

# 深埋特厚煤层坚硬顶板多维分段水力压裂控冲减损技术

谭毅<sup>1,2,3</sup>, 王宇<sup>1</sup>, 何满潮<sup>3</sup>, 李辉<sup>1</sup>, 郭文兵<sup>1,2</sup>, 李林猫<sup>4</sup>, 刘伟东<sup>5</sup>, 张少普<sup>1</sup>

(1. 河南理工大学 能源科学与工程学院, 河南 焦作 454000; 2. 煤炭安全生产河南省协同创新中心, 河南 焦作 454000; 3. 河海大学 地球科学与工程学院, 江苏 南京 210098; 4. 陕西崔家沟能源有限公司, 陕西 铜川 727000; 5. 开滦矿业工程有限公司陕西铜川分公司, 陕西 铜川 727000)

**摘 要:** 水力压裂技术是煤矿顶板弱化及冲击地压防治的有效方法之一。以陕西某煤矿 2305 特厚煤层综放工作面为工程背景, 采用理论分析、数值模拟、现场试验以及工程监测等手段对坚硬顶板区域弱化控制技术进行研究。基于“塑性绞线”理论构建基本顶“薄板结构”力学模型, 提出了结合煤层采出过程中坚硬顶板初次破断临界状态积蓄的弯曲应变能及微震事件分布与响应特征确定水力压裂目标层位的方法, 根据此方法确定 2305 工作面压裂目标层位为 14.50 m 厚粗砂岩; 构建流固耦合模式下应变软化数值计算模型, 在目标层位设计有无定向分段水力压裂数值模拟对比试验, 并引入强度-应力比参数对顶板局部稳定性进行分析。结果表明: 定向长钻水力压裂有效破坏了基本顶的整体性并缩短了基本顶来压步距, 初次来压步距降低了 25.81%, 周期来压步距降低了 24.64%, 减小了因顶板悬空面积过大而形成巨大动载及诱发冲击地压的可能性; 根据 2305 工作面地质条件, 设计定向长钻+常规浅孔的多维分段水力压裂施工方案, 20 号、21 号、22 号定向长钻孔压裂过程中分别出现 30、35、23 次 3 MPa 以上压降现象, 定向分段水力压裂使顶板的整体性得到破坏, 常规浅孔压裂过程中不同裂隙的拓展形式在压裂曲线上表现出双阶段稳定型及多阶段发育型的不同阶段性特征, 顶板以及顶煤压裂效果显著; 联合多种监测手段对 2305 工作面围岩活动进行监测, 多维分段水力压裂技术的实施破坏了坚硬顶板的完整性, 与未实施水力压裂的 2303 工作面相比, 初次来压步距与周期来压步距分别降低 24、12 m, 降幅分别达 33.33%、32.19%, 有效减小了采面支架工作阻力, 降低了大能量微震事件发生的可能性, 为井下安全生产提供了保障。

**关键词:** 特厚煤层; 坚硬岩层; 塑性力学; 水力压裂; 微震监测

**中图分类号:** TD324 **文献标志码:** A **文章编号:** 0253-9993(2025)02-0794-16

## Multi dimensional segmented hydraulic fracturing impact ground pressure control and loss reduction technology for deep buried thick coal seam hard roof

TAN Yi<sup>1,2,3</sup>, WANG Yu<sup>1</sup>, HE Manchao<sup>3</sup>, LI Hui<sup>1</sup>, GUO Wenbing<sup>1,2</sup>, LI Linmao<sup>4</sup>, LIU Weidong<sup>5</sup>, ZHANG Shaopu<sup>1</sup>

(1. School of Energy Science and Engineering, Henan Polytechnic University, Jiaozuo 454000, China; 2. Henan Provincial Collaborative Innovation Center for Coal Safety Production, Jiaozuo 454000, China; 3. School of Earth Sciences and Engineering, Hehai University, Nanjing 210098, China; 4. Shaanxi Cuijiagou Energy Corporation, Tongchuan 727000, China; 5. Kailuan Mining Engineering Corporation Shaanxi Tongchuan Branch, Tongchuan 727000, China)

收稿日期: 2024-08-29 策划编辑: 郭晓炜 责任编辑: 宫在芹 DOI: 10.13225/j.cnki.jccs.2024.1044

基金项目: 国家自然科学基金优秀青年基金资助项目 (52322403); 国家自然科学基金面上资助项目 (52174108, 51974105); 河南省优秀青年科学基金资助项目 (222300420045)

作者简介: 谭毅 (1985—), 男, 四川遂宁人, 教授, 博士生导师。E-mail: 517237667@qq.com

通讯作者: 王宇 (1998—), 男, 河南商丘人, 硕士研究生。E-mail: 763998014@qq.com

引用格式: 谭毅, 王宇, 何满潮, 等. 深埋特厚煤层坚硬顶板多维分段水力压裂控冲减损技术[J]. 煤炭学报, 2025, 50(2): 794-809.

TAN Yi, WANG Yu, HE Manchao, et al. Multi dimensional segmented hydraulic fracturing impact ground pressure control and loss reduction technology for deep buried thick coal seam hard roof[J]. Journal of China Coal Society, 2025, 50(2): 794-809.



移动阅读

**Abstract:** Hydraulic fracturing technology is one of the effective methods for weakening the roof of coal mines and preventing rockburst. This article takes the 2305 thick coal seam fully mechanized caving working face of a coal mine in Shaanxi Province as the engineering background, and uses theoretical analysis, numerical simulation, on-site testing, and engineering monitoring methods to study the weakening control technology of the hard roof area. Based on the theory of “plastic stranded wire”, a mechanical model of the basic top “thin plate structure” is constructed, and a method is proposed to determine the hydraulic fracturing target layer by combining the accumulated bending strain energy and the distribution and response characteristics of high-energy microseismic events at the critical state of the first fracture of the hard top plate in the coal seam extraction process. According to this method, the fracturing target layer of 2305 working face is determined to be 14.50 m thick coarse sandstone; A numerical calculation model for strain softening under fluid structure coupling mode was constructed, and a comparative experiment was designed with and without directional segmented hydraulic fracturing in the target layer. The strength stress ratio parameter was introduced to analyze the local stability of the roof. The results showed that directional long drilling hydraulic fracturing effectively broke the integrity of the basic roof and shortened the step distance of the basic roof. The initial step distance was reduced by 25.81%, and the periodic step distance was reduced by 24.64%, reducing the possibility of forming huge dynamic loads and inducing impact ground pressure due to the large suspended area of the roof; Based on the geological conditions of the 2305 working face, a multi-dimensional segmented hydraulic fracturing construction plan combining directional long drilling and conventional shallow drilling was designed. During the fracturing process of directional long drilling holes No.20, No.21, and No.22, there were 30, 35, and 23 instances of pressure drop above 3 MPa, respectively. The directional segmented hydraulic fracturing caused damage to the integrity of the roof. During the conventional shallow drilling fracturing process, the expansion forms of different fractures showed different stage characteristics of two-stage stability and multi-stage development on the fracturing curve. The fracturing effect of the roof and top coal was significant; Multiple monitoring methods were used to monitor the surrounding rock activity of the 2305 working face. The implementation of multi-dimensional segmented hydraulic fracturing technology destroyed the integrity of the hard roof. Compared with the 2303 working face without hydraulic fracturing, the initial and periodic pressure step distances were reduced by 24 m and 12 m, respectively, with a reduction of 33.33% and 32.19%, effectively reducing the working resistance of the mining face support and reducing the possibility of high-energy microseismic events, providing a guarantee for underground safety production.

**Key words:** extra-thick coal seam; hard stratum; plastic mechanics; hydraulic fracturing; seismic monitoring.

## 0 引 言

随着我国煤矿开采深度逐渐增加,在深部开采的复杂环境下,冲击地压已经成为煤矿安全生产过程中的重要灾害之一<sup>[1-4]</sup>,冲击地压防治也是煤矿安全生产亟待解决的问题<sup>[5-6]</sup>。坚硬顶板的存在以及特厚煤层开采引起的巨大扰动是西部地区矿压显现的重要影响因素,通过水力压裂技术压裂、软化厚硬顶板是控冲减损的有效措施之一。

国内对于煤矿开采过程中控制坚硬岩层主要采用卸压开采<sup>[7]</sup>、深孔爆破<sup>[8-10]</sup>、井下压裂<sup>[11-12]</sup>、井上压裂<sup>[13]</sup>等卸压防治方法,可以在煤矿防冲实际中起到良好的控制效果。相较于传统爆破卸压技术,井上下水力压裂技术具有更高的安全性,潘俊锋等<sup>[14]</sup>针对影响冲击地压发生的厚硬顶板,提出了顶板区域性压裂人造解放层卸压防冲方法,并在实际工程应用中实现了解放层卸压效果;李云鹏等<sup>[15-16]</sup>基于板壳力学理论揭

示了坚硬岩层失稳临界弯曲应变能特征,并以此来确定压裂目标层位;康红普等<sup>[17]</sup>提出井下工作面定向钻孔区域水力压裂顶板层位、压裂钻孔布置与参数确定方法及压裂工艺;部分学者<sup>[18-20]</sup>采用数值模拟的方法,研究并总结了水力压裂对工作面应力场及矿压显现规律的影响,并成功实现了工作面的安全开采;另有众多学者<sup>[21-23]</sup>通过室内试验、数值模拟、理论分析等手段对不同条件下煤岩层水力裂隙扩展规律进行研究,为煤矿井下水力压裂工程提供了一定指导。针对坚硬顶板控制研究已经取得丰硕成果,但大部分矿井主要通过单一水力压裂手段削弱坚硬顶板完整性,单一技术手段在卸压范围以及卸压连续性方面存在不足,难以实现对坚硬顶板的有效控制。

因此笔者基于塑性铰线理论构建坚硬顶板“薄板结构”力学模型,建立以顶板初次破断临界状态积蓄的弯曲应变能为指标确定水力压裂目标层位方法,并采用数值模拟对比试验对单一定向长钻水力压裂技

术效果进行分析,在此基础上开展大范围定向长钻+常规浅孔的多维分段水力压裂现场应用,利用矿压监测、微震监测等监测手段对采场压力以及顶板围岩状态进行实时监测。研究结果表明该技术有效破坏了坚硬顶板的完整性,减小了基本顶来压步距,降低了冲击地压发生的可能性。为煤矿后续工作面及相似矿井安全开采提供了一定借鉴及指导。

## 1 工程背景

研究区位于焦坪矿区,黄陵侏罗纪煤田东北部,主要可采煤层为 4-2 号煤层,煤质较硬。2305 综放工作平均走向长度 1 495 m,倾向长度 200 m,煤层平均埋深 640 m,平均煤厚 13.20 m,煤层平均倾角 5.5°,西部为 2303 采空充水区,中间隔有 60 m 安全防水煤柱,南为采区大巷,北部为采区边界,东部为未采实体煤。直接顶岩性以粉砂岩为主,基本顶岩性粗砂岩为主,为坚硬的不易冒落顶板,工作面布置及钻孔柱状图如图 1 所示。

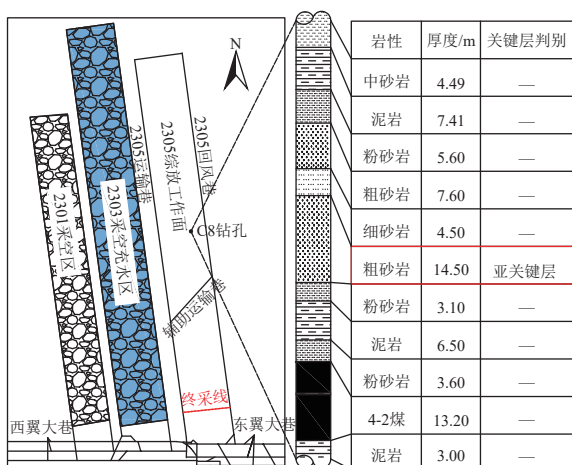


图 1 工作面布置及钻孔柱状图

Fig.1 Workface layout and borehole columns

监测结果表明,西侧 2303 工作面在回采过程中存在基本顶与直接顶来压步距较大、液压支架工作阻力较大、回采工作面以及巷道部分区域偶有动力表现、顶板具有冲击倾向性以及顶煤难以放落等问题,为实现 2305 工作面的安全生产,对采场覆岩破断规律及控制进行研究。

## 2 水力压裂层位初定

### 2.1 顶板初次破断距

针对复杂坚硬顶板条件下的特厚煤层综放开采,常规梁式理论难以精确描述顶板的三维破断特征,以往研究结果表明<sup>[24]</sup>:当满足式(1)时,可将采空区上覆悬露顶板初次破断前的弹性状态视为“薄板结构”进

行分析。

$$\left(\frac{1}{100} \sim \frac{1}{80}\right) \leq \frac{h}{l} \leq \left(\frac{1}{8} \sim \frac{1}{5}\right) \quad (1)$$

式中:  $h$  为岩层厚度, m;  $l$  为岩层短边, m。

现场实测资料分析结果表明,2305 工作面西侧 2303 工作面基本顶为厚度为 13.20 m 厚粗砂岩,基本顶初次来压步距为 72 m,代入式(1)计算得出  $h/l = 13.2/72 = 0.183 < 1/5$ ,因此,研究区域内基本顶初次破断的临界状态符合“薄板结构”条件<sup>[25-26]</sup>,可将基本顶变形破断问题视为薄板变形破断的二维问题,远、近场关键层受采动影响将发生不同形式“O-X”破断,并且对采场及超前压力,以及巷道围岩产生不同影响效果,因此,建立近场“薄板结构”力学模型如图 2 所示。

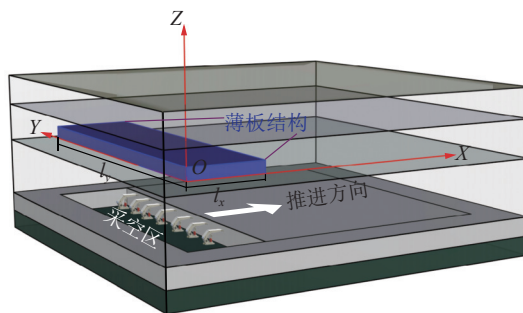


图 2 “薄板结构”力学模型

Fig.2 Structural-mechanical modeling of “thin plates”

低位关键层受煤层开采直接影响,将发生破断回转,特厚煤层开采会形成巨大采出空间,低位关键层无法形成稳定的“砌体”结构,进而形成“悬臂”结构;高位关键层则受低位关键层运动的间接影响,回转距离较小,形成“砌体”结构。因此可以将低位关键层控制的近场悬臂结构视为三边固支、一边悬臂板结构;中高位关键层控制的远场砌体结构视为三边固支、一边简支板结构<sup>[15]</sup>;顶板初次破断临界状态可视为四边固支的“薄板结构”。本文主要针对近场结构临界状态极限载荷及推进距离关系进行研究,以确定基于“薄板结构”的顶板初次来压步距,为水力压裂层位确定提供依据。

当“薄板结构”达到极限载荷条件时,裂隙贯通构成倾向“O-X”或走向“O-X”裂隙,基本顶的 2 种破断模式与采空区上方基本顶尺寸有关,当工作面长度  $l_y$  与推进距  $l_x$  满足  $l_x/l_y \leq 1$  时,极限载荷作用下呈倾向“O-X”裂隙,如果工作面长度较小,导致基本顶初次破断时  $l_x/l_y > 1$ ,基本顶的破断将呈走向“O-X”裂隙<sup>[25]</sup>。本文研究的 2305 工作面基本顶达到极限载荷条件时将形成倾向“O-X”裂隙(图 3)。



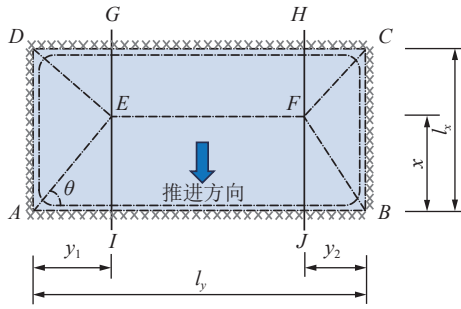


图3 “薄板结构”初次破断示意

Fig.3 Schematic diagram of initial rupture of “thin plates”

结构被裂隙划分为若干板块,破坏时各板块绕裂隙产生转动进而丧失承载能力,基于“屈服线理论”及虚功原理对近场“薄板结构”极限载荷进行分析:岩层上覆载荷  $P$  做外功  $W_e$ ,其值为由裂隙分割后的各个板块承担的外荷载合力与合力作用点处的虚位移的乘积;内功  $W_i$  为各个裂隙绞线所承担弯矩与相邻板块间转角的乘积,则得式 (2):

塑性绞线分割各个板块所作外功:

$$W_e = P(l_y - y_1 - y_2) \frac{x}{2} + P(l_y - y_1 - y_2)(l_x - x) \frac{1}{2} +$$

$$P \frac{y_1 x}{2} \frac{1}{3} + P \frac{y_2 x}{2} \frac{1}{3} + P \frac{y_1 (l_x - x)}{2} \frac{1}{3} +$$

$$P \frac{y_2 (l_x - x)}{2} \frac{1}{3} + P \frac{y_1 l_x}{2} \frac{1}{3} + P \frac{y_2 l_x}{2} \frac{1}{3} =$$

$$\frac{P}{6} [3l_y - (y_1 + y_2)] l_x \quad (2)$$

塑性绞线所做内功:

$$W_i = \frac{m_y l_y}{x} + \frac{m_y l_y}{l_x - x} + \frac{m_x l_x}{y_1} + \frac{m_x l_x}{y_2} +$$

$$\frac{m_x' l_x}{y_1} + \frac{m_x' l_x}{y_2} + \frac{m_y' l_y}{x} + \frac{m_y' l_y}{l_x - x} \quad (3)$$

式中:  $m_x, m_y (m_x', m_y')$  分别为正 (负) 塑性绞线沿着  $x, y$  方向单位长度上的极限弯矩;  $M_s = \sigma_s h^2 / 6$ ,  $\sigma_s$  为坚硬顶板的抗拉强度, MPa;  $l_y$  为工作面长度,  $l_x$  为岩层初次破断距。由虚功原理  $W_e = W_i$  可知“薄板结构”临界状态下极限载荷  $P$  与结构尺度之间的一般定量关系式:

$$P = \frac{12M_s \left( \frac{l_y}{l_x} + \frac{l_y}{l_x - x} + \frac{l_x}{y_1} + \frac{l_x}{y_2} \right)}{[3l_y - (y_1 + y_2)] l_x} \quad (4)$$

根据 Tresca 屈服准则,当“薄板结构”最大剪应力达到材料的屈服极限时,材料开始屈服,在平面应力状态下主应力  $\sigma_1, \sigma_2$  与剪应力  $\tau_{xy}$  有如下关系:

$$\tau_{xy} = \frac{|\sigma_1 - \sigma_2|}{2} \quad (5)$$

在直角坐标系中,主应力方向与坐标系夹角  $\theta$  满足:

$$\tan 2\theta = \frac{2\tau_{xy}}{\sigma_x - \sigma_y} \quad (6)$$

在纯剪切理想状态下,  $\sigma_x = \sigma_y = 0$ , 计算得出  $\theta = 45^\circ$  或  $135^\circ$ , 表明“薄板结构”在屈服时角部区域塑性绞线可能方向与板边方向成  $45^\circ$ 。

实际近水平煤层开采过程中,在上覆极限载荷作用下近场“薄板结构”角部区域处于复杂的空间应力状态,由于边界约束和相邻边的相互作用,会产生较大的剪应力,近似取  $\theta = 45^\circ$ , 式 (4) 简化为

$$P = \frac{48M_s(l_y + 1)}{(3l_y - l_x)l_x^2} \quad (7)$$

则极限破坏载荷与最危险破坏尺度关系由下式获得:

$$\begin{cases} \frac{\partial P}{\partial y_1} = \frac{\partial P}{\partial y_2} = 0 \\ \frac{\partial P}{\partial x} = 0 \end{cases} \quad (8)$$

结合关键层理论对近场关键层进行判别,并根据坚硬岩层“薄板结构”协同变形条件对其上均布载荷进行计算,假设基本顶为第 1 层,其上第  $m+1$  层为关键层,则由挠度协调方程可知:

$$\omega_1 = \omega_2 = \omega_3 = \dots = \omega_m \quad (9)$$

式中:  $\omega_1, \omega_2, \omega_3, \dots, \omega_m$  分别为基本顶及其控制的各岩层的挠度。

根据薄板理论平衡方程,“薄板结构”挠度函数为

$$\omega(x, y)_i = C \frac{P_i}{D_i} \quad (10)$$

式中:  $\omega(x, y)_i$  为第  $i$  层岩层的挠度函数;  $C$  为由不同边界条件及薄板边长确定的相关系数;  $P_i$  为第  $i$  层岩层所受载荷;  $D_i$  为第  $i$  层岩层弯曲刚度。

结合式 (9)、式 (10) 可得上覆岩层载荷关系:

$$P_1 = D_1 \frac{P_1}{D_1}, P_2 = D_2 \frac{P_1}{D_1}, \dots, P_m = D_m \frac{P_1}{D_1} \quad (11)$$

因此第 1 层岩层所受载荷为

$$(P_m)_1 = \frac{D_1(q_1 + q_2 + \dots + q_m)}{D_1 + D_2 + \dots + D_m} \quad (12)$$

其中,

$$D_m = \frac{E_m h_m^3}{1 - \mu_m^2} \quad (13)$$

代入式 (12) 可得第 1 层岩层所受载荷为

$$(P_m)_1 = \frac{\frac{E_1 h_1^3}{1 - \mu_1^2} (\gamma_1 h_1 + \gamma_2 h_2 + \dots + \gamma_m h_m)}{\frac{E_1 h_1^3}{1 - \mu_1^2} + \frac{E_2 h_2^3}{1 - \mu_2^2} + \dots + \frac{E_m h_m^3}{1 - \mu_m^2}} \quad (14)$$



联立式 (7)、式 (14) 即可求得基于“薄板结构”近水平煤层回采近场关键层初次破断距。一般情况下, 坚硬岩层初次破断距大于其周期破断距, 且初次破断前积蓄的弯曲应变能要大于周期破断期间积蓄的弯曲应变能, 为确定水力压裂层位, 以顶板初次破断前积蓄的弯曲应变能为评价指标, 对顶板岩层初次破断距前积蓄的弯曲应变能进行计算。

## 2.2 压裂层位初定

煤层综放开采过程中, 厚硬顶板岩层不易破断, 导致顶煤难以放落, 且随着悬露距逐渐增大, 内部积蓄的弹性能也逐渐增大, 容易诱发动力灾害。

矿井长期微震监测井上下响应结果表明: 当坚硬岩层释放能量达到  $1 \times 10^4 \sim 5 \times 10^4$  J 时, 井下可能出现“小板炮”; 当坚硬岩层释放能量在  $5 \times 10^4 \sim 8 \times 10^4$  J 时, 采掘区域可能会出现较大的“板炮”及小块煤岩崩落等现象, 巷道有可能出现巷帮挤出、片帮等现象, 影响瓦斯、输水管道; 当坚硬岩层释放能量达到  $10^5$  J 时, 采掘范围内煤帮易出现小范围动力显现, 大部分大能量事件发生在顶板周期来压期间, 如图 4 所示, 通过 5 月份微震监测得到岩石破裂高程分布情况如图 5 所示。

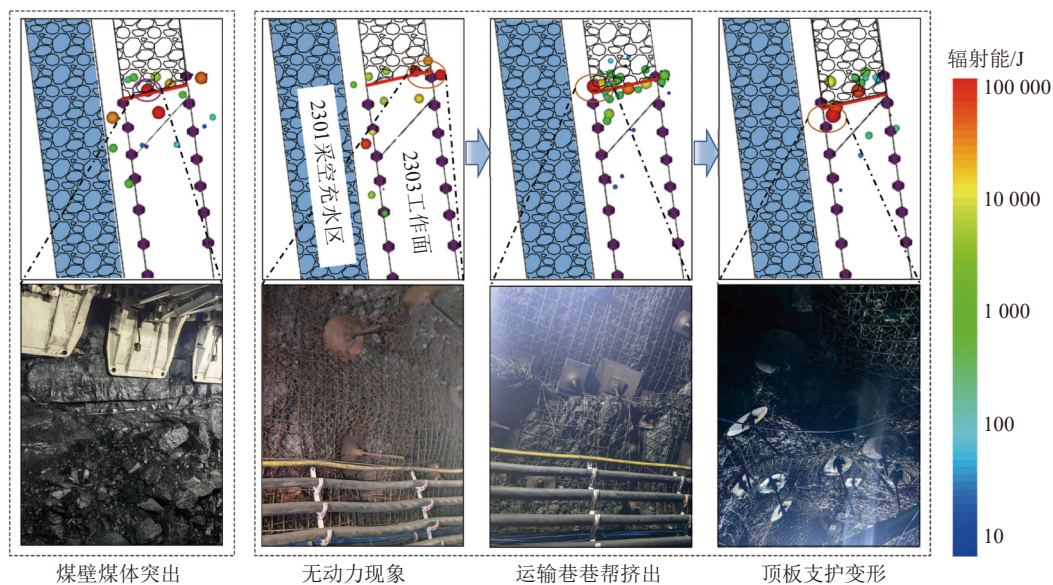


图 4 2303 工作面周期来压期间微震井下响应图

Fig.4 Microseismic downhole response map during cyclic incoming pressure

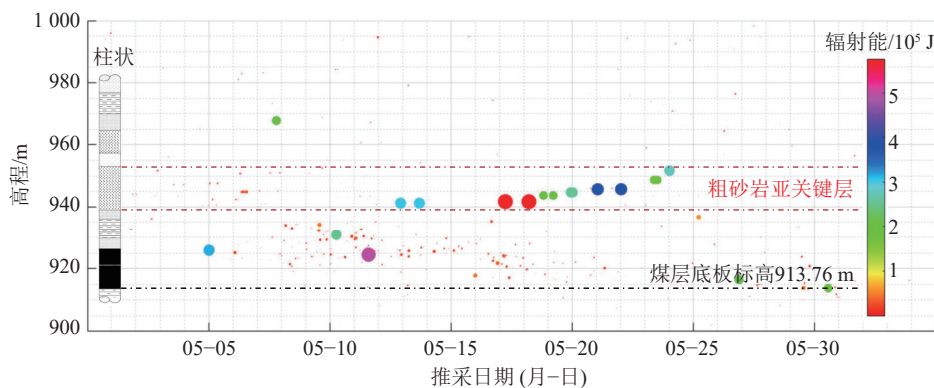


图 5 2303 工作面微震事件高程分布

Fig.5 Elevation distribution of microseismic events

厚硬顶板在工作面推采过程中随着悬露距逐渐增大, 将造成弹性能大量积蓄, 而大量的弹性能有效积聚是动力灾害发生的前提<sup>[27-28]</sup>, 因此, 在实施水力压裂之前, 通过基于“薄板结构”理论的诱冲关键层分析结合现场微震数据分析进行目标层位的确定<sup>[14]</sup>, 结

果表明: 为保证顶煤顺利放落和井下安全开采, 压裂层位应选取积蓄弯曲应变能  $> 10^5$  J 以及大能量微震事件集中发生的坚硬顶板作为压裂目标层位。

顶板初次破断视为四边固支“薄板结构”, 其挠度函数为

$$\omega(x,y) = \frac{49P}{8(7l_y^4 + 4l_x^2l_y^2 + 7l_x^4)D} \left(x^2 - \frac{l_y^2}{4}\right)^2 \left(y^2 - \frac{l_x^2}{4}\right)^2 \quad (15)$$

顶板弯曲应变能  $U^{[24]}$  可表示为

$$U = \frac{Eh^3}{24(1-\mu)} \iint (\nabla^2 \omega)^2 dx dy \quad (16)$$

式中:  $h$ 、 $\omega$  为坚硬岩层的厚度和挠度,  $m$ ;  $E$  为顶板的弹性模量,  $GPa$ ;  $\mu$  为坚硬岩层的泊松比;  $\nabla$  为二维拉普拉斯算子。

联立式 (15)、式 (16), 在  $x \in (-l_y/2, l_y/2)$ ,  $y \in (-l_x/2, l_x/2)$  区间求积分, 化简坚硬岩层初次失稳临界状态积聚的弯曲应变能  $U_1^{[15]}$  为

$$U_1 = \frac{2(1-\mu)P^2}{75Eh^3} \frac{l_x^5 l_y^5}{l_x^4 + \frac{8}{49} l_x^2 l_y^2 + l_y^4} \quad (17)$$

式 (17) 表明: 顶板初次破断所释放能量与顶板沿工作面方向悬露长度  $l_y$ 、极限跨距  $l_x$ 、所受载荷  $P$ 、岩层厚度  $h$ 、弹性模量  $E$  及泊松比  $\mu$  等参数相关。

结合关键层理论<sup>[29]</sup>, 首先根据岩层协调变形方程对煤层上方坚硬岩层 (挠度小于其下部岩层的岩层) 进行判别; 再根据固支梁模型对坚硬岩层的破断距进行比较从而确定亚关键层以及关键层, 2305 工作面 4-2 煤层上方 150 m 范围内关键层判别结果见表 1。

计算结果表明: 距离煤层上方 13.20 m 处层厚 14.50 m 粗砂岩为亚关键层; 2305 工作面长度 200 m; 根据式 (7)、式 (14) 计算厚硬粗砂岩初次破断距为 63.92 m; 根据式 (17) 最终计算得出 14.50 m 厚粗砂岩在初次失稳状态所积聚的弯曲应变能为 52.39 MJ, 选取该层作为水力压裂目标层位。

表 1 2305 工作面关键层及初次失稳积蓄弯曲应变能

Table 1 Critical layer and initial instability accumulation bending strain energy of 2305 working face

序号	岩性	厚度/m	弹性模量/GPa	抗拉强度/MPa	关键层判别	初次失稳尺度/m	弯曲应变能/MJ
20	砾岩	7.91	28.85	4.96	—	—	—
19	泥岩	14.00	8.75	0.61	—	—	—
18	砂质泥岩	20.00	10.85	2.01	关键层	—	—
17	粗砂岩	14.40	21.11	3.61	—	—	—
16	粉砂岩	4.00	19.51	1.84	—	—	—
15	粉砂岩	3.90	19.51	1.84	—	—	—
14	砾岩	3.45	28.85	4.96	—	—	—
13	粉砂岩	8.43	19.51	1.84	—	—	—
12	粉砂岩	8.31	19.51	1.84	—	—	—
11	中砂岩	10.40	15.29	4.34	关键层	74.91	80.69
10	细砂岩	4.45	33.40	2.29	—	—	—
9	中砂岩	4.49	15.29	4.34	—	—	—
8	粉砂岩	7.41	19.51	1.84	—	—	—
7	粉砂岩	5.60	19.51	1.84	—	—	—
6	粗砂岩	7.60	21.11	3.61	—	—	—
5	细砂岩	4.50	33.40	2.29	—	—	—
4	粗砂岩	14.50	21.11	4.61	关键层	63.92	52.39
3	粉砂岩	3.10	19.51	1.84	—	—	—
2	泥岩	6.50	8.75	0.61	—	—	—
1	粉砂岩	3.60	19.51	1.84	—	—	—

### 3 坚硬顶板定向分段水力压裂模拟

#### 3.1 数值模拟准备

##### 3.1.1 数值模型构建及方案选择

根据 2305 工作面压裂段 C8 钻孔及相关地质资

料, 采用 FLAC<sup>3D</sup> 构建 2305 工作面三维数值模拟模型, 如图 6 所示。模型  $X \times Y \times Z = 1\,000\,m \times 500\,m \times 443.06\,m$ 。为消除边界效应沿  $X$  方向预留 150 m 宽煤柱, 沿  $Y$  方向预留 100 m 宽煤柱, 设置模型边界条件为顶部自由,





如图 8d、8e 所示;推进至 700 m 处覆岩破坏范围发育至最高处 ( $Z=130$  m), 如图 8f 所示。综合分析结果表明,基本顶未进行水力压裂条件下初次来压步距为

60~80 m(平均 70 m), 周期来压步距为 20~50 m(平均 35 m)。

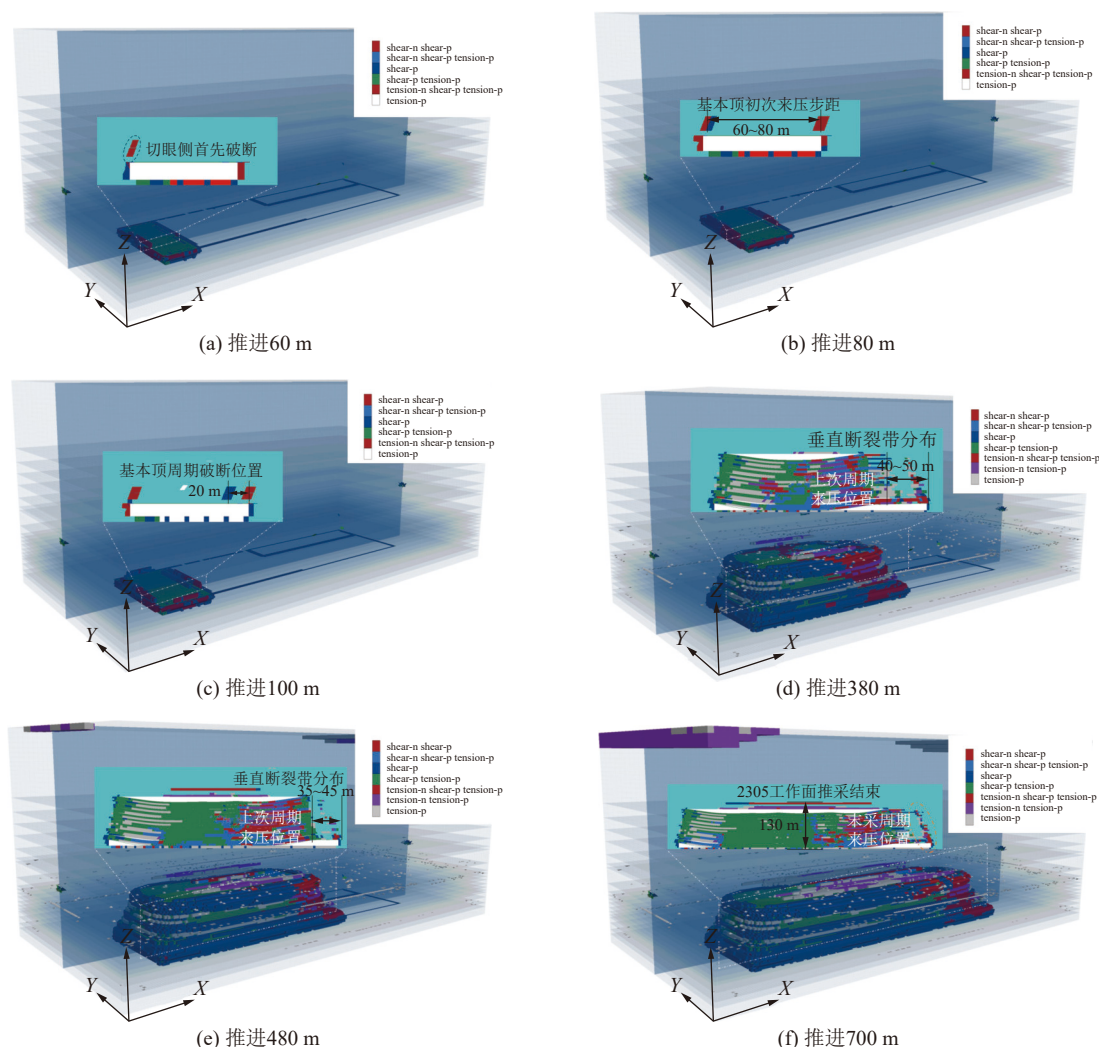


图 8 无水力压裂塑性区分布 (切片位置:  $Y=250$  m)

Fig.8 Distribution of plastic zones without hydraulic fracturing (slice location:  $Y=250$  m)

为了更加精细刻画顶板随推进距离下破断规律,引入强度-应力比 (Strength-Stress Ratio) 参数对顶板局部稳定性进行分析,强度-应力比 ( $R_{SS}$ ) 在一些本构模型中被计算为当前应力状态无限接近失效的局部指标,设当前有效最小和最大主应力为  $\sigma_1$  和  $\sigma_3$ ,则当前的莫尔圆如图 9 所示。

固定  $\sigma_3$  扩大莫尔圆,使其与剪切破坏线相切;新的最小有效主应力用  $\sigma'_1$  表示,强度-应力比 ( $R_{SS}$ ) 计算式见式 (19):

$$R_{SS} = \left| \frac{\sigma'_1 - \sigma_3}{\sigma_1 - \sigma_3} \right| \leq 10 \quad (19)$$

因为强度-应力比能够对局部的稳定性与安全性进行分析,以煤层上方 13.20 m 处层厚为 14.50 m 粗砂岩为研究对象,对比塑性区与强度-应力比大小关

系 ( $Z=38$  m 处) 可知,此层粗砂岩破坏进入塑性区对应的强度-应力比上限值为 1.50,对比结果如图 10 所示。

在  $Z=38$  m 剖面中部 ( $Y=250$  m) 布置测线对其强度-应力比进行监测,监测结果如图 11 所示:根据监测结果可知,基本顶初次来压步距为 68 m,周期来压步距在不同推进距离下存在较大波动,范围在 22~

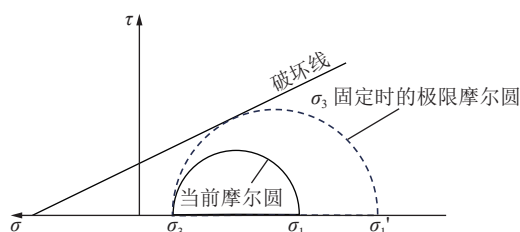


图 9 强度-应力比示意

Fig.9 Schematic of strength-stress ratio

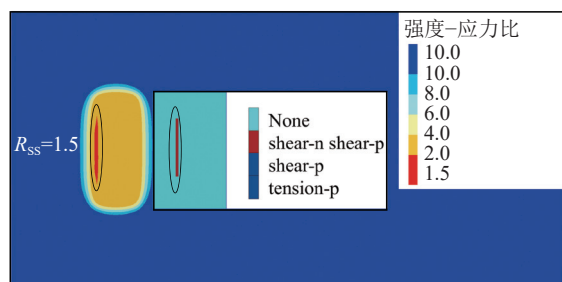


图 10 塑性区与强度-应力比对照

Fig.10 Plastic zone - strength-stress ratio control plot

47 m, 基本顶平均周期来压步距为 34.50 m。

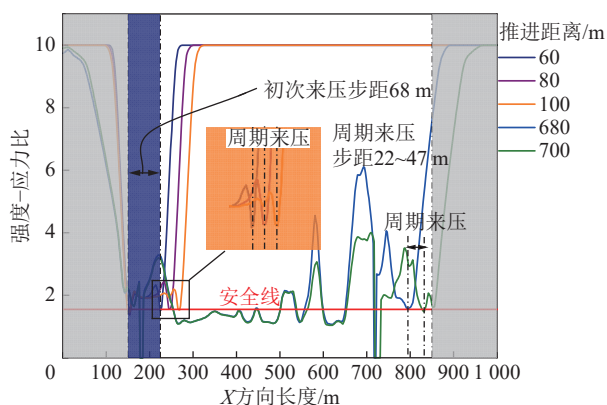


图 11 基本顶 SSR 演化图

Fig.11 Basic top SSR evolution map

### 3.3 定向长钻水力压裂模拟分析

根据上文研究结果,选取距离煤层上方 13.20 m 处层厚为 14.50 m 粗砂岩为水力压裂层位,分别设计 20 号、21 号、22 号 3 个定向长水力压力钻孔对该层进行水力压裂,钻孔布置间距 50 m,如图 12 所示,模拟设计 3 个定向长钻孔孔径 0.1 m,压裂长度 600 m,压裂段数 12 段,每段压裂长度 25 m,分段间隔 25 m。设置钻孔恒定水压 50 MPa,采取连续分段后退式压裂方式。

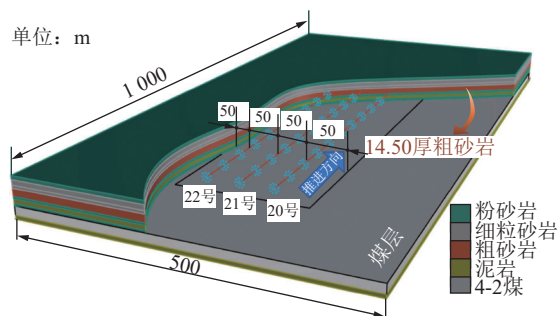


图 12 定向长钻水平布置

Fig.12 Horizontal arrangement of directional long drill

压裂钻孔横截面水流状态及压裂塑性区发育如图 13 所示,在 20 号钻孔压裂过程中,垂直方向为压裂裂隙的主要扩展方向,不同应力场下,水力裂缝倾向垂直于最小主应力方向扩展<sup>[21]</sup>,2305 工作面数值计算模型初始应力平衡状态表明,基本顶最小主应力 (-10.7 MPa) 方向为水平方向,因此裂隙主要沿着垂直方向扩展。

在高压水作用下,水流不断向四周渗透,在不同岩性层间界面形成结构弱面,压裂结束后形成竖直方向椭圆形塑性区,20 号钻孔最大压裂半径为 6.79 m;由于 20 号钻孔压裂导致粗砂岩亚关键层完整性遭到破坏,在 21 号钻孔压裂过程中水流在水平方向及竖直方向上运动范围更大,最大压裂半径为 11.59 m;经过前两个钻孔的水力压裂施工,粗砂岩亚关键层饱和度升高,岩层完整性遭到有效破坏,在 22 号钻孔压裂过程中水流沿岩层结构弱面及压裂塑性区渗透,压裂范围进一步扩大,最大压裂半径为 13.15 m。各钻孔压裂塑性区平均半径变化如图 14 所示。

工作面上方粗砂岩亚关键层经压裂后对煤层进行分步开挖,覆岩破坏范围如图 15 所示:当推进至 40 m 处,基本顶首先在切眼侧破断;工作面推进至 60 m 时,基本顶在采面侧初次破断,顶板岩层初次来

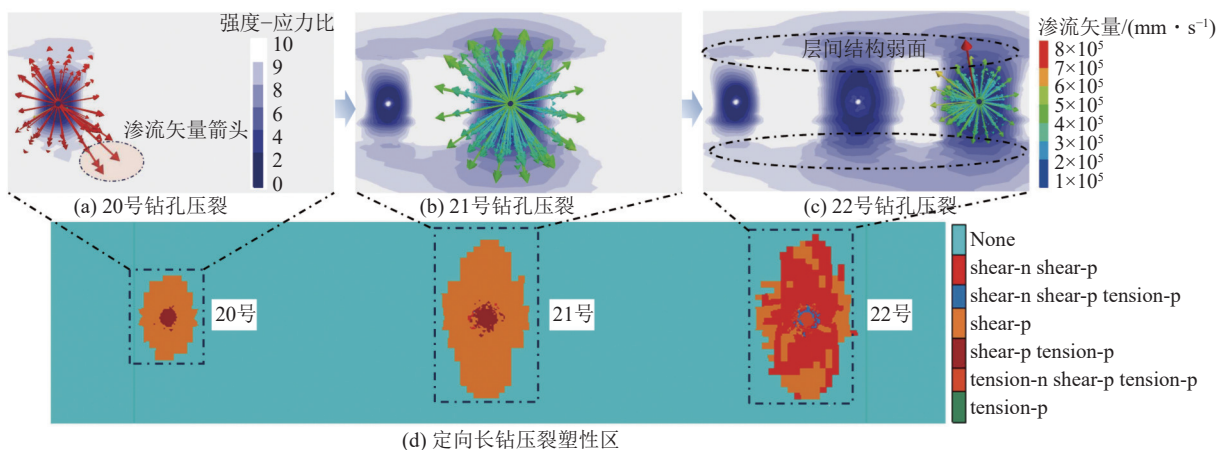


图 13 定向长钻渗流及塑性区

Fig.13 Directional long-drill seepage and plastic zone

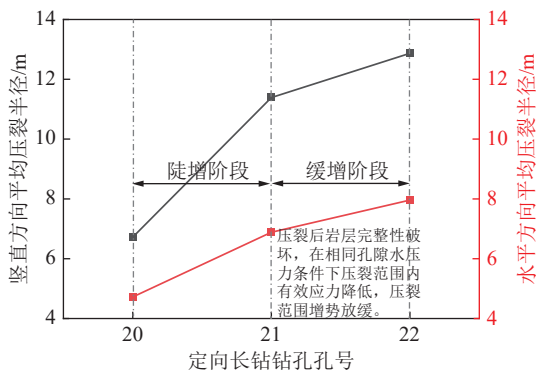


图 14 压裂半径变化趋势

Fig.14 Trends in fracturing radius

压步距为 40~60 m;当工作面推进至 80 m 处时,基本顶再次破断,基本顶破坏面积大于其下方直接顶破坏面积,证明水力压裂后基本顶整体强度明显降低,基本顶周期来压步距约为 20 m;推进至 600 m 处覆岩破坏范围发育至最高处 ( $Z=130$  m)。

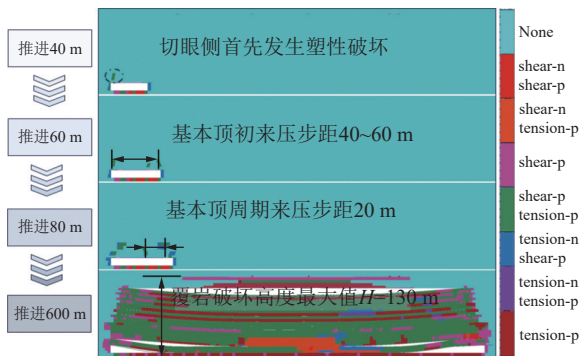


图 15 水力压裂后开挖塑性区分布

Fig.15 Distribution of plastic zones in excavation after hydraulic fracturing

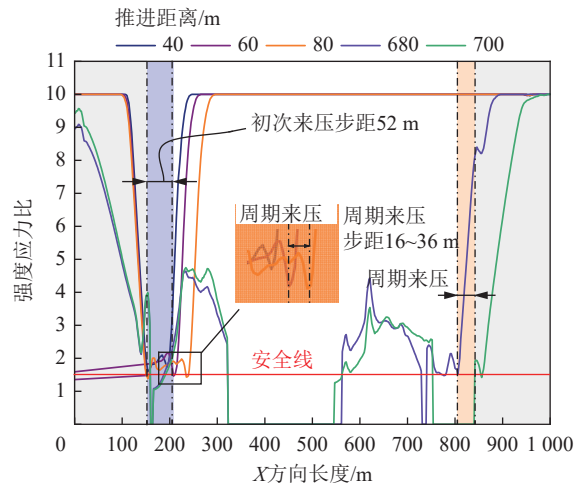
根据基本顶强度-应力比监测结果 (图 16) 可知,基本顶初次来压步距为 52 m,相较于未压裂状态下 (68 m) 降低了 25.81%;基本顶经过定向分段水力压裂后,整体稳定性降低,表现为周期来压不明显,平均周期来压步距约 26 m,相较于未压裂状态下 (34.50 m) 降低了 24.64%。

经有无定向长钻水力压裂模拟对比结果可知,定向长钻水力压裂破坏了粗砂岩亚关键层的整体性与稳定性;减小了煤层开采过程中顶板初次来压与周期来压步距;弱化了顶板由于悬空面积过大而形成的巨大动载;降低了回采过程中的冲击地压事故发生风险。

## 4 多维分段水力压裂技术

### 4.1 多维分段水力压裂方案设计

水力压裂实施过程中首先在压裂孔附近起裂,之后在水压作用下岩层内裂隙不断扩展延伸形成相互

图 16 基本顶  $R_{ss}$  演化图Fig.16 Basic top  $R_{ss}$  evolution map

贯通的裂隙网,对井下地应力场重新扰动和均化<sup>[33]</sup>,破坏顶板岩层的完整性,削弱顶板的强度<sup>[34]</sup>,使顶煤能够顺利下落、采空区顶板能够分层分次垮落,缩短初次来压和周期来压步距,达到减小或消除坚硬难垮顶板对工作面回采期间危害的目的。针对具有坚硬顶板的特厚煤层工作面,单一的分段水力压裂技术难以实现整个采掘区域内低、高位坚硬岩层的良好控制。

为实现 2305 工作面在回采过程中顶煤顺利落下并预防基本顶暴露距离过大积聚巨大弹性应变能从而诱发冲击地压事故,综合考虑 2305 工作面与西部 2303 采空充水区之间的防水煤柱的稳定性以及水力压裂钻孔施工对顶板上裂隙水扰动效果影响,合理确定适用于 2305 工作面的顶板定向长钻孔分段水力压裂+常规浅孔致裂的多维分段水力压裂方案,如图 17 所示。

如图 17 所示共计 3 个定向长压裂孔:定向钻施工位置为 2305 回风巷道 7 号钻场,定向钻孔布置间距 40 m,22 号钻孔距 2305 回风巷道 40 m,为保护 2305 工作面与 2303 工作面之间隔水煤柱,设计 20 号钻孔距离隔水煤柱距离 80 m,距 2303 采空充水区距离大于 100 m;在钻孔内进行多段压裂,设计压裂分段 12 段,每段压裂长度 20 m,分段间隔 20~25 m,如图 17 所示。常规浅孔在开切眼及两巷范围布置水力压裂钻孔并朝向工作面内部,运输巷道、回风巷道及切眼钻孔数量各 10 个,常规浅孔布置间距 20 m,在钻孔内关键层进行多段压裂,初步设计 3 段,煤层内一段,目标岩层内两段。

### 4.2 多维分段水力压裂井下实施

#### 4.2.1 顶板定向长钻分段水力压裂

根据 2305 工作面顶板定向长钻孔分段水力压裂方案,采用澳大利亚的 VLD-1000 型水平定向钻机,



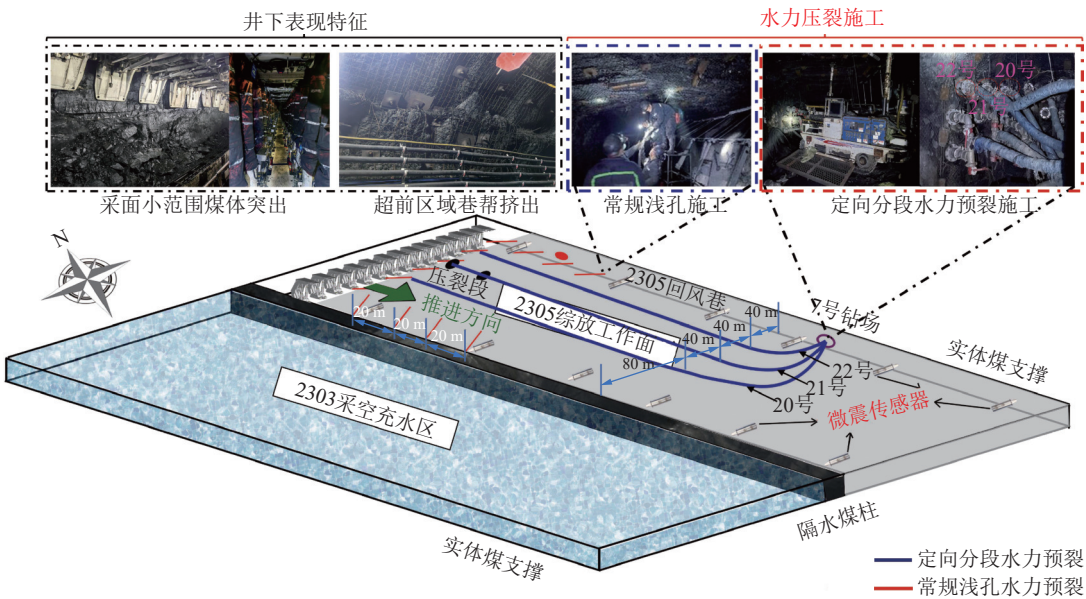


图 17 多维分段水力压裂实施示意

Fig.17 Schematic diagram of the implementation of multi-dimensional segmented hydraulic fracturing

VLD-1000 履带式千米钻机对 3 个定向长钻孔 20 号、 定向长钻孔前 12 段压裂过程压力时间曲线如图 18—21 号、22 号依次进行分段压裂。钻孔技术参数见表 3， 图 20 所示。

表 3 定向分段长钻孔技术参数

Table 3 Directional segmented long borehole technical parameters

孔号	孔长/m	压裂段数	总压裂时间/min	总压入水量/m <sup>3</sup>	压裂时间范围/min	峰值压力范围/MPa	注水量范围/m <sup>3</sup>
20号	564	12	1 372	250.2	84~136	27.6~32.5	17.5~24.2
21号	579	12	1 762	333.6	104~168	31.4~37.5	19.0~33.5
22号	600	12	2 097	399.3	124~196	28.1~35.3	23.2~36.8

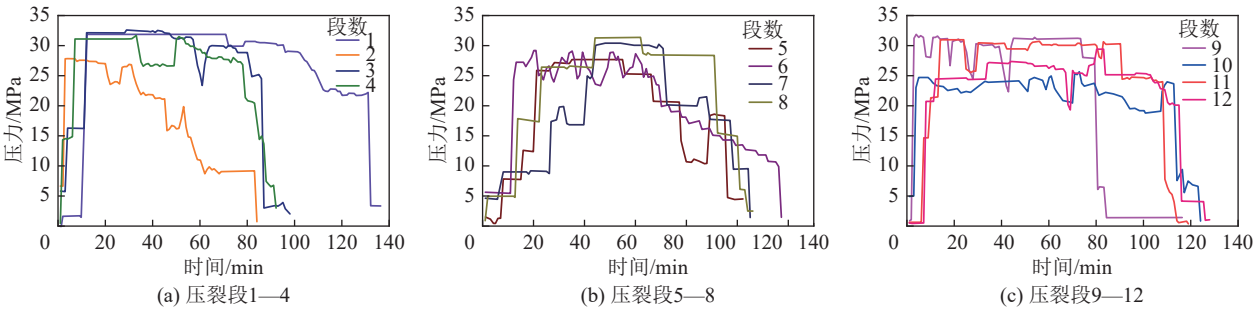


图 18 20 号钻孔时间-压力曲线

Fig.18 No.20 drilling time-pressure curves

从图 18—图 20 可以发现: 定向水力压裂过程中时间压力曲线会出现跳跃行为, 即压降 (压力降), 压降大小及数量可以描述水力压裂施工效果。定向长钻孔水力压裂施工中, 3 MPa 以上压降 20 号孔出现共计 30 次, 21 号孔共计 35 次, 22 号孔共计 23 次。水力裂缝的扩展包含水力主裂缝的扩展延伸和在此基础上微裂缝网络的发育形成。定向长钻孔压裂效果分析中将水力主裂缝的扩展作为本次卸压防冲效果

分析的主要考察对象, 分析统计水力压裂施工数据, 3 MPa 以上压降次数演化曲线如图 21 所示。

从 20 号孔至 22 号孔, 3 MPa 以上压降统计结果出现先上升后下降的变化趋势, 这是由于开始压裂施工时, 顶板整体力学性质相对完整, 煤岩体内部原生裂隙较少, 而在 20 号孔压裂施工完成之后, 煤岩体内出现大量的水力裂缝, 顶板力学性能得到弱化, 但由于压裂施工量较小, 顶板仍具有一定强度, 因而在 21

号孔压裂施工中,水力裂缝的发育扩展现象更为剧烈,水力裂缝不断发育扩展并汇集贯通为水力裂缝网络;20号孔及21号孔的压裂施工结束后,顶板的完整性

有效降低,目标岩体结构得到改造,故而在22号孔压裂施工过程中,降压现象较之前有所减少。

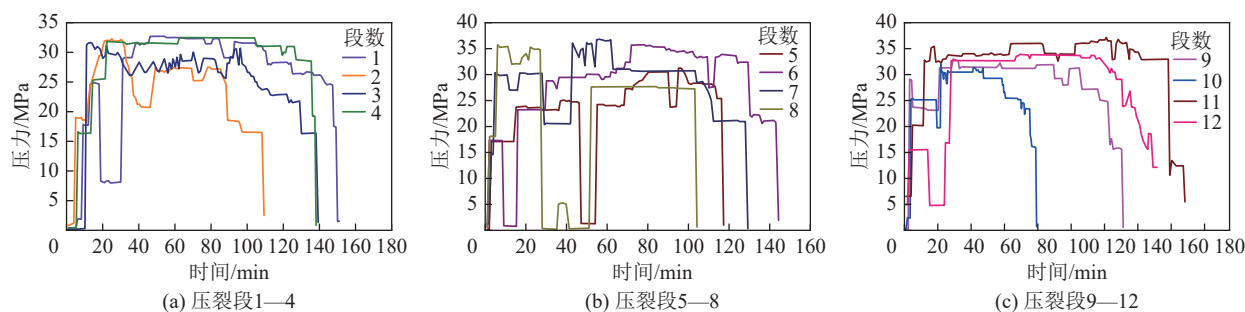


图19 21号钻孔时间-压力曲线

Fig.19 No.21 drilling time-pressure curves

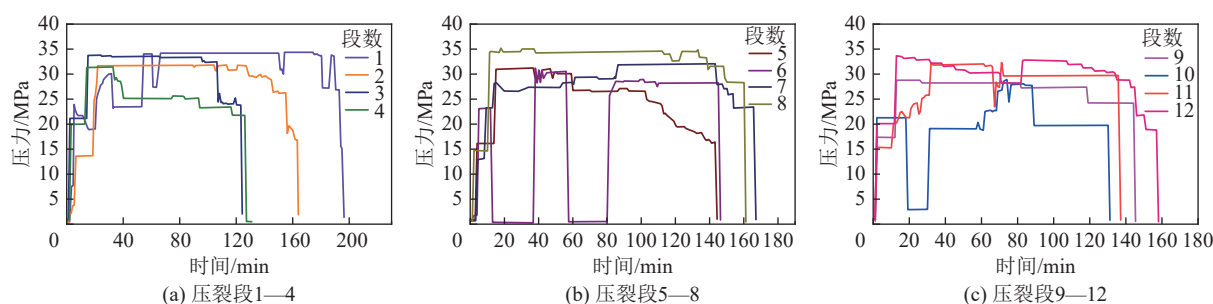


图20 22号钻孔时间-压力曲线

Fig.20 No.22 drilling time-pressure curves

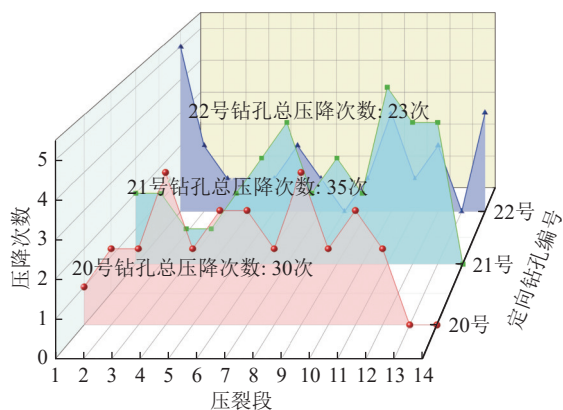


图21 定向长钻孔压降 ( $\geq 3$  MPa) 演化图

Fig.21 Evolution of pressure drop ( $\geq 3$  MPa) in directional long boreholes

#### 4.2.2 常规浅孔致裂

根据2305工作面常规浅孔致裂方案,常规浅孔压裂工艺流程主要包括加压封孔、高压水致裂、保压注水3项主要工序,每个浅孔采取3段压裂,煤层内靠近上部压裂1段,基本顶内压裂两端,每段压裂时长25~50 min,岩层段压力20~39 MPa,煤层段压力17~24 MPa,单孔总压入水量5~11 m<sup>3</sup>,常规浅孔致裂施工如图22所示。常规浅孔技术参数见表4,顶板

内起裂压力大于25 MPa的典型常规浅孔时间-压力-流量曲线如图23所示。

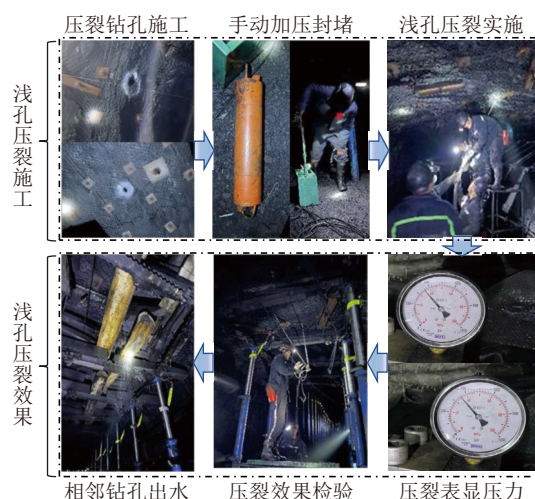


图22 常规浅孔水力致裂施工

Fig.22 Conventional shallow hydraulic fracturing

由图23可知,常规浅孔平均起裂压力超过32 MPa,平均起裂时间不超过10 min;压裂监测结果表明不同裂隙的不同拓展形式在压裂曲线上表现出不同的阶段性特征,大致呈现为2种拓展形式:双阶段稳定型及多阶段发育型。两巷道最大起裂压力达35 MPa

表 4 常规浅孔技术参数  
Table 4 Conventional shallow hole technical parameters

位置	钻孔数量/个	平均孔长/m	平均岩深/m	平均煤深/m	岩段平均压力/MPa	煤段平均压力/MPa	平均压入水量/m <sup>3</sup>
切眼	10	31.35	15.00	16.35	29.35	20.90	8.89
回风巷	10	40.18	19.00	21.18	26.50	18.20	8.41
运输巷	10	41.90	16.35	25.55	27.85	20.02	7.65

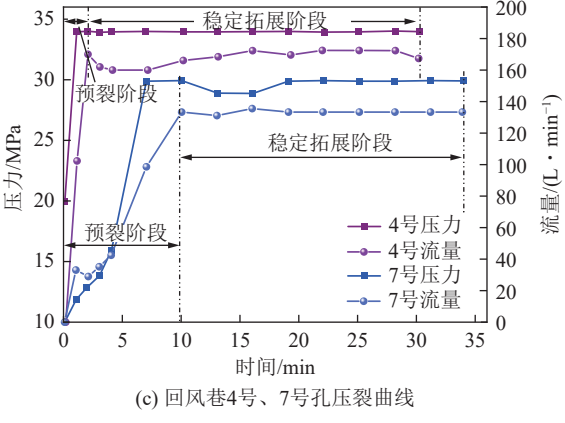
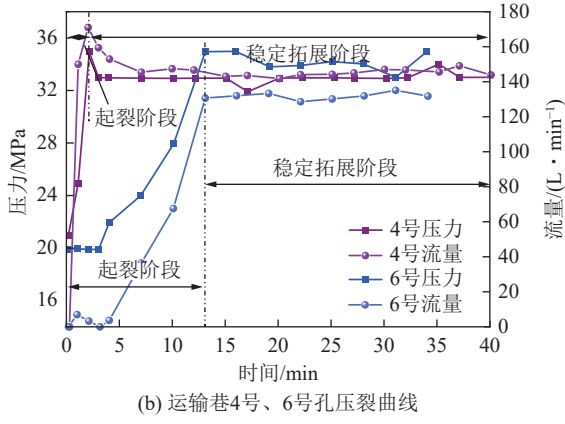
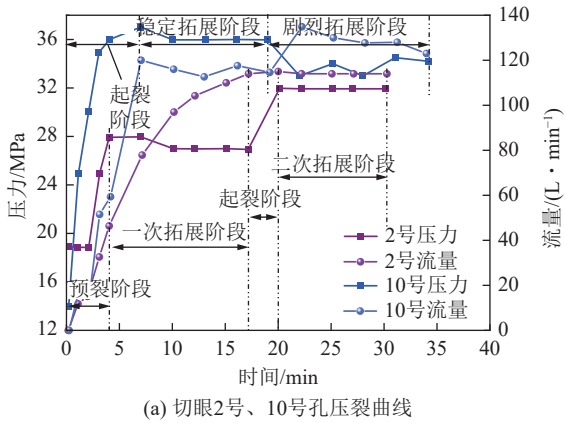


图 23 常规浅孔压裂曲线  
Fig.23 Conventional shallow hole fracturing curves

(图 23 中 4 号钻孔), 随着泵注流量及水压的持续增加, 在压力峰值处钻孔周围顶板完整性遭到充分破坏, 此后随着钻孔继续注水, 裂隙开始沿岩层弱面持续发育扩展, 压裂曲线表现为起裂+稳定拓展的双阶段稳定型特征, 如图 23b、图 23c 所示; 切眼侧最大起裂压力

达 37 MPa, 由于近切眼侧围岩受巷道掘进阶段的扰动影响, 围岩完整性已经遭到一定程度的破坏, 掘进扰动范围内裂隙分布更加复杂, 压裂过程表现为起裂与多次拓展的多阶段发育型特征。如图 23a 所示: 切眼侧 10 号钻孔起裂 6 min 后压力达到峰值; 6~18 min 内压力稳定在 36.5 MPa, 此阶段裂隙稳定拓展; 随着继续压裂, 压力与流量开始出现小范围波动, 表明压裂裂隙扩展并与围岩裂隙贯通。切眼侧 2 号钻孔裂隙经压裂、拓展之后再次起裂, 表明 2 号钻孔处围岩原本存在一定范围裂隙, 在高压水作用下裂隙进一步扩展, 出现再次起裂特征。

在运输巷 3 号孔、运输巷 4 号孔、切眼 3 号孔、切眼 6 号孔、7 号孔压裂过程中, 间距 20 m 的相邻压裂钻孔出水, 部分压裂钻孔可见附近顶板出水, 出水范围距离孔口 10~15 m, 部分压裂钻孔有沉闷响声、压裂过程降压最高达到 6 MPa, 表明浅孔压裂效果显著。

5 压裂控制效果分析

5.1 矿压监测效果分析

根据 2305 采面以及西部 2303 工作面液压支架历史监测数据绘制液压支架工作阻力云图, 如图 24、25 所示。

由监测结果可知未采取多维分段水力压裂的 2303 工作面回采期间液压支架平均工作阻力为 38.08 MPa, 工作面支架工作阻力整体呈现中间高两端低的分布规律, 有 5 处液压支架工作阻力超过 43 MPa, 初采期间工作面初次来压步距约为 72 m, 周期来压步

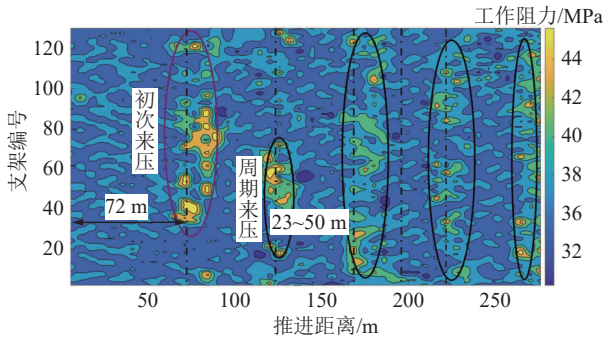


图 24 2303 液压支架工作阻力云图  
Fig.24 2303 hydraulic bracket working resistance cloud diagram



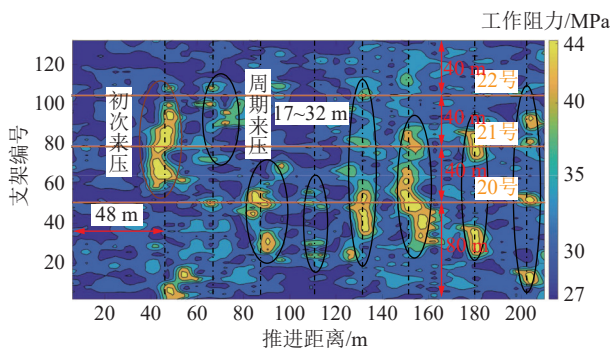


图25 2305 液压支架工作阻力云图

Fig.25 2305 hydraulic bracket working resistance cloud diagram 距为 23~50 m(平均 36.50 m)。2305 工作面实施多维分段水力压裂后,液压支架平均工作阻力为 32.67 MPa,相比于未采取水力压裂的 2303 工作面降低了 14.21%;2305 工作面液压支架工作阻力呈现中部与西部采空区侧较高、实体煤侧较低的趋势,分析为实体煤侧布置定向长钻孔间距较近,布置间距为 40 m,压裂效果显著,但 2305 工作面西侧 20 号钻孔距隔水煤柱距离 80 m,压裂效果不够显著;初次来压步距约为 48 m,周期来压步距为 17~32 m(平均 24.50 m),周期来压期间平均工作阻力相较于 2303 工作面支架阻力明显降低。实测结果表明:多维分段水力压裂减小了采面工作支架阻力,缩短了工作面来压步距,降低了因顶板暴露距过大诱发冲击地压的可能性,保障工作面的安全回采。

## 5.2 微震监测效果分析

采用微震监测系统对 2305 工作面水力压裂段回采过程中顶板活动特征进行监测,监测结果表明:实施多维分段水力压裂段微震监测结果整体呈“低能高频”特征,大能量事件( $\geq 10\,000\text{ J}$ )事件主要集中在初次来压及周期来压位置,微震监测结果显示:初次来压步距约为 48 m,周期来压步距为 20~30 m(平均 25 m),与矿压监测结果相符合,如图 26 所示。

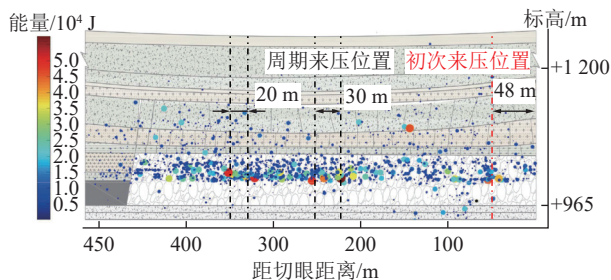


图26 2305 压裂段微震事件分布特征

Fig.26 Distribution characteristics of microseismic events in the fractured section of the 2305 working face

由微震监测结果可知:非压裂段回采期间日均发生 36 次,最大能量事件能量值达 63 800 J(发生于推

采至 2305 联络巷期间),事件发生时井下听到巨大板炮声,并伴随小范围小块煤岩崩落,100~10 000 J 能量事件占比达 68.25%;压裂段微震事件日均发生 28 次,频次降幅达 28.57%,最大能量事件能量值达 47 000 J,能量值主要集中在 100~10 000 J,占比达 75.65%,相较于非压裂段增幅达 10.84%,如图 27 所示。微震监测结果证明:多维分段水力压裂实施后,岩层内原生裂隙在水力作用下进一步拓展,岩层内裂隙场的扩展和均化使得回采期间顶板暴露距降低,在一定程度上对冲击地压事故起到遏制作用。

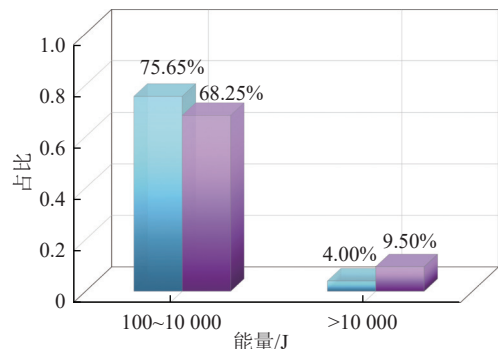


图27 压裂前后微震事件对比

Fig.27 Comparison of microseismic events before and after hydraulic fracturing

## 6 结 论

1) 基于板的“塑性绞线”理论与虚功原理构建坚硬顶板的初次破断距方程,并根据顶板积蓄的弯曲应变能为指标确定水力压裂目标层位:2305 工作面煤层上方 13.2 m 处一层 14.5 m 厚粗砂岩,初次破断距为 63.92 m,初次失稳状态所积聚的弯曲应变能为 52.39 MJ,定为水力压裂目标层位。

2) 建立塑性软化+流固耦合模式下不同水力压裂对比模拟方案,并引入强度-应力比 (Strength-Stress Ratio) 参数对顶板局部稳定性进行分析,无水力压裂条件下顶板初次来压步距为 68 m,周期来压步距平均 34.50 m;经单一定向长钻水力压裂后,顶板岩层初次来压步距为 52 m,周期来压步距约为 26 m。

3) 针对 2305 特厚煤层开采强度大、上方存在坚硬顶板易诱发冲击事故以及顶煤难以放下的问题,设计多维分段水力压裂方案,井下试验结果表明:定向长钻水力压裂过程中压力会出现骤降行为(压降),并以压降行为作为描述压裂效果的重要评价指标,20 号、21 号、22 号孔分别出现 30、35、23 次 3 MPa 以上压降现象,压降出现先上升后下降的趋势,表明经定向分段水力压裂顶板的整体性得到有效降低;常规浅孔

压裂过程裂隙拓展表现出双阶段稳定型及多阶段发育型的阶段性特征, 压降最高达到 6 MPa, 并伴随相邻钻孔压穿穿透, 相邻钻孔出水等现象, 近场顶板以及顶煤压裂效果显著。

4) 联合多种监测手段对 2305 工作面压裂效果进行验证, 多维分段水力压裂技术实施有效破坏了坚硬顶板的完整性; 与未实施多维分段水力压裂的 2303 工作面相比, 初次来压步距与周期来压步距分别降低 24、12 m, 降幅分别达 33.33%、32.19%, 有效减小了采面支架工作阻力并保障了围岩稳定性; 微震监测验证表明顶板压裂后, 降低了冲击地压事故发生的可能性。

### 参考文献(References):

- [1] 赵善坤, 齐庆新, 李云鹏, 等. 煤矿深部开采冲击地压应力控制技术理论与实践[J]. 煤炭学报, 2020, 45(S2): 626–636.  
ZHAO Shankun, QI Qingxin, LI Yunpeng, et al. Theory and practice of rock burst stress control technology in deep mining of coal mine[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(S2): 626–636.
- [2] 蓝航, 陈东科, 毛德兵. 我国煤矿深部开采现状及灾害防治分析[J]. 煤炭科学技术, 2016, 44(1): 39–46.  
LAN Hang, CHEN Dongke, MAO Debing. Current status of deep mining and disaster prevention in China[J]. Coal Science and Technology, 2016, 44(1): 39–46.
- [3] 潘俊锋, 夏永学, 王书文, 等. 我国深部冲击地压防控工程技术难题及发展方向[J]. 煤炭学报, 2024, 49(3): 1291–1302.  
PAN Junfeng, XIA Yongxue, WANG Shuwen, et al. Technical difficulties and emerging development directions of deep rock burst prevention in China[J]. Journal of China Coal Society, 2024, 49(3): 1291–1302.
- [4] 窦林名, 周坤友, 曹安业, 等. 深部巨厚承压含水层采动疏水诱冲机理[J]. 煤炭学报, 2024, 49(1): 351–366.  
DOU Linming, ZHOU Kunyou, CAO Anye, et al. Rockburst mechanism caused by the mining-induced drainage of confined water in deep extra-thick aquifer[J]. Journal of China Coal Society, 2024, 49(1): 351–366.
- [5] 潘一山, 宋义敏, 刘军. 我国煤矿冲击地压防治的格局、变局和新局[J]. 岩石力学与工程学报, 2023, 42(9): 2081–2095.  
PAN Yishan, SONG Yimin, LIU Jun. Pattern, change and new situation of coal mine rockburst prevention and control in China[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2023, 42(9): 2081–2095.
- [6] 齐庆新, 李一哲, 赵善坤, 等. 我国煤矿冲击地压发展 70 年: 理论与技术体系的建立与思考[J]. 煤炭科学技术, 2019, 47(9): 1–40.  
QI Qingxin, LI Yizhe, ZHAO Shankun, et al. Seventy years development of coal mine rockburst in China: Establishment and consideration of theory and technology system[J]. Coal Science and Technology, 2019, 47(9): 1–40.
- [7] 冯彦军, 康红普. 定向水力压裂控制煤矿坚硬难垮顶板试验[J]. 岩石力学与工程学报, 2012, 31(6): 1148–1155.  
FENG Yanjun, KANG Hongpu. Test on hard and stable roof control by means of directional hydraulic fracturing in coal mine[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, 31(6): 1148–1155.
- [8] 潘一山. 煤与瓦斯突出、冲击地压复合动力灾害一体化研究[J]. 煤炭学报, 2016, 41(1): 105–112.  
PAN Yishan. Integrated study on compound dynamic disaster of coal-gas outburst and rockburst[J]. Journal of China Coal Society, 2016, 41(1): 105–112.
- [9] 刘健, 刘泽功, 高魁, 等. 深孔爆破在综放开采坚硬顶煤预先弱化和瓦斯抽采中的应用[J]. 岩石力学与工程学报, 2014, 33(S1): 3361–3367.  
LIU Jian, LIU Zegong, GAO Kui, et al. Application of deep hole blasting in pre-weakening of hard top coal and gas drainage in fully mechanized top coal caving mining[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2014, 33(S1): 3361–3367.
- [10] 高魁, 刘泽功, 刘健, 等. 深孔爆破在深井坚硬复合顶板沿空留巷强制放顶中的应用[J]. 岩石力学与工程学报, 2013, 32(8): 1588–1594.  
GAO Kui, LIU Zegong, LIU Jian, et al. Application of deep bore-hole blasting to gob-side entry retaining forced roof caving in hard and compound roof deep well[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2013, 32(8): 1588–1594.
- [11] 夏永学, 潘俊锋, 谢非, 等. 井下超长水平孔分段压裂防冲机理及效果[J]. 煤炭学报, 2021, 46(S1): 130–139.  
XIA Yongxue, PAN Junfeng, XIE Fei, et al. Mechanism and effect of the rock burst prevention using overlength horizontal hole staged fracturing technology[J]. Journal of China Coal Society, 2021, 46(S1): 130–139.
- [12] 袁志刚, 王宏图, 胡国忠, 等. 穿层钻孔水力压裂数值模拟及工程应用[J]. 煤炭学报, 2012, 37(S1): 109–114.  
YUAN Zhigang, WANG Hongtu, HU Guozhong, et al. Numerical simulation and engineering application of hydraulic fracturing in cross-layer drilling[J]. Journal of China Coal Society, 2012, 37(S1): 109–114.
- [13] 潘俊锋, 陆闯, 马小辉, 等. 井上下煤层顶板区域压裂防治冲击地压系统及应用[J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(2): 106–115.  
PAN Junfeng, LU Chuang, MA Xiaohui, et al. System and application of regional fracking of coal seam roof on and under the ground to prevent rockburst[J]. Coal Science and Technology, 2023, 51(2): 106–115.
- [14] 潘俊锋, 康红普, 闫耀东, 等. 顶板“人造解放层”防治冲击地压方法、机理及应用[J]. 煤炭学报, 2023, 48(2): 636–648.  
PAN Junfeng, KANG Hongpu, YAN Yaodong, et al. The method, mechanism and application of preventing rock burst by artificial liberation layer of roof[J]. Journal of China Coal Society, 2023, 48(2): 636–648.
- [15] 李云鹏, 张宏伟, 苏怀瑞, 等. 复杂坚硬岩层井上下联合水力压裂控制技术研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2023, 40(4): 704–713.  
LI Yunpeng, ZHANG Hongwei, SU Huairui, et al. Research on control technology of coordinated hydraulic fracture under complicated hard rock strata condition[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2023, 40(4): 704–713.
- [16] 李云鹏, 赵善坤, 李杨, 等. 复杂坚硬岩层条件下特厚煤层综放开

- 采矿压分预测研究[J]. 煤炭学报, 2021, 46(S1): 38–48.
- LI Yunpeng, ZHAO Shankun, Li Yang, et al. Prediction on weighting classification of fully-mechanized caving mining under extremely thick coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 2021, 46(S1): 38–48.
- [17] 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.
- [18] 胡千庭, 刘继川, 李全贵, 等. 煤层分段水力压裂渗流诱导应力场的数值模拟[J]. 采矿与安全工程学报, 2022, 39(4): 761–769.
- HU Qianting, LIU Jichuan, LI Quanguai, et al. Numerical simulation of seepage induced stress field in sectional hydraulic fracturing of coal seam[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2022, 39(4): 761–769.
- [19] 程利兴, 张镇, 姜鹏飞, 等. 基于顶板水力压裂卸压的应力场响应机制研究及应用[J]. 采矿与安全工程学报, 2023, 40(4): 722–729.
- CHENG Lixing, ZHANG Zhen, JIANG Pengfei, et al. Research and application of stress field response mechanism based on roof hydraulic fracturing pressure relief[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2023, 40(4): 722–729.
- [20] 林志斌, 李亚超, 吴疆宇, 等. 水力压裂对未采矿压显现规律的影响研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2023, 40(4): 714–721.
- LIN Zhibin, LI Yachao, WU Jiangyu, et al. Influence of hydraulic fracturing on the behavior of mine pressure at the end of mining[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2023, 40(4): 714–721.
- [21] 赵凯凯, 王磊, 姜鹏飞, 等. 水力压裂裂缝空间转向特征三维数值模拟研究[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2023, 5(3): 32–42.
- ZHAO Kaikai, WANG Lei, JIANG Pengfei, et al. Three-dimensional numerical simulation of hydraulic fracture spatial steering[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering, 2023, 5(3): 32–42.
- [22] 唐梅荣, 张广清, 陈磊. 压缩应力作用下 I 型裂缝前端拉压分区特征研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2024, 43(2): 322–332.
- TANG Meirong, ZHANG Guangqing, CHEN Lei. Experimental investigation on tension zone in front of mode- I fracture under in situ stresses[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2024, 43(2): 322–332.
- [23] 范濛, 金衍, 付卫能, 等. 水力裂缝扩展行为的声发射特征实验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2018, 37(S2): 3834–3841.
- FAN Meng, JIN Yan, FU Weineng, et al. Experimental study on fracture propagation behavior based on acoustic emission characteristics[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2018, 37(S2): 3834–3841.
- [24] 曲庆璋. 弹性板理论[M]. 北京: 人民交通出版社, 2000: 112–114.
- [25] 钱鸣高, 石平五, 许家林. 矿山压力与岩层控制[M]. 2 版. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2010: 74–76.
- [26] 何富连, 何文瑞, 陈冬冬, 等. 考虑煤体弹-塑性变形的基本顶板初次破断结构特征[J]. 煤炭学报, 2020, 45(8): 2704–2717.
- HE Fulian, HE Wenrui, CHEN Dongdong, et al. First fracture structure characteristics of main roof plate considering elastic-plastic deformation of coal[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(8): 2704–2717.
- [27] 冯龙飞, 窦林名, 王皓, 等. 综放顶煤柱临空侧巷道密集区冲击地压机制研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2021, 38(6): 1100–1110, 1121.
- FENG Longfei, DOU Linming, WANG Hao, et al. Mechanism of rockburst in dense roadway area near the goaf of fully-mechanized large pillars[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2021, 38(6): 1100–1110, 1121.
- [28] 李海涛, 齐庆新, 赵善坤, 等. 煤矿动力灾害广义“三因素”机理探讨[J]. 煤炭科学技术, 2021, 49(6): 42–52.
- LI Haitao, QI Qingxin, ZHAO Shankun, et al. Discussion on generalized “Three Factors” mechanism of coal mine dynamic disaster[J]. Coal Science and Technology, 2021, 49(6): 42–52.
- [29] 钱鸣高, 缪协兴, 许家林. 岩层控制中的关键层理论研究[J]. 煤炭学报, 1996, 21(3): 225–230.
- QIAN Minggao, MIAO Xiexing, XU Jialin. Theoretical study of key stratum in ground control[J]. Journal of China Coal Society, 1996, 21(3): 225–230.
- [30] 王宝龙. 门克庆煤矿工作面坚硬顶板大面积来压诱导冲击地压的机制及防治技术研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2020.
- WANG Baolong. Study on mechanism and prevention technology of rock burst induced by large area weighting of hard roof in Menkeqing coal mine working face[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2020.
- [31] 于学馥, 郑颖人, 刘怀恒, 等. 地下工程围岩稳定分析[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1983.
- [32] 经纬, 薛维培, 姚直书. 巷道围岩塑性软化区岩石内摩擦角与黏聚力变化规律[J]. 煤炭学报, 2018, 43(8): 2203–2210.
- JING Wei, XUE Weipei, YAO Zhishu. Variation of the internal friction angle and cohesion of the plastic softening zone rock in roadway surrounding rock[J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43(8): 2203–2210.
- [33] 付江伟. 井下水力压裂煤层应力场与瓦斯场模拟研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2013.
- FU Jiangwei. Simulation study on stress field and gas flow field of underground hydraulic fracturing coal seam[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2013.
- [34] 康红普, 李全生, 张玉军, 等. 我国煤矿绿色开采与生态修复技术发展现状及展望[J]. 绿色矿山, 2023, 1(1): 1–24.
- KANG Hongpu, LI Quansheng, ZHANG Yujun, et al. Development status and prospect of greenmining and ecological restoration technology of coal mines in China[J]. Journal of Green Mine, 2023, 1(1): 1–24.