

高鹏,赵志宁,杜厚霖,等. 端头放煤区域巷道围岩稳定性的数值模拟研究[J]. 矿业科学学报, 2024, 9(6): 884-896. DOI: 10.19606/j.cnki.jmst.2024917
GAO Peng, ZHAO Zhining, DU Houlin, et al. Numerical simulation on the stability of roadway surrounding rock in the end coal drawing area[J]. Journal of Mining Science and Technology, 2024, 9(6): 884-896. DOI: 10.19606/j.cnki.jmst.2024917

端头放煤区域巷道围岩稳定性的数值模拟研究

高鹏^{1,2}, 赵志宁^{1,2}, 杜厚霖³, 潘卫东^{1,2}, 查大顺^{1,2}

- 中国矿业大学(北京)能源与矿业学院, 北京 100083;
- 中国矿业大学(北京)厚煤层绿色智能开采教育部工程研究中心, 北京 100083;
- 枣庄矿业集团新安煤业有限公司, 山东济宁 277642

摘要:为解决综放工作面端头不放煤导致顶煤遗失的问题,以淮北矿业集团袁店一井煤矿为研究对象建立了二维数值模型,分析了端头放煤过程中煤岩体位移场及力链场的动态变化特征,提出了端头安全放煤区段划分方法和精准放煤方案,并针对放煤空间不足的问题设计了支架改造方案。研究表明:① 巷道锚杆(索)的主动支护作用在放煤前受工作面中部放煤影响逐渐失效,但上、下端头的主动支护作用失效具有时空性差异。② 放煤过程中,上、下端头煤岩体流动规律显著不同。上端头煤岩体承载结构受中部放煤影响产生超前松动,超前影响范围与工作面倾角成正比;下端头承载结构的煤岩体随放煤架数增多逐渐松动,承载能力逐步减弱。③ 端头放煤区间范围对承载结构稳定性影响显著,为保持承载稳定,应采取下端头整体分区、上端头架内分段的放煤方案。

关键词:端头放煤;时空性差异;流动特征;放煤区段;支架改造

中图分类号:TD 821

文献标志码:A

文章编号:2096-2193(2024)06-0884-13

Numerical simulation on the stability of roadway surrounding rock in the end coal drawing area

GAO Peng^{1,2}, ZHAO Zhining^{1,2}, DU Houlin³, PAN Weidong^{1,2}, ZHA Dashun^{1,2}

- School of Energy and Mining Engineering, China University of Mining and Technology-Beijing, Beijing 100083, China;
- Engineering Research Center of Green and Intelligent Mining for Thick Coal Seam, Ministry of Education, China University of Mining and Technology-Beijing, Beijing 100083, China;
- Xin'an Coal Industry Co., Ltd., Zaozhuang Mining Group, Jining Shandong 277642, China

Abstract: To address the significant of top coal loss due to the absence of coal drawing at the end of fully mechanized top-coal caving faces, this study established a two-dimensional numerical model with the Yuandian No. 1 Mine of Huaibei Mining Group as an example for analysis. Specifically, we analyzed the dynamic variations and characteristics of the displacement field and force chain field of the coal-rock mass during the end coal drawing process. We proposed methods for safe coal drawing section division and precise coal drawing schemes. Additionally, we put forward a support modification scheme in response to the insufficient existing coal drawing space at the end. Results show that: ① The active support of the anchor (cable) in the roadway fails successively before the formal coal drawing at the

收稿日期:2024-06-18 修回日期:2024-09-26

基金项目:国家重点研发计划(2018YFC0604501);中国矿业大学(北京)实践教改(J221109)

作者简介:高鹏(2000—),男,安徽合肥人,硕士研究生,主要从事矿山压力与岩层控制等方面的研究工作。Tel:18205605883, E-mail:PGCUMTB@163.com

通信作者:潘卫东(1982—),男,辽宁宽甸人,博士,教授,主要从事矿山压力与岩层控制等方面的研究工作。Tel:13141282648, E-mail:pwd@cumtb.edu.cn

end area, due to the influence of the coal drawing in the middle of the working face. However, there are temporal and spatial differences in the failure of the active support effect of the anchor (cable) at the upper and lower end roadways. ② The flow of the coal-rock mass demonstrate significant differences in at the upper and lower ends of the working face during the end coal drawing process. The coal-rock mass in the bearing structure around the lower end roadway gradually loosens with the increase in the number of transition supports, leading to a gradual weakening of bearing capacity. The coal-rock mass in the bearing structure around the upper end roadway experiences advanced loosening due to the influence of coal drawing in the middle of the working face, with the advanced influence distance being proportional to the dip angle of the working face. The coal-rock mass within the advanced influence range will also gradually loosen and eventually penetrate. ③The sectional range of the end coal drawing area has a significant impact on the bearing capacity of the surrounding roadway structure. To maintain the stability of the bearing structure, the end coal drawing scheme for the working face can be set as: overall partitioning at the lower end and segmented partitioning within the support at the upper end.

Key words: end coal drawing; temporal and spatial differences; flow characteristics; coal drawing section; support modification

综放开采是开采厚煤层的一项革命性技术,解决了厚煤层分层开采时上分层遗留煤柱产生的应力集中、下分层采空区易发火和巷道支护困难,以及首采分层瓦斯相对涌出量大、产量低、成本高等难题。与大采高开采技术相比,综放开采具有投资少、成本低、能耗低、排放低、适应煤层厚度变化大等优点^[1]。因此,如何提高综放开采工作面顶煤回收率,成了综放开采技术进一步发展过程中亟待解决的问题之一^[2-6]。

为减少顶煤损失、提高顶煤回收率,许多学者从顶煤破碎机理和放出规律、放煤工艺优化及放煤方式创新等方面开展相关研究并取得显著成果。黄华等^[7]针对复杂结构特厚煤层分叉合并区域放煤方式的选择,通过数值模拟和现场实测确定了不同顶煤厚度下最佳放煤方式;阮进林等^[8]利用PFC软件模拟分析,解决了近距离煤层上位煤层开采条件难以判定、下位厚煤层综放开采放煤效果不佳的问题;罗生虎等^[9]系统研究了非均衡受载和约束条件下顶煤的破坏运移规律及对支架稳定性的影响;伍永平等^[10]揭示了沿工作面倾斜方向不同外部荷载作用下顶煤的损伤劣化机理和程度;潘卫东等^[11]、PAN等^[12]提出了以射频识别(RFID)为技术核心的基于顶煤运移跟踪仪的自动化放煤技术,并实现了多轮放煤的自动化控制,得到了单轮群组放煤的顶煤放出规律;张锦旺等^[13]建立了水平分段综放开采在受顶、底板侧边壁影响下的放出体理论模型,推导出了包含轴倾角参数的理论方程;王圣志等^[14]以济宁二号煤矿10301工作面为背景,得出了采放比、放煤步距、仰采角度对

顶煤放出率的影响规律;韩宇峰等^[15]建立了顶煤分区破坏模型;以提高顶煤冒放性的预测精度;王伸等^[16]分析了塔山矿开采条件下的间隔放煤分组方法、顶煤运移规律、煤岩分界面特征及顶煤放出率等,揭示了组内支架数量对顶煤放出体形态的影响机制。上述成果中的研究区域主要集中在工作面中部位置,端头区域由于空间受限加上对巷道稳定性的考虑,一般不放煤或少量放煤,故关注度相对不高。然而,相关研究表明,过渡架与端头架上未放出的顶煤占整个综放面煤炭损失的35%~45%,长期制约着顶煤回收率的提升。鲜有关于端头煤岩在放落过程中的煤岩流动规律、端头围岩稳定及合理端头放煤范围的研究。因此笔者针对综放工作面端头不放煤导致大量顶煤遗失的问题,以淮北矿业集团袁店一井煤矿为研究对象建立相应的数值模型,分析端头放煤过程中煤岩体位移场及力链场的动态变化过程及特征,提出工作面上、下端头安全放煤区段划分方法和精准放煤方案;同时针对端头放煤现有放煤空间不足的问题,提出支架改造方案。

1 工程概况及承载结构分析

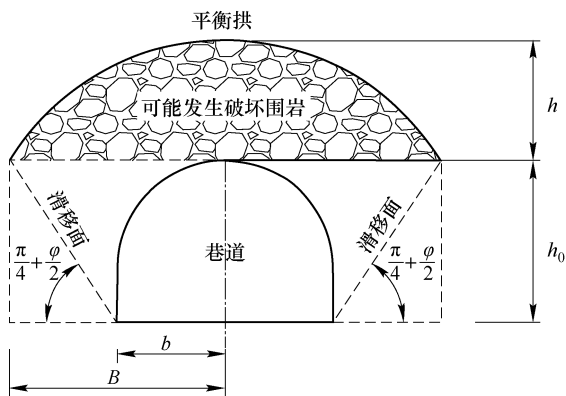
1.1 工程概况

淮北矿业集团袁店一井煤矿825综放工作面开采82煤层和81煤层。82煤层平均厚2.50 m,81煤层平均厚2.84 m,82煤与81煤间存在均厚1.94 m的夹矸层。煤层平均倾角10°,属于缓倾斜煤层。工作面埋深262~380 m。工作面走向长度681 m,倾斜宽160 m,共布置6架中心距1.5 m的

过渡架和102架中心距为1.5 m的中间架,采放比为1:1.91,放煤顺序由下向上。工作面巷道断面为直墙半圆拱,巷道宽5 m,拱顶至巷道底板3.75 m,采用锚杆、锚索及架棚联合支护,锚杆长度为2 400 mm,锚索长度6 300 mm,锚杆(索)间排距700 mm×700 mm。825综放工作面直接顶为泥岩,平均厚度1.84 m;基本顶为粉砂岩,平均厚度7.00 m。

1.2 端头放煤区域巷道围岩承载结构分析

综放面端头区域破碎煤岩体在开始放煤前,始终保持紧密咬合,但随放煤的推进,巷道周围原本紧密咬合的煤岩体逐渐松动;当松动到一定程度时,巷道周围由煤岩体紧密咬合所形成的承载结构就会失稳,使得巷道内被动支护难度增大。若巷道内被动支护能力不足,巷道即有失稳风险,导致严重安全事故,因此保证端头围岩稳定是十分有必要的。在进行端头放煤时,工作面端头区域煤岩体已经破碎为松散块体,可近似为松散地层。根据普氏平衡拱理论,此时因为围岩应力的重新分布,在巷道上方将形成一个抛物线形状的压力拱,即平衡拱;且沿与水平方向夹角为 $45^\circ + \varphi/2$ 方向上,将形成2个滑动面;平衡拱与滑动面所形成的范围本质上是围岩可能发生破坏的范围,如图1所示。



h—平衡拱高度, m; h₀—巷道高度, m;
B—平衡拱半跨度, m; b—巷道半跨度, m; φ—围岩计算摩擦角, °
图1 普氏平衡拱示意图

Fig. 1 Schematic of Protodyakonov's equilibrium arch

锚索的悬吊作用是将自然平衡拱内易于垮落的岩体锚固在深部岩石中。自然平衡拱高度可表示为

$$\begin{cases} p_v = \gamma h \\ h = \frac{B}{f} \\ B = b + h_0 \tan\left(45^\circ - \frac{\varphi}{2}\right) \end{cases} \quad (1)$$

式中, p_v 为巷道顶部竖向压力, MPa; γ 为围岩容重, kN/m^3 ; f 为普氏围岩坚固系数。

$$\begin{cases} f \approx \frac{R_c}{15}, & \text{坚硬岩石} \\ f \approx \left(\frac{1}{10} \sim \frac{1}{8}\right) R_c, & \text{较软岩石} \\ f \approx \tan\varphi, & \text{松软土质或极度破碎岩石} \\ f \approx \tan\varphi + \frac{c}{R_c}, & \text{黏性土或黄土} \end{cases} \quad (2)$$

式中, R_c 为围岩单轴饱和抗压强度, MPa; c 为围岩黏聚力, MPa。

由式(1)、式(2)可得自然平衡拱高度 $h = 8.08 \text{ m}$, 即此时锚杆(索)整体都处于自然平衡拱内部, 其内煤岩体都会被放出, 锚索悬吊作用失效。然而, 在自然平衡拱内松散煤岩体被放出前, 锚杆(索)末端周围岩体彼此间仍然紧密咬合, 主动支护作用并不会失效, 且平衡拱内破碎煤岩体在锚杆(索)预紧力的加固作用下, 会在锚杆支护的直接作用范围内形成一个稳定承载结构, 即承载拱。承载拱形成的本质是因为锚杆施加预紧力产生的主动支护效应, 配合被动支护扩大支护范围, 进而提高了破裂岩体间镶嵌组合力链结构稳定性^[17-18]。

基于摩尔-库仑准则, 破碎岩体摩擦剪切作用力可表示为

$$\tau = p_n \tan\varphi \quad (3)$$

式中, p_n 为岩体间法向应力, MPa。

承载拱具有承载作用, 是因为碎石彼此挤压形成的咬合力 F_i 足以平衡碎石自重 G (图2), 计算式为

$$F_i = F_l \mu \quad (4)$$

式中, F_l 为拱顶碎石所受侧向约束力, $l = 1, 2, 3, \dots, N$; μ 为拱顶碎石间等效摩擦因数。

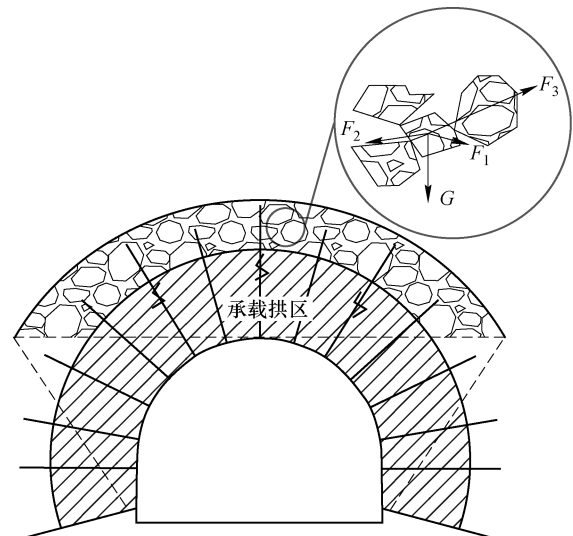


图2 承载拱示意图

Fig. 2 Schematic of pressure arch

随顶煤不断放出,锚杆(索)末端煤岩体会先发生松动,导致锚杆(索)的主动支护作用失效,但在巷道中被动支护和上方破碎煤岩体压实的双重作用下,承载拱拱脚处碎石并未松动,仍处于紧密咬合状态,具有承载能力。只有当承载拱拱脚处碎石发生松动,碎石间咬合力难以承受自重时,承载拱才会发生破坏,巷道失去承载能力。因此,在进行端头放煤时要保证巷道的安全,首先需确保承载拱的稳定。承载拱形成范围是在锚杆支护的直接作用范围之内,可表示为

$$h_p = \alpha\beta L \quad (5)$$

式中, h_p 为承载拱高度, m ; α 为承载拱高度修正系数, $0 < \alpha < 1$, 取值 $2/3$; β 为安全系数, $1 \leq \beta \leq 1/\alpha$, 取值 1.1 ; L 为锚杆直接作用范围长度, m , 巷道中通常为 $1.8 \sim 2.2 \text{ m}$ ^[19], 个别可达到 2.5 m , 去除树脂药卷段长度, 取 $L = 1.9 \text{ m}$ 。

由式(5)可得 $h_p = 1.40 \text{ m}$ 。

2 巷道围岩承载结构演化规律模拟分析

2.1 数值模型建立

缓倾斜不同倾角工作面端头放煤实验采用 PFC 软件建立数值模型。因端头区顶煤及直接顶在放出阶段已经破碎为松散块体, 所以将顶煤及直接顶设为理想状态下的松散介质^[20-21], 黏聚力为 0、初速度和位移也为 0。在端头放煤时, 工作面上、下端头距离较远, 二者不会相互影响, 因此可针对工作面上、下端头区域分别建立模型。端头放煤时需遵循 2 个基本原则: ① 工作面中间架先放煤, 中间架上部空间顶煤完全放出后, 再从工作面中部往两端进行放煤^[22]; ② 见矸关窗。模型下端头布置 3 架过渡架和 7 架中间架, 编号为 1 号~10 号架; 上端头布置 3 架过渡架和 17 架中间架, 编号为 89 号~108 号架。其中, 1 号、3 号架为工作面下端头过渡架, 106 号、108 号架为工作面上端头过渡架。

巷道支护采用主动支护和被动支护相结合, 考虑锚杆(索)在二维模拟中生成将产生限定小边界, 对顶煤流动存在阻隔作用, 因此根据实际锚杆间排距采用 Geometry 模块施加预紧力作用进行等效替代, 预紧力为 100 kN。将巷道中锚杆(索)编号为中部锚索 mc, 巷道右半部分由中部锚索开始顺时针编号为 $r_1 \sim r_7$, 巷道左半部分由中部锚索开始逆时针编号为 $l_1 \sim l_7$; 被动支护采用 Fish 语言生成 wall 单元模拟架棚, 如图 3 所示。实时检测整个放煤过程, 当锚杆(索)末端岩体发生破坏时, 主动

支护作用失效, 过程如图 4 所示。

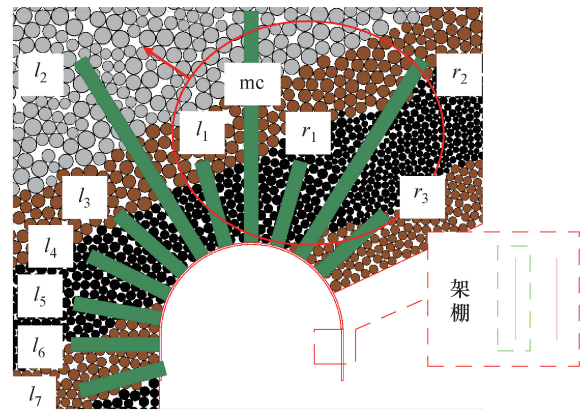


图 3 等效锚杆示意图

Fig. 3 Schematic of equivalent bolts

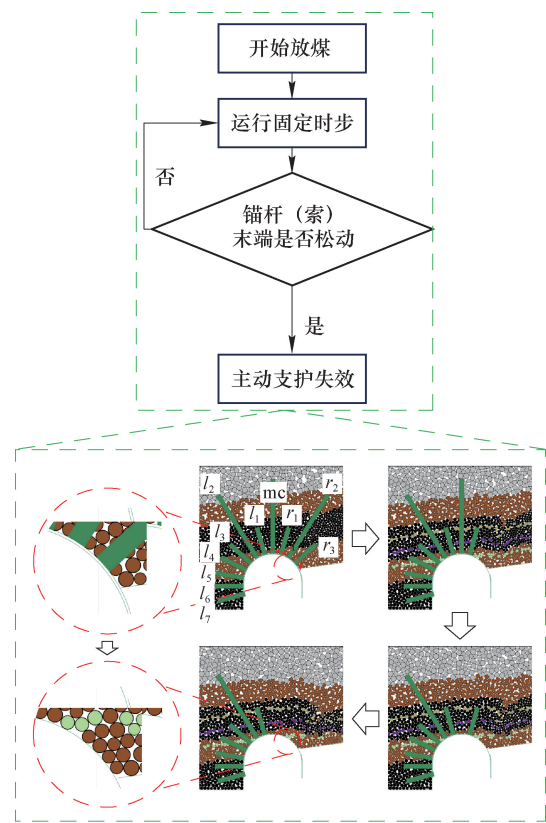


图 4 实时监测过程

Fig. 4 Procedure of real-time monitoring

模型初始状态包括 82 煤层、夹矸层、81 煤层、直接顶、基本顶和覆岩 6 部分, 如图 5 所示。夹矸层和 81 煤层厚度共计 4.78 m , 直接顶厚度 1.84 m , 基本顶厚度 7 m 。为修正模拟圆形颗粒与实际不规则顶煤块体之间的粒径差异及简化圆形颗粒数目, 参考现场煤岩直径选择颗粒粒径(表 1)。依据工作面煤岩体物理参数设置颗粒基本物理参数, 并通过自然安息角标定实验, 验证了颗粒在所取细观参数下的运动行为与宏观条件下相吻合, 见

表2。其中,覆岩密度采用 Fish 语言依据式(6)换算,以保证实验过程中上覆岩层施加等效荷载始终保持不变。等效荷载依据关键层理论来确定,取值367.72 kPa。

$$\rho = \frac{P}{gh} \quad (6)$$

式中, P 为上覆岩层荷载,kPa; g 为重力加速度, m/s^2 ; h 为二维模型覆岩整体高度, m 。

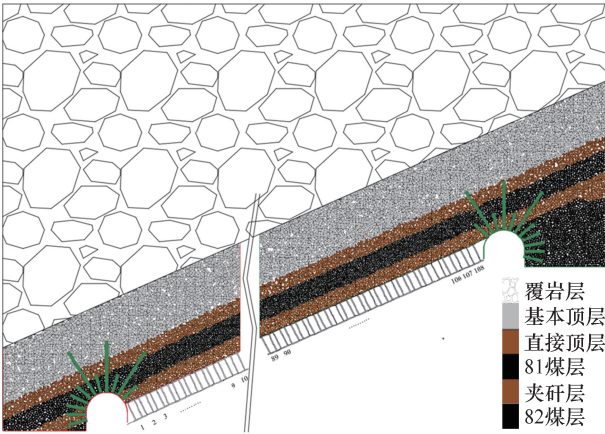


图5 初始模型示意图

Fig.5 Schematic of the initial model

表1 颗粒半径

Table 1 Particle radius

岩层名称	煤柱/m	端头区/m	工作面中部/m
覆岩	0.25~0.40	0.25~0.40	0.25~0.40
基本顶	0.25~0.40	0.25~0.40	0.25~0.40
直接顶	0.30~0.35	0.25~0.30	0.15~0.20
81煤层	0.20~0.25	0.15~0.20	0.10~0.15
夹矸层	0.16~0.20	0.14~0.18	0.12~0.16
82煤层	0.20~0.25	0.15~0.20	0.10~0.15

表2 模拟煤岩体的物理力学参数

Table 2 Physical and mechanical parameters of modelled coal rock bodies

岩层名称	密度/ ($kg \cdot m^{-3}$)	法向刚度/ ($GN \cdot m^{-1}$)	剪切刚度/ ($GN \cdot m^{-1}$)	摩擦 系数
覆岩层	ρ	0.4	0.4	0.4
基本顶	2 550	0.4	0.4	0.4
直接顶	2 030	0.3	0.3	0.3
81煤层	1 500	0.2	0.2	0.1
夹矸层	2 030	0.3	0.3	0.3
82煤层	1 500	0.2	0.2	0.1

2.2 模拟结果分析

在遵循端头放煤2个基本原则的基础上,设计端头放煤实验工作面倾角分别为 8° 、 17° 和 25° ,中部先放煤,然后上、下端头放煤。

2.2.1 主动支护时空性分析

为分析巷道中主动支护作用时空差异性特征,在放煤过程中以 5×10^4 时步为1个基本时间单位,分别统计不同倾角工作面上、下端头放煤过程中主动支护有效期。4号中间架放煤步数平均为 1×10^6 时步,在4号中间架开始放煤至结束的初始放煤过程中,巷道内的主动支护作用就开始陆续失效。

(1)下端头。工作面下端头主动支护时空效应统计如图6所示。下端头巷道中 r_2 锚索和 r_3 锚杆主动支护作用失效的时间节点总体相差不大,均在放煤伊始即失效,运行步数约为 1×10^5 时步。在 r_2 锚索和 r_3 锚杆失效过后,中部锚索 mc 开始失效,且随工作面倾角的增大, mc 失效所需时间变长。此外,工作面倾角越大,下端头所受水平分力越大,使得 8° 倾角的工作面下端头巷道中的 r_1 锚杆失效。

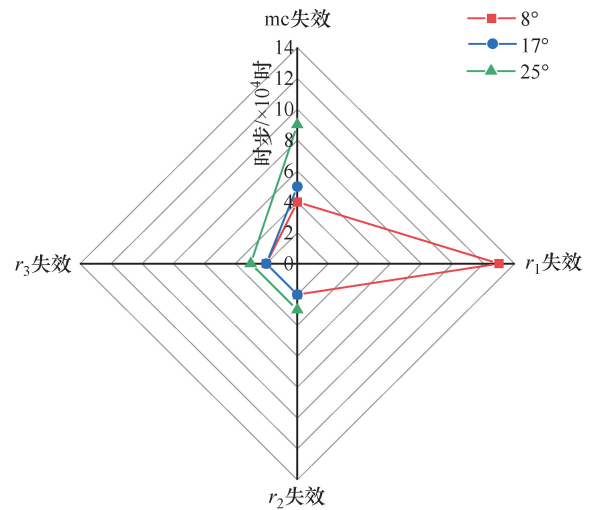


图6 下端头主动支护时空效应统计

Fig.6 Temporal and spatial effects of active support at the lower end

因此,不同倾角工作面下端头在初始放煤过程中,巷道中锚杆(索)失效的时间节点虽然存在差异,但在放煤结束后,巷道中部及右半部分锚杆(索)的主动支护作用均基本失效。为确保巷道周围承载拱在主动支护作用失效后仍能维持承载能力,应在放煤前着重加强中部及右半部分巷道中的被动支护,保证巷道中超前支架严格接顶且具有足够强度,确保承载拱拱脚处煤

岩体的紧密咬合,谨防承载拱失效而导致巷道失稳。

(2)上端头。工作面上端头主动支护作用时空效应统计如图7所示。上端头巷道中部锚索 mc 和 l_3 锚杆主动支护作用失效的时空特征受工作面倾角影响不大,均在工作面中部放煤至101号架后失效。 l_1 锚杆和 l_2 锚索的主动支护作用失效的时空特征受工作面倾角影响最大;其中, l_2 锚索失效的时间节点早于 l_1 锚杆,且工作面倾角越大, l_2 锚

索受工作面中部放煤影响距离越远。 8° 倾角工作面巷道中的 l_1 锚杆并未失效, 17° 倾角工作面巷道中的 l_1 锚杆在工作面中部放煤至103号架后失效, 25° 倾角工作面巷道中的 l_1 锚杆在工作面中部放煤至105号架后失效。这表明随工作面倾角的增大,工作面中部放煤对巷道中 l_1 锚杆的影响距离是减小的, l_1 锚杆受影响范围与工作面倾角大小呈负相关。同理, l_2 锚索的受影响范围与工作面倾角大小呈正相关。

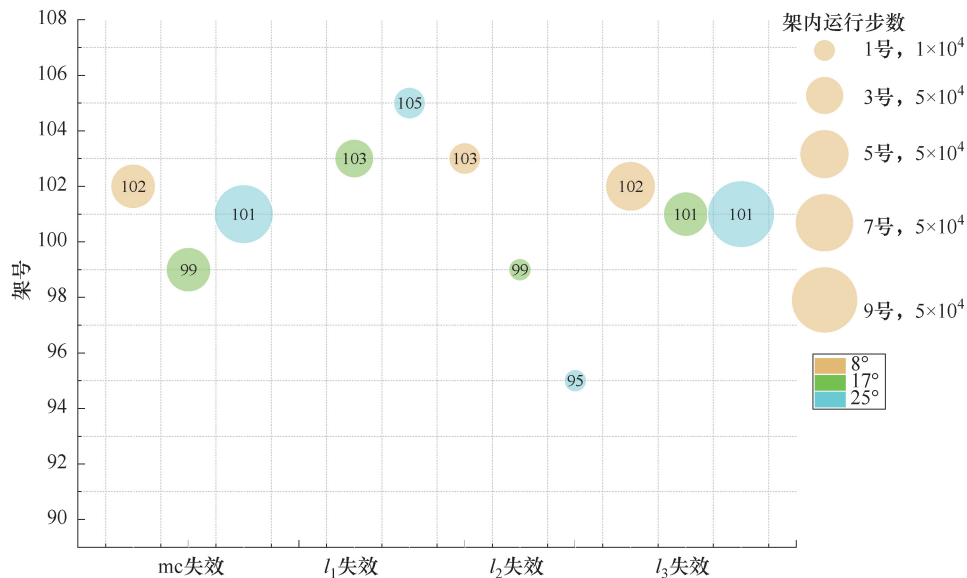


图7 上端头主动支护时空效应统计

Fig. 7 Temporal and spatial effects of active support at the upper end

因此,随工作面中部放煤的推进,上端头巷道中部及左半部分的锚杆(索)的主动支护作用会在放煤至过渡架位置前陆续失效,锚杆(索)受影响距离的远近和锚杆(索)失效时间的先后均与工作面倾角大小相关。在放煤至过渡架位置时,巷道中部及左半部分的锚杆(索)的主动支护作用均基本失效。与下端头情况类似,为确保巷道的安全稳定,在工作面上端头放煤前,需要着重加强巷道中被动支护,以确保承载拱拱脚的稳定。值得注意的是,工作面上端头在中部放煤临近端头区域,超前10~13个支架中心距的位置时开始持续受到工作面中部放煤的影响,因此在临近工作面上端头及后续进行放煤操作时,可超前着重补强巷道中部及左半部分的被动支护,以保证承载拱的稳定。

2.2.2 端头放煤区域煤矸流动形态分析

受煤层倾角的影响,工作面上、下端头煤矸层流动规律存在差异,因此分别对上、下端头放煤过

程进行分析。在端头放煤时,以 1×10^4 时步为1个基本时间单位,用以观测和评价端头放煤过程中煤岩体的流动运移特征及巷道围岩结构演化规律。

(1)下端头。不同倾角工作面下端头放煤位移场如图8所示。工作面下端头放煤过程中,3号架放煤总体安全,且随着工作面倾角增大,安全性增高;2号架放煤时极易发生窜矸,容易引起支架关窗的误判,导致顶煤损失;1号架放煤结束后承载拱松动,巷道存在失稳风险。值得注意的是, 8° 倾角工作面在3号架放煤结束后承载拱边缘发生微弱松动,与其余2种倾角工作面3号架放煤结束后承载拱状态存在明显差异。依据时间节点分析 8° 倾角工作面3号架放煤过程,在工作面中间架放煤结束后承载拱范围内煤岩体产生位移的区域并未继续发育,形态始终保持一致,承载拱仍可保持稳定。为安全起见,在进行放煤前可加强巷道内支护,以防承载拱失稳。

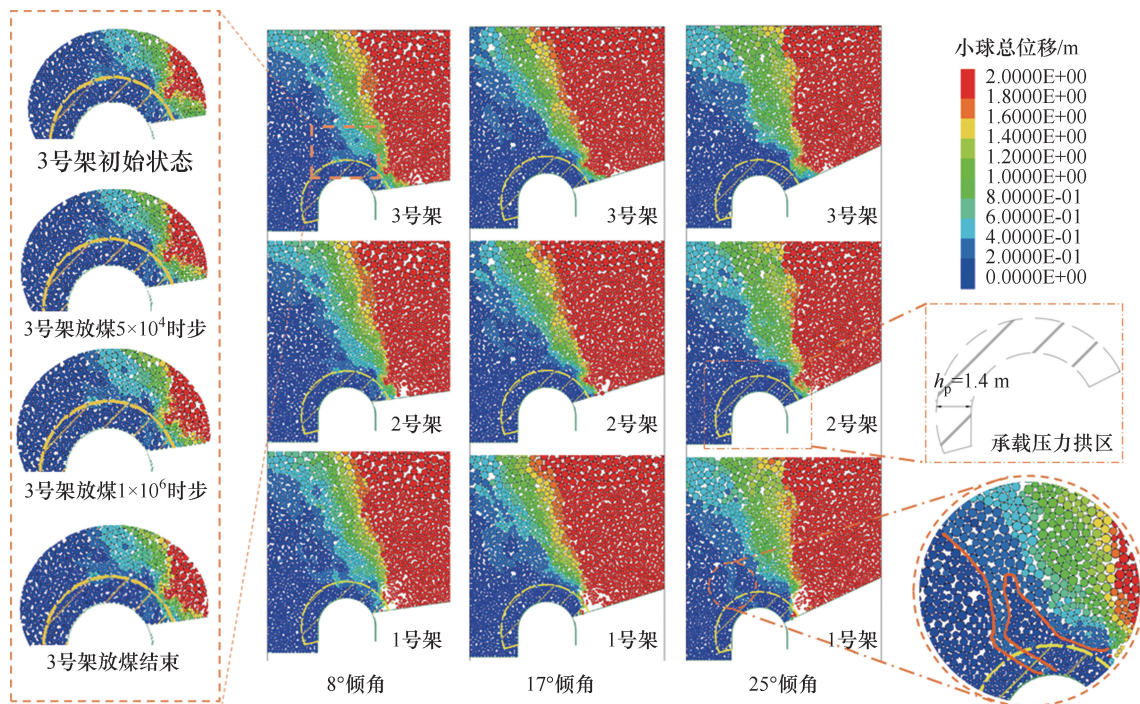


图8 不同倾角下端头放煤位移场

Fig. 8 Displacement field for coal drawing at different dip angles at the lower end

因此,不同倾角工作面在相同位置放煤时,工作面倾角越小,产生位移的煤岩体就越靠近承载拱边缘,即工作面下端头承载拱的破坏速度与工作面倾角呈负相关。另外,在1号架放煤结束后,25°倾角工作面较8°和17°倾角工作面,承载拱范围内出现树杈形突发侵入位移贯穿承载拱,使其中部偏左位置煤岩体发生松动。推测原因,可能是倾角较大的工作面下端头更加密实,破碎后煤岩体之间咬合更加紧密,从而更易形成局部承载结构;在放煤口上方煤体被放

出后,原本密实的煤岩体侧方产生临空面,煤岩体间相互作用力使煤岩体向临空面运动产生位移,导致局部承载结构的破坏,使得原本在局部承载结构作用下稳定的煤岩体发生运动,最终引发承载拱区域范围内煤岩体的突发性位移。因此,在倾角较大的工作面下端头进行放煤时,也需适当加强巷道内支护。

(2) 上端头。对不同倾角工作面上端头进行放煤,放煤位移场结果如图9所示。不同倾角工作面上端头在中部放煤结束后,承载拱均已经产生

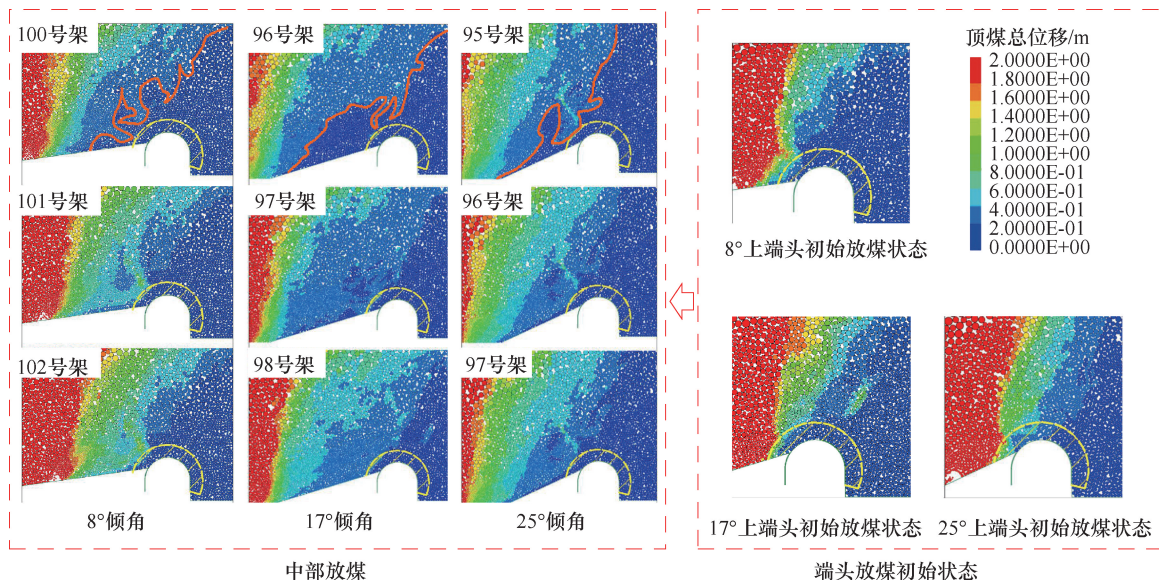


图9 不同倾角上端头放煤位移场

Fig. 9 Displacement field for coal drawing at different dip angles at the upper end

不同程度松动。就承载拱松动范围和拱内煤岩体产生的位移量而言,由大到小依次为 25°倾角工作面、17°倾角工作面、8°倾角工作面。根据中部支架放煤过程,不同倾角工作面上端头在中部支架放煤逐渐临近端头区域时,承载拱的左半部分上部与放煤口之间的空间范围内会提前出现树杈形位移,与下端头的突发侵入性位移有所区别的是,上端头的树杈形位移并未贯穿承载拱。随放煤的推进,放煤漏斗持续发育,承载拱与放煤口之间的煤岩体逐渐产生位移并向树杈形位置靠近,直至最终贯通。对比不同倾角工作面树杈形位置出现的时间节点,25°倾角工作面最早,17°倾角工作面次之,8°倾角工作面最迟;对比承载拱与放煤口之间的煤岩体产生位移后的贯通速度,8°倾角工作面最快,17°倾角工作面次之,25°倾角工作面最慢。

因此,工作面中部放煤对上端头承载拱的松动具有超前影响作用,超前影响距离 6~11 个支架中心距。随着工作面倾角增大,超前影响距离也会变远,即超前影响距离与工作面倾角呈正相关。究其原因,可能与工作面倾角越大,上端头煤岩体的运动趋势越强有关。此外,随放煤的推进,放煤口上方放煤漏斗的持续发育会导致承载拱与放煤口之间产生位移的煤岩体范围不断扩大,但由于工作面底板侧向约束作用的不同,煤岩体的贯通速度存在差异,贯通速度 8°倾角工作面最快,25°倾角工作面最慢。相较工作面下端头,不同倾角工作面上端头在过渡架放煤前承载拱已经发生不同程度松动,说明上端头巷道在工作面中部支架放煤结束后已存在失稳风险,因此在工作面放煤临近上端头前,应着重加强巷道内支护。另外,工作面上端头在放煤过程会出现“超前贯穿位移”的现象,在进行放煤操作时需要谨防工作面上端头的突然抽空。

2.2.3 巷道围岩承载结构承载能力演化分析

位移场仅体现承载拱的动态松动过程,不足以表现承载拱承载能力的动态变化过程,因此,需分析放煤过程中的力链场。力链是非连续和散体介质传递荷载的主要形式,也是链接散体介质的宏观力学行为和细观作用机理的桥梁^[23]。引用现有力链划分方法^[24-26],依据强度将力链划分为强力链、次强力链和弱力链 3 个等级:

$$\begin{cases} F > \bar{F}, & \text{强力链} \\ \bar{F} \geq F > 0.5\bar{F}, & \text{次强力链} \\ 0.5\bar{F} \geq F > 0, & \text{弱力链} \end{cases} \quad (7)$$

式中, F 为颗粒间接触力, N ; \bar{F} 为平均接触力, N 。

3 种强度力链形成的组合力链结构(断裂-重生)持续贯穿于整个放煤过程,总体表现为起到主要支撑作用的强力链断裂后煤体失稳,然后在重新自稳的过程中强力链重新生成,并伴随次强力链和弱力链填补强力链框架辅助承载。具体过程:① 强力链连通,煤岩体间咬合状态良好,能够有效形成煤岩体间接触力的传递通道,承载拱承载能力良好,可保证巷道的持续稳定;② 强力链断裂,煤岩体间咬合发生松动,煤岩体间接触力的传递通道逐渐消失,承载拱承载能力减弱,巷道存在失稳风险;③ 强力链重构,煤岩体间不再咬合,煤岩体接触力的传递通道完全消失,承载拱丧失承载能力、巷道失稳,煤岩体在重力作用下重新接触并趋于自稳,重构强力链。

在数值模型中采用 Fish 语言对不同强度力链进行筛选区分,分析端头放煤过程中力链场的变化过程。

(1) 下端头。对工作面下端头放煤过程中力链场变化进行研究,结果如图 10 所示。3 号架放煤结束后,3 种倾角工作面的承载拱组合力链结构中的强力链均处于强力链连通状态;2 号架在放煤过程中由于窜矸导致支架提前关窗,虽然整体组合力链结构形态基本没有发生改变,但放煤结束后,3 种倾角工作面的承载拱组合力链结构中的强力链均处于强力链断裂状态;1 号架放煤结束后,3 种倾角工作面的承载拱组合力链结构中的强力链均处于强力链重构状态。其中,3 号架放煤结束后,承载拱组合力链结构中的强力链连通状态良好程度依次为 25°倾角工作面、17°倾角工作面、8°倾角工作面。

因此,在工作面下端头放煤过程中,3 号架放煤结束后,承载拱内煤岩体间咬合紧密,承载拱承载能力良好,巷道稳定性良好;2 号架放煤结束后,承载拱内煤岩体咬合发生松动,承载拱承载能力弱化,巷道存在失稳风险;1 号架放煤结束后,承载拱结构失稳,失去承载能力,巷道失稳。值得注意的是,承载拱承载能力与拱内煤岩体咬合的紧密程度息息相关,而下端头煤岩体咬合程度受工作面倾角影响,工作面倾角越大,煤岩体间咬合越紧密,承载拱承载能力越强,巷道安全性越高。换言之,工作面下端头承载拱承载能力与工作面倾角呈正相关。同时,结合上文位移场分析结果,可对工作面下端

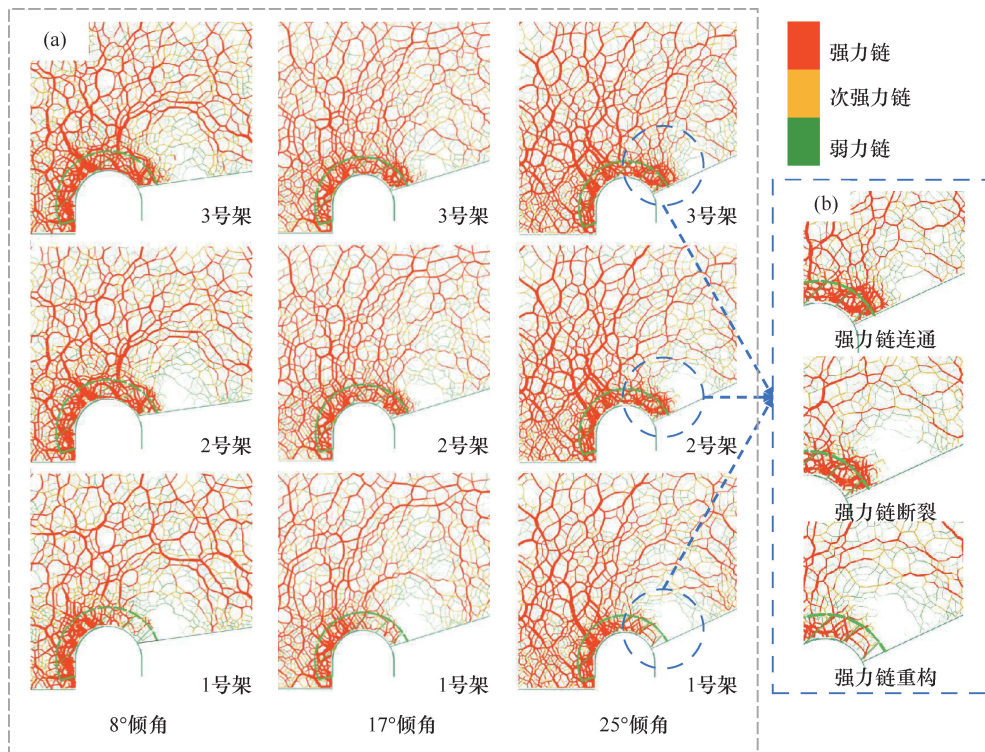


图 10 不同倾角下端头放煤力链场

Fig. 10 Force chain field for coal drawing at different dip angles at the lower end

头由 3 号架至 1 号架的放煤危险程度分区:① 3 号架,放煤安全区;② 2 号架,放煤风险区;③ 1 号架,放煤危险区(图 11)。

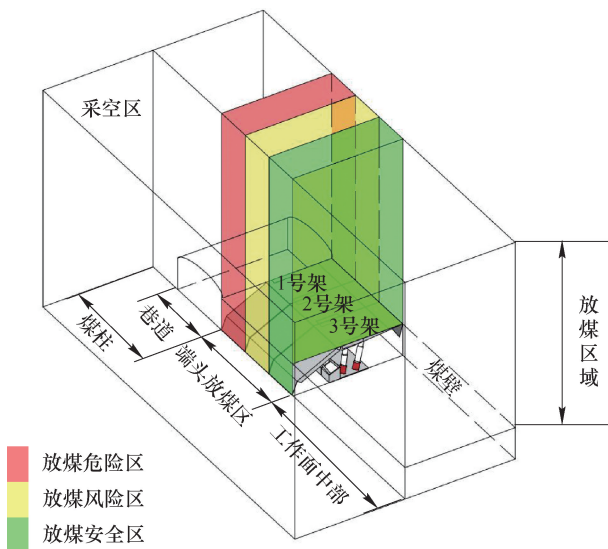


图 11 端头放煤危险程度分区示意图

Fig. 11 Schematic of risk levels of end coal drawing

(2) 上端头。在 106 号架放煤结束后,不同倾角工作面上端头的承载拱组合力链结构均已经处于强力链断裂状态,为明确 106 号架放煤过程中承载拱承载能力的动态变化过程,统计不同时间节点

所对应的承载拱组合力链状态。8°倾角工作面 106 号架放煤总计 1.4×10^5 时步,17°倾角工作面 106 号架放煤总计 2.1×10^5 时步,25°倾角工作面 106 号架放煤总计 2.4×10^5 时步。具体时间节点所对应的承载拱组合力链状态如图 12 所示。8°倾角工作面在 107 号架放煤运行至 1×10^4 时步后,承载拱组合力链结构处于强力链断裂状态;17°倾角工作面在 106 号架放煤运行至 1.9×10^5 时步,放煤进度处于 95% 时,承载拱组合力链结构处于强力链断裂状态;25°倾角工作面在 106 号架放煤运行至 1.5×10^5 时步后,放煤进度处于 65% 时,承载拱组合力链结构处于强力链断裂状态。根据承载拱中组合力链结构强力链断裂状态出现时间的先后,依次为 25°倾角工作面、17°倾角工作面、8°倾角工作面。同时,对承载拱组合力链结构处于强力链断裂状态时强力链断裂剧烈程度,由强到弱依次为 25°倾角工作面、17°倾角工作面、8°倾角工作面。

因此,工作面上端头放煤过程中,承载拱组合力链结构的动态变化过程与工作面下端头类似,都会经历强力链连通、强力链断裂、强力链重构 3 个阶段。区别在于,工作面上端头承载拱组合力链结构到达强力链断裂状态的时间节点和空间位置均

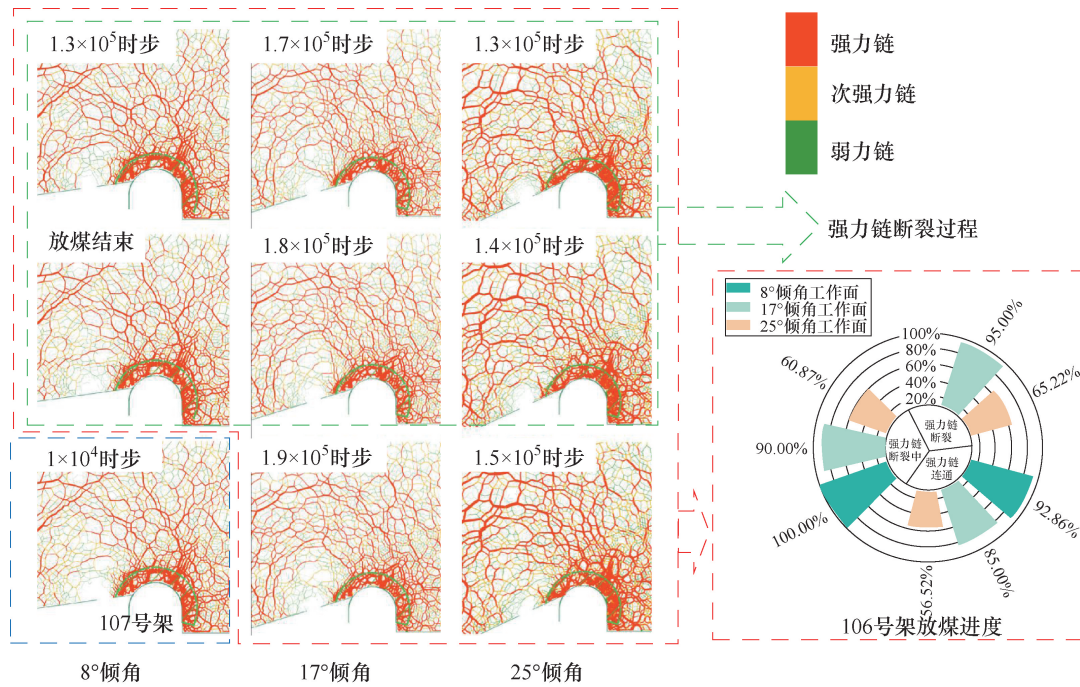


图 12 不同倾角上端头放煤力链状态

Fig. 12 Force chain field for coal drawing at different dip angles at the upper end

早于下端头,在 106 号架放煤期间组合力链结构就会到达强力链断裂状态,即 106 号架上方区域顶煤的完全放出会导致承载拱承载能力的大幅减弱,巷道存在失稳风险。同时,工作面倾角越大,组合力链结构到达强力链断裂状态的时间节点越早,强力链的断裂程度越剧烈。这与工作面下端头承载拱承载能力随工作面倾角增大而增强的原因相反,工作面上端头煤岩体间咬合的紧密程度会随工作面倾角增大而降低,承载拱承载能力也会随工作面倾角增大而减弱。换言之,工作面上端头承载拱承载能力与工作面倾角呈负相关。再结合上文位移场分析结果得出,为保证安全,工作面上端头放煤应只在 106 号架进行且不可完全放出,架内放煤区段依据危险程度可分为放煤安全段、放煤风险段,如图 13 所示。

(3) 架内安全放煤段高度的确定。为确定放煤安全段的具体高度,分别统计 8°、12°、17°、21°和 25°倾角工作面 106 号架的极限放煤进度,拟合出极限放煤进度方程,如图 14 所示。106 号架极限放煤进度随倾角大小的变化规律与指数函数相吻合。因此,当工作面倾角增大到一定程度后,106 号架的极限放煤进度将呈指数式降低,即工作面倾角过大时端头顶煤不应放出,以确保作业安全。

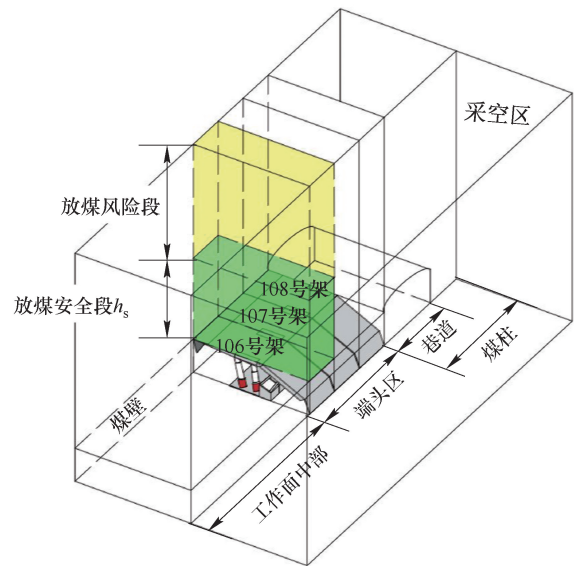


图 13 106 号架架内分段示意图

Fig. 13 Schematic diagram of segmenting within the support frame No. 106

据此推导 106 号架放煤过程中放煤安全段的高度为

$$h_s = p_d h_d$$

$$p_d = 0.97901 - 0.0158 \exp(0.13103\alpha) \quad (8)$$

式中, h_s 为放煤安全段高度, m; p_d 为放煤进程, %; h_d 为放煤高度, m; α 为工作面倾角, (°)。

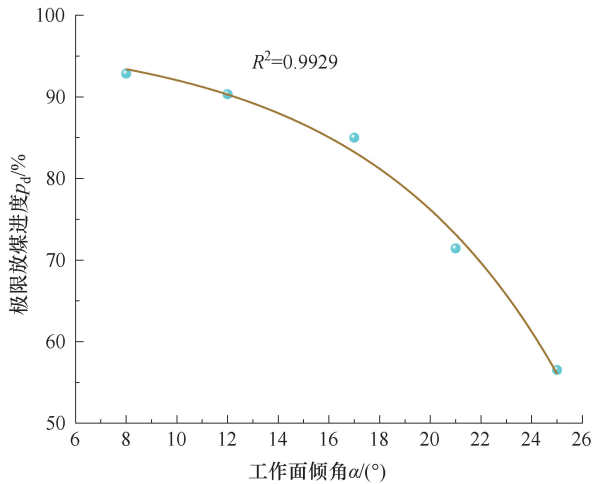


图 14 不同倾角工作面极限放煤进度

Fig. 14 Maximum coal drawing progress of working faces with different dip angles

3 端头放煤支架改造设计方案

根据上述模拟结果,以袁店一井煤矿 825 面为例,代入数据计算得:825 面上端头 106 号架的极限放煤进度为 92%,放煤安全段高度为 4.40 m,除去上方夹矸层厚度,剩余可放出的顶煤高度为 2.46 m。综合对比,825 工作面端头区的顶煤进行

回收后,顶煤回收量较仅工作面中部放煤提升了 1.8%。此外,工作面上端头在进行架内分段放煤时,为精准划分放煤安全段的高度和把控放煤结束时机,可在 106 号架上方放煤安全段和放煤风险段分界面布置顶煤位移跟踪仪^[11],实时跟踪顶煤位移轨迹,从而快速、准确和安全高效地实现工作面上端头的架内分段放煤。

目前,端头放煤存在端头区机械设备多、现有放煤支架没有足够空间的难题。因此,顾及设备研发的时间和成本,可对现有液压支架直接进行改造^[27],以满足端头放煤需求。具体改造方案:① 在掩护梁上设窗口,两侧各配置液压油缸,窗口部分采用高强度柔性金属网替代传统结构;② 通过对液压油缸的伸缩操作控制金属网的伸展和回缩,实现对放煤口的精确控制,完成端头放煤操作;③ 液压油缸的控制系统整合到智能电液控制模块中,实现端头液压支架的智能综放,提高采矿操作的效率和精确度。掩护梁上的窗口预计尺寸为宽 1 200 mm、高 1 500 mm,2 个液压油缸通过协同推移高强度柔性金属网,控制放煤口的开合。此外,在掩护梁下方还装备卷网装置,金属网末端使用三角刀头来破碎煤块,具体如图 15 所示。

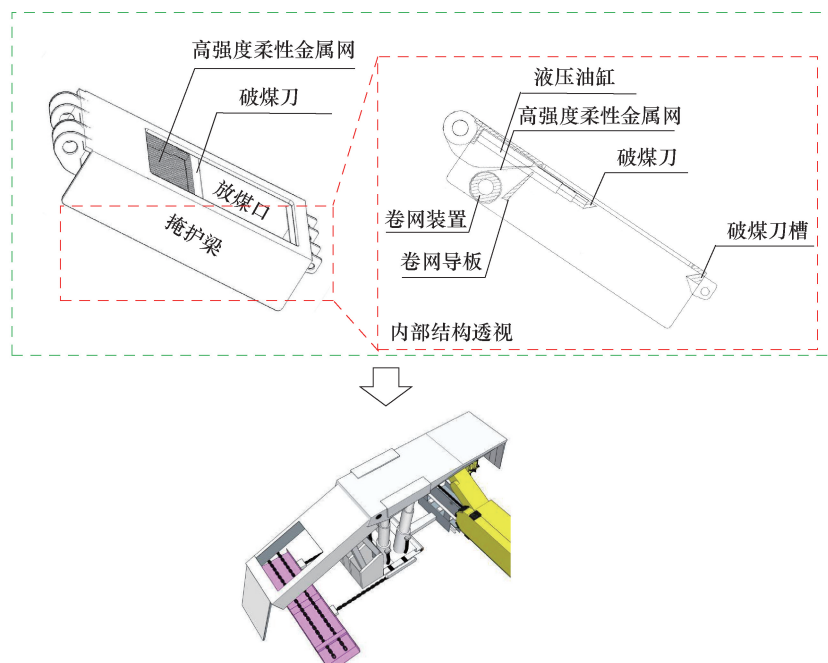


图 15 端头支架改造方案示意图

Fig. 15 Schematic of the end support modification plan

4 结论

基于 PFC 2D 离散元颗粒流软件建立了端头放煤二维数值模型,对工作面放煤过程中上、下端

头的煤岩体位移场及力链场动态变化特征进行了系统分析,给出了端头放煤具体方案及支架改造方案,得到结论如下。

(1) 端头区开始放煤前,工作面上、下端头巷

道的主动支护作用在工作面中部放煤的影响下基本失效,且失效的时间节点和空间位置存在差异性。上端头巷道的主动支护作用会受工作面中部放煤的超前影响,超前影响距离为10~13个支架中心距,且超前影响距离与工作倾角呈正相关。

(2) 端头区放煤过程中,下端头承载拱在工作面中部放煤结束后并不松动,随着过渡架放煤逐渐松动,且工作面倾角较大时出现突发侵入位移破坏承载拱;上端头承载拱受中部放煤影响超前松动,超前影响范围为6~11个支架中心距,且超前影响范围内的煤岩体逐渐松动并贯通,在放煤过程中需要充分考虑煤岩体流动特征,并做好恰当防护措施。

(3) 工作面端头放煤方案分别为下端头整体分区,上端头架内分段。下端头在放煤过程中整体分为放煤安全区、放煤风险区和放煤危险区,上端头在放煤过程中过渡架上方顶煤分为放煤安全段和放煤风险段。放煤安全段高度随工作面倾角增大呈指数式下降。

(4) 通过改造现有液压支架,不仅可以节约成本,配合顶煤跟踪仪可实现精准放煤控制。端头顶煤的成功放出提高了1.8%的顶煤回收量。

参考文献

- [1] 王家臣. 我国综放开采40年及展望[J]. 煤炭学报, 2023,48(1): 83-99.
WANG Jiachen. 40 years development and prospect of longwall top coal caving in China[J]. Journal of China Coal Society, 2023,48(1): 83-99.
- [2] 贾光胜,王战洲. 综放开采顶煤损失及提高回采率途径研究[J]. 煤矿开采,2000(4): 21-23,4.
JIA Guangsheng, WANG Zhanzhou. Study on the lose of top-coal and the ways to increase its recovery ratio in longwall top-coal caving mining[J]. Coal Mining Technology, 2000(4): 21-23,4.
- [3] 张学祥,宗伟琴. 综放工作面顶煤损失及回采率的计算[J]. 西北煤炭,2007,5(3): 45-46,16.
ZHANG Xuexiang, ZONG Weiqin. Calculation of top coal loss of complex working face and recovery rate[J]. Northwest Coal, 2007,5(3): 45-46,16.
- [4] 王祖洸,王伸,贺子盎,等. 特厚煤层连续群组放煤方法初始顶煤放出规律研究[J]. 矿业科学学报, 2023,8(2): 166-179.
WANG Zuguang, WANG Shen, HE Ziang, et al. Top-coal initial caving law of continuous group caving method in extra-thick coal seams[J]. Journal of Mining Science and Technology, 2023,8(2): 166-179.
- [5] 王家臣,张锦旺,陈祎. 基于BBR体系的提高综放开采顶煤采出率工艺研究[J]. 矿业科学学报, 2016,1(1): 38-48.
WANG Jiachen, ZHANG Jinwang, CHEN Yi. Research on technology of improving top-coal recovery in longwall top-coal caving mining based on BBR system[J]. Journal of Mining Science and Technology, 2016,1(1): 38-48.
- [6] 李猛,魏炜杰,张鑫. 特厚煤层综放开采多口同时放煤三维实验研究[J]. 矿业科学学报, 2023,8(2): 180-189.
LI Meng, WEI Weijie, ZHANG Xin. 3D experimental investigation of multi-port caving technology in LTCC with extra-thick seams[J]. Journal of Mining Science and Technology, 2023,8(2): 180-189.
- [7] 黄华,苗凯军,屠世浩,等. 特厚煤层分叉合并区放煤方式适用性分析与优选[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2023,5(3): 16-23.
HUANG Hua, MIAO Kaijun, TU Shihao, et al. Applicability analysis and optimization of top coal caving methods in bifurcation and merged extra-thick coal seam[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering, 2023,5(3): 16-23.
- [8] 阮进林,季亮,高鹏,等. 厚煤层综放煤矸流动规律与工艺参数研究[J]. 煤炭科学技术, 2022,50(S2): 26-32.
RUAN Jinlin, JI Liang, GAO Peng, et al. Study on flow law and technological parameters of fully mechanized coal gangue in thick seam[J]. Coal Science and Technology, 2022,50(S2): 26-32.
- [9] 罗生虎,田程阳,伍永平,等. 大倾角煤层综放开采顶煤破坏运移规律与支架稳定性分析[J]. 采矿与安全工程学报, 2023,40(1): 25-35,47.
LUO Shenghu, TIAN Chengyang, WU Yongping, et al. Migration laws of top coal failure and stability analysis of support on fully mechanized top coal caving mining in steeply dipping coal seam[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2023,40(1): 25-35,47.
- [10] 伍永平,郎丁,解盘石,等. 大倾角软煤综放工作面倾斜方向顶煤区划破坏特征[J]. 采矿与安全工程学报, 2018,35(3): 553-560.
WU Yongping, LANG Ding, XIE Panshi, et al. Regional fracture of top-coal along the inclined direction of fully-mechanized caving face in soft steep dipping seam[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2018,35(3): 553-560.
- [11] 潘卫东,李新源,员明涛,等. 基于顶煤运移跟踪仪的自动化放煤技术原理及应用[J]. 煤炭学报, 2020,45(S1): 23-30.
PAN Weidong, LI Xinyuan, YUN Mingtao, et al. Technology principle and field application of automatic coal drawing based on the top coal tracker[J]. Journal of China Coal Society, 2020,45(S1): 23-30.
- [12] PAN Weidong, ZHAO Zhining, LI Xinyuan, et al.

- Top coal drawing law for an extra thick coal seam under the single round group drawing method[J]. Scientific Reports, 2024, 14: 15293.
- [13] 张锦旺,程东亮,王家臣,等. 水平分段综放开采顶煤放出体理论计算模型[J]. 煤炭学报, 2023, 48(2): 576-592.
ZHANG Jinwang, CHENG Dongliang, WANG Jiachen, et al. Theoretical calculation model of top coal drawing body in horizontal sublevel top coal caving mining[J]. Journal of China Coal Society, 2023, 48(2): 576-592.
- [14] 王圣志,袁永,朱成,等. 仰斜综放开采顶煤运移规律及合理放煤参数研究[J]. 煤炭科学技术, 2022, 50(5): 104-109.
WANG Shengzhi, YUAN Yong, ZHU Cheng, et al. Study on top-coal migration law and reasonable top-coal caving parameters in fully-mechanized top-coal caving face[J]. Coal Science and Technology, 2022, 50(5): 104-109.
- [15] 韩宇峰,王兆会,唐岳松. 厚煤层综放开采顶煤分区破坏特征研究[J]. 煤炭科学技术, 2022, 50(7): 99-107.
HAN Yufeng, WANG Zhaohui, TANG Yuesong. Study on zone failure characteristics of top-coal in fully-mechanized top-coal caving mining of thick coal seam[J]. Coal Science and Technology, 2022, 50(7): 99-107.
- [16] 王伸,黄贞宇,李东印,等. 特厚煤层分组间隔放煤顶煤运移规律研究[J]. 煤炭科学技术, 2021, 49(9): 17-24.
WANG Shen, HUANG Zhenyu, LI Dongyin, et al. Study of top-coal flow mechanism under interval and multi-grouping top-coal caving technology in extra thick coal seam[J]. Coal Science and Technology, 2021, 49(9): 17-24.
- [17] 李建忠,高富强,娄金福,等. 破碎岩体锚固及承载失稳机制研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2022, 39(6): 1125-1134.
LI Jianzhong, GAO Fuqiang, LOU Jinfu, et al. Study on reinforcement and bearing-instability mechanism of broken rock mass[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2022, 39(6): 1125-1134.
- [18] 王晓卿,康红普,高富强,等. 碎石锚固中压力拱形成与锚杆作用分析[J]. 煤炭学报, 2021, 46(10): 3139-3147.
WANG Xiaoqing, KANG Hongpu, GAO Fuqiang, et al. Analysis of pressure arch formation and rockbolt function in gravel bolting[J]. Journal of China Coal Society, 2021, 46(10): 3139-3147.
- [19] 肖同强,柏建彪,李金鹏,等. 断层附近煤巷锚杆支护破碎围岩稳定机理研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2010, 27(4): 482-486.
XIAO Tongqiang, BAI Jianbiao, LI Jinpeng, et al. Stabilization mechanism of crushed surrounding rock in coal roadway with bolt support near fault[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2010, 27(4): 482-486.
- [20] 王家臣,李志刚,陈亚军,等. 综放开采顶煤放出散体介质流理论的试验研究[J]. 煤炭学报, 2004, 29(3): 260-263.
WANG Jiachen, LI Zhigang, CHEN Yajun, et al. The experimental study of loose medium flow field on the longwall top-coal caving[J]. Journal of China Coal Society, 2004, 29(3): 260-263.
- [21] 王家臣,富强. 低位综放开采顶煤放出的散体介质流理论与应用[J]. 煤炭学报, 2002, 27(4): 337-341.
WANG Jiachen, FU Qiang. The loose medium flow field theory and its application on the longwall top-coal caving[J]. Journal of China Coal Society, 2002, 27(4): 337-341.
- [22] 时成忠,刘长友,赵通. 综放工作面端头区煤岩的冒放规律及合理工艺参数[J]. 采矿与安全工程学报, 2017, 34(3): 425-430.
SHI Chengzhong, LIU Changyou, ZHAO Tong. Caving law of the coal and rock in the end zone of the fully mechanized caving face and its rational technological parameters[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2017, 34(3): 425-430.
- [23] 孙其诚,王光谦. 静态堆积颗粒中的力链分布[J]. 物理学报, 2008, 57(8): 4667-4674.
SUN Qicheng, WANG Guangqian. Force distribution in static granular matter in two dimensions[J]. Acta Physica Sinica, 2008, 57(8): 4667-4674.
- [24] KRUYT N P. On weak and strong contact force networks in granular materials[J]. International Journal of Solids and Structures, 2016, 92: 135-140.
- [25] RADJAI F, WOLF D E, JEAN M, et al. Bimodal character of stress transmission in granular packings[J]. Physical Review Letters, 1998, 80(1): 61-64.
- [26] 杨柳,李飞,王金安,等. 综放开采顶煤与覆岩力链结构及演化特征[J]. 煤炭学报, 2018, 43(8): 2144-2154.
YANG Liu, LI Fei, WANG Jinan, et al. Structures and evolution characteristics of force chains in top coal and overlying strata under fully mechanized caving mining[J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43(8): 2144-2154.
- [27] 蒋银华,范攀登,陈中华,等. 一种用于智能综放面端头放煤的管理装置[P]. CN219774164U, 2023
JIANG Yinhua, FAN Pandeng, CHEN Zhonghua, et al. A management device for coal drawing at the end of an intelligent fully mechanized mining face[P]. CN219774164U, 2023.

(责任编辑:张彩艳)