

# 曹家滩煤矿 10 m 超大采高工作面采场围岩控制技术

王 锐<sup>1</sup>, 徐 刚<sup>2,3,4</sup>, 康红普<sup>2,3,4</sup>, 张 震<sup>2,3,4</sup>, 雷亚军<sup>1</sup>, 冯彦军<sup>2,3</sup>, 马 英<sup>2,3</sup>, 黄志增<sup>2,3,4</sup>,  
刘前进<sup>2,3,4</sup>, 刘晓刚<sup>2,3,4</sup>, 蔺星宇<sup>2,3,4</sup>, 马镅山<sup>2,3,4</sup>, 赵 振<sup>1</sup>, 李正杰<sup>2,3,4</sup>

(1. 陕西陕煤曹家滩矿业有限公司, 陕西 榆林 719001; 2. 天地科技股份有限公司 开采设计事业部, 北京 100013; 3. 中煤科工开采研究院有限公司, 北京 100013; 4. 煤炭智能开采与岩层控制全国重点实验室, 北京 100013)

**摘 要:** 曹家滩煤矿 10 m 超大采高开采一次开采高度及开采强度为世界首创, 采场围岩的有效控制为工作面能否安全高效开采的关键。在分析煤层赋存条件及已采工作面矿压显现特征的基础上, 结合工作面超大开采空间、超高煤壁的特点, 明确了 10 m 超大采高开采围岩控制难点, 建立了超大采高采场“叠合拱-梁”结构模型, 提出了“主动支撑防护+区域卸压弱化+全方位监测预警”三位一体围岩控制策略, 验证了 10 m 超大采高开采围岩控制效果。研究表明: 多层厚硬顶板的赋存特征致使工作面矿压显现异常强烈, 初采期间大面积悬顶, 正常开采期间长悬顶顶板煤壁前方断裂及架后弯曲下沉造成工作面强动载来压明显。超大采高采场“叠合拱-梁”结构力学模型计算结果及已采工作面矿压数据表明, 超大采高开采所需支架支护强度将达到 2 MPa 以上, 现有支护装备难以有效实现工作面围岩控制, 降低来压步距、弱化来压动载、防止煤壁片帮及防止工作面压架是 10 m 超大采高采场围岩控制的关键; 液压支架“双层伸缩梁+三级护帮”结构实现了对架前空顶及超高煤壁防护的独立运行, 解决了原有分体式护帮煤壁防护不全面的问题, 高初撑力高工作阻力液压支架明显降低了工作面煤壁片帮冒顶概率, 有效缓解了来压期间顶板下沉量; 井下深孔 5.0 m<sup>3</sup>/min 大流量定向压裂弱化技术实现了多层厚硬顶板弱化, 有效降低了工作面来压强度, 控制了来压期间煤壁片帮量及顶板大幅度下沉, 防止工作面压架; 全方位监测预警有效保障了工作面开采期间支架支撑效率, 实现了顶板破断的实时跟踪及强矿压的实时分析; 超大采高工作面初采期间大面积悬顶及小型飓风问题得以解决, 初次来压步距为 49.35 m, 来压持续距离为 5.75 m, 支架立柱安全阀开启比例为 24.81%, 周期来压期间矿压显现程度得到了明显缓解, 液压支架立柱平均下缩量均值由 0.48 m 降至 0.32 m, 降幅达 33.3%, 最大下缩量由 1.88 m 降至 1.44 m, 降幅达 23.4%, 工作面周期来压平均动载系数大于 1.5 的占比由 39.6% 降至 14%, 工作面正常生产期间煤壁片帮处于可控范围内, 煤壁片帮量集中于 0.2~0.5 m。该研究成果对超大采高开采围岩控制具有重要的指导意义。

**关键词:** 10 m 超大采高; 矿压显现; 水力压裂; 围岩控制; 灾害防治

**中图分类号:** TD326 **文献标志码:** A **文章编号:** 0253-9993(2025)04-1935-16

## Surrounding rock control technology of 10 m super large mining height working face in Caojiatan Coal Mine

收稿日期: 2024-11-29 策划编辑: 郭晓炜 责任编辑: 陈思成 DOI: 10.13225/j.cnki.jccs.2024.1420

基金项目: 国家重点研发计划资助项目 (2023YFC2907501, 2023YFC2907502); 天地科技股份有限公司科技创新创业资金专项资助项目 (2023-2-TD-ZD003)

作者简介: 王 锐 (1988—), 男, 陕西蒲城人, 高级工程师。E-mail: 707560392@qq.com

通讯作者: 徐 刚 (1979—), 男, 内蒙古乌兰察布人, 研究员, 博士。E-mail: 357851823@qq.com

引用格式: 王锐, 徐刚, 康红普, 等. 曹家滩煤矿 10 m 超大采高工作面采场围岩控制技术[J]. 煤炭学报, 2025, 50(4): 1935-1950.

WANG Rui, XU Gang, KANG Hongpu, et al. Surrounding rock control technology of 10 m super large mining height working face in Caojiatan Coal Mine[J]. Journal of China Coal Society, 2025, 50(4): 1935-1950.



移动阅读

WANG Rui<sup>1</sup>, XU Gang<sup>2,3,4</sup>, KANG Hongpu<sup>2,3,4</sup>, ZHANG Zhen<sup>2,3,4</sup>, LEI Yajun<sup>1</sup>, FENG Yanjun<sup>2,3</sup>, MA Ying<sup>2,3</sup>,  
HUANG Zhizeng<sup>2,3,4</sup>, LIU Qianjin<sup>2,3,4</sup>, LIU Xiaogang<sup>2,3,4</sup>, LIN Xingyu<sup>2,3,4</sup>, MA Rongshan<sup>2,3,4</sup>,  
ZHAO Zhen<sup>1</sup>, LI Zhengjie<sup>2,3,4</sup>

(1. Shaanxi Shanmei Caojiatan Mining Co., Ltd., Yulin 719001, China; 2. Coal Mining and Designing Department, Tiandi Science and Technology Co., Ltd., Beijing 100013, China; 3. China Coal Technology and Industry Group Co., Ltd., Beijing 100013, China; 4. State Key Laboratory of Intelligent Coal Mining and Strata Control, Beijing 100013, China)

**Abstract:** The 10 m ultra-large mining height of Caojiatan Coal Mine is a world's first in terms of single mining height and mining intensity, and the effective control of surrounding rock in the stope is crucial for safe and efficient mining at the working face. Based on the analysis of the coal seam occurrence conditions and the characteristics of the ground pressure behavior of the already mined faces, and considering the ultra-large mining space and the ultra-high coal wall characteristics of the working face, the difficulties in controlling the surrounding rock of ultra-large mining height were clarified. A “superimposed arch-beam” structural model for the ultra-large mining height stope was established, and a three-in-one surrounding rock control strategy of “active support protection + regional pressure relief weakening + comprehensive monitoring and early warning” was proposed, verifying the effectiveness of the surrounding rock control for the 10 m ultra-large mining height. The research shows that: the occurrence characteristics of multi-layer thick and hard roofs cause abnormally strong mine pressure manifestation at the working face, with large-area hanging roofs during initial mining and significant strong dynamic loading pressure at the working face during normal mining. The keys to controlling the surrounding rock in the 10 m ultra-large mining height stope are reducing the pressure step distance, weakening the dynamic loading pressure, preventing rib spalling, and preventing the working face from being crushed by the pressure. The “double-layer telescopic beams + three-stage rib protection” structure of the hydraulic support achieves independent operation for the protection of the empty roof in front of the support and the ultra-high coal wall, solving the problem of incomplete rib protection by the original split-type rib protection. The high initial setting force and high working resistance of the hydraulic support significantly reduce the risk of rib spalling and roof caving at the working face and effectively control the roof subsidence during the pressure period. The underground deep-hole 5.0 m<sup>3</sup>/min high-flow directional fracturing weakening technology achieves weakening of the multi-layer thick and hard roofs, effectively reducing the intensity of mine pressure at the working face, controlling the amount of rib spalling and significant roof subsidence during the pressure period, and preventing the working face from being crushed by the pressure. Comprehensive monitoring and early warning effectively ensures the support efficiency of the support during mining, realizing real-time tracking of roof fracture and real-time analysis of strong mine pressure. The problems of large-area hanging roofs and small hurricanes during the initial mining of the ultra-large mining height working face have been resolved. The initial pressure step distance is 49.35 m, the pressure duration distance is 5.75 m, and the opening ratio of the safety valve of the support column is 24.81%. The manifestation of mine pressure during the periodic pressure period has been significantly alleviated. The average shrinkage of the hydraulic support column has decreased from 0.48 m to 0.32 m, a decrease of 33.3%, and the maximum shrinkage has decreased from 1.88 m to 1.44 m, a decrease of 23.4%. The proportion of the average dynamic load coefficient of the working face periodic pressure greater than 1.5 has decreased from 39.6% to 14%. During normal production at the working face, rib spalling is within a controllable range, with the amount of rib spalling concentrated at 0.2–0.5 m. The research results have important guiding significance for the control of surrounding rock in ultra-large mining height mining.

**Key words:** 10 m super large mining height; strata behavior law; hydraulic fracturing; surrounding rock control; disaster prevention

## 0 引 言

煤炭行业作为我国重要的传统能源行业,是我国国民经济的重要组成部分,尤其在当前复杂的国际环

境下,煤炭在确保我国能源供应安全方面发挥了至关重要的作用。晋陕蒙新等西部矿区煤炭储量和产能约占全国 80%,是保障煤炭供应安全的核心区域。据统计,截至 2023 年底,我国已建成千万吨级矿井 81

处<sup>[1]</sup>,千万吨级矿井主采煤层多为厚及特厚煤层,其中晋陕蒙新等矿区8~10 m特厚煤层储量约100亿t。一般超过8 m煤层多采用综放开采,由于这些矿区煤层硬度较大,造成煤炭采出率较低,含矸率较大。综采一次采全高工艺简单、煤质易控制,近10 a来我国大采高综采不断取得新的突破,相继实现了5.0~8.8 m的大采高综采实践。当前,金鸡滩矿8.2 m大采高综采、神东上湾矿8.8 m大采高综采装备与开采技术<sup>[2-4]</sup>,代表了我国大采高综采技术的最高水平,如何通过创新实现更大厚度煤层一次采全高是行业的共同需求。

多年来,针对常规大采高开采工作面围岩控制,基于大采高工作面矿压显现规律,国内学者从上覆岩层结构<sup>[5-6]</sup>、支架与围岩相互作用关系<sup>[7-9]</sup>、煤壁稳定性及顶板灾害监测与防治技术<sup>[10-12]</sup>等方面开展了大量的研究工作。郝海金等<sup>[13]</sup>对大采高综采工作面上覆岩体破断位置及其平衡结构进行了研究;弓培林等<sup>[14-16]</sup>以大采高直接顶岩层结构为分类指标进行了分类,并从理论上分析了大采高支架载荷确定方法;闫少宏等<sup>[17]</sup>、尹希文等<sup>[18-19]</sup>依据大采高采场直接顶及基本顶新概念及新判别公式,提出大采高采场顶板易形成“短悬臂梁-铰接岩梁”结构,给出了大采高综采支架工作阻力的计算公式,同时以中硬或坚硬煤壁发生压裂式破坏机理为指导,提出了煤壁片帮的“压杆”模型,分析了煤壁片帮失稳位置,提出了影响煤壁片帮主要因素,并给出了控制煤壁片帮的主要措施;鞠金峰等<sup>[20-21]</sup>提出了大采高覆岩关键层“悬臂梁”直接垮落式、“悬臂梁”双向回转垮落式、“悬臂梁-砌体梁”交替式的3种运动型式,揭示了关键层“悬臂梁”结构3种运动型式对采场矿压的不同影响规律;黄庆亨等<sup>[22-24]</sup>提出了大采高工作面“等效直接顶”的概念,研究了浅埋煤层大采高工作面“双关键层”结构及破断规律,建立了煤壁片帮的“柱条”理论模型;宁宇<sup>[25]</sup>研究了大采高综采煤壁片帮冒顶机理,并给出了对应的控制技术。

近年来,随着我国大采高开采技术的突飞猛进发展,国内学者针对7.0 m以上的大采高矿压特征及围岩控制展开了研究。许家林等<sup>[26]</sup>、鞠金峰等<sup>[27]</sup>对我国首个7.0 m支架综采工作面开采的现场实测、模拟试验与理论分析,就神东矿区特大采高综采工作面覆岩关键层结构形态及其对矿压显现的影响规律与支架合理工作阻力的确定等问题进行了深入研究;杨胜利等<sup>[28-29]</sup>基于山西王庄煤矿7.0 m大采高工作面,对大采高采场顶板结构稳定性及动载冲击效应产生机理进行了研究,提出了大采高采场初次来压、周期来压

期间基本顶破断类似静定三铰拱结构;王国法等<sup>[30-31]</sup>基于金鸡滩矿8.0 m超大采高工作面开采条件,分析了超大采高工作面液压支架与围岩的强度、刚度、稳定性耦合关系及控制方法,提出了超大采高液压支架合理工作阻力确定的双因素控制法,建立脆性坚硬厚煤层煤壁片帮的“拉裂-滑移”力学模型,得出了控制煤壁片帮发生滑移失稳的液压支架临界护帮力;针对国内8.8 m超大采高开采,徐刚等<sup>[4]</sup>针对超大采高开采一次开采高度及开采强度大,采场围岩控制困难的难题,基于大量现场实测数据及工作面矿压显现特征,研究了8.8 m超大采高工作面支架与围岩相互作用关系;同时国内相关科研人员对8.8 m超大采高开采矿压显现规律、煤壁片帮防治等方面亦开展了大量的研究工作<sup>[32-35]</sup>。

以上研究成果有效保障了我国大采高工作面的安全开采。大采高工作面随着采高的加大,工作面围岩控制难度指数级增大,大采高核心是如何实现围岩稳定性,不发生影响生产的片帮冒顶和切顶压架。10 m超大采高工作面属世界首创,开采期间矿压规律及围岩稳定性控制是国内众多学者关注的焦点。笔者以曹家滩煤矿10 m超大采高工作面为研究对象,系统研究了开采期间矿压显现规律及围岩控制技术,以期国内超大采高开采围岩控制提供依据。

## 1 曹家滩煤矿地质条件及顶板特点

### 1.1 矿井基本地质条件

曹家滩煤矿位于榆神矿区西南区域,主要开采2-2煤,煤层厚度为7.2~12.3 m,平均为10.5 m。煤层赋存较稳定,结构简单,倾角为0°~6°,为近水平煤层。2-2煤层单轴抗压强度平均为23.9 MPa,抗拉强度平均为0.92 MPa,硬度系数 $f=2\sim3$ ,属于中硬煤层,埋藏深度为250~350 m。

### 1.2 煤层顶板特点及性质

2-2煤层上覆顶板岩性以砂岩为主,井田基岩层厚度为150~230 m,松散层厚度为70~170 m。图1、图2、表1为工作面上覆岩层赋存状态,可知,煤层上方赋存有多层10 m以上的厚硬顶板,顶板完整性好,致密坚硬,煤层上方20~80 m范围内顶板围岩强度集中于50~90 MPa。

### 1.3 已采工作面矿压显现特点

曹家滩煤矿已回采了多个综放工作面和1个7.0 m大采高综采工作面,工作面回采过程中矿压显现强烈,来压时支架活柱下缩量较大。

#### 1.3.1 122106大采高综采工作面矿压显现特征

122106工作面为曹家滩煤矿东翼首采工作面,采

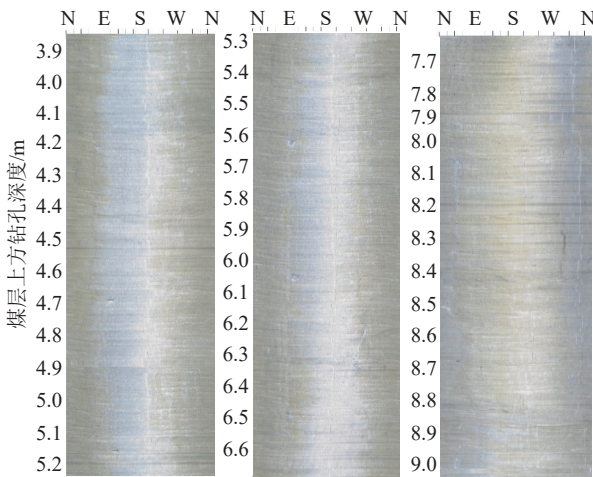


图 1 2-2 煤顶板钻孔窥视

Fig.1 2-2 coal roof drilling peep view

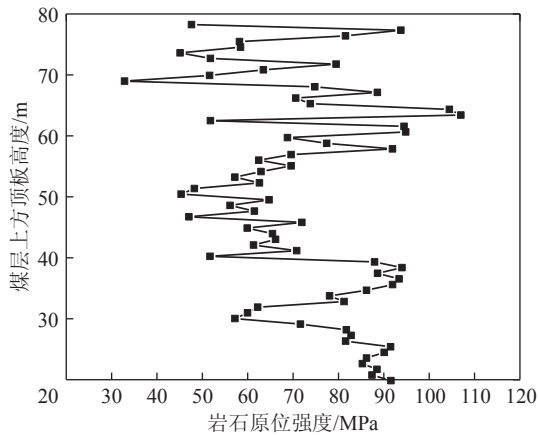


图 2 2-2 号煤层围岩强度测试曲线

Fig.2 Strength test curve of surrounding rock of 2-2 coal seam

表 1 5 100 m 处煤层上覆 100 m 范围内岩层赋存

Table 1 Occurrence of rock strata within 100 m range of overlying coal seam at 5 100 m

层序号	岩性	煤岩层厚度/m	累深/m	岩性描述
14	粉砂岩	19.82	165.71	浅灰色粉砂岩, 岩心完整, 质地坚硬, 无裂隙发育
13	细粒砂岩	20.80	186.51	浅灰色细粒砂岩, 成分以石英、长石为主, 近水平层理发育, 岩心完整, 柱状完整, 质地坚硬
12	粉砂质泥岩	1.25	187.76	浅灰色粉砂质泥岩, 岩心破碎
11	细粒砂岩	17.70	205.46	浅灰色细粒砂岩, 成分以石英、长石为主, 近水平层理发育, 岩心完整
10	中粒砂岩	3.95	209.41	灰白色中砂岩, 岩心完整, 呈长柱状
9	粉砂质泥岩	13.24	223.35	含植物茎叶化石, 岩心破碎
8	细粒砂岩	6.45	229.80	浅灰-灰白色粉细砂岩互层, 灰白色细砂岩, 成分以石英为主, 胶结性弱, 强度低。浅灰色粉砂岩, 易碎裂, 含植物茎叶化石, 局部质地细腻, 岩心完整
7	粉砂岩	5.04	234.84	浅灰色粉砂岩, 含植物茎叶化石, 中上部岩心完整, 较坚硬, 中下部夹0.39 m薄层细粒砂岩, 粉砂岩底部岩心较破碎
6	粉砂岩	5.79	241.35	浅灰色-灰白色, 粉砂岩-细砂岩互层, 近水平层理发育, 大部岩心完整, 质地坚硬
5	细粒砂岩	11.94	253.29	灰白色细粒砂岩, 成分以石英为主, 岩心完整
4	粉砂岩	1.33	254.62	浅灰色粉砂岩, 岩心较完整, 质地坚硬
3	细粒砂岩	27.86	282.48	灰白色细粒砂岩, 成分以长石石英为主, 分选项中等, 胶结性弱, 强度低, 手捻偶成碎末状, 岩心呈短柱状, 局部裂隙发育
2	粉砂岩	1.67	284.15	浅灰色-灰白色粉细砂岩, 近水平层理发育, 岩心完整, 呈长柱状
1	2-2煤	10.50	294.65	厚度: 10.5 m

用一次采全高大采高综采,工作面倾向长度为 350 m, 采用型号为 ZY20000/34/70D 液压支架, 支护强度为 1.63~1.70 MPa。

工作面来压显现强烈,初次来压步距为 157 m (图 3)。初次来压期间伴随有小型“飓风”,周期来压步距大,动载强烈。据统计,周期来压步距为 20 m 以上占比 26.19%(图 4),来压期间液压支架立柱最大下缩量为 1.2 m,动载冲击作用下支架立柱损坏。

1.3.2 122108 大采高综放工作面矿压显现特征

122108 大采高综放工作面是 122106 工作面的接续工作面,工作面倾向长度为 280 m,设计割煤高度

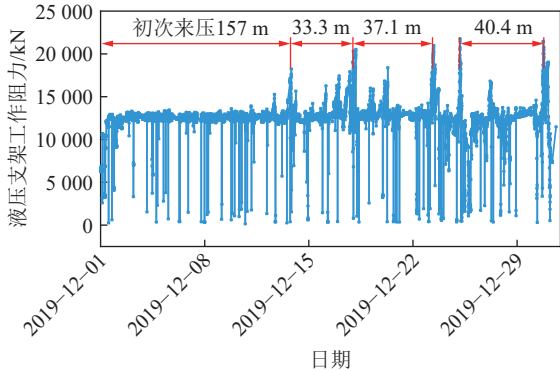


图 3 122106 工作面支架工作阻力

Fig.3 Support working resistance of 122106 working face



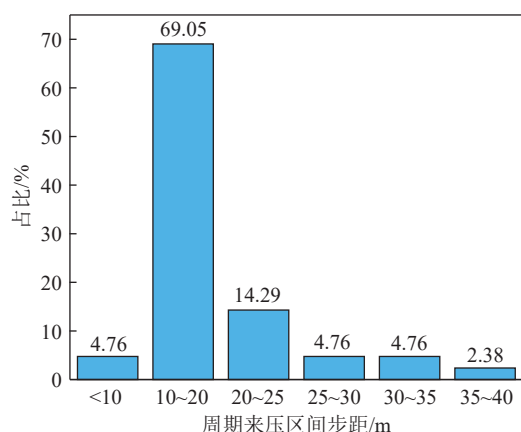
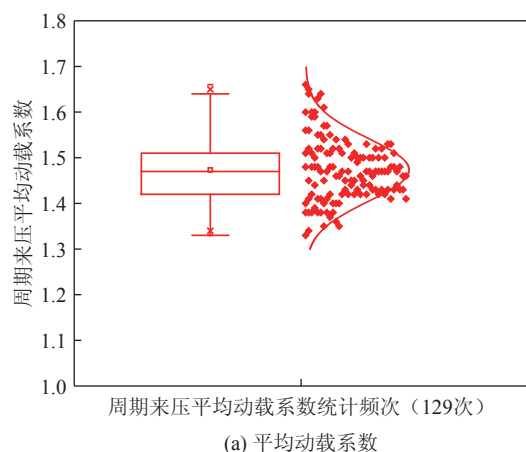


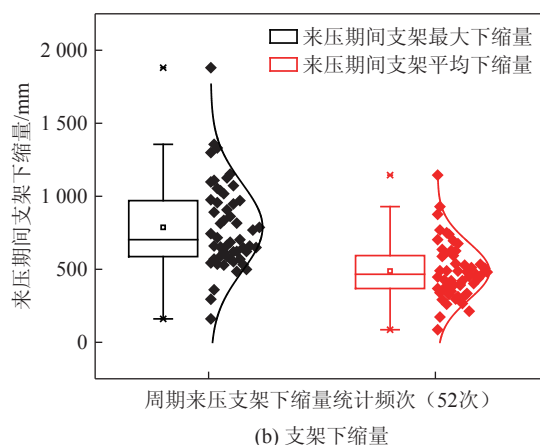
图4 122106 工作面来压步距分布

Fig.4 Distribution of periodic weighting step in 122106 working face

为 6.0 m, 放煤高度 2.47~5.60 m, 工作面基本支架采用 ZFY21000/34/63D 两柱掩护式液压支架, 支护强度



(a) 平均动载系数



(b) 支架下缩量

图5 周期来压期间动载系数及下缩量统计分布

Fig.5 Statistical distribution of dynamic load coefficient and reduction during periodic weighting period



(a) 立柱损坏

(b) 工作面压架

图6 工作面强矿压显现情况

Fig.6 Strong mine pressure behavior of working face

## 2 工作面强矿压显现原因及类型

工作面矿压显现是由于工作面回采后上覆岩层发生变形、断裂和失稳所导致, 变形、断裂和失稳位置和程度影响矿压显现强度。分析曹家滩煤矿已采工作面强矿压显现来压步距、微震数据和现场顶板垮落情况, 认为造成工作面强矿压显现的顶板破断存在以

为 1.63~1.68 MPa。

122108 综放工作面初次来压步距为 152.4 m, 初次来压期间同样伴随小型“飓风”现象。正常回采期间, 工作面矿压显现强烈, 表现为来压步距大、持续时间长、动载系数高、安全阀开启率高、支架大幅下缩的特点。统计周期来压期间动载系数及支架下缩量如图 5 所示, 可知, 来压期间平均动载系数以 1.4~1.6 为主, 占比 80.62%, 支架最大下缩量聚集于 0.4~1.0 m, 1.0 m 以上占比 22.64%; 支架平均下缩量集中于 0.2~0.6 m。

工作面存在周期性强动载来压, 强动载来压期间支架立柱急剧下缩, 最大下缩量高达 1.88 m, 安全阀开启率 60% 以上, 强动载冲击下工作面液压支架立柱和平衡千斤顶损坏严重, 工作面局部呈现压架现象, 如图 6 所示。

下 2 种情况, 一是顶板长悬顶状态下弯曲下沉造成强矿压显现, 发生架后断裂; 二是长悬顶顶板在工作面前方发生超前断裂后破断回转引起强矿压。

### 2.1 顶板长悬顶状态下弯曲下沉

目前支架工作阻力增阻速度和循环末阻力大小以及支架下缩量是评价工作面矿压显现强度最重要指标。支架工作阻力增阻及支架下缩量与顶板下沉量成正比关系, 具体关系如下:

$$\Delta F = K S_z \quad (1)$$

$$S_z = \delta S_d \quad (2)$$

式中:  $\Delta F$  为支架工作阻力增阻量, kN;  $K$  为支架刚度系数, kN/mm;  $S_z$  为支架高度下缩量, mm;  $S_d$  为工作面控顶区顶底板收敛量, mm;  $\delta$  为系数, 根据顶板性质系数, 0.5~0.9, 顶板硬度越大系数越大。

由式 (1) 可知, 工作面控顶区顶底板收敛量越大,

支架高度下缩量越大,支架工作阻力增阻量越大。顶板厚度和硬度较大,工作面回采后不能及时断裂垮落,在采空区悬顶较长,顶板在采空区和控顶区持续弯曲下沉,控顶区顶底板收敛量随推进增大,尤其是采空区顶板没有矸石支撑。

图7为2024年3月11日工作面发生较为强烈的矿压显现,来压步距为24 m,其中2次周期来压间隔为16.8 m,持续距离为7.2 m。工作面在位置①处时,前次周期来压结束;随工作面推进至区域②,采空区后方硬厚顶板为短距离悬顶状态,由于工作面悬顶长度有限及采空区矸石对顶板的支撑作用,顶板下沉量有限,支架工作阻力增阻较为缓慢,此时工作面处于非来压状态;当悬顶达到一定程度,在自重及外部压力作用下,顶板发生下沉,尤其悬顶长度过长时,顶板加速下沉,支架工作阻力增阻加快,工作面发生周期来压,如图7区域③;工作面继续向前推进,顶板在采空区(支架后方)断裂,此时来压结束,如图7区域④,具体来压过程如图8所示。

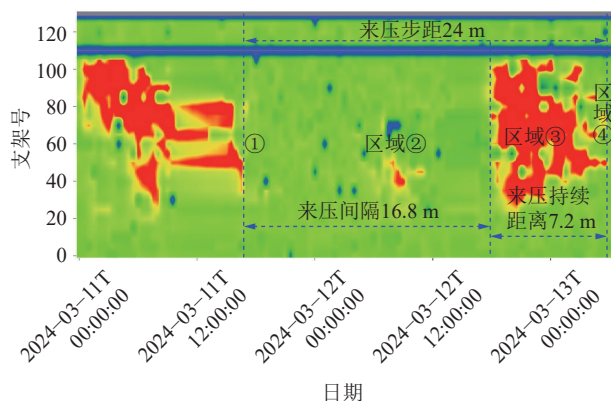


图7 悬顶长导致的周期来压云图

Fig.7 Periodic pressure cloud diagram caused by suspended roof length

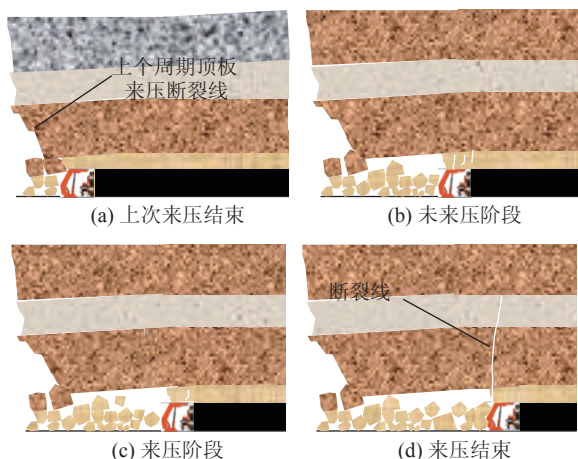


图8 悬顶长导致的周期来压过程分解

Fig.8 Decomposition of periodic weighting process caused by long hanging roof of roof

## 2.2 顶板长悬顶顶板超前断裂

图9为122108工作面在2021年11月20日发生较为强烈的矿压显现时的岩层运移与矿压关系。可知,工作面上方21.3 m附近的硬厚顶板,在采空区后方0~−13.6 m范围内始终处于稳定悬顶状态,悬顶期间,其下方覆岩破断造成工作面局部小周期来压,此时上覆硬厚顶板处于悬顶状态,顶板下沉量较小,支架工作阻力增阻缓慢,为非来压状态,如图9b中区域①;进入采空区后方−13.6 m范围,顶板发生架前破断回转,断裂后的顶板由于后方悬顶较长,旋转下沉加速,支架工作阻力急速增加,如图9a工作面开始发生强矿压显现,如图9b中区域②,支架安全阀频繁开启,工作面强矿压显现来压持续距离为14.3 m,支架下缩量为400~850 mm。随着工作面的推进,煤壁距顶板断裂线位置逐渐逼近,顶板持续旋转下沉,工作面持续来压。至采空区后方−26.7 m,工作面推过顶板断裂线位置,周期来压结束,如图9b中区域③。具体来压分解过程如图10所示。

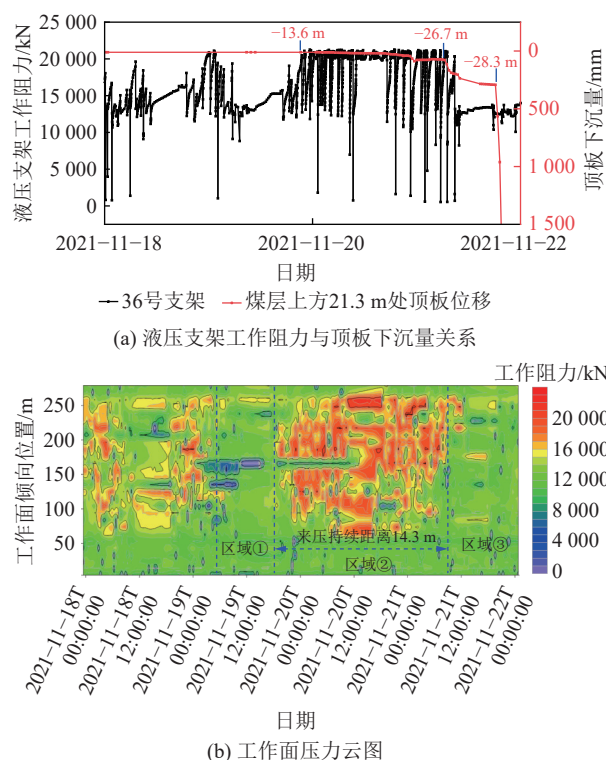


图9 顶板超前断裂顶板运移及压力演化

Fig.9 Roof advance fracture roof migration and pressure evolution

## 2.3 已采工作面围岩压裂控制效果

现场开采实践表明,现有的ZFY21000/34/63D高强度支架仍难以对长悬顶厚硬顶板造成的强矿压进行有效控制,必须采取有效的辅助技术措施,即从顶板的弱化控制方面进行考虑。为此,结合矿压监测的

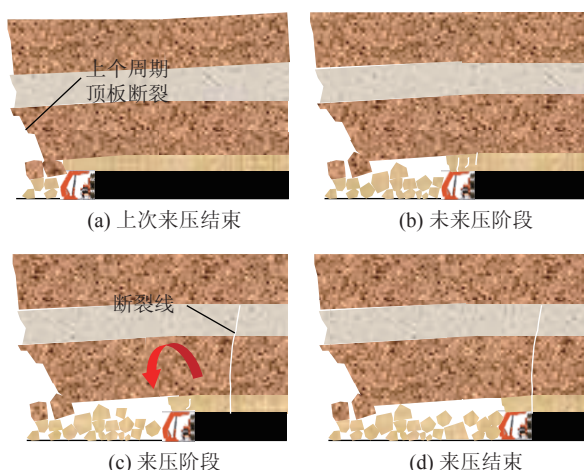


图 10 顶板超前断裂导致的周期来压过程分解

Fig.10 Decomposition of periodic weighting process caused by advanced roof fracture

主导层位,对 122108 工作面进行了井下区域压裂,压裂层位为: 10、23、38 m,分别处理煤层上方 50 m 范围内 22.8 及 12.7 m 的厚硬砂岩。

对比压裂前后工作面周期来压动载系数如图 11 所示,可知,压裂后,工作面周期来压平均动载系数分布范围由 1.33~1.66 降至 1.19~1.46,1.4 以上的比例由 85.27% 降至 9.80%,1.5 以上的强动载来压比例由 29.46% 降至 0,顶板弱化效果明显。

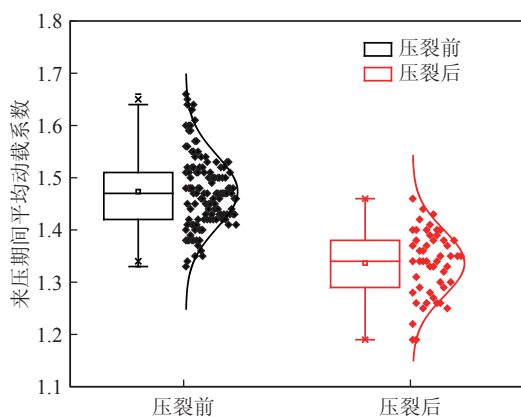


图 11 压裂前后来压平均动载系数分布

Fig.11 Distribution of average dynamic load coefficient before and after fracturing

## 2.4 曹家滩煤矿 10 m 超大采高围岩控制问题

曹家滩煤矿多层厚硬顶板的赋存特征致使工作面矿压显现异常强烈。已采工作面开采实践表明,开采初期顶板大面积悬顶,初次来压步距 150 m 以上,周期来压强烈,来压步距大、持续时间长、动载系数高,周期性强动载来压,立柱急剧下缩。井下区域压裂顶板弱化可有效减缓工作面强动载矿压显现程度。

大采高综采工作面随采高增大矿压显现程度呈明显增大趋势,采场围岩控制难度急速攀升。10 m 超

大采高高强度开采下,采空区巨大空间短时高速腾空,采场覆岩活动更加剧烈,工作面围岩控制尺度效应愈加突出,工作面强动载矿压、煤壁片帮漏顶的控制成为能否成功开采的关键。

## 3 10 m 超大采高工作面围岩控制技术

根据上述分析,要实现 10 m 超大采高工作面安全回采,采场围岩的有效控制需满足以下 2 个条件,一是实现工作面矿压显现强度的有效控制,避免出现长悬顶厚硬顶板造成的强动载和持续强矿压造成的大面积切顶压架;二是实现工作面上方顶板和煤壁完整性,避免煤壁大面积片帮冒顶。

为解决 10 m 超大采高采场围岩控制难题,项目团队从支撑装备、卸压技术、监测预警方面提出了 10 m 超大采高围岩控制思路,技术路线如图 12 所示。

在装备设计方面,采用高初撑力和高工作阻力液压支架,提高支架支护能力,降低工作面顶板早期下沉,采用三级护帮和双层伸缩梁结构,实现及时最大范围护帮护顶,避免片帮冒顶快速扩大;在技术研发方面,采用大流量井下深孔压裂技术对工作面硬厚顶板进行多层全覆盖预弱化,降低工作面来压步距和动载系数,减弱矿压显现强度;在监测方面,对支架工况和顶板活动状态实现全方位实时监测,通过掌握支架工况指导工作面生产管理,通过分析矿压显现和顶板活动数据,对强矿压进行超前预警。

### 3.1 高初撑力高工作阻力支护装备

#### 3.1.1 超大采高开采覆岩结构模型及支护强度

1) 超大采高开采覆岩结构模型。煤层开采后,随着采空区范围的增大,采空区上方厚硬顶板从下至上依次发生破断,破断后形成拱形裂隙破坏区,拱形裂隙破坏区外侧岩层在自组织作用下形成拱形应力集中区。当煤层上方赋存有多层厚硬顶板时,由于不同层位厚硬顶板破断步距的差异,在采场上方形成叠合的拱状结构。拱结构的跨度受到坚硬顶板悬顶影响,应力拱扩展至坚硬顶板主控承载层后,应力拱形态发生变化,应力拱的纵向发展临时中断,而拱的跨度随坚硬顶板悬顶长度的增加而增大,形成了前、后两端为半拱状、中部为梁的“拱-梁”结构。不同层位的坚硬顶板形成的“拱-梁”结构叠合发育,在垂直方向形成了叠合状的“拱-梁”结构,称为“叠合拱-梁”结构。

超大采高工作面煤层上方赋存多层厚硬顶板,每层厚硬顶板均对其上方载荷层的破断运移和应力扩展起到控制作用,称之为主控承载层。下位“拱-梁”破断造成小周期来压,破断后岩块成台阶状接触,中上部“拱-梁”破断造成大周期来压,破断后岩块呈较



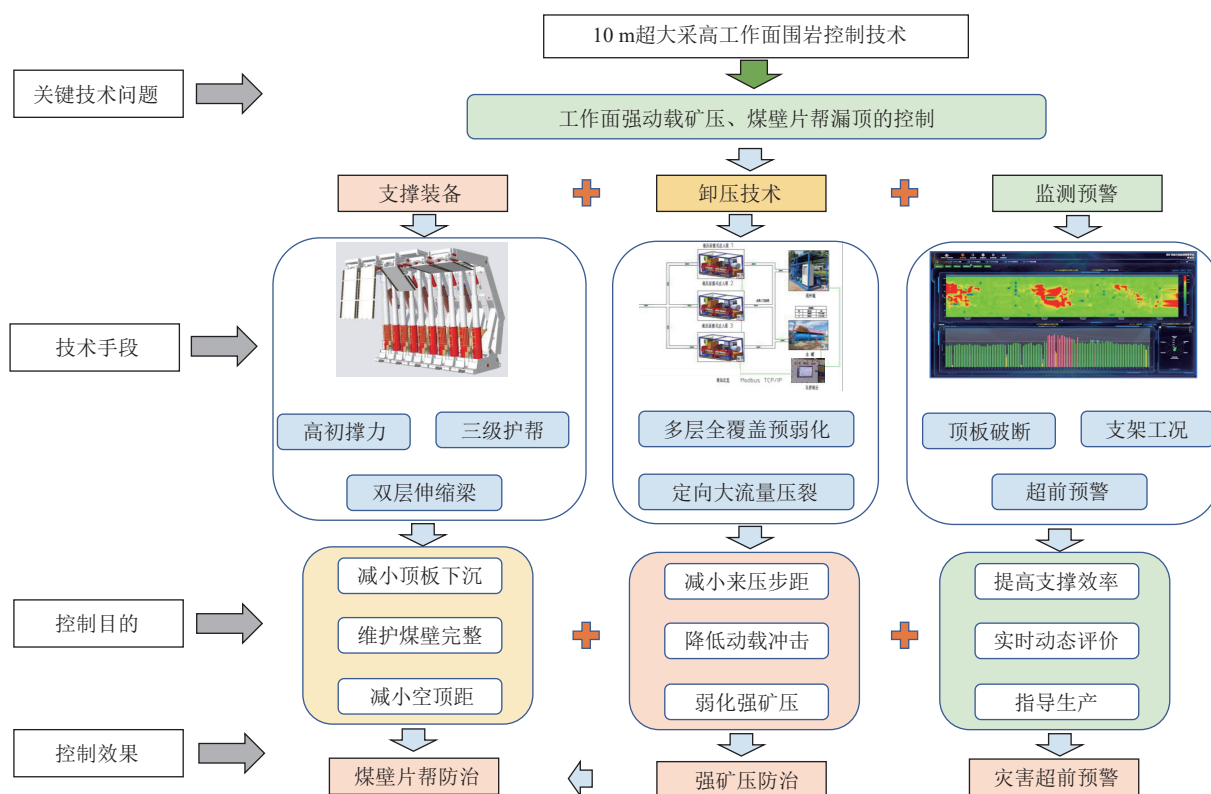


图 12 10 m 超大采高工作面围岩控制技术路线

Fig.12 Surrounding rock control technology route of 10 m super large mining height working face

接状态。构建超大采高工作面“叠合拱-梁”覆岩破断结构模型如图 13 所示。

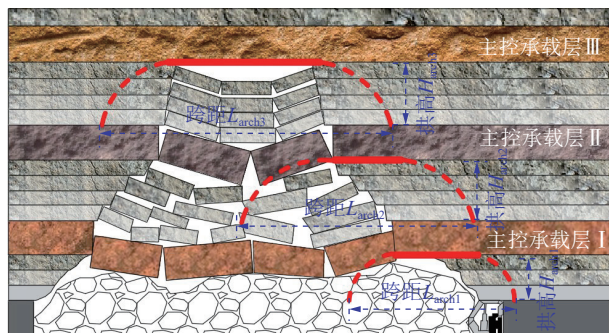


图 13 超大采高采场“叠合拱-梁”结构模型

Fig.13 “Superimposed arch-beam” structure model of super large mining height stope

2) 超大采高开采液压支架支护强度。建立中位“叠合拱-梁”力学模型,如图 14 所示。 $M_2$  为主控承载层 2 的厚度, m;  $h_{s2}$  为主控承载层 2 下方软弱岩层厚度, m; 假设应力传递路径受到应力拱约束,  $q_{s2}$  和  $q_{c2}$  为从煤层沿着应力拱迹线向上传递至主控承载层的支架及煤体载荷, MPa;  $q_{g2}$  为主控承载层 2 上覆软弱岩层对主控承载层的自重应力作用, MPa;  $l_{g2}$  为主控承载层 2 小周期破断末端至  $q_{s2}$  末端的距离, m;  $\theta_{21}$  为  $q_{c2}$  范围内主控承载层 2 的变形角, ( $^\circ$ );  $\theta_{22}$  为  $q_{s2}$  和  $q_{c2}$  范围内主控承载层 2 的变形角, ( $^\circ$ );  $\theta_{23}$  为  $q_{s3}$  和

$q_{c3}$  范围外, 在  $q_{g2}$  作用下主控承载层 2 的变形角, ( $^\circ$ );  $S_2$  和  $N_2$  分别为矸石对主控承载层 2 的支撑力作用的竖向和水平分力, kN;  $S_{2r}$  和  $N_{2r}$  分别为前方岩层对主控承载层 2 作用的竖向和水平分力, kN;  $h_{g2}$  为主控承载层 2 末端离煤层底面的距离, m。

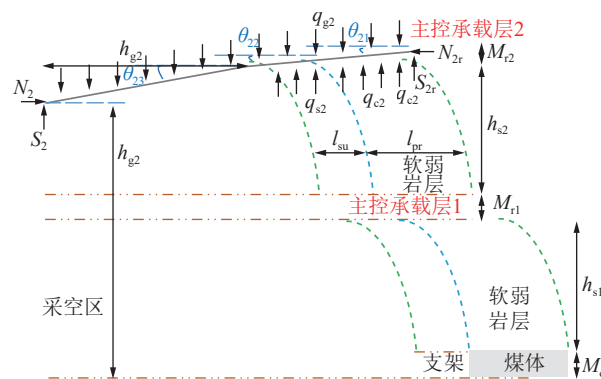


图 14 中位“叠合拱-梁”大周期来压力学模型

Fig.14 Medium “superimposed arch-beam” large period pressure model

假设  $q_{c2}$  及  $q_{s2}$  对应的主控承载层 2 变形与其下方煤岩体变形一致, 结合采空区后方变形协调方程, 得主控承载层 2 周期来压步距 ( $l_{pr} + l_{su} + l_{g2}$ ) 以及支护强度  $q_{s2}$ 。

主控承载层 2 断裂回转, 此时岩层力学分析模型如图 15 所示。岩块 A 断裂位置距离煤壁  $l_{pr}$ , 假设  $q_{g2}$  受力长度与下方荷载  $q_{c2} + q_{s2}$  长度一致。



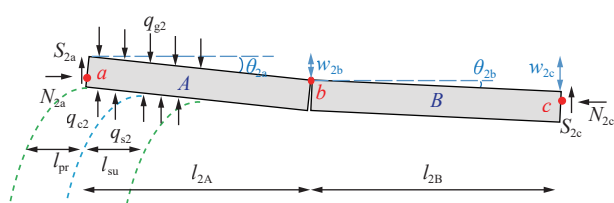


图 15 主控承载层 2 失稳模型

Fig.15 Instability model of the main control bearing layer 2

由图 15 中 B 岩块 b 点力矩平衡方程、 $q_{c2}$  变形与其下方煤岩体变形协调方程、 $\theta_{2a}$  的表达式, 得特征方程:

$$f_{2a}(S_{2b}, q_{c2}, q_{s2}) = 0 \quad (3)$$

$$f_{2b}(S_{2b}, q_{c2}, q_{s2}) = 0 \quad (4)$$

结合采空区后方变形协调方程, 得特征方程:

$$f_{2c}(S_{2b}, q_{c2}, q_{s2}, \theta_{2b}) = 0 \quad (5)$$

由图 15 中整体结构水平及竖向方向受力平衡方程、整体对 a 点取力矩平衡方程、B 岩块 b 点力矩平衡方程, 得:

$$f_{2d}(S_{2a}, S_{2c}, q_{c2}, q_{s2}) = 0 \quad (6)$$

$$f_{2e}(N_{2a}, S_{2b}, S_{2c}, q_{c2}, q_{s2}, \theta_{2b}) = 0 \quad (7)$$

$$f_{2f}(N_{2a}, S_{2b}, S_{2c}, q_{c2}, q_{s2}, \theta_{2b}) = 0 \quad (8)$$

由 6 个特征方程式 (3)~(8), 7 个未知数方程, 化简得到如下特征方程:

$$N_{2a} = N_{2a}(q_{s2}) \quad (9)$$

$$S_{2a} = S_{2a}(q_{s2}) \quad (10)$$

可以得到铰接梁滑落失稳判据:

$$N_{2a}(q_{s2}) \tan \varphi \leq S_{2a}(q_{s2}) \quad (11)$$

铰接梁回转变形失稳判据:

$$N_{2a}(q_{s2}) \geq a_2 \eta \sigma_c \quad (12)$$

式中:  $\tan \varphi$  为岩块间的摩擦因数;  $N_{2a}(q_{s2})$  为岩块接触面上的挤压强度, MPa;  $a_2$  为 a 点铰接面积,  $m^2$ ;  $\eta \sigma_c$  为岩块在端角挤压强度, MPa,  $\eta$  可取 0.3;  $\sigma_c$  为岩块的单轴抗压强度, MPa。

基于邻近工作面开采情况及超大采高开采面岩层赋存特征, 取铰接梁长度为 137.5 m, 超前支撑压力峰值位置距工作面 5~7 m, 支架控顶距  $l_{s1}=7.0$  m; 煤层上覆 1.67 m 处 27.86 m 细粒砂岩为主控承载层 I, 弹性模量  $E_{f1}=8\ 820$  MPa。煤层上覆 30.86 m 处 11.94 m 细粒砂岩为主控承载层 II, 弹性模量  $E_{f1}=10\ 330$  MPa。煤层上覆 71.48 m 处 20.8 m 细粒砂岩为主控承载层

III, 弹性模量  $E_{f1}=5\ 490$  MPa。计算得主控承载层 II 滑落及回转变形失稳时所需支架支护强度分别为 2.32 和 1.91 MPa, 主控承载层 III 滑落及回转变形失稳时所需支架支护强度分别为 2.90 和 2.14 MPa。

10 m 超大采高综采工作面, 较已开采的 7.0 m 大采高开采而言, 由于开采厚度及空间增大, 矿压显现程度势必进一步增大; 较开采总厚度基本相同的 6.0 m 大采高综放开采而言, 缺少了顶煤冒放的缓冲, 上覆顶板破断垮落的时间效应缩短, 因此来压期间对支架的冲击将更加明显。根据已采工作面开采实践, 开采期间支架最大的增阻率为 190.2 kN/min, 10 m 超大采高开采 1 个割煤循环按 70 min 计算, 支架实际初撑力按 16 000 kN 计算, 10 m 超大采高工作面液压支架工作阻力应不低于 29 314 kN; 10 m 超大采高工作面来压增阻考虑 1.2 倍系数, 对应的支架工作阻力将达到约 32 000 kN, 对应的支架支护强度将达到 2 MPa 以上。

### 3.1.2 支架架型及护帮护顶机构

大采高支架一般为两柱式掩护支架, 该型支架优点是操作方便、前端支架支护力大、支撑效率高。

对于超大采高工作面, 护帮和护顶效果好坏是能否成功关键因素之一。一般情况下, 支架高度大于 7 m 时, 护帮护顶采用“伸缩梁+三级护帮”机构。护帮板直接安装在顶梁前端, 为分体式布置, 伸缩梁与护帮板能分别动作, 有利于裸露围岩的及时支护, 但同时会在煤壁上方形成支护空白, 如图 16 所示; 护帮板安装在伸缩梁上, 为整体式布置, 能更完整地贴合煤壁, 但其动作须在伸缩梁伸出后实现支护, 支护时效性相对滞后, 如图 17 所示。

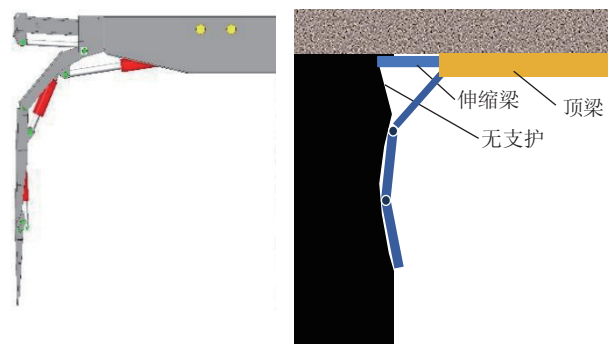


图 16 分体式

Fig.16 Split form

为了解决分体式和整体式存在的问题, 提出了“双层伸缩梁”形式, 实现了对架前空顶及超高煤壁的防护功能独立运行, 减少了液压支架支护动作时的用液压力波动, 解决了由原有分体式护帮的煤壁防护不全面问题, 且明显改善了原整体式护帮机构护顶护帮关联产生的时效滞后及护帮板与煤壁贴合不紧密问

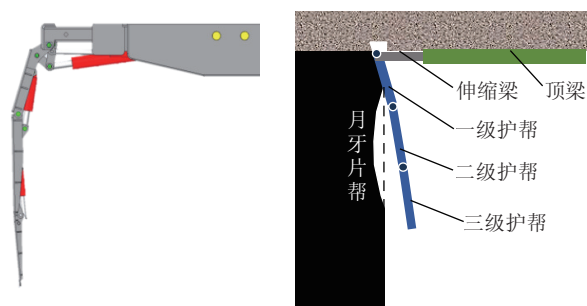


图 17 整体式

Fig.17 Integral form

题,实现架前围岩控制的双保险防护。“双层伸缩梁+三级协同护帮”结构如图 18 所示。工作面前滚筒割煤后,首先伸出上层伸缩梁进行顶板防护,待滞后采煤机后滚筒 1~2 架距离,调整下层伸缩梁及护帮板。

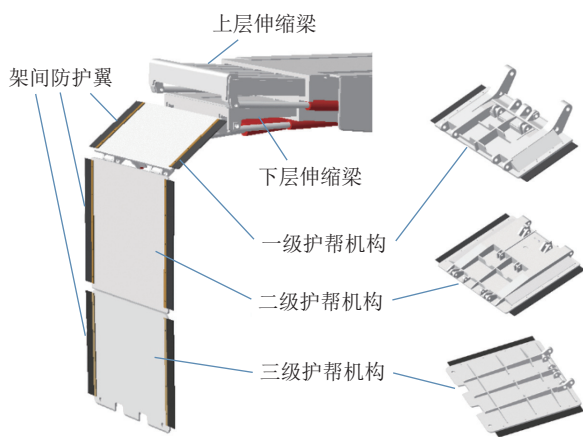


图 18 双层伸缩梁+三级协同护帮

Fig.18 Double-layer telescopic beam + three-level collaborative protection

### 3.1.3 液压支架型号和参数

综合支架制造能力、搬运能力、巷道断面大小等方面的因素考虑,确定支架额定工作阻力为 29 000 kN,支护强度为 1.8~1.9 MPa,立柱缸径为 630 mm,支架型号为 ZY29000/45/100D 型两柱掩护式支架,为保证初撑效果,支架带有增压系统(表 2)。

## 3.2 井下深孔大流量定向压裂顶板弱化技术

10 m 超大采高工作面(122104 工作面)存在多层特厚坚硬岩层,从已回采的工作面可知,工作面回采时悬顶长度和来压步距较大,来压时对支架有冲击现象。采用深孔压裂预先弱化硬厚顶板产生裂纹,减小来压步距和动载系数进而实现强矿压防控目标,顶板弱化原理如图 19 所示。

### 3.2.1 压裂层位

为保证压裂效果,需掌握工作面顶板结构及岩性,同时结合已开采工作面矿压显现情况,以实现有效压裂。工作面回采前,采用钻孔窥视、原位强度测试和

表 2 ZY29 000/45/100D 支架技术参数  
Table 2 Technical parameters of ZY29000/45/100D hydraulic support

参数	数值
支架高度/mm	4 500~1 000
支架中心距/mm	2 400
支护强度( $f=0.2$ )/MPa	1.88~1.95
初撑力( $P=37.5$ MPa)/kN	23 368(带增压系统)
工作阻力( $P=46.5$ MPa)/kN	29 000
适应采高/m	7.0~9.8
立柱缸径/mm	630
操作方式	电液控制
质量/t	约120

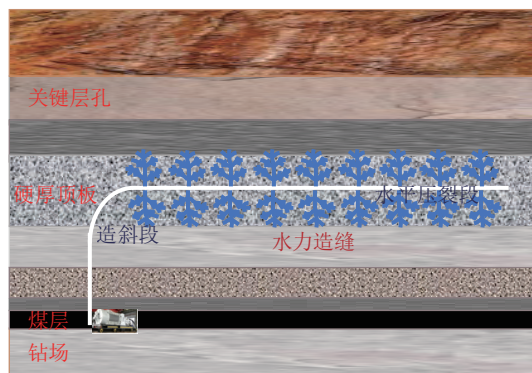


图 19 井下区域深孔压裂弱化顶板示意

Fig.19 Schematic of deep hole fracturing weakening roof in underground area

物探等多种手段在 122104 工作面两巷道沿走向方向对顶板进行探测(深度为 100 m),结合已有地质钻孔,形成工作面顶板赋存分布,如图 20 所示。邻近 122108 工作面开采期间矿压主导层位为 20~70 m。

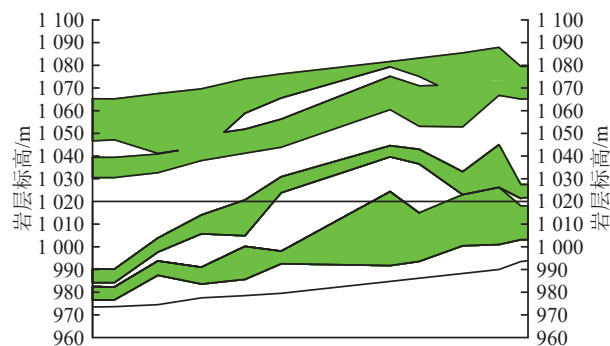


图 20 工作面沿走向方向的顶板结构

Fig.20 Roof structure along strike direction of working face

由图 20 可知,工作面硬厚顶板随工作面走向方向变化较大,在工作面推进 400~1 000 m 位置处硬厚顶板厚度较大,其他位置硬厚顶板呈分叉状态。基于“钻孔取心+柱状图+微震+矿压”等手段综合确定压

裂层位为煤层上方 15、35、55 m, 每 300 m 左右布置 1 个压裂钻场, 根据压裂效果实行一钻场一方案动态调整层位和参数。

### 3.2.2 压裂参数

根据目标周期来压步距要求 (小于 20 m) 和裂缝宽度, 压裂段距为 15~25 m, 钻孔间距为 60~100 m。采用多台并联泵站实现额定排量为  $5 \text{ m}^3/\text{min}$ , 实现压裂裂缝水平半径为 70~90 m。

122104 工作面压裂分为初采压裂和常规周期压裂, 压裂钻孔布置如图 21 和图 22 所示。初次压裂是为了减少工作面初采期间初次来压强度和来压步距, 防止出现顶板大面积突然垮落形成飓风; 周期压裂是为了减少工作面正常回采期间的来压步距和强度。

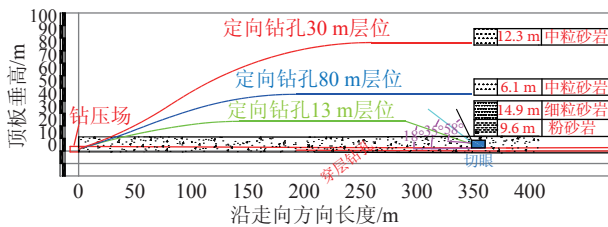


图 21 初次放顶压裂钻孔布置

Fig.21 Arrangement of initial fracturing boreholes

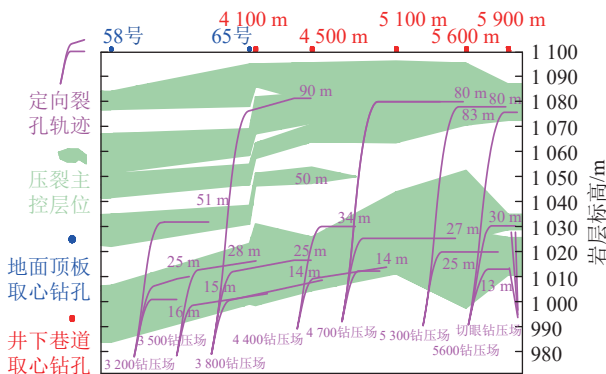


图 22 正常开采期间压裂钻孔布置

Fig.22 Layout of fracturing boreholes during normal mining

### 3.2.3 裂纹扩展情况

为掌握每个钻场钻孔压裂裂纹扩展情况, 在地面布置微震探头对其进行监测。122104 工作面宽 300 m, 煤层埋深 340 m 左右, 部署了 100 台 UGL-3C 三分量检波器, 埋深 0.3 m, 如图 23 所示。随着压裂钻场移动, 采用滚动式监测方式。该观测系统可保证采集数据的全方位、全覆盖且保障检测效果与定位精度。

从微震监测数据分析可知, 裂缝半径可达 70 m 以上, 单层孔缝高为 10 m 左右, 3 层孔合计缝高为 27~30 m。

### 3.3 矿压监测预警系统

工作面顶板活动及矿压显现是调整工作面回采

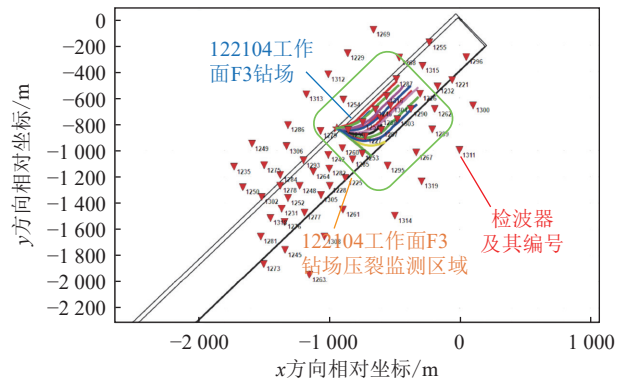


图 23 微震检波器布置

Fig.23 Arrangement of microseismic geophones

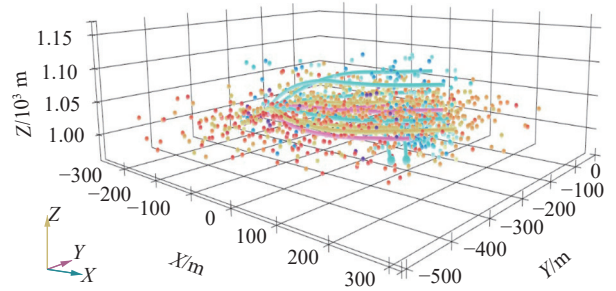


图 24 微震监测裂纹扩展情况

Fig.24 Microseismic monitoring of crack propagation

工艺和压裂参数的重要依据, 同时, 通过监测支架工况可了解支架支撑效率、掌握工人操作是否规范和支架是否存在损坏等。

利用 ARP2000P 井下微震和 ARAMIS-M/E 井下微震联合监测工作面顶板活动规律。在 122104 工作面井下两巷道拱布置 10 个微震传感器, 地面布置 3 个 ARP 传感器。

通过监测数据分析得出, 122104 超大采高工作面顶板破断层位主要位于煤层上方 0~100 m, 其中 40~60 m 层位微震大能量相对聚集, 如图 25 所示。大周期强来压时岩层断裂位置呈现“低-高-低”位波

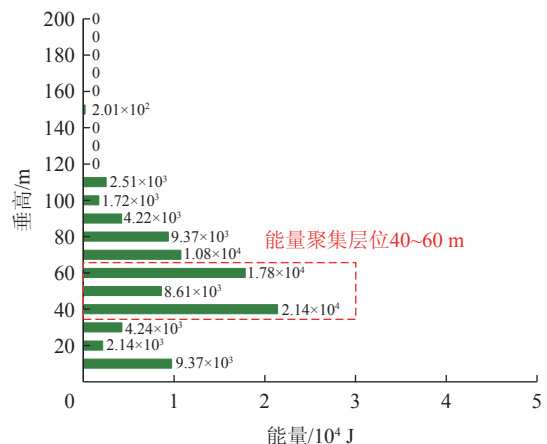


图 25 工作面顶板断裂能量分布

Fig.25 Energy distribution diagram of working face roof fracture



浪形发展,如图 26 所示。

采用中煤科工开采院有限公司研发的 KJ21 顶板灾害监测平台实时分析工作面矿压显现和支架工况,如图 27 所示。122104 工作面每个支架立柱、平衡千斤顶、护帮板千斤顶安装了压力传感器,支架顶梁、四连杆和底座安装了倾角传感器间接测量计算支架高

度和立缩下缩量。

为保证支架支撑效率,严格控制支架立柱初撑力不小于 35 MPa,支架初撑力合格率达率不低于 95%,支架立柱完好率为 100%。根据立柱下缩量确定工作面推进速度,根据工作面矿压显现分析结果和支架是否有动载冲击调整压裂方案和参数。

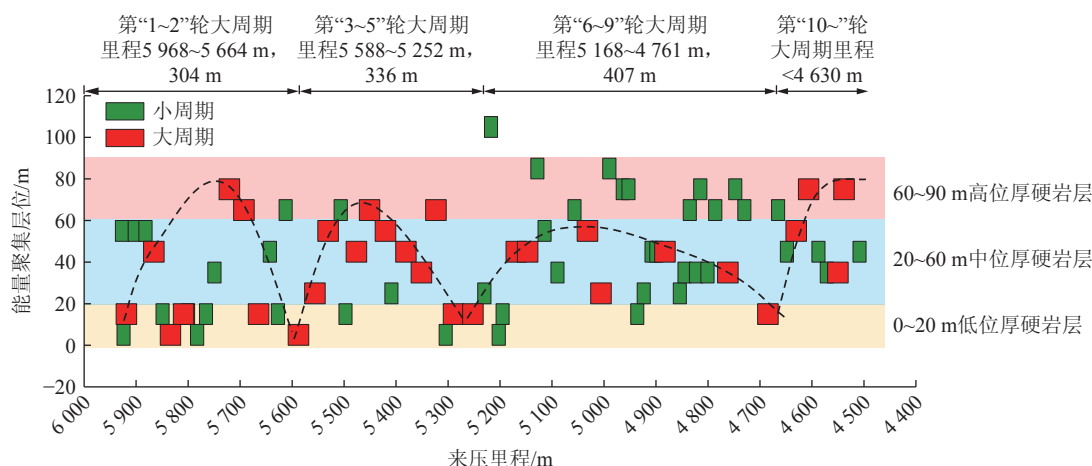


图 26 大周期来压时顶板断裂层位

Fig.26 Distribution diagram of roof fracture layer under large periodic weighting

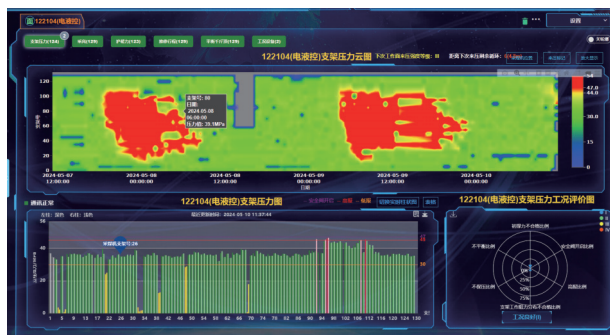


图 27 KJ21 顶板灾害监测预警平台

Fig.27 KJ21 roof disaster monitoring and early warning platform

## 4 工作面围岩控制效果

10 m 超大采高采场围岩控制技术有效保障了工

作面安全高效开采,截至 2024 年 6 月底,工作面安全推采 2 595 m,开采期间平均推进速度约 12.6 m/d。开采过程中,10 m 超大采高工作面采场围岩得到了有效控制。统计分析工作面初采 60 m 范围及走向方向 3 217~5 230 m 内所有矿压数据 (2024-02-01—2024-07-16),共计分析周期来压 114 次。

### 4.1 初次来压显现情况

2023-10-24T 8:00:00—2023-10-25T 23:00:00, 122104 工作面推进到 49.35~55.1 m,机头侧 30~80 架发生首次较大范围的来压,来压持续距离为 5.75 m,来压期间工作面支架立柱安全阀开启比例为 24.81%。由于采用水力压裂弱化顶板,初次来压显现强度较缓和,未发生飓风现象。工作面初次来压时支架压力云图及支架压力曲线如图 28、图 29 所示。

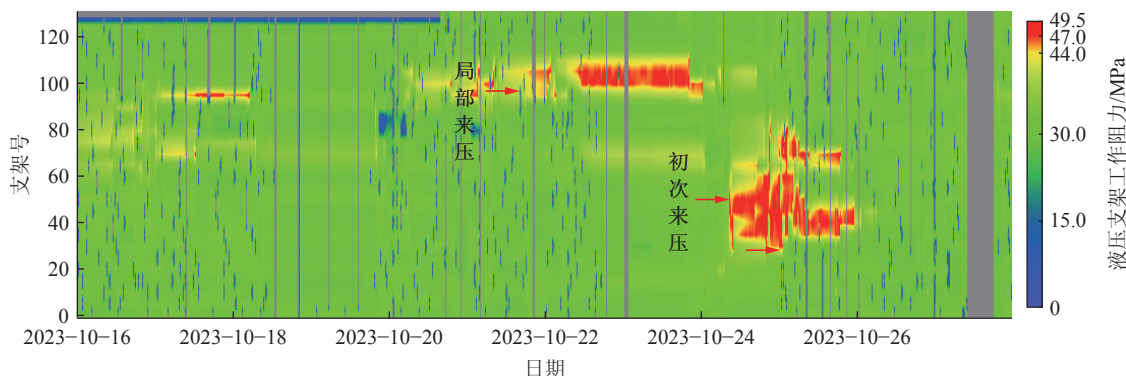


图 28 工作面初采期间支架压力云图

Fig.28 Support pressure cloud diagram during initial mining of working face

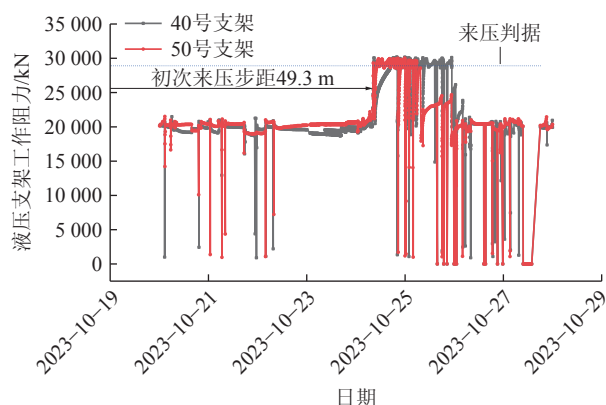


图 29 122104 工作面初次来压支架工作阻力曲线

Fig.29 Working resistance curves of the first weighting hydraulic support in 122104 working face

## 4.2 正常开采期间周期来压显现情况

### 4.2.1 立柱下沉量

图 30 为工作面正常高度开采期间立柱下缩量对比,可知,超大采高开采期间支架下缩量差异性较大,其中支架来压期间工作面支架平均下缩量分布在 0.091~0.790 m,集中于 0.1~0.4 m,平均为 0.32 m,较 122108 工作面 (平均为 0.46 m) 和 122110 工作面 (平均为 0.48 m) 非压裂区域分别降幅 30.4% 和 33.3%。

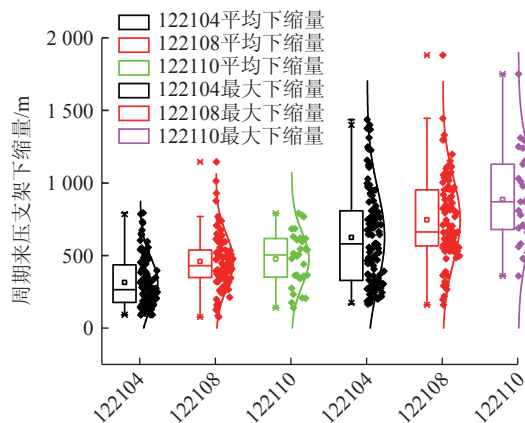


图 30 工作面周期来压期间立柱下缩量对比

Fig.30 Comparison of the shrinkage of the column during the periodic weighting period of the working face

来压期间支架最大下缩量分布范围为 0.16~1.44 m, 聚集于 0.4~1.0 m, 1.0 m 以上范围占比 12.4%, 平均为 0.63 m。其中超大采高液压支架最大下缩量较 122108 工作面 (最大值为 1.88 m) 和 122110 工作面 (最大值为 1.75 m) 非压裂区域分别降幅 23.4% 和 17.7%。

### 4.2.2 工作面动载系数

统计分析工作面周期来压动载系数分布情况,如图 31 所示。分析数据表明,工作面周期来压平均动载系数分布范围为 1.19~1.56, 平均为 1.42, 以 1.4~

1.5 为主, 占比 51.8%, 动载系数大于 1.5 的占比 14%, 而 122108 和 122110 工作面非压裂区域周期来压平均动载系数大于 1.5 的占比分别为 37.3%、39.6%, 对比而言, 降幅分别为 23.3%、25.6%。

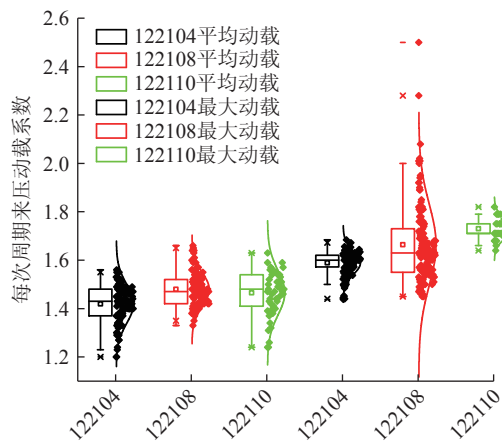


图 31 工作面周期来压期间动载系数对比

Fig.31 Comparison of dynamic load coefficients during periodic weighting of working face

工作面周期来压最大动载系数分布范围为 1.44~1.68, 平均为 1.60, 以 1.5~1.7 范围为主, 占比 97.4%, 1.7 以上比例占比为 0, 而 122108 和 122110 工作面非压裂区域周期来压最大动载系数大于 1.7 的占比分别为 28.7%、84.9%。

### 4.2.3 工作面安全阀开启

来压期间,工作面液压支架安全阀开启率分布范围为 10.6%~78.9%, 平均为 46.7%。工作面周期来压期间安全阀开启率如图 32 所示。可知,较 122108 非压裂区域,超大采高工作面压裂后,来压期间液压支架安全阀开启率分布呈现均匀分布状态,其中安全阀开启率在 40%~60% 之间的占比由 69.7% 降低至 40%。

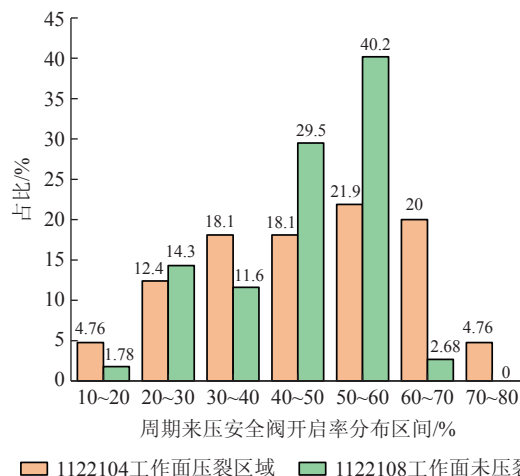


图 32 工作面周期来压期间安全阀开启率对比

Fig.32 Comparison of opening rate of safety valve during the periodic weighting period of the working face

#### 4.2.4 工作面煤壁片帮情况

统计工作面不同阶段煤壁片帮情况如图 33, 可知, 周期来压期间煤壁平均片帮深度为 0.41 m, 最大片帮深度平均为 1.53 m; 工作面非来压期间煤壁平均片帮深度为 0.27 m, 最大片帮深度平均为 1.10 m。

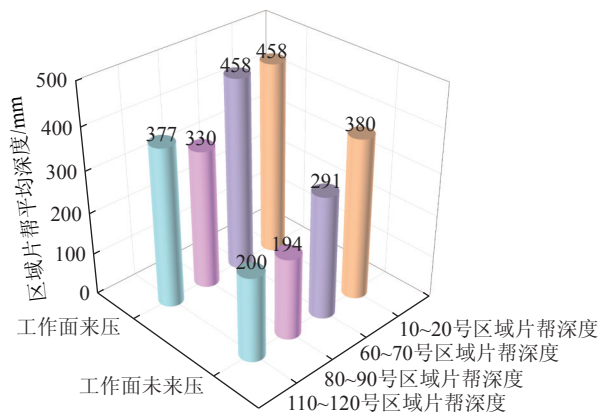


图 33 来压与非来压时期不同区域平均片帮深度对比

Fig.33 Comparison of average rib spalling depth in different regions during pressure and non-pressure periods

统计工作面不同区域片帮深度如图 34 所示, 可知, 工作面片帮以 0.2~0.5 m 的轻微片帮居多, 片帮最大深度 1.0 m 以下的比例合计占到 91.8%, 片帮最大深度大于 1.5 m 的比例仅占到 0.91%, 可见, 工作面正常生产期间煤壁片帮处于可防可控的范畴。

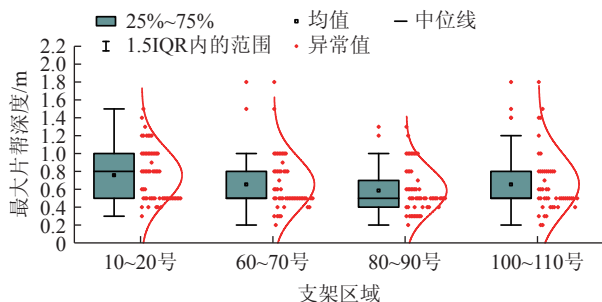


图 34 工作面不同区域煤壁片帮深度统计散点图

Fig.34 Statistical scatter diagram of coal wall spalling depth in different regions of working face

统计工作面煤壁片帮层位如图 35 所示, 可知, 煤壁片帮位置主要分布在煤壁底板上方片帮 4.4~8.0 m 高度范围内, 即工作面中部以上。工作面中部片帮发生概率较低, 工作面三级护帮结构的护帮高度为 5.5 m, 通过合理使用三级护帮结构能够实现片帮层位的维护。

## 5 结 论

1) 多层厚硬顶板的赋存特征致使工作面矿压显现异常强烈, 初采期间大面积悬顶, 正常开采期间长

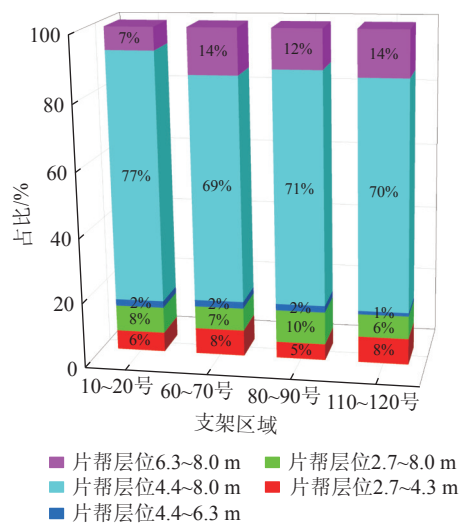


图 35 不同区域片帮层位分布

Fig.35 Distribution of the slice layer in different regions

悬顶顶板煤壁前方断裂及架后弯曲下沉, 造成工作面强动载来压明显。降低来压步距、弱化来压动载、防止煤壁片帮及防止工作面压架是 10 m 超大采高采场围岩控制的关键。

2) 液压支架“双层伸缩梁+三级护帮”结构及“高初撑力高工作阻力”设计, 实现了架前空顶及超高煤壁防护的独立运行, 降低了工作面煤壁片帮冒顶概率, 有效缓解了来压期间顶板下沉。

3) 井下深孔大流量定向压裂弱化技术实现了多层厚硬顶板弱化, 降低了工作面来压强度, 有效减缓了来压期间煤壁片帮量及顶板大幅度下沉; 全方位监测预警有效保障了工作面开采期间支架支撑效率, 实现了顶板破断的实时跟踪及强矿压的实时预警分析。

4) 超大采高工作面初采期间大面积悬顶及小型飓风问题得以解决, 初次来压步距为 49.35 m, 支架立柱安全阀开启比例为 24.81%; 周期来压期间矿压显现程度得到了明显缓解, 液压支架立柱平均下缩量及最大下缩量分别降幅达 33.3% 和 23.4%, 平均动载系数大于 1.5 的占比降幅达 25.6%; 煤壁片帮量集中于 0.2~0.5 m, 处于可控范围内。

## 参考文献(References):

- [1] 中国煤炭工业协会. 2023 中国煤炭工业发展报告[M]. 北京: 应急管理出版社, 2023.
- [2] 康红普, 徐刚, 王彪, 等. 我国煤炭开采与岩层控制技术发展 40a 及展望[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2019, 1(2): 7-39.  
KANG Hongpu, XU Gang, WANG Biaomou, et al. Forty years development and prospects of underground coal mining and strata control technologies in China[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering, 2019, 1(2): 7-39.



- [3] 王学法, 杜毅博, 徐亚军, 等. 中国煤炭开采技术及装备 50 年发展与创新实践: 纪念《煤炭科学技术》创刊 50 周年[J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(1): 1-18.
- WANG Guofa, DU Yibo, XU Yajun, et al. Development and innovation practice of China coal mining technology and equipment for 50 years: Commemorate the 50th anniversary of the publication of Coal Science and Technology[J]. Coal Science and Technology, 2023, 51(1): 1-18.
- [4] 徐刚, 张震, 杨俊哲, 等. 8.8 m 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.
- [5] 徐刚, 范志忠, 张震, 等. 综采工作面顶板灾害防控技术[M]. 北京: 科学出版社, 2022.
- [6] 徐刚. 采场支架刚度实验室测试及与顶板下沉量的关系[J]. 煤炭学报, 2015, 40(7): 1485-1490.
- XU Gang. Experimental and theoretical study on hydraulic support in working face and its relationship with roof subsidence[J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(7): 1485-1490.
- [7] 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(S1): 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(S1): 25-37.
- [8] 张震, 徐刚, 高晓进, 等. 采场支承压压力全动态演化特征及机理分析[J]. 采矿与安全工程学报, 2023, 40(6): 1219-1230.
- ZHANG Zhen, XU Gang, GAO Xiaojin, et al. Characteristics and mechanism of stope abutment pressure during the whole process[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2023, 40(6): 1219-1230.
- [9] 康红普, 张镇, 黄志增. 我国煤矿顶板灾害的特点及防控技术[J]. 煤矿安全, 2020, 51(10): 24-33, 38.
- KANG Hongpu, ZHANG Zhen, HUANG Zhizeng. Characteristics of roof disasters and controlling techniques of coal mine in China[J]. Safety in Coal Mines, 2020, 51(10): 24-33, 38.
- [10] 徐刚, 黄志增, 范志忠, 等. 工作面顶板灾害类型、监测与防治技术体系[J]. 煤炭科学技术, 2021, 49(2): 1-11.
- XU Gang, HUANG Zhizeng, FAN Zhizhong, et al. Types, monitoring and prevention technology system of roof disasters in mining face[J]. Coal Science and Technology, 2021, 49(2): 1-11.
- [11] 康红普, 冯彦军, 张震, 等. 煤矿井下定向钻孔水力压裂岩层控制技术及应用[J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(1): 31-44.
- KANG Hongpu, FENG Yanjun, ZHANG Zhen, et al. Hydraulic fracturing technology with directional boreholes for strata control in underground coal mines and its application[J]. Coal Science and Technology, 2023, 51(1): 31-44.
- [12] 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 direction of rock fracturing technology and equipment in coal mine[J]. China Industrial Economics, 2024, 6(1): 1-4.
- [13] 郝海金, 吴健, 张勇, 等. 大采高开采上位岩层平衡结构及其对采场矿压显现的影响[J]. 煤炭学报, 2004, 29(2): 137-141.
- HAO Haijin, WU Jian, ZHANG Yong, et al. The balance structure of main roof and its action to immediate roof in large cutting height workplace[J]. Journal of China Coal Society, 2004, 29(2): 137-141.
- [14] 弓培林. 大采高采场围岩控制理论及应用研究[D]. 太原: 太原理工大学, 2006.
- GONG Peilin. Study on control theory and application of surrounding rock in large mining height stope[D]. Taiyuan: Taiyuan University of Technology, 2006.
- [15] 弓培林, 靳钟铭. 大采高综采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.
- [16] 弓培林, 靳钟铭. 大采高采场覆岩结构特征及运动规律研究[J]. 煤炭学报, 2004, 29(1): 7-11.
- GONG Peilin, JIN Zhongming. Study on the structure characteristics and movement laws of overlying strata with large mining height[J]. Journal of China Coal Society, 2004, 29(1): 7-11.
- [17] 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.
- [18] 尹希文, 闫少宏, 安宇. 大采高综采面煤壁片帮特征分析与应用[J]. 采矿与安全工程学报, 2008, 25(2): 222-225.
- YIN Xiwen, YAN Shaohong, AN Yu. Characters of the rib spalling in fully mechanized caving face with great mining height[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2008, 25(2): 222-225.
- [19] 尹希文. 我国大采高综采技术及围岩控制研究现状[J]. 煤炭科学技术, 2019, 47(8): 37-45.
- YIN Xiwen. Research status of strata control and large mining height fully-mechanized mining technology in China[J]. Coal Science and Technology, 2019, 47(8): 37-45.
- [20] 鞠金峰, 许家林, 王庆雄. 大采高采场关键层“悬臂梁”结构运动型式及对矿压的影响[J]. 煤炭学报, 2011, 36(12): 2115-2120.
- JU Jinfeng, XU Jialin, WANG Qingxiong. Cantilever structure moving type of key strata and its influence on ground pressure in large mining height workplace[J]. Journal of China Coal Society, 2011, 36(12): 2115-2120.
- [21] 鞠金峰, 许家林, 朱卫兵. 浅埋特大采高综采工作面关键层“悬臂梁”结构运动对端面漏冒的影响[J]. 煤炭学报, 2014, 39(7): 1197-1204.
- JU Jinfeng, XU Jialin, ZHU Weibing. Influence of key strata cantilever structure motion on end-face fall in fully-mechanized face with super great mining height[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(7): 1197-1204.
- [22] 黄庆享, 马龙涛, 董博, 等. 大采高工作面等效直接顶与顶板结构研究[J]. 西安科技大学学报, 2015, 35(5): 541-546, 610.
- HUANG Qingxiang, MA Longtao, DONG Bo, et al. Research on equivalent immediate roof and roof structure of large mining height

- face[J]. Journal of Xi'an University of Science and Technology, 2015, 35(5): 541-546,610.
- [23] 黄庆享, 刘文岗, 田银素. 近浅埋煤层大采高矿压显现规律实测研究[J]. 矿山压力与顶板管理, 2003, 20(3): 58-59, 118.
- HUANG Qingxiang, LIU Wengang TIAN Yinsu. Observation on the law of strata behavior in shallow seam and high mining height face[J]. Ground Pressure and Strata Control, 2003, 20(3): 58-59,118.
- [24] 黄庆享, 刘建浩. 浅埋大采高工作面煤壁片帮的柱条模型分析[J]. 采矿与安全工程学报, 2015, 32(2): 187-191.
- HUANG Qingxiang, LIU Jianhao. Vertical slice model for coal wall spalling of large mining height longwall face in shallow seam[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2015, 32(2): 187-191.
- [25] 宁宇. 大采高综采煤壁片帮冒顶机理与控制技术[J]. 煤炭学报, 2009, 34(1): 50-52.
- NING Yu. Mechanism and control technique of the rib spalling in fully mechanized mining face with great mining height[J]. Journal of China Coal Society, 2009, 34(1): 50-52.
- [26] 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.
- [27] 鞠金峰, 许家林, 朱卫兵, 等. 7.0 m 支架综采面矿压显现规律研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2012, 29(3): 344-350, 356.
- JU Jinfeng, XU Jialin, ZHU Weibing, et al. Strata behavior of fully-mechanized face with 7.0 m height support[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2012, 29(3): 344-350,356.
- [28] 杨胜利, 孔德中. 大采高煤壁片帮防治柔性加固机理与应用[J]. 煤炭学报, 2015, 40(6): 1361-1367.
- YANG Shengli, KONG Dezhong. Flexible reinforcement mechanism and its application in the control of spalling at large mining height coal face[J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(6): 1361-1367.
- [29] 杨胜利, 王兆会, 吕华永. 大采高采场周期来压顶板结构稳定性及动载效应分析[J]. 采矿与安全工程学报, 2019, 36(2): 315-322.
- YANG Shengli, WANG Zhaohui, LYU Huayong. Analysis of structure stability of main roof and dynamic loading effect during periodic weighting in a large mining height stope[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2019, 36(2): 315-322.
- [30] 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): 518-526.
- 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): 518-526.
- [31] 王国法, 庞义辉. 特厚煤层大采高综采综放适应性评价和技术原理[J]. 煤炭学报, 2018, 43(1): 33-42.
- WANG Guofa, PANG Yihui. Full-mechanized coal mining and caving mining method evaluation and key technology for thick coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43(1): 33-42.
- [32] 杨俊哲, 刘前进. 8.8 m 超大采高工作面矿压显现规律实测及机理分析[J]. 煤炭科学技术, 2020, 48(1): 69-74.
- YANG Junzhe, LIU Qianjin. Analysis and measured of strata behavior law and mechanism of 8.8 m ultra-high mining height working face[J]. Coal Science and Technology, 2020, 48(1): 69-74.
- [33] 张立辉, 史佳斌, 崔东亮. 8.8 m 超大采高工作面矿压显现及顶板控制技术研究[J]. 煤炭工程, 2022, 54(S1): 67-71.
- ZHANG Lihui, SHI Jiabin, CUI Dongliang. Roof fall analysis and control technology of 8.8 m super high mining face[J]. Coal Engineering, 2022, 54(S1): 67-71.
- [34] 刘虎生, 李杰. 浅埋深 8.8 m 超大采高工作面冒顶机理及防治技术研究[J]. 煤炭工程, 2022, 54(S1): 121-126.
- LIU Husheng, LI Jie. Mechanism and key prevention technology of roof caving in shallow buried 8.8 m large mining height fully-mechanized working face[J]. Coal Engineering, 2022, 54(S1): 121-126.
- [35] 刘忠全, 刘前进. 神东矿区 8.8 m 超大采高工作面矿压综合监测与分析[J]. 煤炭工程, 2020, 52(5): 81-86.
- LIU Zhongquan, LIU Qianjin. Comprehensive monitoring and analysis of mine pressure in Shendong 8.8 m super-large mining height working face[J]. Coal Engineering, 2020, 52(5): 81-86.