



煤炭科学技术

煤炭科学研究院 COAL SCIENCE AND TECHNOLOGY

基于能量法的工作面端面冒顶机理及“支架围岩”耦合关系试验研究

宋高峰 黄鹏 李鹤鹤 咎明惠 孔德中 张鹏飞

引用本文:

宋高峰, 黄鹏, 李鹤鹤, 等. 基于能量法的工作面端面冒顶机理及“支架围岩”耦合关系试验研究[J]. 煤炭科学技术, 2024, 52(7): 11-22.

SONG Gaofeng, HUANG Peng, LI Hehe. Failure mechanism of tip-to-face roof based on energy method and experimental investigation of support-strata interaction[J]. Coal Science and Technology, 2024, 52(7): 11-22.

在线阅读 View online: <https://doi.org/10.12438/cst.2023-0957>

您可能感兴趣的其他文章

Articles you may be interested in

大采高工作面锚杆支护巷道局部冒顶机理研究

Research on localized roof falling mechanism of bolt supporting roadway in large mining height working face
煤炭科学技术. 2019(4) <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/628886cd-3ccb-415d-90ac-06bab63d6b59>

采场围岩能量演化及释放模拟研究

Simulation study on energy evolution and release of surrounding rock in stope
煤炭科学技术. 2020, 48(3) <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/3176f746-9835-4f1a-a21e-c0c2a9117877>

大采高工作面支架刚度对煤壁稳定性的影响效应研究

Influence of support stiffness on face stability in longwall face with large cutting height
煤炭科学技术. 2023, 51(3): 1-9 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.cst.2020-1283>

冲击地压矿井综采工作面两巷超前支护液压支架研究

Research of hydraulic powered supports for entries' advanced support in fully-mechanized working face of rock burst mine
煤炭科学技术. 2021, 49(6): 1-12 <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/a9b966da-ea17-4349-9741-9f9dd388c875>

超长工作面支架工作阻力分布及分区增阻特性研究

Study on working resistance distribution of support and resistance increasing characteristics of support partition in longwall face with ultra-large length
煤炭科学技术. 2023, 51(4): 11-20 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.cst.2022-1431>

大倾角过断层综采工作面支架失稳机理及控制技术

Mechanism and control technology of support instability in fully-mechanized mining face in thick coal seam with large dip angle and fault
煤炭科学技术. 2021, 49(10): 16-22 <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/d602a4ea-91fc-4576-97ce-e8db6893dc71>



关注微信公众号, 获得更多资讯信息



移动扫码阅读

宋高峰, 黄 鹏, 李鹤鹤, 等. 基于能量法的工作面端面冒顶机理及“支架-围岩”耦合关系试验研究[J]. 煤炭科学技术, 2024, 52(7): 11–22.

SONG Gaofeng, HUANG Peng, LI Hehe, *et al.* Failure mechanism of tip-to-face roof based on energy method and experimental investigation of support-strata interaction[J]. Coal Science and Technology, 2024, 52(7): 11–22.

基于能量法的工作面端面冒顶机理及 “支架-围岩”耦合关系试验研究

宋高峰¹, 黄 鹏¹, 李鹤鹤¹, 咎明惠¹, 孔德中², 张鹏飞²

(1. 北方工业大学 土木工程学院, 北京 100144; 2. 贵州大学 矿业学院, 贵州 贵阳 550025)

摘 要: 为研究综采工作面顶板稳定性及其影响因素, 结合能量法和“顶板-支架-煤壁”系统模型, 建立了端面顶板稳定性力学模型, 利用分布式支架顶梁压力监测系统和数字图像监测技术, 开展了端面冒顶相似模拟试验, 分析了端面冒顶影响因素、顶板破坏形态和支架顶梁压力分布演化特征。研究表明: 根据端面顶板稳定性力学模型, 距煤壁 1 m 范围内直接顶稳定性系数小于 0, 该区域为端面冒顶高发区; 距离煤壁越远, 顶板垂直位移和水平位移也随之增大; 提高支架工作阻力能有效减小顶板下沉量; 顶板黏聚力和内摩擦角越大, 顶板稳定性越好; 相似模型试验中直接顶依次经历了端面冒落、顶板破断、顶板破碎等阶段, 液压支架顶梁压力表现为中部>前部>后部; 当顶板完整时, 模型支架初撑力和支护阻力充足, “支架-围岩”耦合关系良好; 当顶板破碎导致支架位态不佳时, 模型支架降阻或偏载现象明显, 容易造成顶板裂隙发育、端面冒顶、支架压架等事故, “支架-围岩”耦合关系恶化; 利用数字图像监测技术获得了端面冒顶阶段直接顶最大剪应变集中于端面顶板附近。研究显示支架与围岩相互作用关系与端面顶板稳定性互相影响, 维持良好的“支架-围岩”耦合关系有助于提高工作面顶板稳定性。

关键词: 端面冒顶; 能量法; 相似模拟试验; 支架压力; “支架-围岩”耦合关系

中图分类号: TD325

文献标志码: A

文章编号: 0253-2336(2024)07-0011-12

Failure mechanism of tip-to-face roof based on energy method and experimental investigation of support-strata interaction

SONG Gaofeng¹, HUANG Peng¹, LI Hehe¹, ZAN Minghui¹, KONG Dezhong², ZHANG Pengfei²

(1. School of Civil Engineering, North China University of Technology, Beijing 100144, China;

2. College of Mining, Guizhou University, Guiyang 550025, China)

Abstract: In order to study the stability and influencing factors of the end face roof of the full-mechanized mining face, a mechanical model of tip-to-face roof stability was developed in this study with a combination of the energy method and the “roof-support-coal” system. Meanwhile, the load monitoring system on the canopy of the support and the digital image measuring technique were utilized in a physical simulation model to analyze the influence factors of tip-to-face roof fall, the roof failure characteristics and the evolution characteristics of pressure distribution on the canopy of the support. The results showed that the stability coefficient of the immediate roof within 1 m behind the coal wall was less than 0 based on the mechanical model of tip-to-face roof stability, indicating a high risk of roof collapse in this area. In addition, the vertical and horizontal displacement of the immediate roof increased with the increase of the distance behind the coal wall. Enhancing the working resistance of the support can also reduce the roof subsidence, and the higher roof cohesion and internal friction angle can improve the tip-to-face roof stability. On the other hand, the tip-to-face roof caving, roof broken and roof crushing were ob-

收稿日期: 2023-12-25

责任编辑: 朱恩光

DOI: 10.12438/cst.2023-0957

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(52004010); 北京市属高等学校优秀青年人才培养计划资助项目(BPHR202203036); 贵州省科技计划资助项目(黔科合支撑[2023]一般 122)

作者简介: 宋高峰(1989—), 男, 河南济源人, 副教授, 博士。Tel: 010-88803280, E-mail: song.gaofeng@ncut.edu.cn

通讯作者: 孔德中(1988—), 男, 河南永城人, 教授。E-mail: dzkong@gzu.edu.cn

served in sequence during the process of the physical simulation experiments. The middle section of the canopy showed the largest measured pressure, followed by the front and rear sections of the canopy in the descending order. When the roof was intact, the support showed adequate setting load and working resistance, and the interaction between the support and the strata was in good condition. As the roof was broken and led to an unfavorable support position, the support showed a loss of working resistance or an unbalanced loading condition, which may easily result in the crack development in the roof, tip-to-face roof cavity, an iron-bound support and an awful support-strata coupling. According to the digital image measuring technique, the maximum shear strain was found near the tip-to-face area during the tip-to-face roof caving stage. Lastly, it can be concluded that the coupling between the support and strata is closely correlated to the tip-to-face roof stability. Thus, maintaining a good support-strata interaction is beneficial to the stability of the tip-to-face roof.

Key words: tip-to-face roof fall; energy method; physical simulation test; support pressure; support-strata interaction

0 引言

端面冒顶是指在采煤工作面回采过程中,由于工作面端部顶板受到矿压作用而发生的冒落事故^[1-3]。端面冒顶会严重影响工作面的正常生产,甚至引发更大规模的顶板事故^[4-6]。因此,分析端面冒顶机理和影响因素,采取有效的防治措施,对于保障矿山安全和提高生产效率具有重要意义。

学者们对端面冒顶机理进行了大量研究,根据砌体梁理论^[7]和关键层理论^[8],建立了“压力拱”和“结构拱”等拱形结构^[9]及岩层破断组合承载结构模型^[10],揭示了端面冒顶机理和巷道冒顶机理。宋桂军等^[11]为研究综采放顶煤工作面回采过程中端面冒顶问题,分析了综放面端面顶板冒顶机理,发现了顶板冒落高度与支架端面距和支架工作阻力呈线性正相关;宋高峰等^[12]基于铁木辛柯梁理论建立了工作面端面顶板稳定性力学模型,得出支架刚度、直接顶弹性模量、煤层埋深对工作面端面顶板变形的影响;魏臻^[13]分析了综放工作面端面顶板失稳现象,明确了顶板稳定性对“支架-围岩”相互作用关系的影响,对综采工作面端面顶板控制措施提出了改进意见;靖洪文等^[14]针对动载扰动下深部煤层工作面冲击冒顶的致灾机理问题,采用颗粒流数值模拟研究的方法分析了高应力和动载扰动耦合作用下顶板破坏演化特征及应力影响规律,从细观层面揭示了冲击地压下顶板失稳机理;蔡金龙等^[15]通过分析弱胶结软岩的物理力学性质,揭示了侏罗系弱软岩顶板冒落的根本原因是弱软岩顶板在剧烈开采扰动下顶板下部产生较大拉应力,导致呈现脆性变形特征的弱软岩顶板发生冒顶;赵志强等^[16]对冒顶事故和围岩体环境耦合关系进行分析,将顶板冒落分为应力主导型和围岩主导型2种,得出了裂隙危岩坠落、松散岩体冒落等冒顶的成因;袁永等^[17]针对浅埋烧变岩区二次掘进顶板稳定性控制问题,结合该岩体松散破碎、承载力低的特点,采用理论研究和现场实测的方

法,揭示了发生冒顶事故的主要原因是烧变岩区围岩破碎、支护强度低、开采步距大。

在端面冒顶相似模拟试验方面,宋高峰等^[12]采用数字图像观测系统直观地观测了端面冒顶破坏形态的演化过程,获得了端面顶板冒落全过程及顶板结构破断规律;王开等^[18]利用相似模拟试验结果建立复采工作面力学结构模型,推导出液压支架合理支护阻力公式,提出了复采工作面过端面冒顶区域时的顶板控制技术;肖鹏等^[19]针对“三软”煤层工作面顶板裂隙演化规律,采用微震监测仪器和压力传感器开展相似模拟试验,分析了回采工作面微震事件的发生频率及压力变化规律,得到了顶板裂隙演化特征;张海鹏^[20]利用相似模拟试验分析了大采高综放开采覆岩结构,建立了砌体梁、短悬臂梁力学结构模型,得出直接顶特征对矿压显现具有重要影响。

以上学者针对端面冒顶机理及其相似模拟试验进行了大量的研究,取得了丰硕成果,极大充实了端面冒顶的理论和试验研究。笔者拟从能量法的角度分析端面冒顶机理,并将模型液压支架和支架顶梁应力监测系统应用到端面冒顶和“支架-围岩”耦合关系的模型试验研究当中。

1 端面顶板稳定性力学模型

本文以工作面“顶板-支架-煤壁”系统为研究对象,基于能量法中的位移变分原理,建立了端面顶板稳定性力学结构模型,如图1所示。

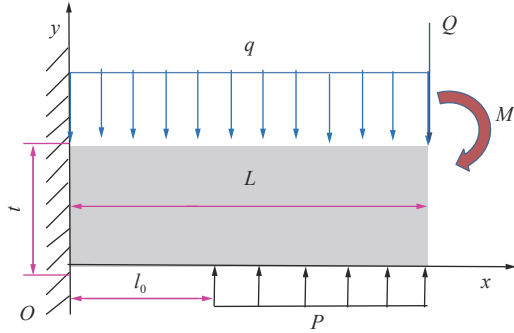
1)直接顶应变能。根据端面顶板稳定性力学模型位移固定边界条件 $(u)_{x=0}=0$, $(v)_{x=0}=0$, $(u)_{y=0}=0$,可设位移分量为:

$$\begin{aligned} u &= xy(A_1 + A_2x + A_3y + \cdots) \\ v &= x(B_1 + B_2x + B_3y + \cdots) \end{aligned} \quad (1)$$

式中, u 为直接顶的水平位移, m ; v 为直接顶的垂直位移, m ;其中 A_i 和 B_i ($i=1, 2, 3, \cdots$)是两组位移待定系数。

在煤体和支架等外力作用下,工作面直接顶中贮存的弹性应变能 U 可表示为

$$U = \iint \frac{1}{2} (\sigma_x \varepsilon_x + \sigma_y \varepsilon_y + \tau_{xy} \gamma_{xy}) dx dy \quad (2)$$



L —直接顶长度； t —直接顶厚度； l_0 —支架护顶梁前端距煤壁的端面距； q —上覆岩层作用在直接顶的压力等效； Q —基本顶悬梁部分对直接顶的等效集中力； M —等效弯矩； P —液压支架对直接顶的支护作用

图 1 端面顶板稳定性力学模型

Fig.1 Mechanical model of roof stability in tip-to-face area

根据几何方程，工作面直接顶的正应变和剪应变可表示为

$$\begin{aligned} \varepsilon_x &= \frac{\partial u}{\partial x} \\ \varepsilon_y &= \frac{\partial v}{\partial y} \\ \gamma_{xy} &= \frac{\partial u}{\partial y} + \frac{\partial v}{\partial x} \end{aligned} \quad (3)$$

根据本构方程，直接顶内的水平、垂直、剪应力分别为

$$\begin{aligned} \sigma_x &= \frac{E}{1-\lambda^2} (\varepsilon_x + \lambda \varepsilon_y) \\ \sigma_y &= \frac{E}{1-\lambda^2} (\lambda \varepsilon_x + \varepsilon_y) \\ \tau_{xy} &= \frac{E}{2(1+\lambda)} \gamma_{xy} \end{aligned} \quad (4)$$

式中， E 为直接顶的弹性模量，MPa； λ 为直接顶的泊松比。

式(1)中的水平位移、垂直位移方程均取待定系数的前 3 项，并代入式(3)和式(4)，则几何方程和本构方程可表示为

$$\begin{aligned} \varepsilon_x &= y(A_1 + 2A_2x + A_3y) = Jy \\ \varepsilon_y &= B_3x \\ \gamma_{xy} &= x(A_1 + A_2x + 2A_3y) + (B_1 + 2B_2x + B_3y) = Rx + S \end{aligned} \quad (5)$$

$$\begin{aligned} \sigma_x &= \frac{E}{1-\lambda^2} (Jy + \lambda B_3x) \\ \sigma_y &= \frac{E}{1-\lambda^2} (\lambda Jy + B_3x) \\ \tau_{xy} &= \frac{E}{2(1+\lambda)} (Rx + S) \end{aligned} \quad (6)$$

式中， J 、 R 、 S 为关于位移待定系数 A_1 、 A_2 、 A_3 、 B_1 、 B_2 、

B_3 的参数函数。

将式(5)和式(6)代入式(2)，得到由 J 、 R 、 S 表示的应变能表达式：

$$U = \frac{E}{2(1-\lambda^2)} \int_0^t \int_0^L \left[\left(\frac{1-\lambda}{2} R^2 + B_3^2 \right) x^2 + \left(J^2 + \frac{1-\lambda}{2} S^2 \right) y^2 + (2\lambda J B_3 x y + (1-\lambda) R S x) \right] dx dy \quad (7)$$

令 $m=E/(2-2\lambda^2)$ ， $n=(1-\lambda)/2$ ，则应变能表达式可简化为

$$U = m \int_0^t \int_0^L \left[(nR^2 + B_3^2) x^2 + (J^2 + nS^2) y^2 + 2(\lambda J B_3 x y + nR S x) \right] dx dy \quad (8)$$

2) 工作面直接顶的外力势能。工作面直接顶的外力势能可表示为

$$V = - \int_{S_\sigma} (\bar{T}_x u_x + \bar{T}_y u_y + \bar{T}_z u_z) dx dy \quad (9)$$

式中， \bar{T}_x 、 \bar{T}_y 、 \bar{T}_z 分别为直接顶在 3 个不同方向上的分力。在端面顶板稳定性力学模型中，模型的力边界条件可表示为

$$\begin{aligned} (T_y)_{y=0} &= P, (T_x)_{y=0} = 0 \\ (T_y)_{y=t} &= -q, (T_x)_{y=t} = 0 \\ (T_y)_{x=L, y=t} &= -Q \\ (M)_{x=L, y=t} &= -M \end{aligned} \quad (10)$$

直接顶的位移边界条件可表示为

$$\begin{aligned} (v)_{y=0} &= x(B_1 + B_2x) \\ (v)_{y=t} &= x(B_1 + B_2x + B_3t) \\ (v)_{x=L, y=t} &= L(B_1 + B_2L + B_3t) \end{aligned} \quad (11)$$

将式(10)和式(11)代入式(9)，得到外力对直接顶所做的外力势能为

$$V = - \int_0^L -qx(B_1 + B_2x + B_3t) dx + QL(B_1 + B_2L + B_3t) + \int_0^L Px(B_1 + B_2x) dx + M(B_1 + B_2L + B_3t) \quad (12)$$

直接顶的总势能 Π 等于应变能 U 与外力势能 V 之和：

$$\Pi = U + V = \Pi(A_k, B_k) \quad (13)$$

其中， A_k 、 B_k 为位移系数， $k=1, 2, 3$ 。当总势能 Π 取驻值时的位移即为直接顶的真实位移，令总势能 Π 的变分为 0，即：

$$\delta \Pi = \sum_{k=1}^3 \left(\frac{\partial \Pi}{\partial A_k} \delta A_k + \frac{\partial \Pi}{\partial B_k} \delta B_k \right) = 0 \quad (14)$$

A_k 、 B_k 不相互依赖，所以总势能 Π 对位移待定系数 A_k 、 B_k 的变分均为 0，即：

$$\begin{aligned}\frac{\partial U}{\partial A_k} &= -\frac{\partial V}{\partial A_k} \\ \frac{\partial U}{\partial B_k} &= -\frac{\partial V}{\partial B_k}\end{aligned}\quad (15)$$

把式(8)和式(12)代入式(15),并以向量形式表示:

$$\mathbf{D} \cdot \mathbf{X} = \mathbf{Q} \quad (16)$$

式中, \mathbf{X} 为水平位移分量系数 A_k 和垂直位移分量系数 B_k 的 6×1 的位移待定系数矩阵; \mathbf{D} 为应变能 U 对水平位移分量系数 A_k 和垂直位移分量系数 B_k 偏微分后,得到的关于位移待定系数的 6×6 对称矩阵; \mathbf{Q} 为外力势能 V 对水平位移分量系数 A_k 和垂直分量系数 B_k 偏微分后,得到的关于位移待定系数的 6×1 常数项矩阵,其中 $k=1, 2, 3$ 。

式(16)存在唯一解,其中对称矩阵 \mathbf{D} 的行列式 $\bar{D} \neq 0$,那么位移待定系数可以求得为

$$A_1 = \frac{\bar{D}_1}{\bar{D}}, A_2 = \frac{\bar{D}_2}{\bar{D}}, A_3 = \frac{\bar{D}_3}{\bar{D}}, B_1 = \frac{\bar{D}_4}{\bar{D}}, B_2 = \frac{\bar{D}_5}{\bar{D}}, B_3 = \frac{\bar{D}_6}{\bar{D}} \quad (17)$$

式中, \bar{D}_i 为用列向量 \mathbf{Q} 置换行列式 \bar{D} 中第 i 列所得到的行列式,其中 i 依次取值为 1、2、3、4、5、6。

取模型水平方向长度 $L=8$ m,垂直方向高度 $t=4$ m,支架前端距离煤壁的端面距 $l_0=1$ m。工作面直接顶力学参数为直接顶岩层弹性模量 $E=2.0$ GPa,泊松比 $\lambda=0.35$,黏聚力 $C=2$ MPa,内摩擦角 $\varphi=36^\circ$,上覆岩层对直接顶的压力 $q=2$ MPa,支架对直接顶压力 $P=0.1$ MPa,直接顶等效集中力 $Q=3\ 000$ kN,直接顶等效弯矩 $M=10\ 000$ kN·m。根据能量原理求得位移待定系数 A_k 、 B_k ($k=1, 2, 3$),代入式(1)可得位移分量表达式。

2 端面顶板稳定性影响因素分析

2.1 直接顶稳定性系数

Mohr-Coulomb 准则中 Mohr 圆上任意一点的应力状态与最大主应力和最小主应力存在转换关系,如式(18)所示;Mohr-Coulomb 屈服条件与主应力的关系如式(19)所示。根据 Mohr-Coulomb 准则对工作面直接顶稳定性系数 k 进行定义,利用 k 的大小判定直接顶的稳定状态,如图 2 所示:当 $k>0$ 时,直接顶岩层强度曲线与 Mohr 圆相离,工作面直接顶处于弹性状态;当 $k=0$ 时,直接顶强度曲线与 Mohr 圆相切,工作面直接顶处于极限状态;当 $k<0$ 时,直接顶强度曲线与 Mohr 圆相交,工作面直接顶处于破坏状态。

$$\begin{cases} \sigma_1 = \frac{\sigma_x + \sigma_y}{2} + \sqrt{\left(\frac{\sigma_x - \sigma_y}{2}\right)^2 + \tau_{xy}^2} \\ \sigma_3 = \frac{\sigma_x + \sigma_y}{2} - \sqrt{\left(\frac{\sigma_x - \sigma_y}{2}\right)^2 + \tau_{xy}^2} \end{cases} \quad (18)$$

$$k = -\frac{1}{2}(\sigma_1 - \sigma_3) - \frac{1}{2}(\sigma_1 + \sigma_3)\sin\varphi + C\cos\varphi \quad (19)$$

式中, σ_1 为直接顶最大主应力,MPa; σ_3 为直接顶的最小主应力,MPa; C 为直接顶的黏聚力,MPa; φ 为直接顶内摩擦角, $(^\circ)$ 。

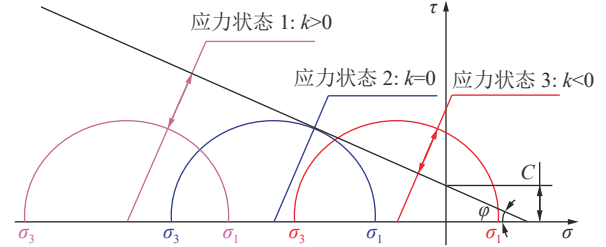


图 2 强度曲线与 Mohr 圆的关系

Fig.2 Relationship between strength curve and Mohr's circle

将式(18)代入式(19),结合式(6),可得到直接顶稳定性系数 k 关于位移待定系数的方程。将端面顶板稳定性力学模型的基础参数代入该方程,绘制出直接顶稳定性系数 k 的分布云图,如图 3 所示。图中原点即为图 1 中的原点 O 。可以看出,在距煤壁 1 m 范围内和液压支架顶梁末端,顶板稳定性系数 k 较小,特别是工作面端面顶板处的 k 值小于 0,即端面无支护区容易失稳甚至发展为端面冒顶;而在顶板中间位置,由于液压支架的支护作用,直接顶稳定性系数 k 值相对较大,顶板结构相对稳定。

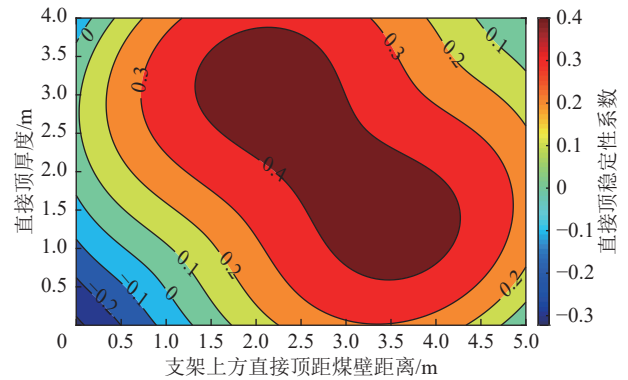


图 3 直接顶稳定性系数

Fig.3 Contour of immediate roof stability coefficient

2.2 端面冒顶影响因素分析

端面冒顶的影响因素分为外在影响因素和内在影响因素。其中,端面冒顶的外在影响因素为覆岩对直接顶压力 q 、支架支护阻力 P 、直接顶等效集中力 Q 及直接顶等效弯矩 M ;端面冒顶的内在影响因素为直接顶黏聚力 C 、内摩擦角 φ 。

2.2.1 端面冒顶外在影响因素

1) 顶板压力 q 。直接顶的下沉量增大会恶化“支架-围岩”相互作用关系,进一步提升端面冒顶的几

率。不同顶板压力作用下工作面直接顶下沉量变化规律如图4所示。在工作面前方,距煤壁越远,直接顶下沉量越大。距煤壁相同位置处,随着顶板压力 q 的增大,直接顶下沉量也随之增大,当顶板压力从2 MPa增至5 MPa时,直接顶最大下沉量由5.5 cm增大至11.7 cm。

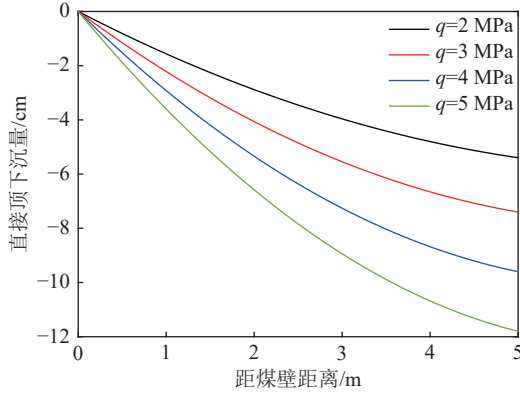


图4 不同顶板压力作用下直接顶垂直位移

Fig.4 Vertical displacement of immediate roof under different roof loads

2) 支架支护阻力 P 。不同支架支护阻力下工作面直接顶下沉量变化规律如图5所示。随着支架支护阻力的增大,工作面直接顶最大下沉量不断减小,当支架支护阻力从1 MPa增至1.3 MPa,工作面直接顶下沉量最大值降幅为1.8 cm。因此,提高支架支护阻力,可以有效控制端面顶板变形,降低端面冒顶风险。

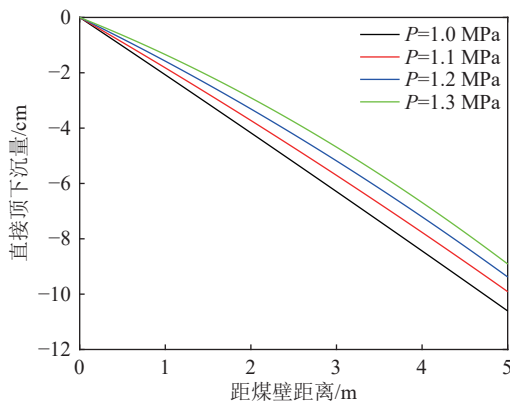


图5 不同支架支护阻力下直接顶垂直位移

Fig.5 Vertical displacement of immediate roof under different support resistance

3) 直接顶等效集中力 Q 。在基本顶悬梁部分对直接顶的等效集中力作用下,工作面顶板下沉量变化规律如图6所示。随着直接顶等效集中力的增大,直接顶下沉量略微增大。当直接顶等效集中力 Q 从3 000 kN增加至6 000 kN时,直接顶下沉量最大值由5.4 cm增加到6.4 cm。

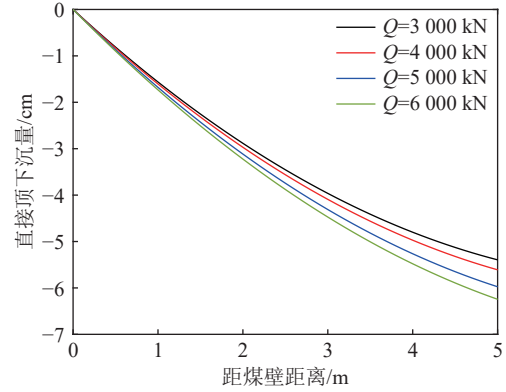


图6 不同直接顶等效集中力作用下直接顶垂直位移

Fig.6 Vertical displacement of immediate roof under different equivalent concentrated forces

4) 直接顶等效弯矩 M 。不同直接顶等效弯矩作用下工作面顶板下沉量变化规律如图7所示。随着直接顶等效弯矩的增大,直接顶下沉量越来越大,当直接顶等效弯矩从10 MN·m增至40 MN·m时,工作面直接顶下沉量最大值增加了1.2 cm。当直接顶等效弯矩 M 为40 MN·m,直接顶下沉量达到了6.5 cm。

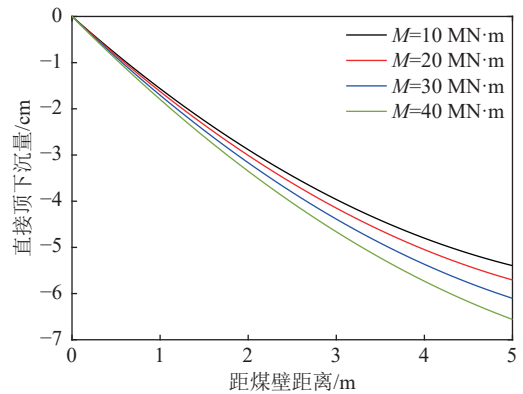


图7 不同直接顶等效弯矩作用下直接顶垂直位移

Fig.7 Vertical displacement of immediate roof under different equivalent bending moments

2.2.2 端面冒顶内在影响因素

1) 直接顶黏聚力 C 。不同直接顶黏聚力条件下直接顶稳定性系数 k 的变化规律如图8所示。不难看出,距离煤壁越远,直接顶稳定性系数表现为先增大后减小的规律;随着直接顶黏聚力不断增大,直接顶稳定性系数也不断增大。当直接顶黏聚力较小时($C=0.8、1.0$ MPa),直接顶存在破坏区域,即存在 $k<0$ 的范围,端面顶板可能发生冒落事故;当直接顶黏聚力较大时($C=1.2、1.4、1.6$ MPa),直接顶稳定性系数 $k>0$,即直接顶处于弹性状态,端面顶板稳定性较好,发生端面冒顶事故的概率较小。

2) 直接顶内摩擦角 φ 。不同直接顶内摩擦角条

件下直接顶稳定性系数 k 的变化规律如图 9 所示。可以看出,距离煤壁越远,直接顶稳定性系数先增大后减小;随着直接顶内摩擦角的增大,直接顶稳定性系数不断增大,直接顶内摩擦角越小,端面顶板冒落现象越严重。但在距离煤壁 2 m 以外,随着内摩擦角的变化,直接顶稳定性系数的差别不再明显。

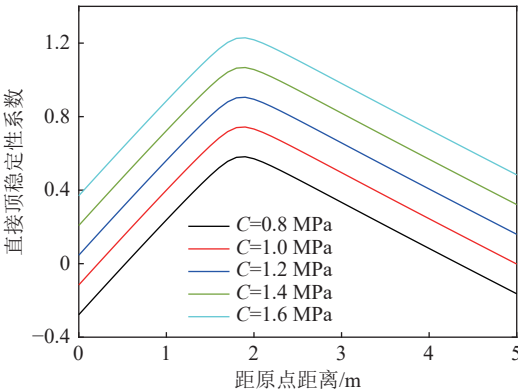


图 8 不同直接顶黏聚力条件下直接顶稳定性系数
Fig.8 Stability coefficient of immediate roof under different cohesion

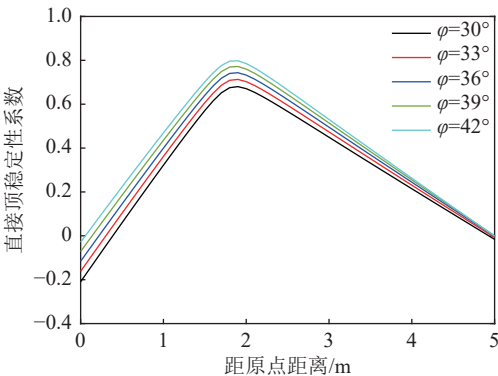


图 9 不同直接顶内摩擦角条件下直接顶稳定性系数
Fig.9 Stability coefficient of immediate roof under different internal friction angles

3 “支架-围岩”耦合关系及端面冒顶模型试验

3.1 试验设计

1)煤层和岩层: 试验采用二维相似模拟实验台进行模拟,模型尺寸为长×宽×高=180 cm×16 cm×110 cm。本文的相似模拟试验更侧重于观测与研究

端面顶板冒落形态和支架顶梁压力分布规律,因此,为突出支架与顶板的耦合关系,结合模型支架和实验台的尺寸限制,确定几何相似比为 1 : 20。本试验模拟了直接底、煤层、直接顶和基本顶,其煤岩体物理力学性质见表 1。依据表 1 煤岩体物理力学性质,结合相似材料容重配比试验,确定模型的容重相似比为 1 : 1.6,应力相似比为 1 : 32。为模拟基本顶上方厚 200 m 的岩层重力,通过在模型上方设置液压千斤顶施加补偿压力,补偿应力大小为 0.17 MPa。“支架-围岩”耦合关系及端面冒顶模型试验示意如图 10 所示。

2)模型液压支架: 模型液压支架主要包括底座、四连杆机构、顶梁、掩护板、立柱等,架顶梁水平长度为 20 cm,支架伸缩前顶梁水平长度为 5 cm,接顶支架顶梁共计总长度 25 cm。本试验模拟工作面割煤高度为 20 cm,为满足模拟试验需要,模型液压支架的设计支撑高度范围为 16 ~ 25 cm。在试验过程中模型支架能够模拟实现升架、支撑、降架、移架等功能。模型支架可以支护工作面回采空间,并随工作面的推进向前移架。模型液压支架如图 11b 所示。

3)支架顶梁压力监测系统: 为监测支架上方顶板压力及顶梁压力分布规律,本试验采用了分布式顶梁压力监测系统,如图 11 所示。分布式支架顶梁监测系统的前端数据监测设备主要包括: 24VDC 开关电源、USB 数据串口转换器、CY-BLSZ 八路数字变送器、HZC-30B 平面测力传感器和电源插头,如图 11a 所示。顶梁压力监测系统的传感器共 8 个,均匀分布在模型支架顶梁上方,传感器分布如图 11b 所示。根据传感器在支架顶梁上方的位置不同,支架顶梁后部传感器 1、2,支架顶梁中后部传感器 3、4,支架顶梁中前部传感器 5、6,支架顶梁前部传感器 7、8。试验过程中记录顶板破坏演化特征和支架顶梁在不同回采阶段中压力分布情况。

4)模型开挖: 由于模型水平尺寸有限,未在模型左侧留设煤柱,即试验开始时工作面开挖并非初采环节。工作面从左向右开采,放置模型液压支架并在顶梁布置分布式压力监测设备,同时对监测设备进行调试,确保传感器数据收集系统能够正常工作

表 1 某矿 9 号煤及岩石物理力学性质

Table 1 Physical and mechanical properties of coal and petrol in a mine No. 9 coal seam

顶底板	岩性	厚度/m	抗压强度/MPa	弹性模量/MPa	泊松比	自然体密度/(g·cm ⁻³)
基本顶	粉砂岩	10.0	27.2	4 800	0.25	2.65
直接顶	泥岩	3.0	7.9	2 180	0.28	2.30
煤层	煤	4.0	7.5	1 460	0.30	1.40
直接底	青灰岩	4.2	39.6	9 600	0.30	2.60

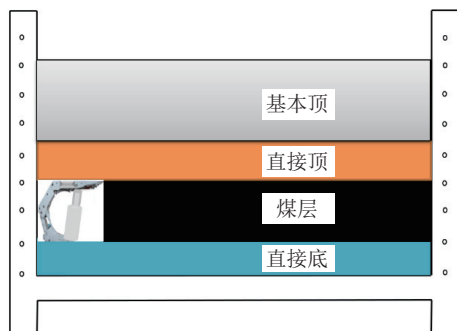


图 10 试验设计模型

Fig.10 Experimental design model



(a) 顶梁压力监测设备



(b) 传感器分布

图 11 支架顶梁压力监测系统

Fig.11 Load monitoring system for canopy of support

运行,如图 12 所示。工作面开采步距为 5 cm,每个开采步距均模拟模型支架的“升架-支撑-降架-移架”过程,如此循环,直至工作面完成开挖。

3.2 顶板破坏形态及支架顶梁压力分布规律

3.2.1 端面冒顶阶段

工作面推进 15 cm 时的工作面围岩破坏特征如图 13a 所示。当割煤完成后,工作面端面顶板出现裸露空间,端面顶板处于无支护状态,此时发生了第 1 次冒顶现象,冒顶形态表现为下宽上窄的特征。工作面推进 30 cm 时的采场破坏情况如图 13b 所示。端面顶板产生 1 条垂直裂隙并发育贯穿至直接顶和基本顶,端面顶板发生二次冒落,冒落范围不断向上

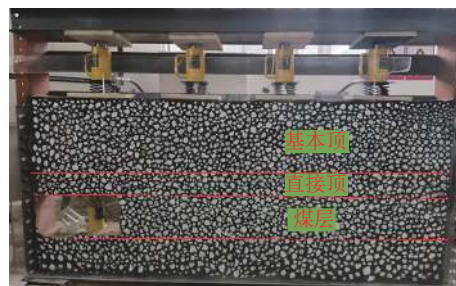


图 12 铺设完毕的模型

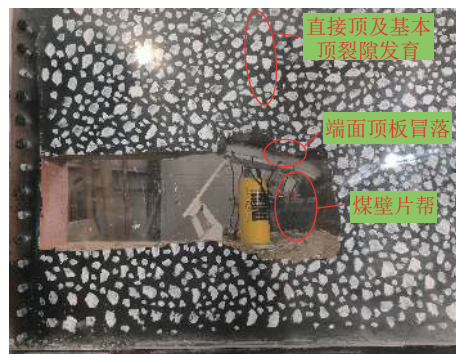
Fig.12 Completed physical model

延展,冒落区域呈三角形形态,受端面顶板破碎的影响,顶梁与顶板接触不实,导致支架出现“低头”现象,支架与围岩相互作用关系进一步恶化,工作面煤壁也发生了小规模片帮。

端面冒顶阶段支架顶梁压力分布变化如图 14 所示。推进过程包括升架、支撑、降架 3 个阶段。工作面推进 15 cm 时,在升架阶段,支架工作阻力不断增大,顺利达到初撑力 1.05 MPa 并形成支护;在支撑阶段,由于顶板较为完整,顶板的下沉对支架形成挤压作用,顶梁压力缓慢增长至 1.47 MPa;在卸载阶段,顶梁压力迅速降为 0。工作面推进 30 cm 时,由于端面冒顶进一步恶化顶板条件,直接顶变得较为破碎,支架未能在升架阶段提供足够的主动支护,初撑力最大仅为 0.8 MPa;在支撑阶段,由于支架形成“低头”



(a) 工作面推进 15 cm



(b) 工作面推进 30 cm

图 13 端面顶板冒落阶段

Fig.13 Roof cavity in tip-to-face area

现象, 支架立柱上方的中后部顶梁压力最大, 而支架前部顶梁的压力较小, 顶梁中前部压力并未表现出增阻现象, 这是由于该区域顶梁与顶板接顶不实所致, 顶梁压力最大值为 1.19 MPa, 小于工作面推进 15 cm 时的最大顶梁压力。

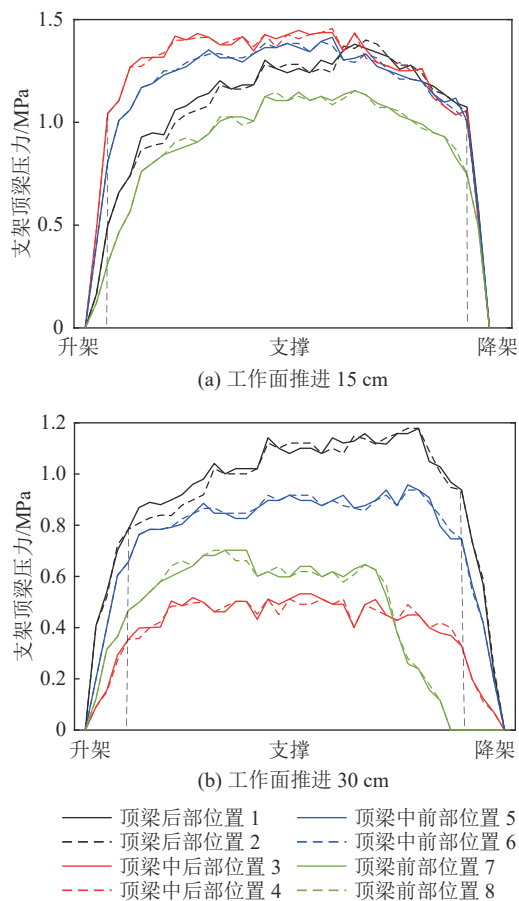


图 14 端面冒顶阶段顶梁压力变化规律

Fig.14 Variation of canopy pressure during roof cavity

3.2.2 顶板破断阶段

如图 15a 所示, 当工作面推进 40 cm 时, 支架上方顶板裂隙发育更加明显, 该裂隙由下至上发展贯穿至基本顶上部, 顶板在支架顶梁上方发生破断, 覆岩开始回转变形, 容易造成支架与顶板相互作用关系的进一步恶化, 对工作面采场围岩及支架的稳定性带来负面影响, 由于工作面度过了端面顶板破碎阶段, 此时端面顶板仅发生轻微冒落。如图 15b 所示, 当工作面推进 70 cm 时, 支架推进至顶板垂直裂缝处, 支架后方直接顶发生较大范围垮落, 垮落形态为三角形; 支架上方顶板进一步破碎, 导致支架与顶板接触不良, 出现严重的“低头”现象。

顶板破断阶段的顶梁压力分布如图 16 所示。由图 16a 可知, 当工作面推进 40 cm 时, 初撑力 1.3 MPa, 由于支架上方顶板发生破断, 顶板与支架接

触面高低不平, 因此支架顶梁压力分布不均衡, 顶梁压力分布大小为中部>前部>后部, 特别是在支撑阶段, 随着顶板破断回转, 中部顶梁开始增阻, 最大工作阻力接近 1.5 MPa, 随后顶板裂隙发育, 支架顶梁接顶不实, 压力逐渐降低, 而前部和后部的顶梁压力仅为 0.3 MPa, 支架偏载严重, 这会导致“支架-围岩”耦合关系恶化。由图 16b 可知, 当工作面推进 70 cm 时, 初撑力 1.0 MPa, 由于支架后部及顶梁上方的顶板发生垮落, 为保持顶梁与不平整顶板的良好接触, 支架立柱被迫过度升架, 支架出现严重的“低头”现象, 顶梁最大压力为 1.3 MPa。

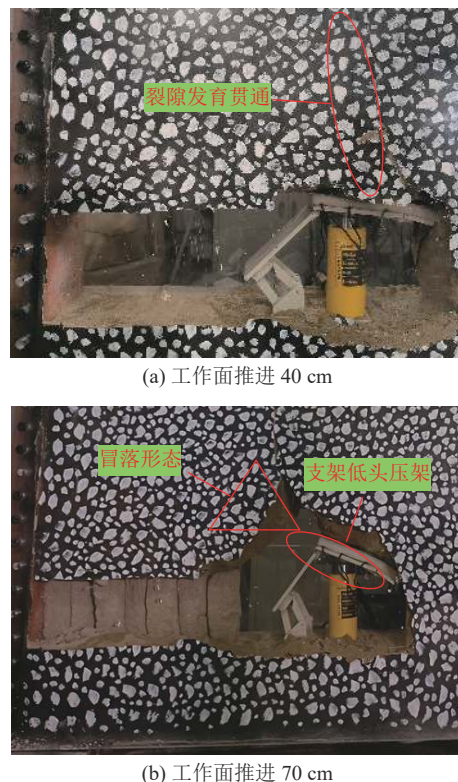


图 15 顶板破断阶段

Fig.15 Roof fall behind shield

3.2.3 顶板破碎阶段

工作面推进 105 cm 时, 支架后方直接顶随采随冒, 再次发生大面积垮落; 在支架前方, 工作面通过顶板破断阶段后, 顶梁与顶板形成了较好的接触, 支架低头现象显著改观, 液压支架对工作面顶板的支护作用有所改善, 如图 17a 所示; 工作面推进 120 cm 时, 支架前梁上方顶板处的纵向裂隙不断扩展发育, 直接顶也产生离层现象, 并与纵向裂缝贯通, 造成顶板在支架前方超前破断, 裂隙宽度也不断增大, 顶板条件进一步恶化, 支架出现轻微压架现象, 严重影响工作面的推进, 如图 17b 所示。

顶板破碎阶段的顶梁压力分布规律如图 18 所

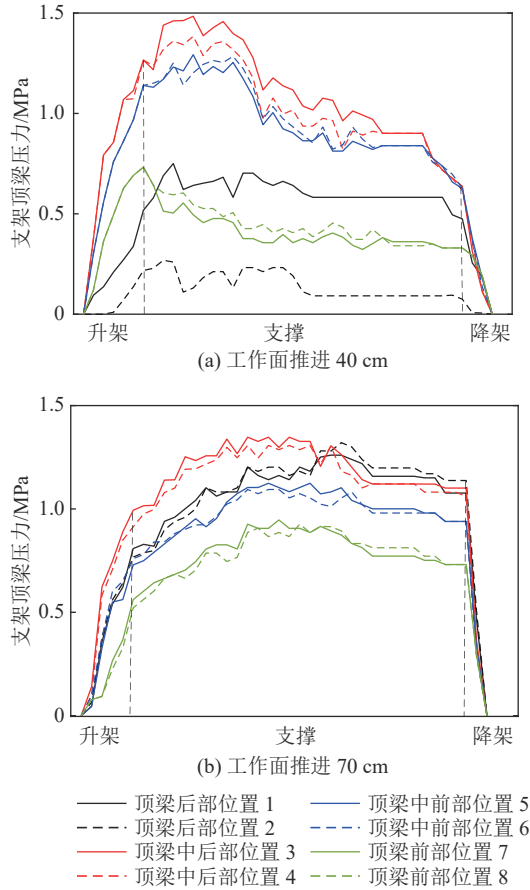


图 16 顶板破碎顶梁压力分布

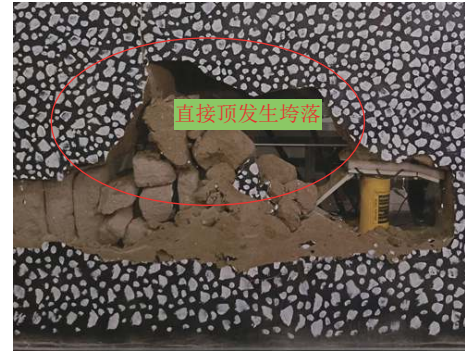
Fig.16 Load distribution of canopy during roof breaking

示。在支架“升架-支撑-降架”过程中,顶梁压力分布变化规律为中后部>中前部>前部>后部。当工作面推进 105 cm 时,顶梁上方直接顶较完整,顶梁压力表现出增阻现象,初撑力为 0.9 MPa,顶梁压力最大 1.5 MPa,最小 0.5 MPa,如图 18a 所示。当工作面推进 120 cm 时,初撑力仅为 0.65 MPa,由于顶梁上方直接顶产生离层现象,顶板重量全部作用在支架上方,顶梁压力进一步增大,特别是顶梁中后部在悬臂顶板的作用下,顶梁最大压力达到了 2.05 MPa,如图 18b 所示。

3.3 端面冒顶阶段的顶板变形监测

试验采用数字图像技术分析端面冒顶阶段直接顶垂直位移及剪应变演化规律。试验过程中采用高分辨率工业相机对模型进行拍摄,按阶段把数字图像进行分组归类,导入数字图像处理软件中,自动识别相邻两张图片的素点位移变化路径,从而得到试验过程中不同阶段的直接顶位移和应变演化云图。本试验选取端面冒顶阶段工作面上方顶板作为分析区域,该区域尺寸为长×高=40 cm×20 cm,如图 19 所示。

1)垂直位移。端面冒顶阶段的顶板垂直位移如图 20 所示。整体来看,采空区一侧的顶板垂直位移



(a) 工作面推进 105 cm



(b) 工作面推进 120 cm

图 17 顶板破碎阶段

Fig.17 Deterioration of roof condition

最大,支架上方顶板垂直位移较大,而靠近实体煤一侧的顶板垂直位移相对较小。在工作面推进 15 cm 时,工作面端面顶板发生第 1 次冒落,上覆岩层开始发生回转运动,顶板垂直位移从右向左依次增大(图 20a)。当工作面推进 30 cm 时,工作面端面发生第 2 次冒顶,工作面顶板裂隙开始发育,顶板垂直位移进一步增大(图 20b)。端面冒顶阶段“支架-围岩”耦合关系开始恶化,支架有效支护性能降低,顶板变形逐渐增大,其中工作面后方顶板垂直位移变形较明显。

2)剪应变。端面冒顶阶段的顶板剪应变分布如图 21 所示。当工作面推进 15 cm 时,端面顶板发生冒落现象,工作面端面顶板处产生最大剪应变集中区域,如图 21a 所示;当工作面推进 30 cm 时,顶梁上方顶板开始产生裂隙,并贯穿至基本顶,顶板最大剪应变集中区域出现在工作面支架顶梁上方,最大剪应变的位置与顶板贯通裂隙重合,端面顶板发生第 2 次冒落。

3.4 试验讨论与展望

1)试验结果讨论。随着工作面的推进,工作面采场先后出现了端面冒顶、顶板破碎、支架低头、直接顶大面积垮落、顶板离层、顶板超前破碎压架等破坏形态演化阶段。顶板破坏往往会造成顶板及其上覆岩层裂隙不同程度的扩张发育,当顶板完整度较

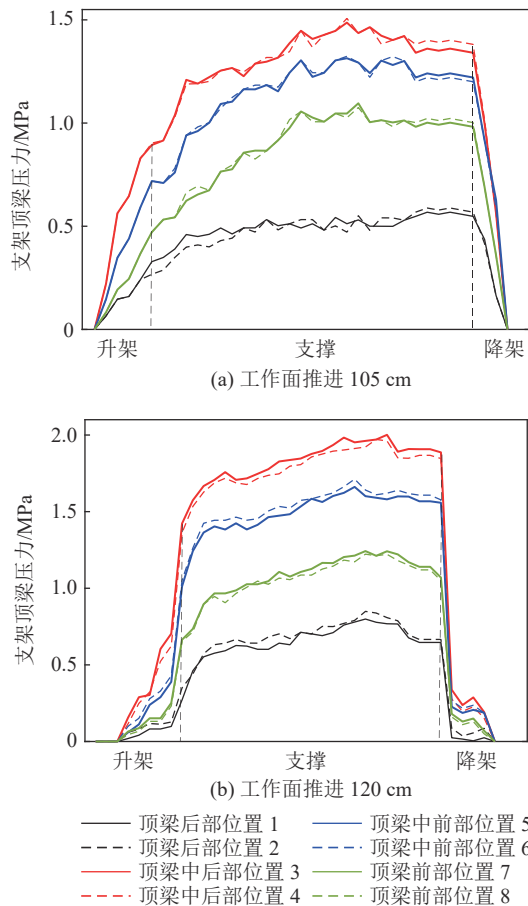


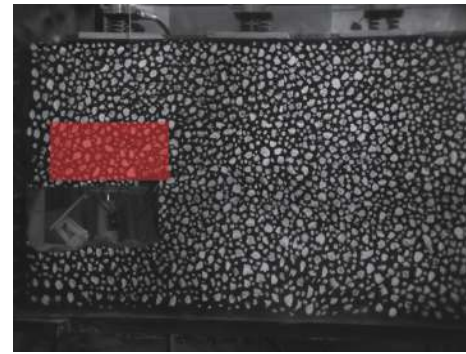
图 18 顶板破碎阶段顶梁压力分布

Fig.18 Load distribution of canopy during roof collapse

低时, 支架往往处于非正常位态, 难以充分发挥液压支架的支护性能, 进一步恶化支架与围岩相互作用关系, 严重时将导致端面冒顶、支架阻力不足、支架过载或偏载等现象, 对工作面的正常生产带来严重阻碍。

当工作面“支架-围岩”耦合关系良好时, 支架顶梁载荷分布均匀, 并显示出增阻现象, 此时支架能对顶板提供有效支护。随着工作面推进, 支架后方直接顶大面积垮落, 支架前方端面冒顶事故频发, 支架出现“低头”现象, 导致顶梁接顶不实, “支架-围岩”耦合关系恶化, 在支撑阶段支架反而出现一定程度的降阻现象, 也就是说支架未能对顶板形成有效支护, 工作面顶板破碎严重, 支架推进困难。

2) 不足与展望。由于本试验中模型支架尺寸较大, 导致煤层开采厚度较大, 且模型水平尺寸有限, 因此试验开始时并未在模型左侧留设煤柱, 即工作面开始开挖时并非初采环节。而当模型推进一定距离后, 在工作面后方堆积了部分矸石, 这一方面是考虑到后部采空区(初采环节)顶板跨落后, 部分矸石会涌入新的采空区位置, 另一方面也可以防止顶板在自重和补偿应力作用下发生不可控制的大规模垮



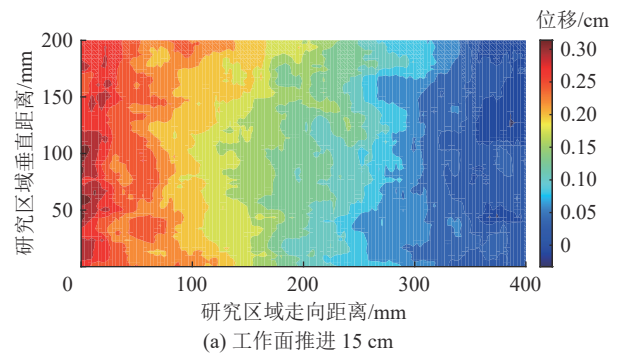
(a) 工作面推进 15 cm



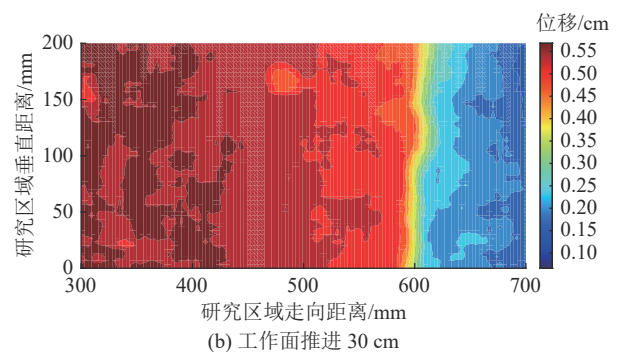
(b) 工作面推进 30 cm

图 19 直接顶分析区域示意

Fig.19 Schematic of measuring area on immediate roof



(a) 工作面推进 15 cm



(b) 工作面推进 30 cm

图 20 端面冒顶阶段顶板垂直位移

Fig.20 Contour of vertical displacement of immediate roof during roof cavity stage

塌, 从而造成试验失败。然而, 工作面后方堆积部分矸石可能会对顶板垮落和支架-围岩耦合关系造成一定干扰, 为弱化这一影响, 堆积矸石与顶板之间预

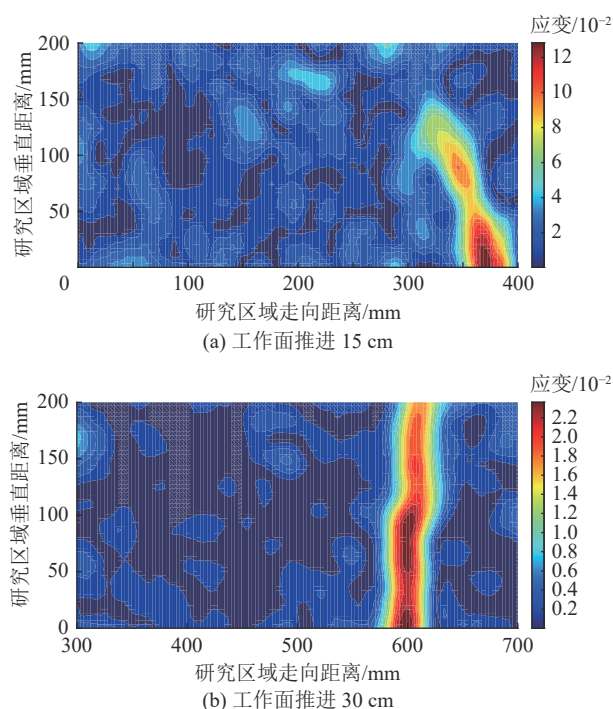


图 21 端面冒顶阶段顶板最大剪应变分布

Fig.21 Contour of maximum shear strain of immediate roof during roof cavity stage

留了一定空间,能够保证顶板的正常回转变形。从试验结果来看(图 17),支架上方顶板仍然产生纵向裂隙和离层现象,因此工作面后方堆积部分矸石对试验结果影响较为有限。在下一步试验研究中,拟缩小模型支架尺寸和煤层开采厚度,确保工作面后方不需要堆积矸石,试验也能顺利开展而不发生不可控垮塌。

此外,为了简化模型液压支架,试验采用小直径千斤顶模拟液压支架立柱,模型支架顶梁和掩护梁之间也未设置平衡千斤顶。然而该模型支架立柱的刚度较大,且只能提供垂直方向上的支护阻力,因此可能会造成支架顶梁压力的试验结果略微偏大。鉴于以上模型支架的不足之处,作者已设计新型相似模拟试验用模型液压支架(图 22),增设了顶梁与掩护梁

之间的平衡千斤顶,降低了支架立柱刚度,且支架立柱倾斜安置,能为顶板提供垂直和水平方向上的支撑作用。该模型支架将应用于下一步的试验研究中。

4 结 论

1)根据能量原理建立了端面顶板稳定性力学模型,得到了直接顶位移分量表达式及稳定性系数 k 的应力云图。在煤壁 1 m 范围内的无支护空间,直接顶稳定性系数 k 小于 0,端面顶板容易发生冒顶事故。随着顶板压力、直接顶等效集中力和等效弯矩的增加,直接顶下沉量增加;提高支架支护阻力可以有效降低直接顶下沉量;顶板黏聚力和内摩擦角较大,直接顶稳定性更好。

2)随着工作面的推进,直接顶依次出现了端面冒顶、顶板破断、顶板破碎等阶段。当顶板较完整时,支架顶梁与顶板接触充分,“支架-围岩”耦合关系良好;当顶板较破碎时,支架出现接顶不实或低头等支架位态不佳现象,进一步导致顶板离层、裂隙发育、端面冒顶、支架压架等事故,“支架-围岩”耦合关系进一步恶化。

3)液压支架顶梁压力表现为中部>前部>后部,当支架与顶板耦合良好时,液压支架初撑力充足,支撑阶段的支架增阻现象明显;当顶板破碎或支架位态不佳时,液压支架初撑力降低,支撑阶段出现降阻或偏载现象,支架有效支护效果降低;当顶板发生离层时,覆岩重量由液压支架承担,支架顶梁最大压力达到了 2.05 MPa。

4)在端面冒顶阶段,支架后方的直接顶垂直位移较大,靠近支架上方和实体煤一侧的支架顶垂直位移较小。当端面顶板发生冒落时,直接顶最大剪应变主要集中分布在端面顶板附近,随着支架上方顶板裂隙的进一步发育,贯通裂隙出的剪应变相对集中,并明显增大。

参考文献(References):

- [1] 栗建平. 大采高综放条件下采煤工艺及顶板稳定性研究 [D]. 北京: 中国矿业大学(北京), 2014.
LI Jianping. Analysis on mining method and roof stability under condition of transform from large height mining to top coal mining[D]. Beijing: China University of Mining & Technology-Beijing, 2014.
- [2] 孔德中, 刘洋, 刘勤志. 大采高工作面煤壁破坏机制研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2018, 37(S1): 3458-3469.
KONG Dezhong, LIU Yang, LIU Qinzhi. Study of coal face failure mechanism of a large-cutting-height mining face[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2018, 37(S1): 3458-3469.

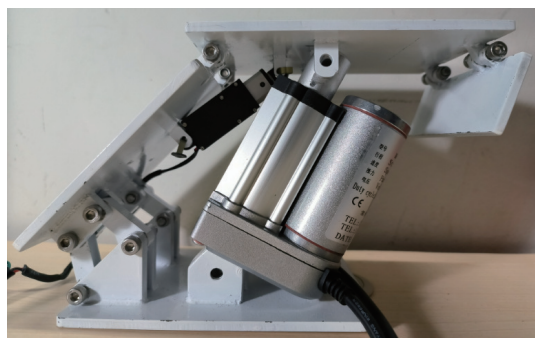


图 22 新型模型液压支架

Fig.22 A new type model shield

- [3] 郭卫彬, 鲁岩, 黄福昌, 等. 仰采综放工作面端面煤岩稳定性及控制研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2014, 31(3): 406-412.
GUO Weibin, LU Yan, HUANG Fuchang, *et al.* Stability of surrounding rock in head face of upward fully-mechanized caving face and its control technology[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2014, 31(3): 406-412.
- [4] 王家臣, 许家林, 杨胜利, 等. 煤矿采场岩层运动与控制研究进展—纪念钱鸣高院士“砌体梁”理论40年[J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(1): 80-94.
WANG Jiachen, XU Jialin, YANG Shengli, *et al.* Development of strata movement and its control in underground mining: In memory of 40 years of Voussoir Beam Theory proposed by Academician Minggao Qian[J]. Coal Science and Technology, 2023, 51(1): 80-94.
- [5] 彭赐灯. 矿山压力与岩层控制研究热点最新进展评述[J]. 中国矿业大学学报, 2015, 44(1): 1-8.
Syd S PENG. Topical areas of research needs in ground control: a state of the art review on coal mine ground control[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2015, 44(1): 1-8.
- [6] 潘一山, 代连朋, 李国臻, 等. 煤矿冲击地压与冒顶复合灾害研究[J]. 煤炭学报, 2021, 46(1): 112-122.
PAN Yishan, DAI Lianpeng, LI Guozhen, *et al.* Study on compound disaster of rock burst and roof falling in coal mines[J]. Journal of China Coal Society, 2021, 46(1): 112-122.
- [7] 李志华, 杨科, 华心祝, 等. 采场覆岩“宏观—大—小”结构及其失稳致灾机理[J]. 煤炭学报, 2020, 45(S2): 541-550.
LI Zhihua, YANG Ke, HUA Xinzhu, *et al.* “Macro-Large-Small” Structure of Stope Overburden and Its Instability Disaster Mechanism[J]. Journal of Coal Science and Engineering, 2020, 45(S2): 541-550.
- [8] 原富珍, 马克, 唐春安, 等. 多关键层结构下不同采厚覆岩移动及围岩响应特征[J]. 煤炭科学技术, 2022, 50(6): 211-218.
YUAN Fuzhen, MA Ke, TANG Chun'an, *et al.* Movement of overburden with different mining thickness and response characteristics of surrounding rock under multi-key layer structure[J]. Coal Science and Technology, 2022, 50(6): 211-218.
- [9] 杨达明, 郭文兵, 于秋鸽, 等. 浅埋近水平煤层采场覆岩压力拱结构特性及演化机制分析[J]. 采矿与安全工程学报, 2019, 36(2): 323-330.
YANG Daming, GUO Wenbing, YU Qiuge, *et al.* Structural characteristics and evolution mechanism of overlying strata pressure arch in shallow and flat seams[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2019, 36(2): 323-330.
- [10] 宋桂军, 张彬, 付兴玉, 等. 浅埋煤层“主控层—软弱层”组合结构的形成机理及应用[J]. 采矿与安全工程学报, 2021, 38(2): 286-294.
SONG Guijun, ZHANG Bin, FU Xingyu, *et al.* Formation mechanism and application of “main control Layer-weak layer” composite structure in shallow coal seam[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2021, 38(2): 286-294.
- [11] 宋桂军, 李化敏. 布尔台矿综放工作面冒顶影响因素研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2018, 35(6): 1170-1176.
SONG Guijun, LI Huamin. Study on influence factors of roof fall at fully mechanized sublevel caving face in Buertai coal mine[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2018, 35(6): 1170-1176.
- [12] 宋高峰, 魏臻, 杨胜利, 等. 基于铁木辛柯梁理论的端面冒顶机理及相似模拟试验研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2023, 40(2): 304-312, 321.
SONG Gaofeng, WEI Zhen, YANG Shengli, *et al.* Roof cavity mechanism in the face-to-tip area based on Timoshenko beam theory and its physical modeling[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2023, 40(2): 304-312, 321.
- [13] 魏臻. 基于端面顶板稳定性的综放采场支架—围岩关系研究[D]. 北京: 中国矿业大学(北京), 2018.
WEI Zhen. Tip-to-face roof stability based shield-strata interactions in top coal caving Face[D]. Beijing: China University of Mining & Technology-Beijing, 2018.
- [14] 靖洪文, 吴疆宇, 尹乾, 等. 动载扰动下深部煤巷冲击冒顶的颗粒流数值模拟研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2020, 39(S2): 3475-3487.
JING Hongwen, WU Jiangyu, YIN Qian, *et al.* Particle flow simulation of rock burst and roof fall of deep coal roadway under dynamic disturbance[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2020, 39(S2): 3475-3487.
- [15] 蔡金龙, 涂敏, 张华磊. 侏罗系弱胶结软岩回采巷道变形失稳机理及围岩控制技术研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2020, 37(6): 1114-1122.
CAI Jinlong, TU Min, ZHANG Hualei. Deformation and instability mechanism and control technology of mining gateway for Jurassic weak-cemented soft rock roadways[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2020, 37(6): 1114-1122.
- [16] 赵志强, 马念杰, 刘洪涛, 等. 煤层巷道冒顶机理与预警方法[J]. 煤炭学报, 2018, 43(S2): 369-376.
ZHAO Zhiqiang, MA Nianjie, LIU Hongtao, *et al.* Mechanism and early-warning methods of roadway roof fall in coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43(S2): 369-376.
- [17] 袁永, 刘志恒, 柯发宏, 等. 浅埋烧变岩区斜井冒顶机理与围岩修复控制研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2018, 35(5): 910-917.
YUAN Yong, LIU Zhiheng, KE Fahong, *et al.* Study on roof-fall mechanism, repairing and control of surrounding rock of inclined shaft in shallow burnt rock area[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2018, 35(5): 910-917.
- [18] 王开, 弓培林, 张小强, 等. 复采工作面过冒顶区顶板断裂特征及控制研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2016, 35(10): 2080-2088.
WANG Kai, GONG Peilin, ZHANG Xiaoqiang, *et al.* Characteristics and control of roof fracture in caving zone for residual coal mining face[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2016, 35(10): 2080-2088.
- [19] 肖鹏, 韩凯, 双海清, 等. 基于微震监测的覆岩裂隙演化规律相似模拟试验研究[J]. 煤炭科学技术, 2022, 50(9): 48-56.
XIAO Peng, HAN Kai, SHUANG Haiqing, *et al.* Similar material simulation test study on evolution law of overburden fracture based on microseismic monitoring[J]. Coal Science and Technology, 2022, 50(9): 48-56.
- [20] 张海鹏. 综放开采覆岩结构稳定性及支架支护阻力分析: 以保德煤矿为例[J]. 煤炭科学技术, 2022, 50(S1): 48-53.
ZHANG Haipeng. Stability of overlying strata structure and analysis of support resistance in fully mechanized top-coal caving mining: taking Baode Coal Mine as an example[J]. Coal Science and Technology, 2022, 50(S1): 48-53.