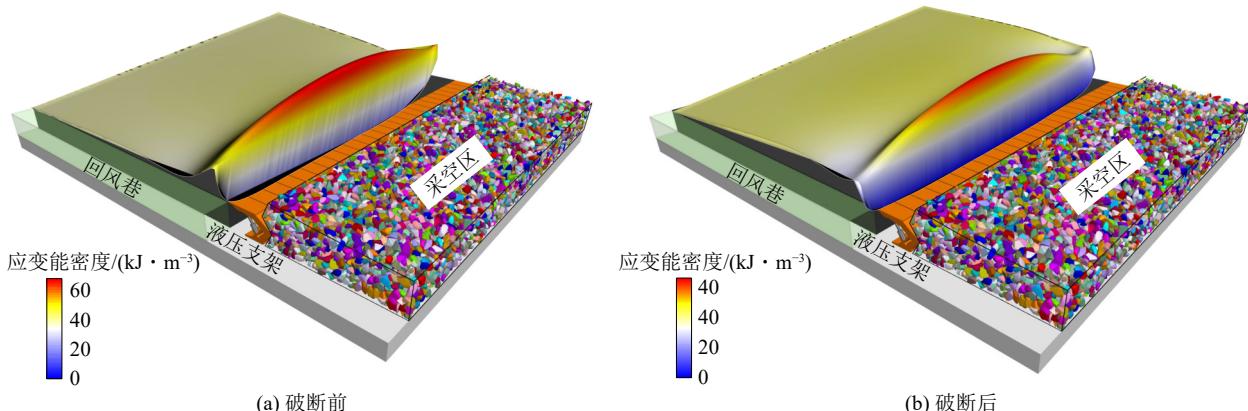


图17 厚硬顶板应变能积聚特征

Fig.17 Elastic energy concentration in thick and hard roof

6.2 超高工作面多重动载产生机理

直覆厚硬顶板初次破断期间,采空区上方顶板沉降曲线呈前后对称形态。为便于分析,截取工作面一侧的对称结构进行强动载机理分析。厚硬顶板小变形破断瞬间,以煤壁为界将悬臂结构划分为前方完整

区和后方破坏区,如图18所示。破坏区顶板变形曲线进入峰后阶段,但没有发生破断现象;完整区顶板岩石尚处于弹性变形阶段,保持完整状态。随着工作的推进,厚硬顶板承受的外载继续增加,破坏区顶板因应变软化表现出应力跌落行为,该过程中继续吸

收能量;完整区顶板则因应力降低表现出弹性恢复行为,该过程中转变为释放能量。直覆厚硬顶板破断前,完整区和破坏区依然保持连续性,即两者变形依然服从变形协调方程,两个区域的应力保持连续性。厚硬顶板处于状态A时,应力水平降低 $\Delta\sigma$ 的条件下,破坏区的应变增量为 $\Delta\varepsilon_1$ 大于完整区的应变恢复量为 $\Delta\varepsilon$,前者吸收能量 $\Delta\sigma\Delta\varepsilon_1$,后者释放能量 $\Delta\sigma\Delta\varepsilon$ 。破坏区应变增量大于完整区应变恢复量,因此,破坏区继续变形所需吸收能量大于完整区的应变能释放量,该过程需要外部载荷对厚硬顶板做功,厚硬顶板持续变形破坏。厚硬顶板变形状态达到B点时,应力水平同样降低 $\Delta\sigma$,破坏区的应变增量 $\Delta\varepsilon_2$ 小于完整区应变恢复量 $\Delta\varepsilon$,前者变形所需吸收能量小于后者应变能释放量,该过程坚硬顶板变形无需外部载荷做功,厚硬顶板发生动力破断,并快速释放其中存储的弹性应变能。

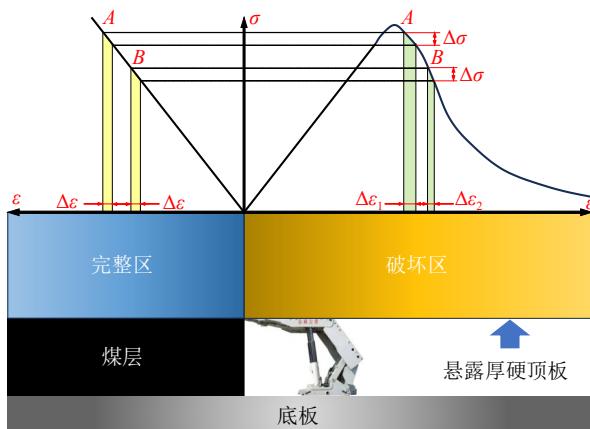


图 18 厚硬顶板力学响应特征

Fig.18 Mechanical responses of thick and hard roof

第5节短梁理论模型得到厚硬顶板的挠度方程和转角方程,进而可以得到厚硬顶板内部的应力分布,结果表明厚硬顶板破断转变为拉-剪混合驱动模式。厚硬顶板内部拉应力和剪应力差值不大,不存在量级差异,因此,求取应变能时的剪应力项不可忽略。据此可得厚硬顶板短梁结构内部存储的应变能为^[22]:

$$U = \int_0^l \left(\int_A \frac{\sigma_x^2}{2E} dA \right) dx + \int_0^l \left(\int_A \frac{\tau_{xy}^2}{2G} dA \right) dx \quad (10)$$

式中: U 为厚硬顶板应变能, J ; σ 和 τ 分别为厚硬顶板内部的拉应力和剪应力, MPa。

由单轴抗压和巴西劈裂试验得到直覆厚硬顶板破断瞬间,弹性应变能向破断岩块动能的转换系数约为 21%,由此可以计算厚硬顶板破断岩块启动瞬间的动能为:

$$E_k = \eta U \quad (11)$$

式中: E_k 为破断岩块动能, J ; η 为应变能向动能的转化系数。

破断岩块启动后与下位液压支架非静态接触,产生动载冲击现象。破断岩块存在自由落体空间 h ,同液压支架产生冲击瞬间的运动速度为:

$$v = \sqrt{\frac{2}{m}(Q_m h + E_k)} \quad (12)$$

式中: v 为破断岩块速度, m/s; m 、 Q_m 分别为破断岩块质量和重力, kg、kN; h 为破断岩块下位自由空间, m。

超高工作面直覆厚硬顶板发生小变形破断模式,未经历塑形大变形阶段,破断岩块的强度劣化程度低,依然保持良好的完整性。破断岩块下位的自由空间高度 h 增加,与液压支架之间接触瞬间的冲击速度大。破断岩块同液压支架之间的碰撞可视为弹性碰撞,满足动量守恒定理,从而得到厚硬顶板动载冲击作用力:

$$F = Q_m + \frac{mv}{t} \quad (13)$$

式中: F 为动载冲击力, kN; t 为动载冲击时间, s, 其值等于 s/v , 其中 s 为液压支架的立柱下缩量, m。

采动厚硬顶板劣化程度低,正应力和剪应力共同作用下内部应变能积聚程度升高;小变形脆性破断模式作用下塑形耗散功占比小,应变能向破断岩块动能的转换率升高;超大开采高度影响下,厚硬顶板的自由运动空间增大,以上因素均导致厚硬顶板动载冲击力升高。厚硬顶板“强度劣化程度低、塑形耗散功占比小、破断岩块尺寸大、自由运动空间高”成为强动载的主要驱动力。超大开采高度导致三个厚硬岩组均进入支架工况影响区,多岩组依次破断诱发多重动载现象。

7 超高工作面强动载控制方法

122104 工作面开采初期,多个厚硬岩组破断导致液压支架承受多重动载冲击现象,安全阀开启频繁,顶板控制效果降低。为降低厚硬岩组对安全开采的威胁,对工作面上方 80 m 范围内的三个厚硬岩组采取超前区域压裂卸压措施。不同区域压裂钻孔布置和卸压效果如图 19 所示。初始压裂范围定于厚硬岩组 I 和 II,压裂后顶板压力依然过大,安全阀频繁开启,液压支架立柱下缩量最大值达到 2.4 m;之后将压裂岩层范围增加至厚硬岩组 III,压裂后液压支架立柱下缩量最大值下降至 1.4 m,有效提升了岩层控制效果。

为分析水力压裂对岩层破断运动特征的影响,铺

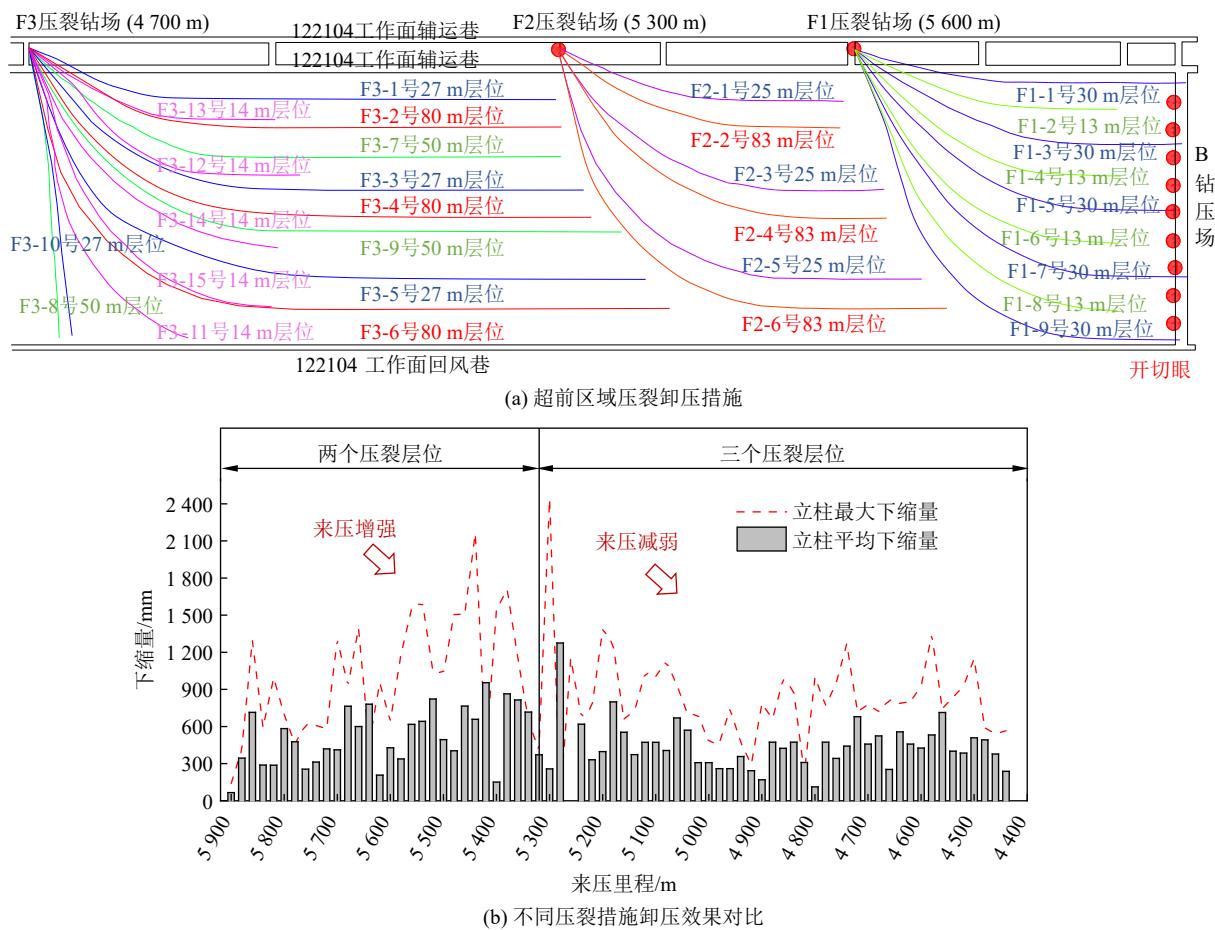


图 19 超前压裂卸压措施

Fig.19 hydraulic fracturing measures

设同第3节一致的物理相似模型,但在厚硬岩组内预设水平节理,模拟压裂引起的水平分层现象,并保持同第3节一致的推进速度进行特厚煤层开挖试验,结果如图20所示。

工作面推进至55 m直覆厚硬顶板出现离层,上下分层发生变形不协调现象,层间弱面存在剪切错动。两分层固定端和中部出现非贯通纵向裂隙。此时直覆厚硬顶板内部以塑形变形为主,下沉量大幅升高,如图20a所示。工作面继续推进5 m,直覆厚硬顶板非贯通裂隙发育为贯通型纵向裂隙,丧失连续性,最终破断失稳落向采空区。由于直覆厚硬顶板全区进入塑性变形状态,强度急剧劣化,破断岩块同底板接触瞬间发生二次破断现象。直覆厚硬顶板破断后,同其同属厚硬岩组I的第二层厚硬岩层失去下位支撑,局部应变集中区分布表明其内部出现水平裂隙和纵向裂隙同时发育现象,如图20b所示。

随着开采范围的增加厚硬岩组I发生第一次周期破断,导致厚硬岩组II跨度瞬间增加,弯曲变形量增大,内部岩层出现较大离层空间,同时存在非贯通纵向裂纹发育现象,如图20c所示。该阶段厚硬岩组II

进入塑性变形阶段,强度急剧劣化。随着塑形变形程度的升高,厚硬岩组I破断结构支撑区上方的岩组II出现连续发育的破碎区,导致厚硬岩组II发生破断现象,破断岩块迅速下沉,同下位厚硬岩组I破断体非静态接触,强度劣化的破断岩块发生二次冲切破断。失去下位支撑的冲切破断体落向采空区,并接近成为散体,如图20d所示。厚硬岩组II破断后,厚硬岩组III进入暴露状态,下沉速度加快,其破断过程与厚硬岩组II基本一致。

区域压裂后顶板载荷在支架顶梁上的分布结果如图21所示,顶板动载冲击效应减弱,顶板载荷主要分布于顶梁的立柱支撑区,最大值20 N,支架工况良好,不良工况现象显著减少。厚硬顶板破断导致载荷在支架顶梁上的分布范围增加,但是载荷集度未出现明显升高现象。试验结果表明区域压裂导致厚硬顶板破断由弹性小变形转变为塑形大变形模式,强度劣化后的破断岩块发生二次破断现象,块体尺寸减小,载荷传递能力减弱,工作面液压支架阻力降低。此外,厚硬岩组塑形大变形破断过程中弹性应变能主要转变为塑形耗散功,有效缓解了超高工作面动载冲击效

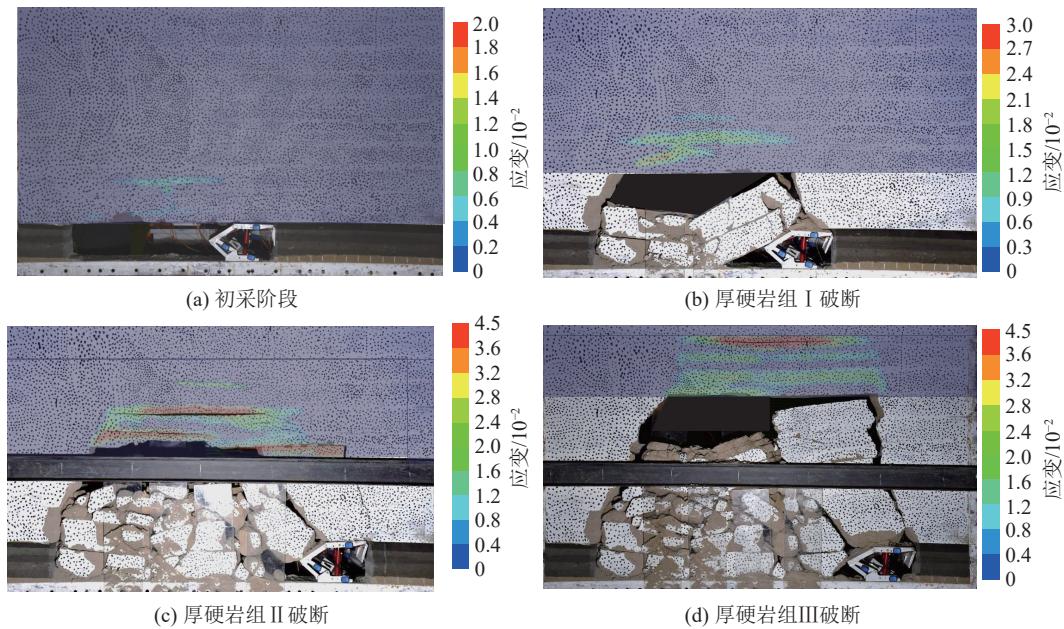


图 20 区域压裂后厚硬岩组应变场

Fig.20 Strain evolution in the overburden after hydraulic fracturing

应。综上,采取超前区域压裂措施后,厚硬顶板运动模式改变,液压支架载荷降低,超高工作面强矿压现象得到有效控制。

压支架载荷存在“多重动载、急增阻、高静载、高频循环载荷”等特点,导致液压支架安全阀开启频繁,顶板载荷向超高煤壁传递,硬煤劈裂破坏导致煤壁板裂片帮现象。

2) 得到了厚硬岩组破断运动规律和表面变形场局部集中化分布特征,发现了厚硬岩组小变形联动破断现象;岩组破断前以弹性变形为主,未经历塑形大变形,破断后裂隙发育速度快,属脆性破断模式。

3) 得到了顶板载荷在支架顶梁上的三维分布曲面及曲面形态与顶板结构的协同演化特征;多个厚硬岩组破断导致支架增阻曲线阶段性明显,且承受多重动载冲击作用,冲击强度随岩组层位升高依次降低。

4) 构建了厚硬顶板短梁结构模型,揭示了小变形顶板的拉剪混合破断机理;厚硬顶板“强度劣化程度低、塑形耗散功占比小、破断岩块尺寸大、自由运动空间高”,导致多重动载的产生,提出了动载冲击力计算方法。

5) 厚硬岩组超前区域压裂产生大量水力裂缝,促使厚硬岩组内部岩层不协调变形,形成离层空间,厚硬岩组破断模式由弹性小变形向塑形大变形转变,破断前塑形耗散功占比升高,破断后岩块强度劣化程度高,载荷传递能力弱,顶板高静载和强动载程度降低。

参考文献(References):

- [1] 李明忠,赵文革,闫汝渝,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 Wenge, YAN Ruyu, et al. Development status

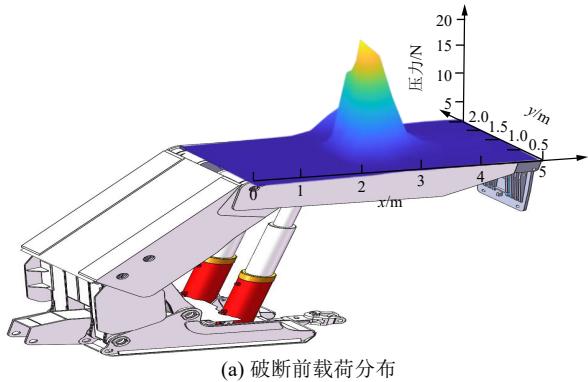


图 21 压裂后顶梁载荷分布

Fig.21 Load distribution of top beam after fracturing

8 结 论

1) 直覆厚硬顶板超高工作面快速推进条件下液

- 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] 尹希文. 浅埋超大采高工作面覆岩“切落体”结构模型及应用[J]. *煤炭学报*, 2019, 44(7): 1961–1970.
YIN Xiwen. Cutting block structure model of overburden with shallow buried coal seam and ultra-large mining height working face[J]. *Journal of China Coal Society*, 2019, 44(7): 1961–1970.
- [3] 刘洪涛, 罗紫龙, 韩子俊, 等. 厚煤层大采高综放工作面覆岩断裂演化规律研究[J]. *煤炭科学技术*, 2024, 52(3): 1–12.
LIU Hongtao, LUO Zilong, HAN Zijun, et al. Study on evolution law of overburden fracture in fully-mechanized top-coal caving face with large mining height in thick coal seam[J]. *Coal Science and Technology*, 2024, 52(3): 1–12.
- [4] 彭林军, 岳宁, 李安, 等. 8.2m 超大采高采场矿压显现特征及围岩控制[J]. *煤炭科学技术*, 2022, 50(11): 40–47.
PENG Linjun, YUE Ning, LI An, et al. Characteristics of underground mine pressure and surrounding rock control in 8.2 m ultra-high mining height stope[J]. *Coal Science and Technology*, 2022, 50(11): 40–47.
- [5] 邓帅, 王继仁, 宋桂军. 8.5 m 采高综采工作面顶板运动及支承压力分布特征理论研究[J]. *煤炭学报*, 2017, 42(9): 8.
DI Shuai, WANG Jiren, SONG Guijun. Theoretical study on roof movement and abutment pressure distribution of longwall panel with 8.5 m mining height[J]. *Journal of China Coal Society*, 2017, 42(9): 8.
- [6] 杨俊哲, 刘前进, 徐刚, 等. 8.8 m 支架超大采高工作面矿压规律及覆岩破断结构研究[J]. *采矿与安全工程学报*, 2021, 38(4): 655–665.
YANG Junzhe, LIU Qianjin, XU Gang, et al. Strata behavior regularity and overlying strata broken structure of super large mining-height working face with 8.8 m support[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2021, 38(4): 655–665.
- [7] 赵毅鑫, 令春伟, 刘斌, 等. 浅埋超大采高工作面覆岩裂隙演化及能量耗散规律研究[J]. *采矿与安全工程学报*, 2021, 38(1): 9–18, 30.
ZHAO Yixin, LING Chunwei, LIU Bin, et al. Fracture evolution and energy dissipation of overlying strata in shallow-buried underground mining with ultra-high working face[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2021, 38(1): 9–18, 30.
- [8] 于斌, 高瑞, 孟祥斌, 等. 大空间远近场结构失稳矿压作用与控制技术[J]. *岩石力学与工程学报*, 2018, 37(5): 1134–1145.
YU Bin, GAO Rui, MENG Xiangbin, et al. Near-far strata structure instability and associate strata behaviors in large space and corresponding control technology[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2018, 37(5): 1134–1145.
- [9] 许家林, 鞠金峰. 特大采高综采面关键层结构形态及其对矿压显现的影响[J]. *岩石力学与工程学报*, 2011, 30(8): 1547–1556.
XU Jialin, JU Jinfeng. Structural morphology of key stratum and its influence on strata behaviors in fully-mechanized face with super-large mining height[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2011, 30(8): 1547–1556.
- [10] 弓培林, 靳钟铭. 大采高综采场顶板控制力学模型研究[J]. *岩石力学与工程学报*, 2008, 27(1): 193–198.
GONG Peilin, JIN Zhongming. Mechanical model study on roof control for fully-mechanized coal face with large mining height[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2008, 27(1): 193–198.
- [11] 闫少宏, 尹希文, 许红杰, 等. 大采高综采顶板短悬臂梁-铰接岩梁结构与支架工作阻力的确定[J]. *煤炭学报*, 2011, 36(11): 1816–1820.
YAN Shaohong, YIN Xiwen, XU Hongjie, et al. Roof structure of short cantilever-articulated rock beam and calculation of support resistance in full-mechanized face with large mining height[J]. *Journal of China Coal Society*, 2011, 36(11): 1816–1820.
- [12] 王国法, 庞义辉, 李明忠, 等. 超大采高工作面液压支架与围岩耦合作用关系[J]. *煤炭学报*, 2017, 42(2): 9.
WANG Guofa, PANG Yihui, LI Mingzhong, et al. Hydraulic support and coal wall coupling relationship in ultra large height mining face[J]. *Journal of China Coal Society*, 2017, 42(2): 9.
- [13] 王家臣, 王兆会, 唐岳松, 等. 深埋弱胶结薄基岩厚煤层开采顶板动载冲击效应产生机制试验研究[J]. *岩石力学与工程学报*, 2021, 40(12): 2377–2391.
WANG Jiachen, WANG Zhaozhi, TANG Yuesong, et al. Experimental study on mining-induced dynamic impact effect of main roofs in deeply buried thick coal seams with weakly consolidated thin bed rock[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2021, 40(12): 2377–2391.
- [14] 王兆会, 陈明振, 李强, 等. 冲击地压矿井充填工作面超前采动应力对充填体充实率的反馈机制[J]. *煤炭学报*, 2024, 49(4): 1804–1818.
WANG Zhaozhi, CHEN Mingzhen, LI Qiang, et al. Feedback mechanism of front abutment stress on filling rate of backfilling body in coal burst mine[J]. *Journal of China Coal Society*, 2024, 49(4): 1804–1818.
- [15] 徐刚, 张震, 杨俊哲, 等. 8.8m 超大采高工作面支架与围岩相互作用关系[J]. *煤炭学报*, 2022, 47(4): 1462–1472.
XU Gang, ZHANG Zhen, YANG Junzhe, et al. Interaction between support and surrounding rock in 8.8 m super mining height working face[J]. *Journal of China Coal Society*, 2022, 47(4): 1462–1472.
- [16] 杨胜利, 岳豪, 唐岳松, 等. 基于中厚板理论的顶板断裂失稳规律研究[J]. *岩石力学与工程学报*, 2024, 43(9): 2092–2107.
YANG Shengli, YUE Hao, TANG Yuesong, et al. Study on the characteristics of roof fracture instability based on the theory of medium thick plate[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2024, 43(9): 2092–2107.
- [17] 左建平, 于美鲁, 孙运江, 等. 不同厚度岩层破断模式转变机理及力学模型分析[J]. *煤炭学报*, 2023, 48(4): 1449–1463.
ZUO Jianping, YU Meilu, SUN Yunjiang, et al. Analysis of fracture mode transformation mechanism and mechanical model of rock strata with different thicknesses[J]. *Journal of China Coal Society*,

2023, 48(4): 1449–1463.

- [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] 赵福堂. 特厚煤层 10 m 超大采高综采关键技术与装备[R]. 西安: 陕西煤业化工集团有限责任公司, 2024
- [20] 胡海昌. 弹性力学的变分原理及其应用[M]. 北京: 科学出版社,

1981.

- [21] WANG Z H, WANG J C, YANG S L. An ultrasonic-based method for longwall top-coal cavability assessment[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2018, 112: 209–225.
- [22] 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(S2): 11.
WANG Jiachen, WANG Zhaoxi. Impact effect of dynamic load induced by roof in high intensity mining face[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2015(S2): 11.