

10 m 超大采高工作面煤壁片帮“支-卸”协同防控原理

刘江斌^{1,2}, 黄志增^{3,4,5}, 刘前进^{1,3,4,5}, 张震^{1,3,4,5}, 韩存地², 蔺星宇^{1,3,4,5}, 马镕山^{1,3,4,5}, 赵振²

(1. 煤炭科学研究总院 开采研究分院, 北京 100013; 2. 陕西陕煤曹家滩矿业有限公司, 陕西 榆林 719001; 3. 中煤科工开采研究院有限公司, 北京 100013; 4. 天地科技股份有限公司 开采设计事业部, 北京 100013; 5. 煤炭智能开采与岩层控制全国重点实验室, 北京 100013)

摘 要:煤壁片帮是制约 10 m 超大采高工作面安全生产的主要因素之一, 针对 10 m 超大采高工作面片帮机制不清、围岩控制难度大的问题, 实测统计分析超大采高工作面煤壁片帮特征, 研究水平应力卸荷对脆性煤体超高煤壁破坏失稳的影响规律和作用机制, 提出了超大采高工作面围岩“支-卸”协同防控原理。结果表明: 10 m 超大采高工作面煤壁片帮形态以“半月”状和“斜台”状为主, 工作面周期来压强矿压显现加剧了煤壁的片帮; 煤壁片帮是采动应力作用的结果, 煤壁前方煤体塑性损伤破坏主要发生在超前支承压力的峰后卸荷阶段, 在该阶段, 煤体水平应力和侧压系数呈梯度衰减变化, 由于煤壁中部受顶底板夹持作用弱, 水平应力衰减程度最大, 且随着采高的增大, 煤壁前方水平应力卸荷程度显著增强; 水平应力卸荷导致的围压降低是脆性裂隙煤岩体超高煤壁破坏失稳的主控因素, 煤壁破坏优先朝向水平应力卸荷程度最大和侧压系数最小的方向发展, 据此得出了煤壁微裂隙群贯通轨迹, 解释了煤壁“半月”状和“斜台”状片帮的机制。可通过减小作用在煤壁上的顶板载荷和增大煤壁水平支护力 2 方面来减轻超大采高工作面煤壁损伤破坏, 形成了“高强度支护-大流量压裂卸压”协同控制技术, 10 m 超大采高工作面强矿压显现和煤壁片帮问题得到有效管控。

关键词: 10 m 超大采高; 煤壁片帮; 水平应力卸荷; 脆性煤体; “支-卸”协同控制

中图分类号: TD323; TD355 **文献标志码:** A **文章编号:** 0253-9993(2025)04-1965-14

Theory of coal wall spalling and cooperative control by “support-destressing” in 10 m ultra-large mining height working face

LIU Jiangbin^{1,2}, HUANG Zhizeng^{3,4,5}, LIU Qianjin^{1,3,4,5}, ZHANG Zhen^{1,3,4,5}, HAN Cundi², LIN Xingyu^{1,3,4,5}, MA Rongshan^{1,3,4,5}, ZHAO Zhen²

(1. Coal Mining and Designing Branch, China Coal Research Institute, Beijing 100013, China; 2. Shaanxi Coal Caojiatan Mining Co., Ltd., Yulin 719001, China; 3. CCTEG Coal Mining Research Institute, Beijing 100013, China; 4. Coal Mining and Designing Department, Tiandi Science and Technology Co., Ltd., Beijing 100013, China; 5. State Key Laboratory of Intelligent Coal Mining and Strata Control, Beijing 100013, China)

Abstract: Coal wall spalling is one of the main factors restricting the safe production of 10 m ultra-large mining height working face. In response to the problem of unclear mechanism of coal wall spalling and difficult control of surrounding rock in the 10 m ultra-large mining height working face, The characteristics of coal wall spalling in ultra-high mining height working faces were measured. The influence law and mechanism of horizontal stress unloading on the failure and

收稿日期: 2024-11-24 策划编辑: 郭晓炜 责任编辑: 宫在芹 DOI: 10.13225/j.cnki.jccs.2024.1451

基金项目: 国家重点研发计划资助项目 (2023YFC2907501); 中煤科工开采研究院有限公司科技创新基金资助项目 (KCXY-2023-QN-05); 天地科技股份有限公司科技创业资金专项资助项目 (2023-2-TD-ZD003)

作者简介: 刘江斌 (1987—), 男, 陕西渭南人, 高级工程师, 硕士。E-mail: 281233404@qq.com

通讯作者: 刘前进 (1988—), 男, 河南鹿邑人, 副研究员, 硕士。E-mail: 1036738326@qq.com

引用格式: 刘江斌, 黄志增, 刘前进, 等. 10 m 超大采高工作面煤壁片帮“支-卸”协同防控原理[J]. 煤炭学报, 2025, 50(4): 1965-1978.

LIU Jiangbin, HUANG Zhizeng, LIU Qianjin, et al. Theory of coal wall spalling and cooperative control by “support-destressing” in 10 m ultra-large mining height working face[J]. Journal of China Coal Society, 2025, 50(4): 1965-1978.



移动阅读

instability of ultra-high coal walls in brittle coal bodies were studied, and the principle of cooperative control by “support-destressing” in ultra-large mining height working face was proposed. The research results indicate that the coal wall spalling of the 10m ultra high mining face is mainly in the form of a “half moon” shape and a “sloping step” shape, and the periodic pressure of the mining face exacerbates the instability of the coal wall spalling. Coal wall spalling is the result of mining stress. The plastic damage of coal in front of coal wall mainly occurs in the post-peak unloading stage of advance abutment pressure. In this stage, the horizontal stress and lateral pressure coefficient exhibit a gradient attenuation change. Because the middle part of the coal wall experiences weaker clamping action from the roof and floor, resulting in the greatest attenuation of horizontal stress. As the mining height increases, the degree of horizontal stress unloading in front of the coal wall significantly increases. The reduction in confining pressure caused by horizontal stress unloading is the primary controlling factor for the failure and instability of ultra-high coal walls in brittle fractured coal and rock masses. The failure of coal wall preferentially develops in the direction of the maximum horizontal stress unloading degree and the minimum lateral pressure coefficient. Based on this, the transfixion trajectory of micro-fracture group in coal wall was obtained, and the mechanism of “half-moon” and “slope-step” spalling in coal wall was explained. By reducing the roof load acting on the coal wall and increasing the horizontal support force of the coal wall, the damage and failure of the coal wall in the ultra-large mining height working face can be slowed down, and the collaborative control technology of “high strength support-large flow fracturing pressure relief” was formed. The problem of strong mine pressure appearance and coal wall spalling in the 10 m ultra-large mining height working face was effectively controlled.

Key words: 10 m ultra-large mining height; coal wall spalling; horizontal stress unloading; brittle coal body; “support-destressing” collaborative control

0 引 言

大采高一次采全高综采是目前国内外实现厚及特厚煤层安全高效开采的主要采煤方法之一^[1],大采高综采在显著提升厚煤层开采效率的同时,也带来了煤壁片帮严重、围岩控制难度大等问题,尤其是 6.0 m 以上的超大采高工作面该问题尤为突出^[2-3]。大采高工作面煤壁片帮一方面会产生大块片帮煤,影响采煤机的正常通行,造成刮板输送机过载和转载口堵塞等问题;另一方面会造成架前端面顶板裸露面积增大,支架-围岩系统稳定性变差,容易引发端面顶板漏冒或支架咬架、倒架以及片帮煤和冒顶岩块造成设备损伤和人员伤亡的事故,给工作面的安全高效生产带来严重威胁。随着近年来大采高综采一次采全高高度不断取得新突破,大采高开采带来的片帮问题也日益突出。随着 2023 年曹家滩煤矿首个 10 m 超大采高工作面的投产,我国综采一次采全高最大高度进入了 10 m 时代。10 m 超大采高工作面一次采出空间和煤壁直立高度相比传统开采方式有了很大提高,覆岩活动更加剧烈,工作面围岩控制的尺度效应愈加突出,以煤壁片帮控制为核心的围岩控制问题成为决定 10 m 超大采高工作面成败的关键因素之一。

由于 10 m 超大采高综采为首次应用,其煤壁片

帮规律和机理的相关研究还属于全新课题。目前,我国学者在 8.8 m 以下大采高工作面煤壁片帮的研究方面已做了大量工作。尹希文等^[4]、宁宇等^[5]建立煤壁片帮的压杆理论力学模型,得出了煤壁最易片帮高度;王国法等^[6]、庞义辉等^[7]建立了坚硬厚煤层煤壁片帮的拉裂-滑移力学模型,给出了控制煤壁片帮问题的合理护帮力和护帮机构;王家臣等^[8]提出了煤壁破坏的 3 种形式,认为硬煤多发生拉剪和拉裂破坏;黄庆享等^[9]建立了煤壁片帮的柱条理论力学模型;袁永等^[10]建立了煤壁片帮体的“楔形”滑移体模型;杨培举等^[11]采用塑性滑移线确定了煤壁片帮的危险范围;杨胜利等^[12]根据煤壁大变形破坏特征,提出了煤壁片帮防治柔性加固技术;许永祥等^[13-14]研究了榆神矿区硬煤层大采高综放工作面煤壁板裂化片帮特征和机理;张金虎等^[15]建立了煤壁稳定性“ π ”形力学模型,提出了煤壁稳定性多维防控措施;范忠忠等^[16]从应力变化和能量耗散的角度探究了大采高工作面煤壁片帮机理;闫少宏等^[17]构建了煤体塑性屈服区短梁模型体,分析了煤壁稳定性关键因素;迟国铭等^[18]建立了大采高煤壁片帮的三线性应变软化模型,推导了综采工作面煤壁片帮深度解析计算公式;此外,还有部分学者^[19-28]从不同角度对大采高工作面煤壁片帮破坏的机理开展了研究。上述研究成果为 10 m 超大采高工

作面煤壁片帮机理及控制技术的研究奠定了基础,笔者基于 10 m 超大采高工作面煤壁片帮特征和影响因素研究,分析了水平应力卸荷对超高煤壁损伤破坏的作用机制,提出了超大采高围岩控制的“支-卸”协同原理。

1 超大采高工作面煤壁片帮特征

1.1 工作面概况

曹家滩煤矿 122104 工作面位于 12 盘区北侧,南部为 122106 工作面采空区,是 12 盘区东翼第 3 个回采工作面,也是该矿首个 10 m 超大采高综采工作面,工作面宽度为 299.5 m,推进长度为 5 968 m,设计采高为 9.8 m。工作面开采 2⁻² 煤层,埋藏深度为 268~356 m,煤层厚度为 7.2~12.3 m,平均 10.5 m,倾角为 0°~6°,煤层硬度系数 $f=2\sim4$ 。工作面顶底板赋存情况见表 1。

1.2 工作面煤壁片帮特征实测

在 122104 工作面回采期间,采用三维激光扫描和激光测距等手段长期跟踪观测超大采高工作面煤壁片帮特征。122104 工作面煤质较硬,煤壁片帮以拉裂式破坏为主,片帮形式主要呈现以下 2 种:①片帮

区域煤壁内凹形成“半月”状,片帮最深处位于煤壁中部或中上部(图 1a);②煤壁中部以上片帮,形成斜台状(图 1b)。在采煤机割煤前、护帮板收回时,是煤壁片帮最容易发生的时刻,此时煤壁在长时间顶板压力和采动卸荷作用下已发生屈服破坏,在护帮板解除约束以及采煤机采煤扰动下,破坏的煤体部分片帮滑落;而在液压支架的正常支护状态下,煤壁一般会在顶板压力作用下先发生炸帮,并向临空侧产生水平位移,当护帮力不足或护帮板未贴帮支护时,煤壁片帮深度和范围将进一步扩大。不同片帮形式占比统计如图 2 所示,“斜台”状片帮形式占比约为 60%,“半月”状片帮形式占比约为 40%,其中,工作面中部“斜台”状片帮形式明显多于工作面两侧,并且来压期间煤壁上部煤体在顶板压力和破断动载作用下更容易发生滑落失稳,因此“斜台”状片帮形式明显增多。统计工作面煤壁片帮深度主要分布在 1.0 m 以下(占比 91.8%),通过超前拉架和及时护帮能够满足片帮的有效防控。工作面在周期来压期间煤壁平均片帮深度为 0.41 m,最大片帮深度为 2.0 m(发生在顶板压裂不充分的强来压期间);工作面在非来压期间煤壁平均片帮深度为 0.27 m,最大片帮深度为 1.2 m。

表 1 122104 工作面顶底板赋存情况

Table 1 Occurrence of roof and floor in 122104 working face

顶板	岩性	厚度/m	岩性描述
基本顶	中粒砂岩	$\frac{8.4 \sim 22.6}{16.9}$	灰白色,成分以石英为主,长石次之,分选中等,次棱角状,泥质胶结,块状层理
直接顶	粉砂岩	$\frac{11.5 \sim 34.3}{21.7}$	浅灰色,泥质胶结,块状层理,含植物化石
2 ⁻² 煤	煤层	$\frac{7.2 \sim 12.3}{10.5}$	黑色块状,弱沥青-沥青光泽,局部油脂光泽,亮煤、暗煤为主,夹镜煤条带及透镜体
直接底	粉砂岩	$\frac{1.4 \sim 16.6}{6.3}$	深灰色,含炭化植物茎秆化石,泥质胶结,块状层理
基本底	细粒砂岩	$\frac{1.4 \sim 12.1}{8.0}$	灰白色,成分以石英为主,长石次之,分选中等,次圆状,泥质胶结,块状层理

注:厚度为 $\frac{\text{最小值} \sim \text{最大值}}{\text{平均值}}$ 。

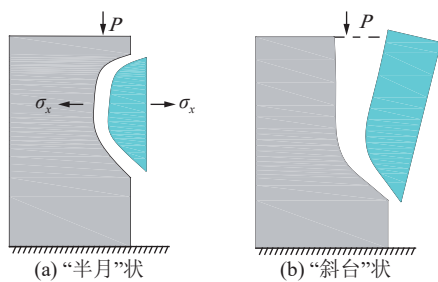


图 1 122104 工作面煤壁片帮形式

Fig.1 122104 working face coal wall spalling form

煤壁片帮在超大采高工作面回采过程中普遍存在,其中,小范围的轻度片帮(深度在 0.5 m 以下)一

般不会对工作面正常生产造成影响,反而有利于采煤机的截割,但大块片帮煤和深度片帮对工作面的安全生产会造成一定威胁。超大采高工作面煤壁片帮治理的主要目标为缓解顶板高应力对超高煤壁的作用,减小煤壁片帮程度和大块片帮煤的发生频次,避免发生端面顶板冒顶事件。

2 超大采高工作面煤壁片帮机理

2.1 煤壁损伤与应力卸荷关系分析

在地下开采条件下,工作面煤体的采出导致煤壁卸荷引发片帮冒顶等围岩失稳现象。煤壁片帮是采

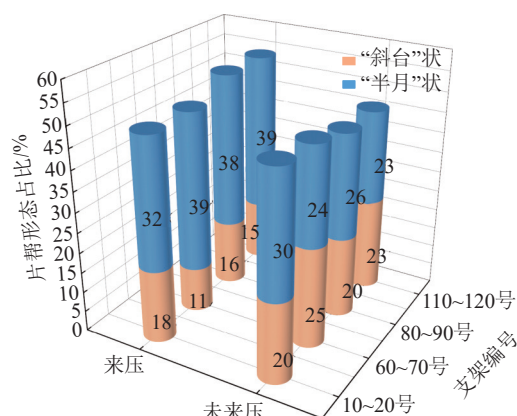
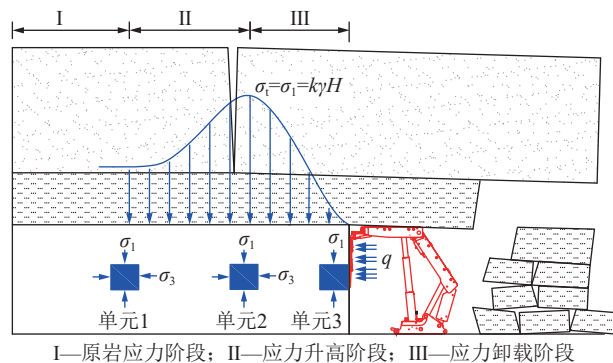


图2 不同片帮形式占比统计

Fig.2 Statistics of proportion of different forms of spalling

动应力作用的结果,与煤体强度、煤的裂隙发育状态等有直接的关系,因此,探究煤壁的力学特征是研究煤壁片帮的基础。在采掘过程中,工作面前方煤体受采动应力作用引起围岩应力场重新分布,其中在超前支承压力峰值以前的应力增高过程,可视为对煤体的加载过程;在超前支承压力峰值以后的应力降低过程,可视为对煤体的卸载过程。工作面煤壁前方应力分布示意如图3所示。其中, σ_1 为垂直应力,MPa; σ_1 为最大主应力,MPa; k 为应力集中系数; γH 为原岩应力; γ 为岩石容重, kN/m^3 ; H 为埋深,m。在煤壁前方不同位置选择单元体,可知煤体深处的单元体1处于原始应力区,受三向应力,其应力状态为弹性,从单元体1至单元体2处于支承压力的应力升高阶段;单元体2位于支承压力的峰值区,从煤壁到支承压力峰值点之间的煤体,处于支承压力的峰后卸载阶段,该阶段的主要力学特征是煤体承受应力集中程度逐渐降低,应变增大,出现卸荷现象,当支承压力超过煤体极限强度时,煤体发生屈服并产生塑性变形,形成一定宽度的塑性区;煤壁处的单元体1在采动卸荷作用下处于二向受力状态,水平应力 σ_3 降为0,在顶板的持续变形和压力作用下,已发生结构性失稳的煤壁进一步发



I—原岩应力阶段; II—应力升高阶段; III—应力卸载阶段

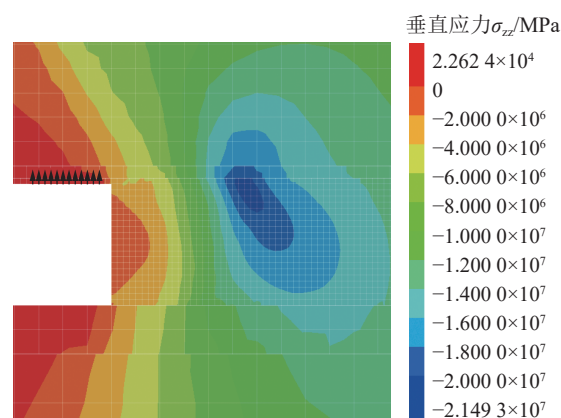
图3 工作面前方煤体应力分布

Fig.3 Stress distribution diagram of coal body in front of working face

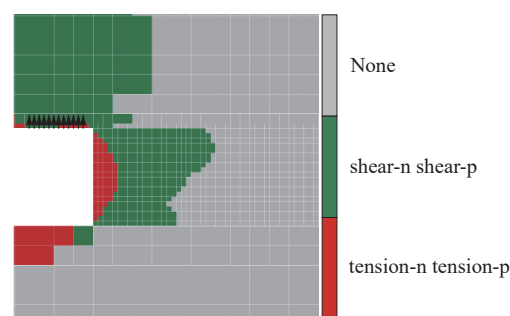
展为宏观片落。

采用FLAC^{3D}数值模拟软件模拟研究10 m超大采高工作面开挖导致的煤壁破坏及应力场分布规律。模拟工作面推采300 m后,煤壁附近煤体塑性破坏情况如图4所示,煤壁前方塑性区分布整体呈倒梯形分布(塑性区分布图中绿色区域),从下至上煤壁塑性破坏深度呈增大趋势,塑性破坏最大深度为12.5 m,煤壁塑性破坏的最大深度点与垂直应力峰值点的位置重合,表明煤壁前方煤体塑性损伤破坏主要发生在超前支承压力的峰后卸荷阶段;煤壁拉伸破坏区(塑性区分布图中红色区域)分布呈圆弧状,这与工作面实际观测的“半月”状片帮形态相吻合,拉伸破坏最大深度位置位于煤壁中部,在未施加煤壁水平支护力时,拉伸破坏最大深度为2.0 m。煤壁最大水平位移位于煤壁中上部4~8 m处(图5、图6),这与现场观测得出的煤壁易片帮区域相符。

10 m超大采高工作面煤壁前方水平应力分布云图如图7所示。由图7可知:在煤壁前方塑性区内煤体水平应力呈现梯度衰减变化,并且由于煤壁中部受到顶底板的夹持作用较弱,其水平应力衰减程度大于顶、底部,这与煤壁拉伸破坏和水平位移的分布特征基本一致。在煤壁高度5.0 m处布置1条水平测线监



(a) 垂直应力云图



(b) 塑性区分布云图

图4 超大采高工作面煤壁垂直应力与塑性区分布云图

Fig.4 Distribution cloud diagram of vertical stress and plasticity zone of coal wall in super large mining height working face

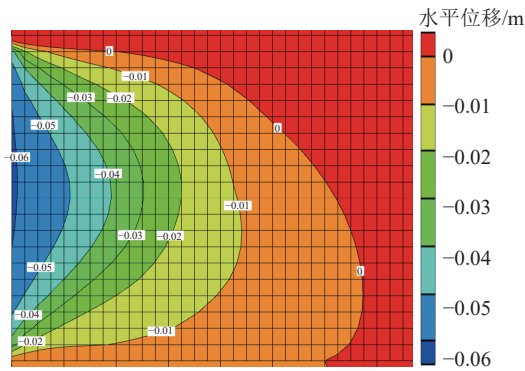


图5 煤壁水平位移云图

Fig.5 Horizontal displacement nephogram of coal wall

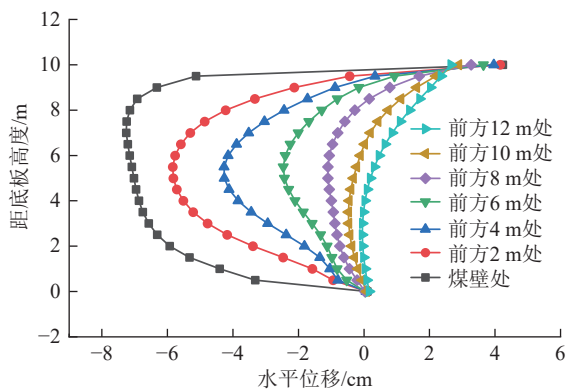


图6 煤壁前方不同深度水平位移分布曲线

Fig.6 Horizontal displacement distribution curves at different depths in front of coal wall

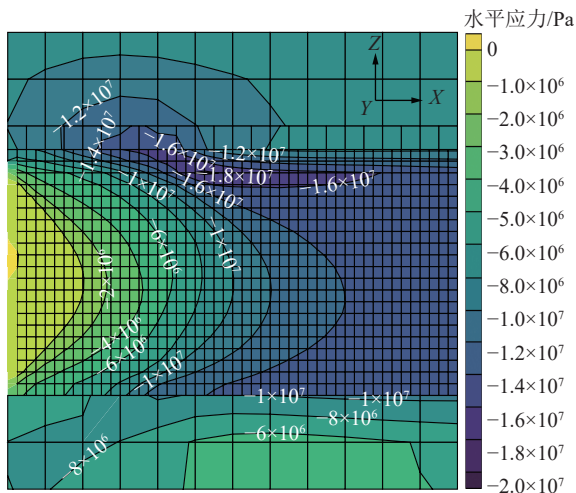


图7 超大采高工作面前方水平应力分布云图

Fig.7 Horizontal stress distribution cloud diagram in front of coal wall in super large mining height working face

测垂直应力和水平应力变化情况,得出二者在煤壁前方均经历原岩应力、应力升高和应力降低3个阶段(图8),并分别在煤壁前方12.5 m和22 m处达到应力峰值,垂直应力增长速度和峰值高于水平应力。将煤体水平应力 σ_h 与垂直应力 σ_v 的比值称为侧压系数

($\lambda = \sigma_h / \sigma_v$),可见在工作面开挖后,煤壁前方侧压系数由煤体深部向浅部逐步衰减,在水平应力峰值以后,侧压系数下降速度加快,直至在煤壁处降为0。在水平应力达到峰值前,煤体处于弹性阶段,随着应力的增长,煤体产生少量与水平应力同向的水平位移(位移定义为负值);在水平应力峰值以后,水平应力处于卸荷阶段,可视为朝向煤壁施加了一个水平拉应力^[25],在水平应力卸荷作用下,煤壁前方煤体产生与水平拉应力方向相同的水平位移(位移定义为正值)。在垂直应力峰值后,煤体发生塑性破坏,在双重卸荷作用下,煤体朝向煤壁临空侧发生急剧变形,直至最终失稳滑落。

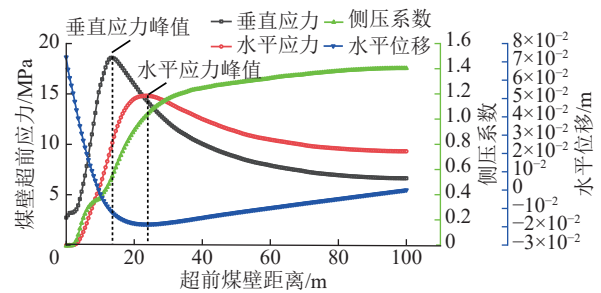


图8 工作面前方煤体应力与水平位移变化曲线

Fig.8 Change curves of stress and horizontal displacement in front of working face

2.2 煤壁失稳的采高效应分析

为分析煤壁稳定性的采高效应,模拟研究了4~10 m不同采高条件下的煤壁应力与变形规律。提取不同采高煤壁前方2 m位置煤体水平应力分布曲线,如图9所示。当采高为4.0 m时,煤体中部的水平应力最小值为2.5 MPa,当采高增大到10 m时,煤体中部水平应力最小值降至0.25 MPa,可见随着采高的增大,煤壁前方水平应力卸荷程度显著增强,而煤壁水平位移量明显增大(图10),煤壁变形破坏程度加剧。表明煤壁前方水平应力卸荷导致的围压降低是超大采高工作面煤壁片帮加重的重要原因。

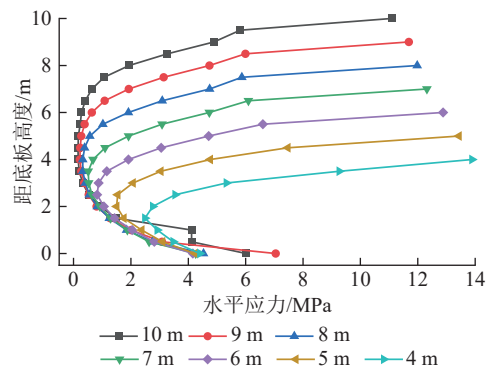


图9 不同采高煤壁前方2 m处水平应力分布曲线

Fig.9 Horizontal stress distribution curves at 2 m in front of coal wall with different mining height

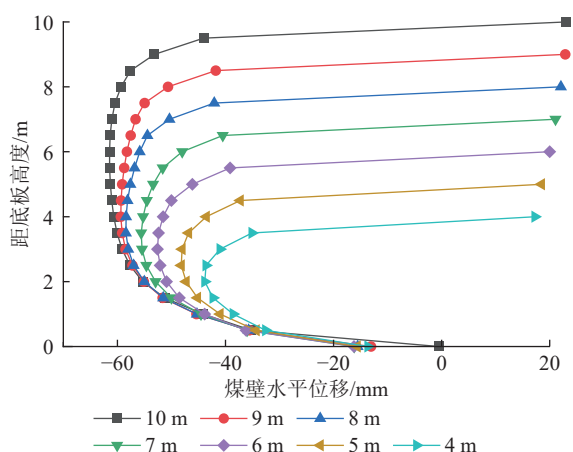
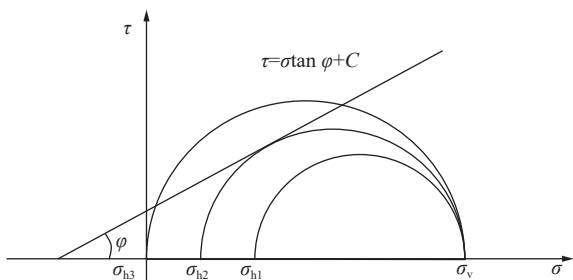


图 10 不同采高煤壁水平位移变化曲线

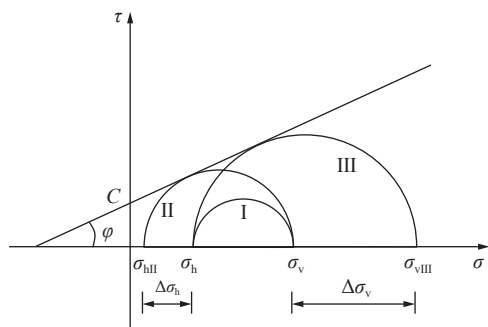
Fig.10 Horizontal displacement curves of coal wall with different mining height

2.3 水平支护力对煤壁片帮的作用

对于脆性硬煤层而言,煤体抗压强度远大于抗拉强度,其断裂破坏符合莫尔-库仑强度理论。根据莫尔-库仑强度准则,当应力圈在强度曲线内,煤体不发生破坏;当应力圈与强度曲线相切,则煤体处于极限平衡状态;当应力圈位于强度曲线外,煤体将发生破坏。在垂直应力 σ_v 不变条件下,水平应力 σ_h 越小,煤体越容易发生破坏,如图 11a 所示;若围岩应力状态为莫尔圆 I,即 σ_h 不变,通过加载增大 σ_v 使围岩破坏,需使 σ_v 增大到 σ_{vIII} ;反之,若 σ_v 不变,通过减小 σ_h 使围岩破坏,需使 σ_h 减小到 σ_{hII} ,如图 11b 所示。一般



(a) 水平应力卸载对破坏的影响



(b) 水平应力卸载与垂直应力加载的莫尔圆对比

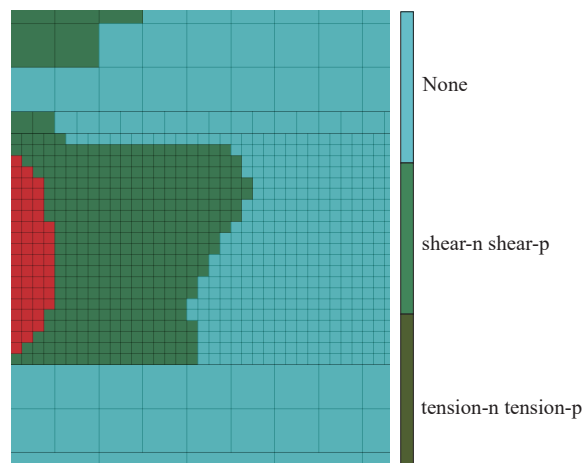
图 11 莫尔-库仑强度准则曲线

Fig.11 Mohr-Coulomb strength criterion curves

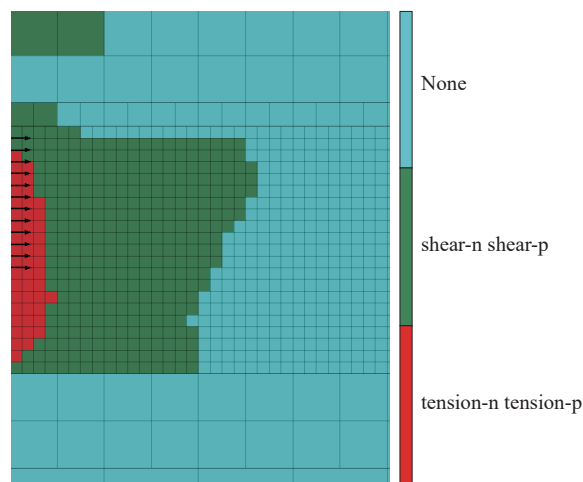
情况下, $\Delta\sigma_v/\Delta\sigma_h$ 可达 3.5~4.0,可见水平方向上卸载比垂直方向加载更容易造成围岩的破坏,其几何关系式如下:

$$\frac{\Delta\sigma_v}{\Delta\sigma_h} = \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi} \geq 1 \quad (1)$$

因此,为减缓超大采高工作面煤壁损伤破坏,可从减小顶板作用在煤壁上的垂直载荷 P_v 和增大水平支护力 P_h 2方面着手。液压支架通过护帮板向中部以上煤壁施加水平支护力,相当于增大煤壁的围压,在一定程度上可以减缓工作面煤壁的拉伸破坏。根据 10 m 超大采高液压支架的实际结构特征,煤壁的支护高度取顶板以下 5.5 m,水平支护强度取 0.17 MPa。有无护帮力煤壁塑性区破坏特征如图 12 所示。由图 12 可知:在施加水平支护力后,煤壁发生拉伸破坏的面积减小 16%,最大拉伸破坏深度由 2.0 m 减小为 1.5 m 左右,但煤壁深处的塑性破坏范围未发生明显



(a) 无护帮力



(b) 有护帮力

图 12 有无护帮力煤壁塑性区破坏特征

Fig.12 Failure characteristics of plastic zone of coal wall with or without side protection

变化。可见增大液压支架的水平支护力可有效减小煤壁浅部的拉伸破坏,并起到抑制煤壁拉裂破坏体发生滑移失稳的作用。

2.4 水平应力卸荷对煤壁裂隙损伤的作用机制

对煤岩体进行力学计算时,往往将其简化为一种均质各向同性的连续介质,但实际上煤体本身是一种节理裂隙繁多的多裂纹介质。在采动应力作用下,煤壁前方的浅部煤体由弹性状态已转变为塑性状态,煤体发生原生裂隙的扩展以及新裂隙的产生现象。大采高工作面对煤层的大范围揭露可视作裂隙发育的塑性损伤煤体在围压逐次解除下的卸荷过程。

根据曹家滩煤矿 2⁻² 煤层力学测试结果,煤层平均单轴抗压强度为 23.9 MPa, 平均单轴抗拉强度为 0.92 MPa, 煤层抗压强度远大于抗拉强度,符合脆性材料的特性,其原因在于煤层内部存在许多微小的裂隙和不连续性,由于脆性硬煤的横向极限变形量较小,煤体内的横向拉应力很难通过横向变形释放,因此极易发生拉裂破坏。可采用格里菲斯理论,探究卸荷区煤层在垂直方向最大主应力 σ_1 和水平方向最小主应力 σ_3 共同作用下煤壁裂隙的扩展断裂规律。裂隙周边的应力状态如图 13 所示。

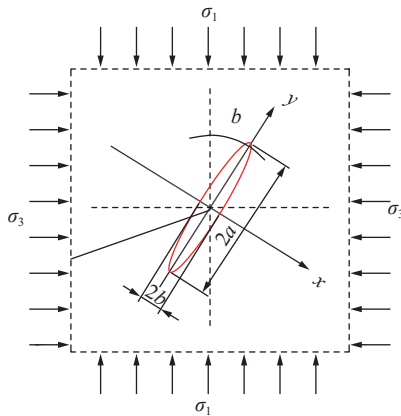


图 13 裂隙周边的应力状态

Fig.13 Stress state around the crack

由图 13 可知: 设格里菲斯椭圆裂纹的长半轴为 a , 短半轴为 b , 轴比为 $m=b/a$ 。长短轴方向分别为 y 轴和 x 轴, 中心轴为 z 轴。设 z 轴方向远比 a 、 b 大, 故裂隙周边的应力分布可视作平面问题来处理。裂隙轴向与最大主应力 σ_1 的夹角设为 β 。在直角坐标系中 σ_x 、 τ_{xy} 、 σ_1 、 σ_3 间的关系^[29]如下:

$$\begin{cases} \sigma_x = \frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2} - \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2} \cos 2\beta \\ \tau_{xy} = \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2} \sin 2\beta \end{cases} \quad (2)$$

式中: σ_x 、 τ_{xy} 为作用在椭圆裂纹法向方向上的正应力

与剪应力, MPa。

由于 σ_y 与裂隙轴向平行, 因此可忽略 σ_y 对裂隙端部张应力的影响, 裂隙端部的拉应力主要由 σ_x 、 τ_{xy} 引起。引入双曲坐标, 令 $\xi=\xi_0$, 裂隙端部最大的最小拉应力值 $\sigma_{\eta m}$ 满足如下关系式:

$$\sigma_{\eta m} \xi_0 = \frac{1}{2} [(\sigma_1 + \sigma_3) - (\sigma_1 - \sigma_3) \cos 2\beta] \pm \frac{1}{2} [2(\sigma_1^2 + \sigma_3^2) - 2(\sigma_1^2 - \sigma_3^2) \cos 2\beta]^{\frac{1}{2}} \quad (3)$$

式中: ξ 、 η 为椭圆坐标; ξ_0 为裂纹边界的 ξ 值; $\sigma_{\eta m}$ 为拉应力的最大的最小值。

临界裂纹角 β_c 满足如下关系式:

$$\begin{aligned} (\sigma_1 - \sigma_3)^2 - 2(\sigma_1^2 - \sigma_3^2) \cos 2\beta &= 0 \\ \cos 2\beta_c &= \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2(\sigma_1 + \sigma_3)} \end{aligned} \quad (4)$$

令 $\lambda = \sigma_3/\sigma_1$, 则式 (4) 可变成

$$\cos 2\beta_c = \frac{1 - \lambda}{2(1 + \lambda)} \quad (5)$$

由于 $\cos 2\beta_c \leq 1$, 因此 λ 值需满足 $\lambda \geq -1/3$ 。

将式 (4) 代入式 (3), 并把 σ_{η} 值改写成 σ_0 , 可得到:

$$\sigma_0 \xi_0 = \frac{-(\sigma_1 - \sigma_3)}{4(\sigma_1 + \sigma_3)} \quad (6)$$

式中: σ_0 为椭圆裂隙边界上最大的切向拉应力, MPa。

代入 $\lambda = \sigma_3/\sigma_1$, 式 (6) 可改写为

$$\sigma_0 \xi_0 = -\frac{1}{4} + \frac{1}{2(\lambda + 1)} \quad (7)$$

当满足 $\lambda \geq -1/3$ 时, 式 (6) 或式 (7) 即为脆性材料的断裂准则。设 $K = \sigma_0 \xi_0$, 表征裂纹尖端区域发生断裂失稳的极限条件, 表示裂纹扩展的危险性, K 值越大, 裂隙越容易破裂扩展。由式 (7) 可知: 裂隙断裂因子 K 与侧压系数 λ 呈反比关系, 其关系曲线如图 14 所示。根据数值模拟结果, 得出 10 m 超大采高工作面前方煤体侧压系数 λ 和裂隙断裂因子 K 的分布等值线图

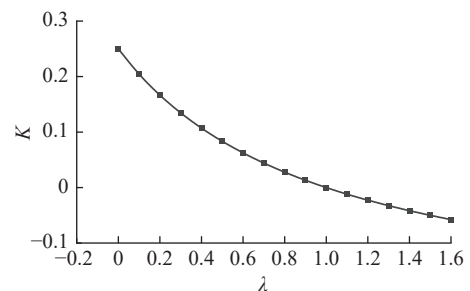


图 14 裂隙断裂因子 K 与侧压系数 λ 关系曲线

Fig.14 Relationship curve between crack stress intensity factor K and lateral pressure coefficient λ

分别如图 15 和图 16 所示。由图 14—图 16 可知: 由于煤体受到水平应力卸荷作用, 煤壁附近煤体侧压系数迅速降低, 而裂隙断裂因子 K 增大, 煤壁破坏呈加速趋势。在未施加水平护帮力条件下, 超大采高工作面煤壁中部最大片帮深度为 2.0 m 左右, 对应水平应力和侧压系数为 0, 煤体裂隙断裂因子 $K=0.25$; 在施加 0.17 MPa 水平支护应力后, 煤壁中部深度 2.0 m 位置处的侧压系数 $\lambda=0.05$, $K=0.23$, 煤壁裂隙断裂失稳位置前移, 片帮深度减小。

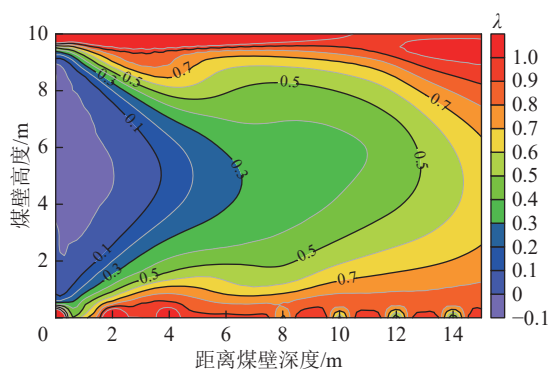


图 15 工作面前方煤体侧压系数 λ 分布等值线

Fig.15 Contour map of lateral pressure coefficient λ distribution in front of working face

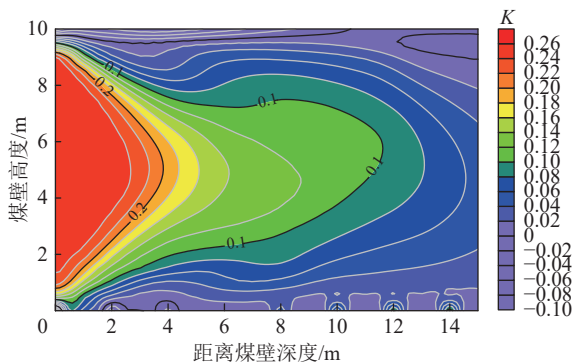


图 16 工作面前方裂隙断裂因子 K 分布等值线

Fig.16 Contour map of fracture factor K distribution in front of working face

由于煤体内部含有大量的微裂隙存在, 在应力加卸载作用下, 微裂隙首先在初始裂隙端部会产生更多的翼裂隙和次生裂隙, 这些次生裂隙与翼裂隙贯通, 最终形成一条贯通的宏观裂隙造成煤体破坏, 导致煤壁呈片状或块状剥落。研究微裂隙的扩展联通过程, 对于掌握煤壁片帮的演化规律具有重要意义。现有研究表明^[29], 裂隙的延伸方向并不与原裂纹的长轴方向完全吻合, 但最终都接近于最大主应力方向, 因此, 煤壁裂隙中沿纵向的张拉裂隙远多于水平裂隙, 这能够解释硬煤片帮多呈现板片状垮落的现象。脆性材料中, 虽然裂隙的产状具有随机性, 但微裂隙往往以

羽状雁阵式裂隙群存在。影响裂隙群扩展贯通的主要因素, 一是裂隙的分布密度, 裂隙越密, 裂隙间岩桥间距越小, 越容易发生贯通; 二是围压的大小, 当水平应力减小后, 相当于在相反方向施加一个拉应力, 因此, 在同等裂隙密度下, 煤壁裂隙联通优先朝向水平应力卸荷程度最大和侧压系数最小的方向发展。从工程简化的角度, 可以将煤体内的微裂隙群视作裂隙长度和间距均相等的纵向张拉裂隙阵列。微裂隙群联通后煤壁片帮轮廓示意如图 17 所示。由图 17 可知: 按照工作面前方煤体侧压系数 λ 和断裂因子 K 分布规律, 微裂隙的扩展方向沿煤壁走向剖面呈“半月”状的贯通轨迹, 这与工作面现场煤壁“半月”状片帮规律相符。非来压期间, 基本顶呈悬臂状态, 顶板挠曲变形对煤壁挤压作用力小, 此时煤壁在水平应力卸荷作用下, 呈“半月”状片帮形式 (图 18); 来压期间, 基本顶发生破断回转, 顶板下沉量较大, 对煤壁上部造成挤压破坏, 此时煤壁在顶板破断回转和水平应力卸荷双重作用下, 呈“斜台”状片帮形式 (图 19)。

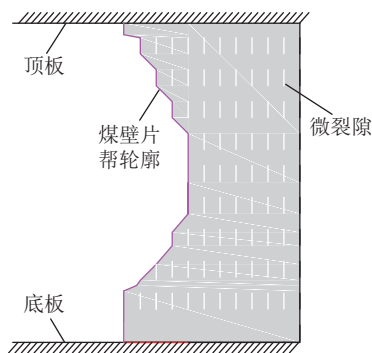


图 17 微裂隙群联通后煤壁片帮轮廓示意

Fig.17 Contour diagram of coal wall spalling after micro-crack group connection

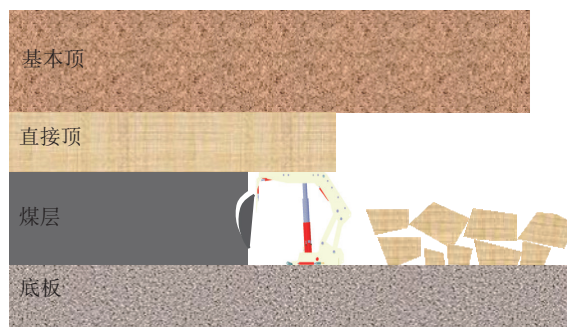


图 18 顶板悬臂状态下煤壁“半月”状片帮

Fig.18 Coal wall “half-moon-shaped” spalling under cantilever state of roof

3 超大采高工作面围岩“支—卸”协同防控原理

10 m 超大采高工作面由于开采强度高、采出空间大、多层厚硬顶板作用等, 导致覆岩活动剧烈, 其矿

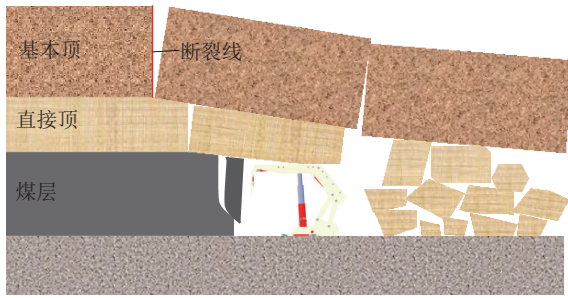
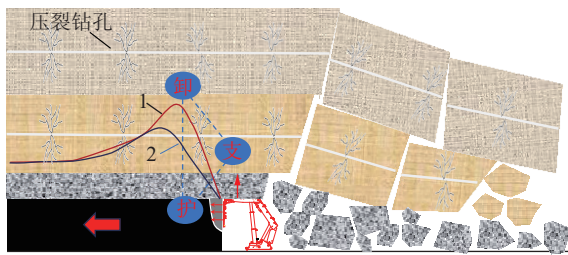


图 19 顶板回转下沉状态下煤壁“斜台”状片帮

Fig.19 “Sloping step” spalling of coal wall under the condition of roof rotary sinking

压显现强度和围岩控制难度比一般综采工作面呈现几何级增长。为了减小坚硬顶板强矿压对煤壁片帮的影响,提出了超大采高工作面围岩“支-卸”协同控制的理论与方法,通过超高阻力支架强力支护与井下大流量水平长孔区域压裂技术开展超大采工作面围岩的协同控制,实现顶板和煤壁的稳定可控,保障超大采高工作面的回采安全,如图 20 所示。



1—压裂前支承压力曲线; 2—压裂后支承压力曲线

图 20 超大采高工作面围岩支-卸协同控制示意

Fig.20 Schematic diagram of “support-destressing” coordinated control of surrounding rock in super-large mining height working face

1) “支”的作用。采用超高阻力液压支架主动支护超大采出空间的近场顶板,通过液压支架的超高支护阻力提升支架-围岩系统的整体刚度,促进支架和煤壁的刚度耦合^[30],在抑制近场顶板下沉、离层的同时,减小顶板作用在煤壁的变形压力;并采用强有力的护顶和护帮机构主动防护端面顶板和超高煤壁,通过护帮结构优化,增大煤壁的防护面积、提高护帮力和护帮响应的及时性,抑制煤壁的变形破坏和片帮煤的滑落不同条件下顶板分区承载刚度系统示意如图 21 所示。

在工作面近场顶板垮落结构下,基本顶破断后的载荷往往由煤壁、支架和采空区矸石三者共同承担,形成三区承载结构,如图 21b 所示。三区的支承刚度分别记为 K_I 、 K_{II} 和 K_{III} ,根据不同承载区结构组成,三者满足如下关系式:

$$\begin{cases} \frac{1}{K_I} = \frac{1}{K_{zjd}} + \frac{1}{K_{coal}} + \frac{1}{K_{db}} \\ \frac{1}{K_{II}} = \frac{1}{K_{zjd}} + \frac{1}{K_{zj}} + \frac{1}{K_{db}} \\ \frac{1}{K_{III}} = \frac{1}{K_{gs}} + \frac{1}{K_{db}} \end{cases} \quad (8)$$

式中: K_I 为煤壁承载区刚度; K_{II} 为支架承载区刚度; K_{III} 为支架承载区刚度; K_{zjd} 为直接顶刚度; K_{coal} 为煤壁刚度; K_{db} 为底板刚度; K_{gs} 为堆积矸石刚度。

在认为顶底板岩石刚度远大于煤壁塑性区、液压支架和堆积矸石的刚度^[31]时,式 (8) 可近似表示为

$$K_I \approx K_{coal}, K_{II} \approx K_{zj}, K_{III} \approx K_{gs} \quad (9)$$

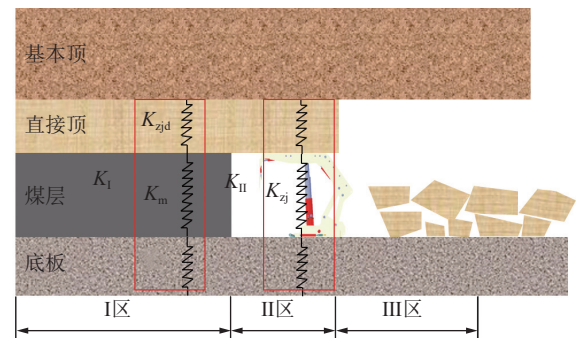
在煤层硬度中等以上时,三者刚度一般满足如下关系: $K_{coal} > K_{zj} > K_{gs}$ 。

在三区承载结构下,基本顶破断岩块载荷可近似表示为

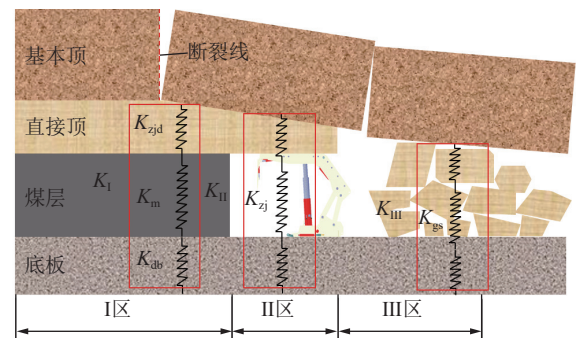
$$F_d = K_{coal}\Delta d_{coal} + (F_0 + K_{zj}\Delta d_{zj}) + K_{gs}\Delta d_{gs} \quad (10)$$

式中: F_d 为基本顶破断岩块载荷, kN; F_0 为支架初撑力, kN; Δd_{coal} 为煤壁压缩变形量, mm; Δd_{zj} 为支架下缩量, mm; Δd_{gs} 为矸石压缩量, mm。

因此,在顶板载荷给定时,提高支架的刚度可在一定程度上减少煤壁和支架的下缩量,并促使顶板破



(a) 二区承载



(b) 三区承载

I区—煤壁承载区; II区—支架承载区; III区—矸石承载区

图 21 不同条件下顶板分区承载刚度系统示意

Fig.21 Schematic diagram of roof partition bearing stiffness system under different conditions

断线后移,避免厚硬顶板在煤壁附近出现切顶现象,从而减小顶板回转对煤壁的压力。

2)“卸”的作用。在坚硬顶板条件下,当基本顶悬顶距离过长或直接顶垮落不实时,基本顶挠曲变形压力主要由煤壁和支架承担,工作面顶板承载结构变成二区承载结构如图 21a 所示,此时煤壁和支架所承担载荷均大大增加。采用井下大流量水平长孔区域压裂技术主动卸压弱化厚硬顶板,可从力源层面改善煤壁和支架受力情况。在确定矿压主控层位后,通过施工长水平定向钻孔,对拟压裂段钻孔进行封孔,并向其中注入高压水,利用高压水在钻孔产生的集中拉应力使裂隙在顶板岩层中扩展,从而将完整而较坚硬的顶板岩层分割成多层。在矿山压力作用下,压裂缝网在空间上立体发展,从而形成更加复杂的立体裂隙网络,岩体强度和完整性进一步被破坏,进而达到联通裂隙、有序垮落和诱导高应力转移的目的^[32]。

区域压裂对采场支架-围岩系统的卸压作用主要体现在以下几点:① 缩短矿压主控岩层的悬顶距,减少顶板回转下沉运动对煤壁的破坏作用。在厚硬岩层的分层厚度减小后,岩层呈现分层垮落现象,周期性破断步距缩短,顶板破断回转对煤壁的挤压破坏作用减弱。② 改造近远场顶板破断结构,减小矿压显现强度。压裂后多层顶板中产生丰富的压裂缝网,岩层由完整块体转变为含大量裂缝不连续体,顶板破断块度减小,采空区顶板矸石的碎胀性和充填程度增强,近场顶板二区承载结构转化为三区承载结构,顶板破断载荷更多被顶板自承结构承担,从而缓解支架和煤壁受力;低位顶板碎胀空间增大后,高位顶板的运移空间减小,有利于高位坚硬顶板破断后及时触矸,进而减小近远场多层厚硬顶板破断失稳对采场支架-围岩系统的动载冲击作用。③ 改善围岩应力环境。区域压裂前后超前支承压力分布曲线如图 22 所示。由图 22 可知:实施区域压裂后,支承压力的峰值显著降低,并且应力集中位置向煤层更深处转移,支承压力

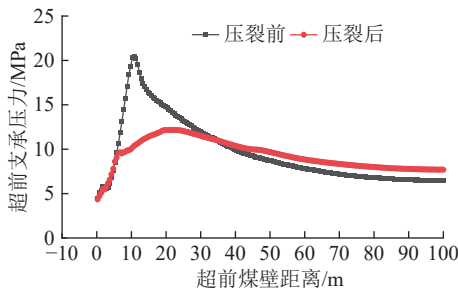


图 22 区域压裂前后超前支承压力分布曲线
Fig.22 Distribution curves of advanced abutment pressure before and after regional fracturing

对煤体的破坏作用减弱;压裂缝网实现应力传递路径阻隔,减少采动应力向支架围岩传递,降低工作面的矿压显现程度,从而也有利于煤壁稳定。

综上,超大采高工作面围岩“支-卸”协同控制作用可体现在“一增一减两协同”：“一增”即为通过高强支护体增大围岩的支护力,“一减”即为通过区域卸压减小围岩支承压力,“两协同”即为“支-卸”在时间和空间上的协同。时间协同是指,在工作面回采前首先通过区域卸压改造弱化坚硬顶板,弱化后的顶板难以形成能量积聚和应力集中,围岩在高阻力支护作用下更容易实现稳定可控;空间协同是指,采场支护体高强支护主要体现在对采煤机切割裸露后围岩体的及时支护,防止破坏后的近场围岩体进一步发生失稳,从而维持近场围岩体的稳定,区域压裂则是对远场顶板进行改造,在压裂作用下改变顶板上方应力环境和覆岩结构,从更高层位解除造成近场支架-围岩系统失稳的力源。

4 工程应用

4.1 超高阻力液压支架强力支护

曹家滩矿 10 m 超大采高工作面采用 ZY29000/45/100D 型液压支架,支架主要技术参数见表 2,支架额定工作阻力 29 000 kN,支护强度为 1.88~1.95 MPa,是当前世界上工作阻力最大的液压支架。支架采用抗冲击增容缓冲 $\phi 630$ mm 大缸径立柱,可实现冲击时峰值压力降低 34%,支架整体采用轻量化技术,实现 63 000 次加载试验,具有高强度、高刚度、高稳定性和高可靠性等特点,对于超大采高工作面强动载矿压具有很强的适应性。

表 2 ZY29000/45/100D 型液压支架主要技术参数

Table 2 Main technical parameters of ZY29000/45/100D hydraulic support		
项目	参数	备注
支架型号	ZY29000/45/100D	—
支架高度/mm	4 500~10 000	—
支架中心距/mm	2 400	—
支护强度/MPa	1.88~1.95	$f=0.2$
额定初撑力/kN	23 368	$P_0=37.5$ MPa, 带自增压系统
额定工作阻力/kN	29 000	$P=46.5$ MPa
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	117	—

为了充分发挥超高阻力液压支架的支撑性能, 10 m 超大采高工作面对支架初撑力提出了更高的要求, 通过高初撑力提升支架的主动支护作用和支架-围岩的系统刚度, 减少厚硬顶板周期性破断造成的动载冲击影响。122104 工作面采用 4 台高压大流量 BRW1250/40K 型乳化液泵站, 进行 4 进 4 回环形供液, 并增设增压系统, 确保支架初撑力能够达到 34 MPa 以上, 并对支架初撑力进行了严格考核管理。工作面支架平均初撑力统计如图 23 所示。由图 23 可知: 统计工作面正常回采期间的支架平均初撑力为 34.5 MPa, 工作面支架实际初撑力达标率达到 90% 以上。矿压预警平台具有液压支架工况综合评价与预警功能, 能够及时发现支架初撑力不足、立柱不保压等不良工况, 从而保障超大采高液压支架良好的支护性能。

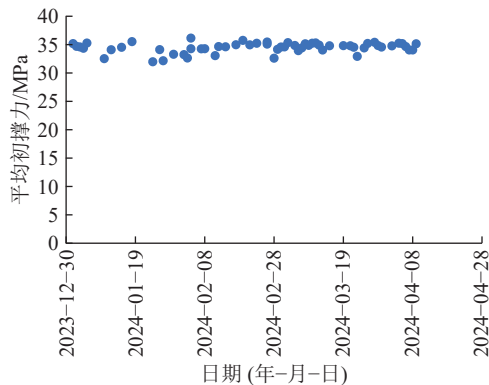


图 23 工作面支架平均初撑力统计

Fig.23 Statistics of average initial support force of working face support

4.2 超高煤壁三级分驱强力支护

为了提高液压支架的护顶护帮能力, 10 m 超大采高液压支架顶梁创新性采用“双层伸缩梁+三级护帮机构”(图 24), 使支架整体护帮高度达到 5.5 m, 上层伸缩梁主要用于防护裸露顶板, 下层伸缩梁铰接三级护帮板, 为裸露煤壁提供有效防护, 降低片帮机率。

双层机构独立工作, 互不影响, 改善了传统超大采高护帮机构的工作机制, 对超大采高工作面煤壁片帮特征的适应性强, 有效提升了支架对顶板及煤壁的支护效率。

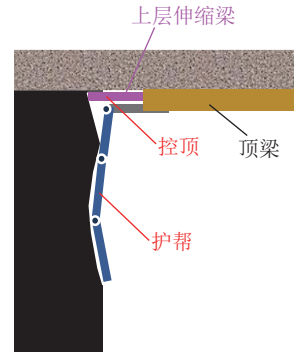


图 24 “双层伸缩梁+三级护帮机构”控顶护帮示意

Fig.24 Schematic diagram of “double-layer telescopic beam+three-level support mechanism” support

4.3 井下大流量水力压裂顶板卸压

为解决 10 m 超大采高工作面强矿压问题, 中煤科工开采研究院有限公司研发了国内首套煤矿井下集磨料射流与区域压裂为一体的远程集控泵组系统, 压裂排量 $5 \text{ m}^3/\text{min}$, 射流切割深度达到 1 m, 压裂钻孔最大孔深为 800 m, 水平孔深度为 400~650 m, 实测裂缝半径达 70~100 m, 形成了井下水平长孔区域压裂成套技术与装备。

在压裂前, 通过顶板钻探、取心和原位强度测试等方法, 确定不同区域顶板关键岩层赋存层位, 针对性设计不同钻场压裂层位和参数(图 25), 重点对 50 m 以下低-中位坚硬顶板实施充分压裂, 有效减小矿压主控岩层悬顶长度, 增大采空区低位顶板的碎胀空间, 缓解坚硬顶板破断对煤壁的破坏作用; 并在压裂过程中通过流量、水压和压裂缝网监测以及工作面回采过程中矿压监测, 动态调整压裂方案, 以达到理想的压裂效果。

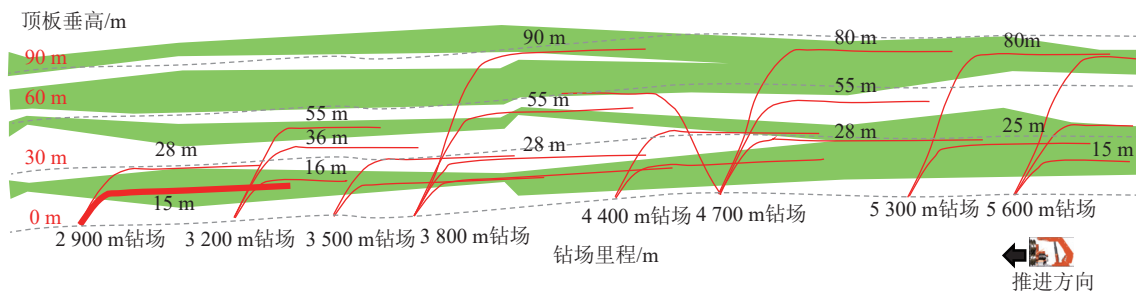


图 25 工作面沿走向不同钻场压裂层位

Fig.25 Fracturing layers at different drilling sites along the strike of the working face

4.4 应用效果

122104 工作面从 2023 年 10 月份试生产以来, 截

至 2024 年 12 月已连续回采 4 700 m, 最大采高突破 9.8 m, 平均采高达到 9.4 m。回采期间通过实时调整

压裂方案,并采取矿压实时监测预警、支架工况管理和一系列顶板控制等措施,工作面强矿压显现和片帮冒顶问题得到有效管控(图 26),未发生过严重影响生产的片帮冒顶事故。煤壁最大片帮深度由 2.0 m 减小为 1.2 m,由于大块煤片帮造成的日停机次数由 10 次以上降为 5 次以下,造成的停机时间由平均每日 120 min 降为 50 min 以下,工作面生产效率得到大幅提高。



图 26 10 m 超大采高工作面煤壁现场

Fig.26 10 m super large mining height working face coal wall scene diagram

5 结 论

1) 10 m 超大采高工作面煤壁片帮形态以“半月”状和“斜台”状为主,并存在板裂式炸帮现象,工作面煤壁片帮深度一般在 1.0 m 以下,最大深度为 2.0 m 左右,超大采高工作面周期来压强矿压显现加剧了煤壁片帮。

2) 在煤壁前方煤体支承压力峰后阶段,水平应力和侧压系数($\lambda = \sigma_h / \sigma_v$)呈梯度衰减变化,煤壁中部受顶底板夹持作用弱,水平应力衰减程度最大,随着采高的增大,煤壁前方水平应力卸荷程度显著增强;水平应力卸荷导致的围压快速降低是超大采高工作面煤壁片帮加重的重要原因,可通过减小顶板作用在煤壁上的垂直载荷 P_v 和增大水平支护力 P_h 两方面来减轻超大采高工作面煤壁损伤破坏,增大液压支架水平支护力在一定程度上可以减轻工作面煤壁的拉伸破坏。

3) 根据脆性煤体多裂纹发育性质,采用格里菲斯理论分析了煤壁卸荷区裂隙扩展、联通规律,水平应力卸荷导致的围压降低是煤壁张拉裂隙扩张失稳的主控因素,煤壁破坏优先朝向水平应力卸荷程度最大和侧压系数最小的方向发展,据此得出了煤壁微裂隙群贯通轨迹,解释了煤壁“半月”状和“斜台”状片帮的机制,即:非来压期间,基本顶呈悬臂状态,顶板挠

曲变形对煤壁的挤压作用力较小,此时煤壁在水平应力卸荷作用下,呈“半月”状片帮形式;来压期间,基本顶发生破断回转,对煤壁上部造成挤压破坏,此时煤壁在顶板破断回转和水平应力卸荷双重作用下,呈“斜台”状片帮形式。

4) 提出了超大采高工作面围岩“支-卸”协同控制理念,即通过高强支护体增大围岩的支护力提升支架-围岩系统的整体刚度,通过压裂卸压改造顶板破断结构以减小围岩支承压压力,通过二者在时间和空间上的协同作用,实现顶板和煤壁的稳定可控,形成了 10 m 超大采高工作面“高强度支护-大流量压裂卸压”协同控制技术,有效缓解了超大采高工作面强矿压显现和煤壁片帮冒顶问题。

参考文献(References):

- [1] 孟宪锐, 吴昊天, 王国斌. 我国厚煤层采煤技术的发展及采煤方法的选择[J]. 煤炭工程, 2014, 46(10): 43-47.
MENG Xianrui, WU Haotian, WANG Guobin. Development and method selection of thick coal seam mining technology in China[J]. Coal Engineering, 2014, 46(10): 43-47.
- [2] 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.
- [3] 李琛, 曹建云, 李杰. 8.8 m 超大采高工作面煤壁片帮机理及控制技术研究[J]. 煤炭科学技术, 2019, 47(S2): 170-172.
LI Chen, CAO Jianyun, LI Jie. Principle and control technology of the coal wall for the 8.8 m super-large mining height working face[J]. Coal Science and Technology, 2019, 47(S2): 170-172.
- [4] 尹希文, 闫少宏, 宁宇. 大采高综采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.
- [5] 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.
- [6] 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.
- [7] 庞义辉, 王国法. 基于煤壁“拉裂-滑移”力学模型的支架护帮结构分析[J]. 煤炭学报, 2017, 42(8): 1941-1950.
PANG Yihui, WANG Guofa. Hydraulic support protecting board analysis based on rib spalling "tensile cracking-sliding" mechanical model[J]. Journal of China Coal Society, 2017, 42(8): 1941-1950.

- [8] 王家臣, 王兆会, 孔德中. 硬煤工作面煤壁破坏与防治机理[J]. 煤炭学报, 2015, 40(10): 2243–2250.
WANG Jiachen, WANG Zhaohui, KONG Dezhong. Failure and prevention mechanism of coal wall in hard coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(10): 2243–2250.
- [9] 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.
- [10] 袁永, 屠世浩, 马小涛, 等. “三软”大采高综采面煤壁稳定性及其控制研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2012, 29(1): 21–25.
YUAN Yong, TU Shihao, MA Xiaotao, et al. Coal wall stability of fully mechanized working face with great mining height in “three soft” coal seam and its control technology[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2012, 29(1): 21–25.
- [11] 杨培举, 刘长友, 吴锋锋. 厚煤层大采高采煤壁的破坏规律与失稳机理[J]. 中国矿业大学学报, 2012, 41(3): 372–377.
YANG Peiju, LIU Changyou, WU Fengfeng. Breakage and falling of a high coal wall in a thick mined seam[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2012, 41(3): 372–377.
- [12] 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.
- [13] 许永祥, 王国法, 李明忠, 等. 超大采高综放工作面板裂化片帮特征及合理护帮控制[J]. 煤炭学报, 2021, 46(2): 357–369.
XU Yongxiang, WANG Guofa, LI Mingzhong, et al. Investigation on coal face slabbed spalling features and reasonable control at the longwall face with super large height and longwall top coal caving method[J]. Journal of China Coal Society, 2021, 46(2): 357–369.
- [14] 许永祥, 王国法, 李明忠, 等. 超大采高综放开采煤壁板裂化片帮机理研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2021, 38(1): 19–29.
XU Yongxiang, WANG Guofa, LI Mingzhong, et al. Mechanism of slabbed spalling failure of the coal face in fully mechanized caving face with super large cutting height[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2021, 38(1): 19–29.
- [15] 张金虎, 李明忠, 杨正凯, 等. 超大采高综采工作面煤壁片帮机理及多维防护措施研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2021, 38(3): 487–495.
ZHANG Jinhu, LI Mingzhong, YANG Zhengkai, et al. Mechanism of coal wall spalling in super high fully mechanized face and its multi-dimensional protection measures[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2021, 38(3): 487–495.
- [16] 范志忠, 潘黎明. 大采高综采煤壁动静载稳定性及采高的尺度效应研究[J]. 矿业科学学报, 2020, 5(5): 528–535.
FAN Zhizhong, PAN Liming. Study on dynamic and static load stability of coal wall and scale effect of mining height in large cutting height working face[J]. Journal of Mining Science and Technology, 2020, 5(5): 528–535.
- [17] 闫少宏, 薛博. 高强度开采煤壁稳定性关键因素量化与危险性分级[J]. 煤炭学报, 2024, 49(12): 4728–4738.
YAN Shaohong, XUE Bo. Quantification of key factors and hazard classification of “coal wall” stability under high-intensity mining[J]. Journal of China Coal Society, 2024, 49(12): 4728–4738.
- [18] 迟国铭, 李刚, 张春会, 等. 基于三线性应变软化模型的综采工作面煤壁片帮深度解析预测[J]. 煤炭科学技术, 2024, 52(7): 1–10.
CHI Guoming, LI Gang, ZHANG Chunhui, et al. Analytical solution of predicting rib spalling depth of fully-mechanized coal working face based on tri-linear strain softening model[J]. Coal Science and Technology, 2024, 52(7): 1–10.
- [19] 宋振骥, 梁盛开, 汤建泉, 等. 综采工作面煤壁片帮影响因素研究[J]. 湖南科技大学学报(自然科学版), 2011, 26(1): 1–4.
SONG Zhenqi, LIANG Shengkai, TANG Jianquan, et al. Study on the influencing factors of coal wall rib spalling in fully mechanized working face[J]. Journal of Hunan University of Science & Technology (Natural Science Edition), 2011, 26(1): 1–4.
- [20] 徐亚军, 杜毅博. 基于楔块模型的煤壁极限稳定高度研究与应用[J]. 岩石力学与工程学报, 2022, 41(S2): 3240–3249.
XU Yajun, DU Yibo. Research and application of coal wall limit stability height based on wedge model[J]. Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2022, 41(S2): 3240–3249.
- [21] 孔德中, 郑上上, 韩承红. 水平应力对深部大采高开采煤壁稳定性影响研究[J]. 矿业研究与开发, 2019, 39(5): 30–33.
KONG Dezhong, ZHENG Shangshang, HAN Chenghong. Study on the influence of horizontal stress on stability of coal wall under deep mining with large mining height[J]. Mining Research and Development, 2019, 39(5): 30–33.
- [22] 孔德中, 杨胜利, 高林, 等. 基于煤壁稳定性控制的大采高工作面支架工作阻力确定[J]. 煤炭学报, 2017, 42(3): 590–596.
KONG Dezhong, YANG Shengli, GAO Lin, et al. Determination of support capacity based on coal face stability control[J]. Journal of China Coal Society, 2017, 42(3): 590–596.
- [23] 李晓坡, 康天合, 杨永康, 等. 基于 Bishop 法的煤壁滑移危险性及其片帮深度的分析[J]. 煤炭学报, 2015, 40(7): 1498–1504.
LI Xiaopo, KANG Tianhe, YANG Yongkang, et al. Analysis of coal wall slip risk and caving depth based on Bishop method[J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(7): 1498–1504.
- [24] 王兆会, 王家臣, 杨毅, 等. 综采工作面煤壁稳定性的支架刚度效应分析[J]. 中国矿业大学学报, 2019, 48(2): 258–267.
WANG Zhaohui, WANG Jiachen, YANG Yi, et al. Mechanical relation between support stiffness and longwall face stability within fully-mechanized mining faces[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2019, 48(2): 258–267.
- [25] 付宝杰, 涂敏, 高明中. 大采高工作面煤壁卸荷失稳模型研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2017, 34(6): 1128–1133.
FU Baojie, TU Min, GAO Mingzhong. Study on unloading instability model of working face with large mining height[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2017, 34(6): 1128–1133.
- [26] 刘俊峰, 唐恩贤, 许永祥, 等. 大采高智能化开采煤壁全过程精准控制技术研究[J]. 煤炭科学技术, 2019, 47(10): 131–135.
LIU Junfeng, TANG Enxian, XU Yongxiang, et al. Study on full process precision control technology of coal wall under large mining height intelligent mining condition[J]. Coal Science and Technology, 2019, 47(10): 131–135.

- logy, 2019, 47(10): 131–135.
- [27] 吴浩, 宋选民. 8.5 m 大采高综采工作面煤壁稳定性的理论分析[J]. 煤炭科学技术, 2015, 43(3): 22–25.
- WU Hao, SONG Xuanmin. Theoretical analysis on coal wall stability of fully mechanized 8.5 m high cutting longwall mining face[J]. Coal Science and Technology, 2015, 43(3): 22–25.
- [28] 杨科, 刘帅, 唐春安, 等. 多关键层跨煤组远程被保护层煤壁片帮机理及防治[J]. 煤炭学报, 2019, 44(9): 2611–2621.
- YANG Ke, LIU Shuai, TANG Chun'an, et al. Mechanism and prevention of coal seam rib spalling in remote protected layer across coal group[J]. Journal of China Coal Society, 2019, 44(9): 2611–2621.
- [29] 李贺. 岩石断裂力学[M]. 重庆: 重庆大学出版社, 1988.
- [30] 徐亚军, 王国法, 任怀伟. 液压支架与围岩刚度耦合理论与应用[J]. 煤炭学报, 2015, 40(11): 2528–2533.
- XU Yajun, WANG Guofa, REN Huaiwei. Theory of the coupling relationship between surrounding rocks and powered support[J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(11): 2528–2533.
- [31] 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.
- [32] 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.