

特厚煤层垂直分层区段窄煤柱围岩稳定性及控制技术

武超^{1,2}, 王志强³, 刘耀儒^{1,2}, 李敬凯³, 耿新胜³, 林陆³, 李廷照³, 石磊⁴, 王鹏⁵

(1. 清华大学水圈科学与水利工程全国重点实验室, 北京 100084; 2. 清华大学水利部水圈科学重点实验室, 北京 100084; 3. 中国矿业大学(北京)能源与矿业学院, 北京 100083; 4. 吕梁学院资源与机械工程系, 山西 吕梁 033001; 5. 河北工程大学矿业与测绘工程学院, 河北 邯郸 056000)

摘要:针对特厚煤层垂直分层区段窄煤柱大变形失稳控制难题, 采用理论分析、数值模拟及现场试验相结合的方法, 对内蒙古老营子煤矿特厚煤层窄煤柱围岩稳定性及控制技术展开研究。笔者在对窄煤柱内三向应力计算的基础上, 基于摩尔-库伦破坏强度得到窄煤柱平面应变的屈服准则, 定性分析了窄煤柱破坏特征及损伤程度演化规律, 进一步分析了区段窄煤柱失稳机理及其尺寸效应影响规律, 最后给出区段窄煤柱围岩控制关键技术, 并通过数值模拟及现场试验进行验证。研究成果表明: ①窄煤柱中部破坏程度大于两帮, 中部自顶端向下煤体破坏程度由严重向轻微发展。随着宽高比增大窄煤柱内破坏程度及严重破坏区域占比逐渐减小, 当宽高比大于1:1, 窄煤柱中下部开始出现大范围的轻微破坏区, 当宽高比大于5:3, 轻微破坏区占比超过50%。当黏聚力 $C \geq 3$ MPa, 或内摩擦角 $\varphi \geq 20^\circ$ 时, 窄煤柱两帮破坏程度转变为轻微。②工作面回采巷道一侧为窄煤柱低强度承载区, 在上部高应力作用下, 大范围的低应力承载区煤体向巷道位移, 造成两帮持续性大变形, 进而影响顶板的稳定性。煤柱高度是中、底分层区段窄煤柱稳定的主控因素, 窄煤柱宽高比增大, 对高强度承载区承载强度影响程度较小, 而低强度承载区承载强度增加较明显, 合理的窄煤柱宽高比可平衡煤柱内高、低强度承载区比例, 并提高承载强度。③分层窄煤柱留设需考虑工作面两侧采空时围岩稳定性, 保证煤柱内部高强度承载区范围大于煤柱宽度及高度的一半, 并通过联合加强支护措施使煤柱内形成由浅入深的多重联合控制区, 共同维护煤柱的自稳能力。

关键词:特厚煤层; 垂直分层; 窄煤柱; 稳定性; 围岩控制

中图分类号: TD322 文献标志码: A 文章编号: 0253-9993(2024)09-3728-17

Stability and control of surrounding rock of narrow coal pillar in vertical stratification of extra-thick coal seam

WU Chao^{1,2}, WANG Zhiqiang³, LIU Yaoru^{1,2}, LI Jingkai³, GENG Xinsheng³, LIN Lu³,
LI Tingzhao³, SHI Lei⁴, WANG Peng⁵

(1. State Key Laboratory of Hydrosphere Science and Engineering, Tsinghua University, Beijing 100084, China; 2. Key Laboratory of Hydrosphere Sciences of the Ministry of Water Resources, Tsinghua University, Beijing 100084, China; 3. School of Energy and Mining Engineering, China University of Mining & Technology - Beijing, Beijing 100083, China; 4. Department of Mining Engineering, Lüliang University, Lüliang 033001, China; 5. College of Mining and Geomatics Engineering, Hebei University of Engineering, Handan 056000, China)

Abstract: Aiming at the problem of large deformation and instability control of narrow coal pillar in the vertical stratification section of extra-thick coal seam, the stability and control technology of the surrounding rock of narrow coal pillar in

收稿日期: 2023-10-02 修回日期: 2024-03-30 责任编辑: 钱小静 DOI: 10.13225/j.cnki.jccs.2023.1233

基金项目: 国家自然科学基金面上资助项目(52074291, 51774289)

作者简介: 武超(1995—), 男, 山西朔州人, 博士后。E-mail: wuchao214398@mail.tsinghua.edu.cn

通讯作者: 王志强(1980—), 男, 内蒙古呼伦贝尔人, 教授, 博士生导师。E-mail: wzhiqianglhm@126.com

引用格式: 武超, 王志强, 刘耀儒, 等. 特厚煤层垂直分层区段窄煤柱围岩稳定性及控制技术[J]. 煤炭学报, 2024, 49(9): 3728-3744.

WU Chao, WANG Zhiqiang, LIU Yaoru, et al. Stability and control of surrounding rock of narrow coal pillar in vertical stratification of extra-thick coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 2024, 49(9): 3728-3744.



移动阅读

extra-thick coal seam are studied by combining theoretical analysis, numerical simulation and field test. Based on the calculation of the triaxial stress in the narrow coal pillar, the yield criterion of the plane strain of the narrow coal pillar is obtained based on the Mohr-Coulomb failure strength, the failure characteristics and the evolution law of the damage degree of the narrow coal pillar are qualitatively analyzed, and the instability mechanism and size effect of the narrow coal pillar are further analyzed. Finally, the key technologies of surrounding rock control of the narrow coal pillar are given. It is verified by numerical simulation and field test. The research results show that ① The damage degree of the middle part of the narrow coal pillar is greater than that of the two sides, and the damage degree of the middle part from the top to the bottom develops from serious to slight. With the increase of width-height ratio, the damage degree and the proportion of serious damage area in the narrow coal pillar gradually decrease. When the width-height ratio is greater than 1 : 1, a large range of slight damage area begins to appear in the middle and lower part of the narrow coal pillar. When the width-height ratio is greater than 5 : 3, the proportion of slight damage area exceeds 50%. When $C \geq 3$ MPa, or $\varphi \geq 20^\circ$, the damage degree of the two sides of the narrow coal pillar becomes slight. ② The side of the mining roadway in the working face is a low-stress bearing area of the narrow coal pillar. Under the action of high stress in the upper part, the coal body in the large-scale low-stress bearing area moves to the roadway, resulting in a continuous large deformation of the two sides, which in turn affects the stability of the roof. The height of coal pillar is the main controlling factor for the stability of the narrow coal pillar in the middle and bottom layered sections. The increase of width-height ratio of the narrow coal pillar has little influence on the bearing strength of high strength bearing area, while the bearing strength of low strength bearing area increases obviously. Reasonable width-height ratio of the narrow coal pillar can balance the proportion of high and low strength bearing area in coal pillar. ③ The stability of surrounding rock should be considered in the design of layered narrow coal pillars when both sides of the working face are mined out, so as to ensure that the range of high-strength bearing area inside the coal pillar is greater than half of the width and height of the coal pillar. Through the joint strengthening support measures, multiple joint control areas from shallow to deep are formed in the coal pillar to jointly maintain the self-stability of the coal pillar.

Key words: extra-thick coal seam; vertical layered mining; narrow pillar; stability; surrounding rock control

据统计,特厚煤层储量在世界主要产煤国中占煤炭总可采储量的20%~50%,特厚煤层产量约占煤炭总产量的32%^[1-2]。我国特厚、巨厚煤层储量比较丰富,随着煤矿先易后难开采,矿井开采煤层赋存条件越来越复杂,开采环境变差,巷道变形和冲击风险等安全问题突出。且我国煤炭企业众多,规模及企业所有制差异大,造成工艺选择、技术装备及管理参差不齐^[3],同时煤炭资源逐渐枯竭,考虑到煤炭采出率,因此,我国部分特厚煤层煤矿依然采用分层开采工艺。

窄煤柱沿空掘巷技术可改善巷道围岩环境,降低巷道维护成本,提高煤炭资源采出率^[4-5],国内外学者针对窄煤柱围岩破坏特征、失稳机理及稳定性控制技术进行了深入研究。姜耀东等^[6]基于地应力测量和三维建模技术研究构造应力区采空区一侧护巷煤柱应力及巷道围岩变形规律,提出一种确定构造应力区沿空巷道合理窄煤柱宽度方法。李术才等^[7]采用高精度微震监测系统和顶板动态监测仪研究动压对煤柱下方巷道稳定性的影响,工作面底板微震事件及运输巷变形破坏表现出明显的非对称特征和区域化分布。张洪伟等^[8]为解决工作面顺序接续下综放窄煤柱沿空

侧因支护失效导致的侧向约束弱化问题,提出了端头垮落煤岩体注浆充填、加固的控制方法。彭林军等^[9]针对大采高综放动压窄煤柱沿空掘巷分析非对称变形机理,给出合理留设尺寸及注浆支护方案。赵鹏翔等^[10]开展倾斜煤层沿空掘巷窄煤柱力学特征及尺寸效应分析,煤柱宽度较小时巷道靠近煤柱侧肩角位置与煤柱顶端呈斜切破坏。孟巧荣等^[11]针对深埋倾斜特厚煤层,认为窄煤柱一次和二次剪切破坏的交界面及掘巷右上方实体高应力区为围岩关键控制区,提出煤柱加固和高应力区精准卸压联合控制技术。陈正拜等^[12]认为采动应力场叠加,支承压强大;覆岩结构非对称,偏载作用显著;煤柱尺寸小、强度低,难以为顶板提供有效支撑;支护方案对称布置,针对性差,是窄煤柱巷道产生非均匀变形的主要原因,提出“改变巷道区域支护方式、增加支护密度、破碎围岩注浆改性”的差异化支护技术。文献^[13-18]研究了综放窄煤柱失稳机理与控制技术,认为综放面强动压、多次采动是窄煤柱失稳主要因素,这类巷道多采用高强度联合支护技术。

分层开采相比传统开采,煤柱及巷道围岩稳定性

控制更加复杂、困难。这类煤矿在中、底分层开采过程中,由于采区开采空间大幅增加,覆岩运移范围急剧增大,再加上分层开采的局限性,中、下分层区段煤柱受多次采动压力和覆岩运动载荷的双重影响,其内部会出现高度的应力集中,若煤柱尺寸留设不当,覆岩载荷能达到周围原岩应力的 8~9 倍,从而造成煤柱煤体发生屈服破坏,逐渐失稳变形,进而可能导致回采巷道冒顶片帮,从而增加了巷道维护的难度和成本,甚至引起冲击地压,影响煤炭正常开采,严重制约煤矿的安全高效生产^[19-20]。采用传统的区段煤柱留设方法及围岩控制技术难以适应特厚煤层中、下分层开采破碎围岩巷道的需要。相关近距离煤层群开采的研究可为特厚煤层分层开采提供借鉴。郝登云等^[21]探讨了采空区下近距离特厚煤层回采巷道失稳机理及主要影响因素,提出在采空区下布置下煤层回采巷道,并进行高预应力全锚索加强支护。赵浩亮等^[22]提出了利用柔模混凝土沿空留巷技术,将底分层工作面回风巷成功保留并作为瓦斯抽放巷。

笔者在得到窄煤柱内三向应力计算及梯形巷道围岩应力分布规律的基础上^[23-24],以内蒙古老公营子煤矿 5 号特厚煤层垂直分层综采面为背景,继续分析垂直分层窄煤柱破坏特征及损伤程度演化规律,对不

同尺寸的区段窄煤柱稳定性进行研究,从而得到垂直分层窄煤柱失稳机理,最后对中、下分层区段窄煤柱留设及稳定性控制方案进行研究。研究成果解决了中、底分层工作面巷道失稳难题,可为类似生产条件的工作面提供理论指导和技术支持。

1 工程背景

内蒙古平庄能源有限公司老公营子煤矿 5 号特厚煤层采用重叠式巷道布置分层综采,目前即将采完 I05(8)₂ 工作面,剩余工作面为 I05(8)₃ 和 I05(9)₂ 工作面。煤层厚度 11.1~21.7 m,平均厚度 15.0 m。煤层倾角 4°~6°,煤体容重 1.37 N/m³,煤质硬度 1.3~1.5,平均埋深 300 m,顶板岩性为泥岩、粉砂岩或细砂岩,局部为粗砂岩,底板岩性为粉砂岩,煤岩强度较低。

I05(8)₂ 中分层工作面采煤厚度 4.2 m,中、上分层间留 2 m 煤层做为人工假顶,工作面平均走向长 1 241 m,平均倾斜长 196 m,西侧为 I05(7) 工作面采空区,东侧为 I05(9) 首分层工作面采空区,区段煤柱为 9 m,分层工作面巷道垂直布置,相邻巷道上下间隔煤体 3 m,工作面及各巷道空间位置关系如图 1 所示。

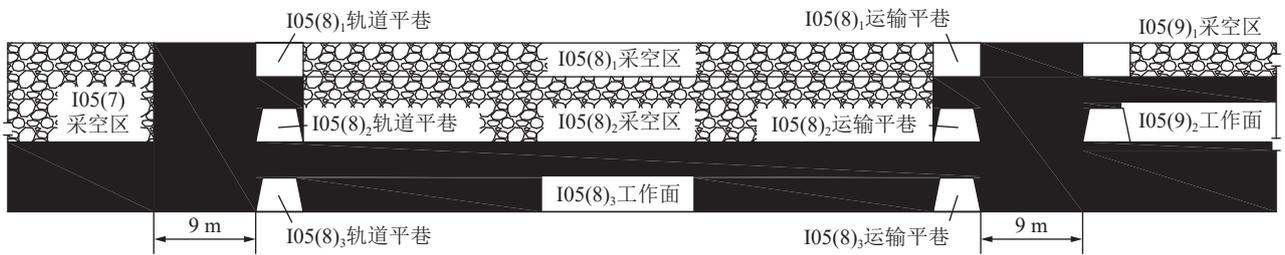


图 1 工作面及各巷道位置

Fig.1 Location map of working face and roadways

I05(8)₂ 工作面回采平巷断面为梯形,原支护采用“架棚锚索+钢带”联合支护,顶板及两帮均铺设长度为 800 mm 的工字钢 6 排,间距 500 mm,之后对两帮进行锚索支护,锚索采用 $\phi 22$ mm \times 4 000 mm 高强度预应力低松弛钢绞线,支护方案如图 2 所示。

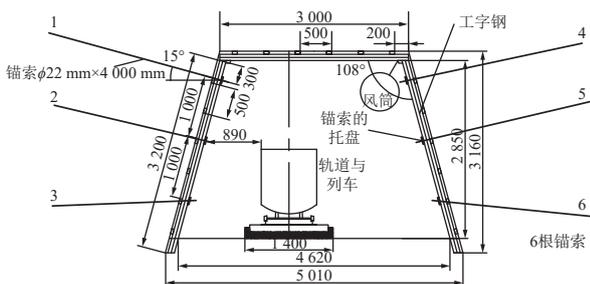


图 2 中分层轨道平巷支护

Fig.2 Support drawing of track drift in middle layer

上分层回采后,煤柱已发生劣化, I05(8)₂ 中分层巷道掘进和工作面采动影响进一步加剧区段煤柱损伤破坏,导致回采过程中巷道围岩发生失稳大变形,如图 3 所示,其失稳变形特征主要表现为

(1) 煤柱帮出现严重的鼓帮和垮帮现象,沿巷道走



(a) 煤柱帮

(b) 实体煤帮

图 3 中分层巷道变形特征

Fig.3 Deformation characteristics of middle layered roadway

向15 m以上范围戡帮量达1 500 mm左右,导致工字钢产生明显弯曲变形,部分煤柱帮垮帮深度1 000 mm左右,导致锚杆、工字钢支护体失效。

(2) 实体煤帮变形程度低于煤柱帮,巷道掘进阶段变形量较小,当受工作面回采扰动影响时,巷道变形严重,戡帮量500~750 mm,部分工字钢发生弯曲变形,沿巷道轴向破坏范围为3 m左右。

2 区段窄煤柱破坏特征

2.1 窄煤柱平面应变的屈服准则

由弹性力学可知,物体内任一确定点上有3个主应力 σ_1 、 σ_2 、 σ_3 (其中, σ_1 为最大主应力; σ_2 为中间主应力; σ_3 为最小主应力)及主方向,3个主应力确定一点唯一的应力状态,屈服准则^[25-28]可表达为

$$f(\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3) = 0 \quad (1)$$

对于一般受力条件下的岩土类材料,基于最大剪应力屈服条件,其极限抗剪强度可用Mohr-Coulomb准则表示为

$$\tau_n^* = C + \sigma_n \tan \varphi \quad (2)$$

式中, τ_n^* 为极限抗剪强度,MPa; C 为黏聚力,MPa; σ_n 为受剪面上法向正应力,MPa; φ 为内摩擦角,(°); C 、 φ 可由实验确定。

对于二维平面问题,单元体受力状态如图4所示(其中, α 为角度; N 为法向方向),斜面上任一点 P 处作用的应力分量有单元体表面的正应力 σ_x 与 σ_y 、切应力 $\tau_{xy}=\tau_{yx}$,斜面在 P 点处的剪应力 τ_n 与法向正应力 σ_n 可分解为与平面坐标平行的应力分量 P_x 与 P_y 。

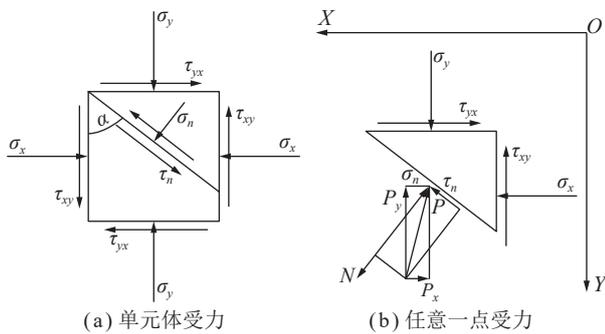


图4 二维平面单元体受力状态

Fig.4 Force state of two-dimensional plane element

设斜面的长度为 ds , Z 方向的尺寸取一个单位长度,则由平衡条件 $\sum F_x=0$ 、 $\sum F_y=0$ (F_x 、 F_y 分别为水平方向和垂直方向的力)可得

$$\begin{cases} -P_x ds + \sigma_x ds \cos \alpha - \tau_{yx} ds \sin \alpha = 0 \\ -P_y ds + \sigma_y ds \sin \alpha - \tau_{xy} ds \cos \alpha = 0 \end{cases} \quad (3)$$

由图4中 P_x 及 P_y 的投影可知

$$\begin{cases} \sigma_n = P_x \cos \alpha + P_y \sin \alpha \\ \tau_n = P_y \cos \alpha - P_x \sin \alpha \end{cases} \quad (4)$$

结合式(3)、(4)得到过点 P 的任一斜面上的法向正应力及剪应力为

$$\begin{cases} \sigma_n = \sigma_x \cos^2 \alpha - \tau_{yx} \sin \alpha \cos \alpha + \sigma_y \sin^2 \alpha - \tau_{xy} \sin \alpha \cos \alpha = \\ \frac{\sigma_x + \sigma_y}{2} + \frac{\sigma_x - \sigma_y}{2} \cos 2\alpha - \tau_{xy} \sin 2\alpha \\ \tau_n = \sigma_y \sin \alpha \cos \alpha - \tau_{xy} \cos^2 \alpha - \sigma_x \sin \alpha \cos \alpha + \tau_{xy} \sin^2 \alpha = \\ \frac{\sigma_x - \sigma_y}{2} \sin 2\alpha + \tau_{xy} \cos 2\alpha \end{cases} \quad (5)$$

在任一点 P 存在2个相互垂直的最大、最小主应力 σ_1 与 σ_3 ,存在关系式 $\sigma_x + \sigma_y = \sigma_1 + \sigma_3$,为了便于分析,将 X 轴及 Y 轴分别放在 σ_1 与 σ_3 的方向,于是有 $\tau_{xy}=0$, $\sigma_x=\sigma_1$, $\sigma_y=\sigma_2$,过点 P 的任一斜面上的正应力及切应力可用主应力表示为

$$\begin{cases} \sigma_n = \frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2} + \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2} \cos 2\alpha \\ \tau_n = \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2} \sin 2\alpha \end{cases} \quad (6)$$

代入式(2)摩尔-库仑准则可写为

$$\frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2} \sin 2\alpha = C + \left(\frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2} + \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2} \cos 2\alpha \right) \tan \varphi \quad (7)$$

由式(7)可知当 $\alpha=45^\circ$ 时剪应力达到最大,此时摩尔-库仑屈服条件变为

$$\frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2} \cos \varphi = C \cos \varphi + \frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2} \sin \varphi \quad (8)$$

写成一般屈服条件形式为

$$f(\sigma_1, \sigma_3) = \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2} \cos \varphi - C \cos \varphi - \frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2} \sin \varphi = 0 \quad (9)$$

其中,最大、最小主应力计算式为

$$\begin{cases} \sigma_1 = \frac{\sigma_x + \sigma_y}{2} + \sqrt{\left(\frac{\sigma_x - \sigma_y}{2} \right)^2 + \tau_{xy}^2} \\ \sigma_3 = \frac{\sigma_x + \sigma_y}{2} - \sqrt{\left(\frac{\sigma_x - \sigma_y}{2} \right)^2 + \tau_{xy}^2} \end{cases} \quad (10)$$

根据文献[23]建立的窄煤柱峰值应力叠加力学模型可知,平面应变窄煤柱内部主要受垂直应力作用,水平应力及切应力可忽略不计,因此,窄煤柱内最大、最小主应力计算式变为

$$\begin{cases} \sigma_1 = \frac{1 + \sqrt{2}}{2} \sigma_y \\ \sigma_3 = \frac{1 - \sqrt{2}}{2} \sigma_y \end{cases} \quad (11)$$

窄煤柱内部任意一点的垂直应力表达式^[23]为

$$\begin{aligned} \sigma_y &= \sigma_{y1} + \sigma_{y2} - \gamma H \\ \sigma_{y1} &= \frac{k_1 y^3 - \frac{1}{2} L(x y k_1 + y b_1) + k_1 x^2 y + b_1 x y}{\frac{1}{4} \pi L^2 - \pi L x + \pi x^2 + \pi y^2} - \end{aligned} \quad (12)$$

$$\frac{1}{\pi} \arctan \left[\frac{(L-x+2\pi x)y}{2\pi y^2-x(L-x)} \right] (xk_1+b_1) - \frac{x^2yk_1+y^3k_1+xyb_1}{\pi(x^2+y^2)};$$

$$\sigma_{y2} = \frac{k_2y^3-L(xyk_2+yb_2)+k_2x^2y+b_2xy}{\pi L^2-2\pi Lx+\pi x^2+\pi y^2}$$

$$\frac{1}{\pi} \arctan \left[\frac{\frac{1}{2}Ly}{(L-x)\left(\frac{L}{2}-x\right)+y^2} \right] (xk_2+b_2) - \frac{x^2yk_2+y^3k_2+xyb_2-\frac{1}{2}L(xy k_2+yb_2)}{\frac{1}{4}\pi L^2+\pi x^2+\pi y^2-\pi Lx};$$

$$k_1 = -\frac{2(q_1-\gamma H-K\gamma H)}{L}; b_1 = q_1-\gamma H; k_2 = \frac{2(q_1-\gamma H-K\gamma H)}{L};$$

$b_2 = (2K+1)\gamma H - q_1$; M 为采高, m; H 为埋深, m; γ 为覆岩容重, kN/m³; K 为应力集中系数; q_1 为垮落带岩层载荷, MPa; L 为窄煤柱宽度, m。

2.2 区段窄煤柱破坏特征分析

根据前述理论研究可知, 区段煤柱破坏影响因素主要有煤柱尺寸(宽高比)、覆岩载荷应力集中系数及煤岩自身物理力学参数 C 、 φ 。区段煤柱破坏受多因素综合影响, 采用控制变量法分析各因素对区段煤柱破坏特征的影响规律, 固定变量取值分别为: $C=2.45$ MPa, $\varphi=28^\circ$, $K=5$, 煤柱宽度 9 m, 高度 9 m, $q_1=0.613$ MPa。

2.2.1 窄煤柱宽度的影响规律

设计区段窄煤柱宽度分别为 3、6、9、12 及 15 共 5 种方案。代入式 (9)、(11) 及 (12) 计算得出不同宽高比时区段煤柱任意一点处的屈服判据 $f(\sigma_1, \sigma_2)$, 不同宽度时窄煤柱屈服判据三维图如图 5 所示, $f=0$ 为图中水平面, 当 $f>0$ 时位于水平面上方的部分不发生屈服, 处于弹性状态, 当 $f<0$ 时位于水平面下方的部分发生屈服, 处于塑性破坏状态。由图 5 可知, 窄煤柱整体处于塑性破坏状态, 随着宽高比增大(即煤柱宽度增大, 尺寸趋于正方形), 煤柱中部及两帮最大屈服判据值均不断降低, 这表明塑性区破坏程度在不断降低, 两帮降幅 7.4% 大于中部降幅 3%, 当宽高比大于

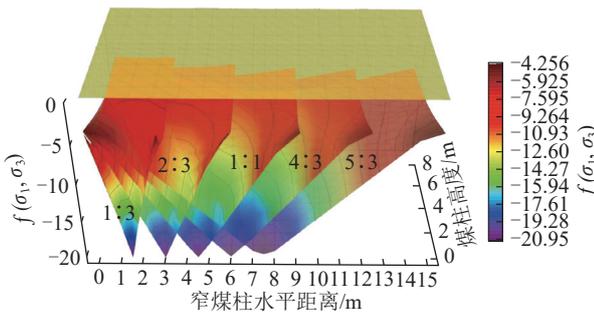


图 5 不同宽高比时区段窄煤柱屈服判据三维图

Fig.5 Three-dimensional diagram of yield criterion of narrow coal pillar in different width-height ratio

1 : 1 后, 降幅速率略有增大; 煤柱两帮到中部的屈服值变化斜率随宽高比增大而减小, 煤柱内部应力分布越均匀, 因此区段煤柱宽高比越大, 煤柱稳定越好。

2.2.2 覆岩载荷应力集中系数的影响规律

设计覆岩载荷应力集中系数 K 分别为 3、4、5、6、7 共 5 种方案, 不同覆岩载荷应力集中系数时区段煤柱屈服判据三维图如图 6 所示。窄煤柱整体处于塑性破坏状态, 随着覆岩载荷应力集中系数增大, 煤柱中部及两帮最大屈服判据值不断增大, 表明塑性区破坏程度不断增大, 中部增幅 46% 远大于两帮增幅 2.2%, 且煤柱内部屈服变化斜率随应力集中系数增大而增大, 煤柱内部应力分布越失衡, 因此窄煤柱内部由于水平及切应力极小, 无明显围压效果, 覆岩载荷应力集中系数增大, 对煤柱中部的破坏越严重。

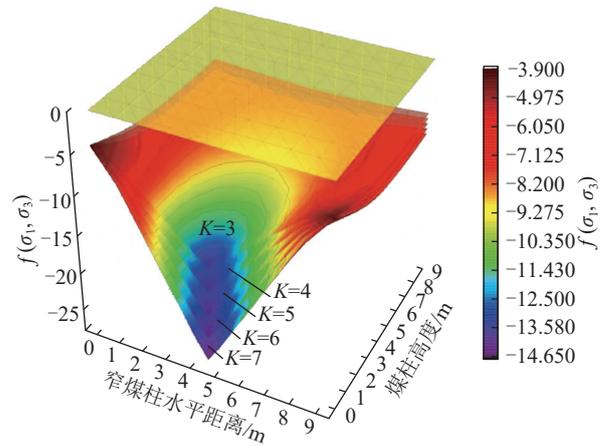


图 6 不同覆岩载荷应力集中系数时区段窄煤柱屈服判据三维图

Fig.6 Three-dimensional diagram of yield criterion of narrow coal pillar in different overburden stress concentration factors

2.2.3 煤体黏聚力的影响规律

设计黏聚力 C 分别为 1、2、3、4 MPa 共 4 种方案。不同黏聚力时区段煤柱屈服判据三维图如图 7 所示。窄煤柱整体处于塑性破坏状态, 随着黏聚力增大, 煤柱中部及两帮最大屈服判据值线性降低, 表明塑性区破坏程度不断降低, 煤柱内部屈服变化斜率为一定值, 因此黏聚力增大一定程度上有利于煤柱稳定性提高。

2.2.4 煤体内摩擦角的影响规律

设计内摩擦角 φ 分别为 10° 、 20° 、 30° 及 40° 共 4 种方案。不同内摩擦角对区段煤柱屈服判据三维图如图 8 所示。窄煤柱整体处于塑性破坏状态, 随着内摩擦角增大, 煤柱中部及两帮最大屈服判据值均不断降低, 这表明对于内摩擦角较大的岩体在屈服之后塑性区破坏程度相对更小, 中部降幅 60.7% 大于两帮降幅 44.8%, 且煤柱内部屈服值变化斜率随内摩擦角增

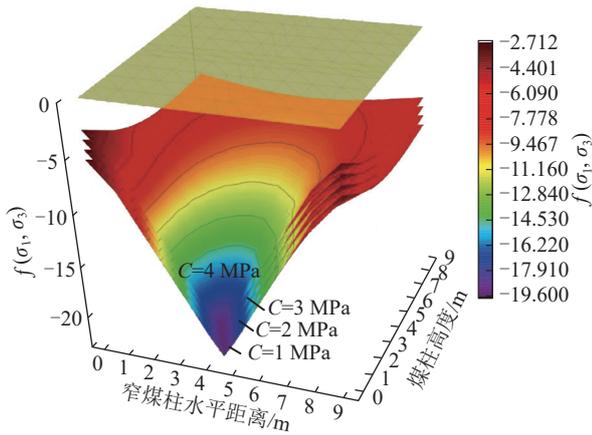


图7 不同黏聚力时区段窄煤柱屈服判据三维图

Fig.7 Three-dimensional diagram of yield criterion of narrow coal pillar in different cohesion

大而减小,煤柱内部应力分布逐渐均匀平缓,因此内摩擦角增大,对煤柱中部稳定性的提高更好。

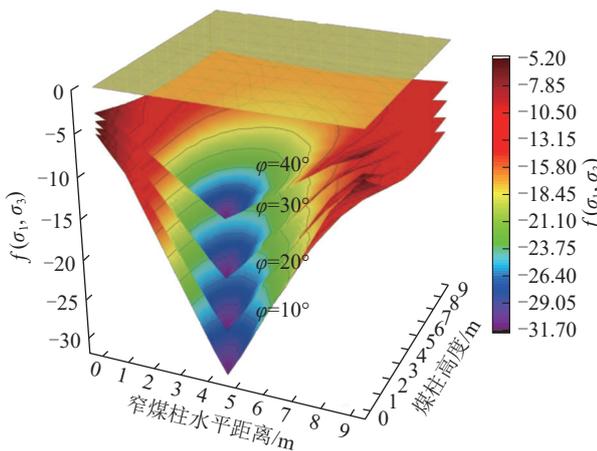


图8 不同内摩擦角时区段窄煤柱屈服判据三维图

Fig.8 Three-dimensional diagram of yield criterion of narrow coal pillar in different internal friction angle

根据不同因素时窄煤柱任意点的屈服判据,做相应的煤柱破坏程度演化对比如图9所示。整体看窄煤柱中部破坏程度大于两帮,中部自顶端向下煤体破坏程度由严重向轻微发展。随着宽高比增大窄煤柱内破坏程度及严重破坏区域占比逐渐减小,当宽高比大于1:1后,窄煤柱中下部开始出现大范围的轻微破坏区,当宽高比大于5:3后,窄煤柱内轻微破坏区占比超过50%,稳定性明显提高。覆岩载荷应力集中系数增大,窄煤柱内破坏程度及严重破坏区域占比逐渐增大,当K为6、7时,窄煤柱内严重破坏区域占比近100%,稳定性极差,但主要严重破坏位置集中在上部顶端小范围内,实际生产中通过留设合理的煤柱宽度及有效的支护措施依然可以保证窄煤柱稳定性。煤体黏聚力及内摩擦角对自身稳定性起决定性作用,当 $C \leq 2$ MPa,或 $\phi \leq 10^\circ$ 时,窄煤柱严重破坏区域遍布

中部并发展到两帮,煤柱整体稳定性极低且两帮易片帮,当 $C \geq 3$ MPa,或 $\phi \geq 20^\circ$ 时,窄煤柱两帮破坏程度转变为轻微,因此,实际生产中对于软弱岩体,应加强对两帮的支护防治片帮,并通过注浆改性等措施提高围岩物理力学性质。

3 区段窄煤柱失稳机理

结合老公营子煤矿实际生产地质参数分析不同尺寸时窄煤柱的失稳机理,埋深H为300 m, C为2.45 MPa, ϕ 为 28° ,巷帮支护强度 P_x 为0.002 MPa,中、底分层工作面间留设的窄煤柱尺寸(宽×高)分别为9 m×9 m及9 m×15 m,同时设计对比方案窄煤柱尺寸(宽×高)分别为15 m×9 m及15 m×15 m,中、底分层开采时覆岩结构对煤柱的载荷系数取 $K=7$ 及 $K=8$,代入式(12)对不同尺寸的窄煤柱稳定性进行计算分析。

窄煤柱尺寸为宽×高=9 m×9 m的垂直应力分布如图10所示,实际生产中中分层工作面区段窄煤柱内部存在约70%占比的高强度极限承载区,位于窄煤柱上部及中下部,极限承载强度在29.040~55.898 MPa,强度相对较高,具有一定承载能力;而在窄煤柱底部存在约30%占比的低强度极限承载区,极限承载强度在22.929~26.555 MPa,强度较低,承载能力差,在上部高应力作用下,煤岩体会向着低应力发生位移,而中分层工作面回采巷道位于窄煤柱底部低强度极限承载区一侧,且开挖后处于卸压状态,从而易造成巷道窄煤柱帮位移量增大,产生大变形及片帮现象。

底分层工作面回采时,窄煤柱高度增大为15 m,此时窄煤柱尺寸为宽×高=9 m×15 m的垂直应力分布如图11所示,由于窄煤柱尺寸在高度上的增大,窄煤柱内部的高强度极限承载区在纵向及横向均有所减小,其占比不到40%左右,位于窄煤柱中上部,极限承载强度在27.276~62.907 MPa,强度相对较高,此部分煤岩体依然具有一定自稳承载能力;而在窄煤柱中部以下约60%占比的煤岩体均为低强度极限承载区,极限承载强度在18.860~25.391 MPa,相较于中分层窄煤柱强度进一步降低,承载能力变差,最大降幅为17.75%。因此,一方面由于窄煤柱内高、低强度承载区比例严重失衡,另一方面相应的极限承载强度均有所降低,2者共同造成底分层9 m×15 m窄煤柱自稳能力急剧下降,而底分层工作面回采巷道一侧窄煤柱极限承载强度最低,在上部高应力作用下,大范围的低应力承载区煤体会向巷道位移,从而造成窄煤柱帮一侧整体会产生更大范围、持续性的大变形及片帮现象,甚至影响到顶板的稳定性。

将窄煤柱宽度由9 m增大到15 m,则中分层工作

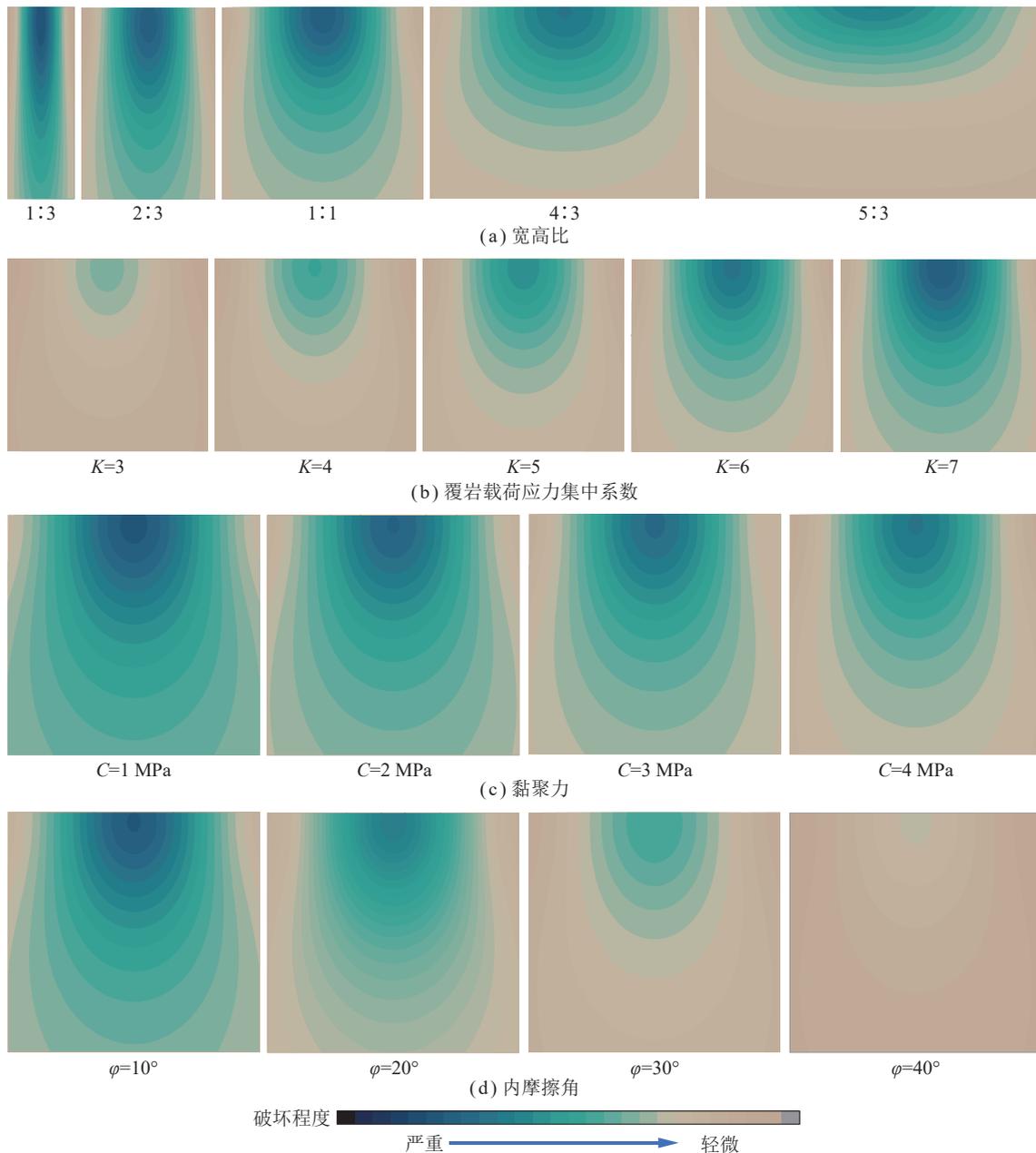


图 9 不同影响因素时区段窄煤柱破坏损伤程度演化对比

Fig.9 Comparison of evolution of damage degree of narrow coal pillar under different influencing factors

面窄煤柱尺寸为宽 \times 高=15 m \times 9 m的垂直应力分布如图 12 所示,窄煤柱宽度增大,煤柱尺寸宽高比增大,窄煤柱内部整体都为高强度极限承载区,煤柱中部极限承载强度在 30.833~59.391 MPa,相较于中分层 9 m 窄煤柱,强度有所增大,增幅为 5.82%,此时,窄煤柱整体自我承载能力较强,使用常规支护手段即可控制巷道的变形。

同样的,窄煤柱宽度为 15 m 时,则底分层工作面窄煤柱尺寸为宽 \times 高=15 m \times 15 m 的垂直应力分布如图 13 所示,对比图 11 可知,窄煤柱尺寸在宽度上的增大,使窄煤柱内部的高强度极限承载区在纵向及横向均有所增大,占比可达到 75% 左右,位于窄煤柱上

部及中下部,极限承载强度在 29.081~66.830 MPa,相较于底分层 9 m 窄煤柱,强度增幅 6.6%,具有一定承载能力;而在窄煤柱底部存在约 25% 占比的低强度极限承载区,极限承载强度在 25.391~27.700 MPa,相较于底分层 9 m 窄煤柱,强度增大明显,增幅最大为 34.63%。因此,15 m 窄煤柱稳定性有较大幅度提升,但底分层工作面回采巷道窄煤柱帮一侧依然为较大范围的低强度极限承载区,在上部高应力作用下,煤岩体会向着低应力发生位移,造成巷道窄煤柱帮位移量增大,产生大变形及片帮。

综合上述分析,不同窄煤柱尺寸时煤体受力状态对比数据见表 1,可得到:

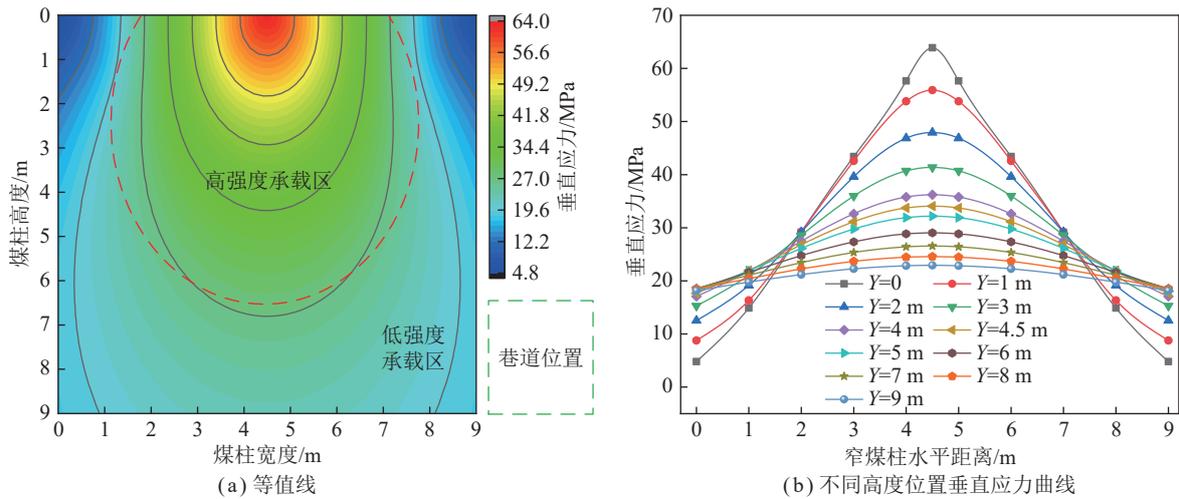


图 10 窄煤柱尺寸(宽×高=9 m×9 m)时垂直应力分布

Fig.10 Vertical stress distribution diagram of size of narrow coal pillar (width×height=9 m×9 m)

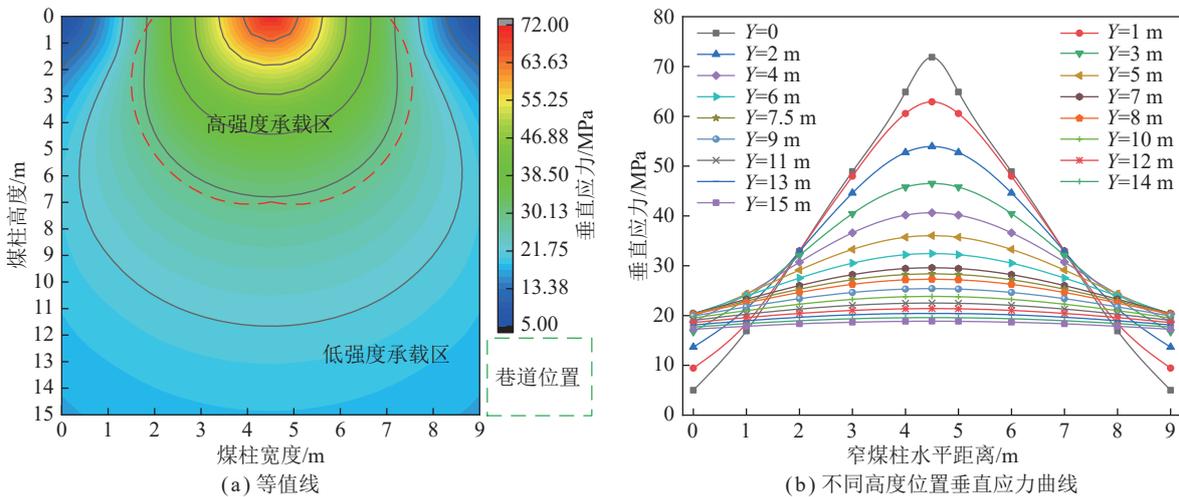


图 11 窄煤柱尺寸(宽×高=9 m×15 m)时垂直应力分布

Fig.11 Vertical stress distribution diagram of size of narrow coal pillar (width×height=9 m×15 m)

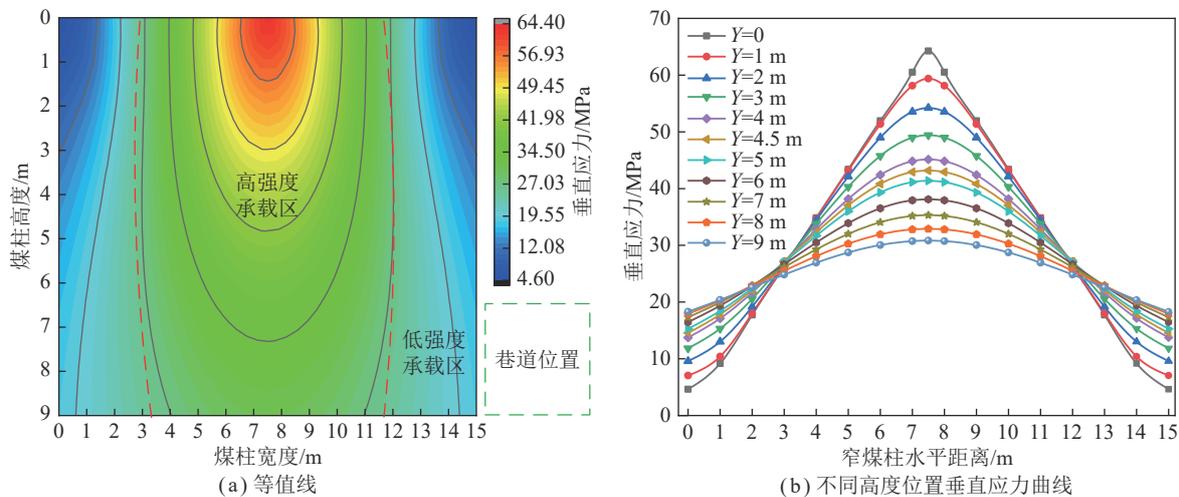


图 12 窄煤柱尺寸(宽×高=15 m×9 m)时垂直应力分布

Fig.12 Vertical stress distribution diagram of size of narrow coal pillar (width×height=15 m×9 m)

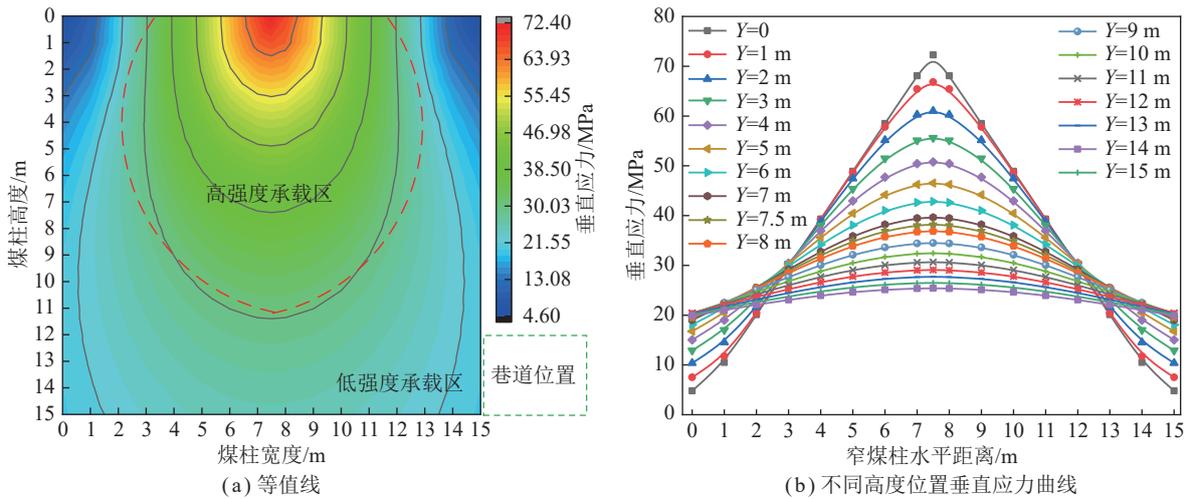


图13 窄煤柱尺寸(宽×高=15 m×15 m)时垂直应力分布

Fig.13 Vertical stress distribution diagram of size of narrow coal pillar (width×height=15 m×15 m)

表1 不同窄煤柱尺寸时煤体受力状态对比数据

Table 1 Comparative data of stress state of coal body under different narrow coal pillar sizes

窄煤柱尺寸(宽×高)/(m×m)	高强度承载区			低强度承载区		
	占比/%	承载强度/MPa	最大增幅/%	占比/%	承载强度/MPa	最大增幅/%
9×9	70	29.040~55.898	6.17	30	22.929~26.555	34.63
15×9	100	30.833~59.391		0		
9×15	40	27.276~62.907	6.62	60	18.860~25.391	34.63
15×15	75	29.081~66.830		25	25.391~27.700	

(1) 当窄煤柱宽度一定时,高度增大,高强度极限承载区占比减小,低强度极限承载区占比相应增大,当窄煤柱高度一定时,宽度增大,则高、低强度极限承载区占比变化反之;当宽高比 $\leq 1:1$ 时,煤柱内会存在至少25%占比的低强度极限承载区,当宽高比达到 $5:3$ 左右时,煤柱内将全部为高强度极限承载区。对于存在低强度极限承载区的煤柱,其自身处于不稳定状态,实际生产中须对该部分煤岩体进行补强,提高其极限承载强度以保证自稳。

(2) 煤柱宽高比增大,对高强度承载区极限承载强度影响程度较小,而低强度承载区极限承载强度增加较明显。因此,合理的窄煤柱宽高比可提高自稳能力,同时降低后续煤柱支护难度。

综上所述,分层工作面回采巷道一侧处于窄煤柱低强度承载区,在上部高应力作用下,大范围的低应力承载区煤体向巷道内位移,造成两帮持续性大变形,合适的窄煤柱尺寸可以起到改善这种作用关系;同时工作面多次采动影响造成窄煤柱进一步破坏,其实际的残余强度更低,窄煤柱的自稳能力更差,如不采取有效的控制措施,窄煤柱将发生大变形直至完全丧失承载能力。

4 区段窄煤柱围岩控制技术

4.1 垂直分层开采区段煤柱合理尺寸留设

文献[23]计算得到煤柱宽度为 $13\sim 15$ m时,中、底分层窄煤柱内残余强度峰值分别为 $32.737\sim 35.317$ MPa及 $25.391\sim 27.700$ MPa。中、下分层工作面窄煤柱内的残余强度相比原煤柱留设方案有所提高,且中分层巷道避开了支承应力峰值区,因此确定老公营子分层开采工作面合理的窄煤柱宽度为 $13\sim 15$ m。

根据老公营子煤矿5号特厚煤层实际地质和煤岩体力学参数,使用FLAC3D数值模拟软件进行数值建模,整个模型的长×宽×高为 $525\text{ m}\times 100\text{ m}\times 120\text{ m}$,如图14所示。整体模型由2 231 050个单元和2 290 461个节点组成,5号煤层网格加密,模拟采用摩尔-库伦准则进行计算,根据表2的力学参数对各分组进行赋参。根据理论计算得到的分层开采工作面合理的煤柱宽度为 $13\sim 15$ m,设计数值模拟的煤柱宽度为13、14、15及16 m共4种方案,如图15所示。

首分层回采期间,一侧采空时煤柱内应力呈双峰分布,采空侧不同宽度煤柱应力峰值在22 MPa左右,变化幅度较小,应力集中程度仅2.75;两侧采空时

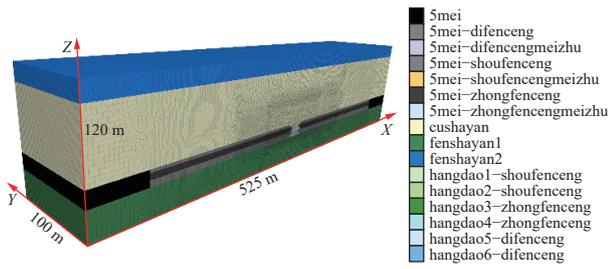


图14 数值计算模型

Fig.14 Numerical calculation model

表2 煤岩物理力学参数

Table 2 Physical and mechanical parameters of coal rock

岩性	厚度/ m	容重/ ($\text{kN} \cdot \text{m}^{-3}$)	体积模 量/GPa	剪切模 量/GPa	抗拉强 度/MPa	内摩擦 角/($^\circ$)	黏聚力/ MPa
粉砂岩	16	2 580	5.00	3.80	2.50	35	2.65
细粒砂岩	16	2 570	6.25	3.57	3.10	42	3.48
粉砂岩	16	2 580	5.00	3.80	2.50	35	2.65
粗粒砂岩	60	2 560	4.20	2.90	2.10	34	3.38
5煤	15	1 380	3.34	2.80	1.36	28	1.68
粉砂岩	30	2 580	5.00	3.80	2.50	35	2.65

煤柱内全部发生塑性破坏,但内部残余应力强度依然为双峰分布,随煤柱宽度增大由 35.58 MPa 减小为 34.42 MPa,承载能力较好。因此,13~16 m 宽度煤柱均适用于首分层回采。

煤柱宽度 13~16 m 时,对应的中、底分层两侧采空煤柱垂直应力云图如图 16 所示,分别提取中、底分层煤柱中部的垂直应力得到支承应力分布曲线如图 17 所示。对比分析,可得:

(1) 煤柱宽度为 13~16 m 时,中分层煤柱内极限承载强度应力集中系数为 2.94~4.22,且高强度承载

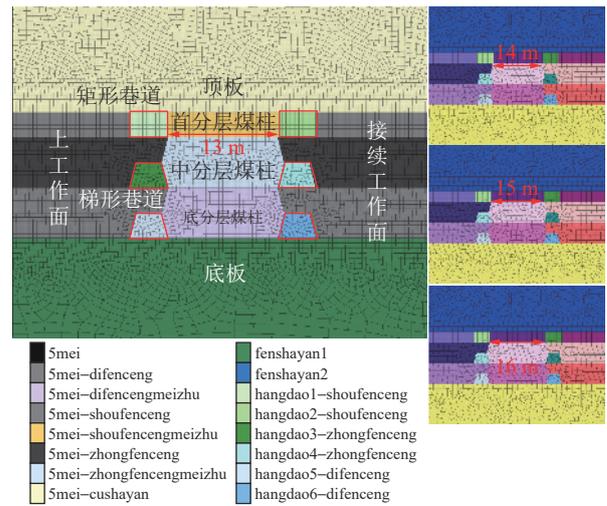


图15 4种模拟方案及相应模型

Fig.15 Four simulation schemes and models

区域为 7~10 m,当煤柱宽度 15 m 时高强度承载区域大于煤柱高度,因此认为 15 m 煤柱在中分层两侧采空后,其煤柱自我承载能力较强,稳定性较好。

(2) 煤柱宽度增大,对于提高两侧采空中分层煤柱承载能力的幅度较大,而对底分层煤柱的提升幅度相对减小,但其整体增长幅度均大于一侧采空时的,因此,为了保证底分层煤柱的稳定性应保证留设的窄煤柱尺寸较宽。

(3) 两侧采空相较于一侧采空时,煤柱中部极限承载强度峰值有较小幅度降低,这是由各分层接续面采动造成,且降幅随煤柱宽度增大而减小,因此煤柱宽度增大有利于减小采动应力对煤柱中部造成的损伤影响。

(4) 底分层煤柱的承载能力相较于中分层煤柱急剧下降,底分层煤柱内极限承载强度应力集中系数为 1.37~1.85,且高强度承载区域仅为 4.5~7.5 m,

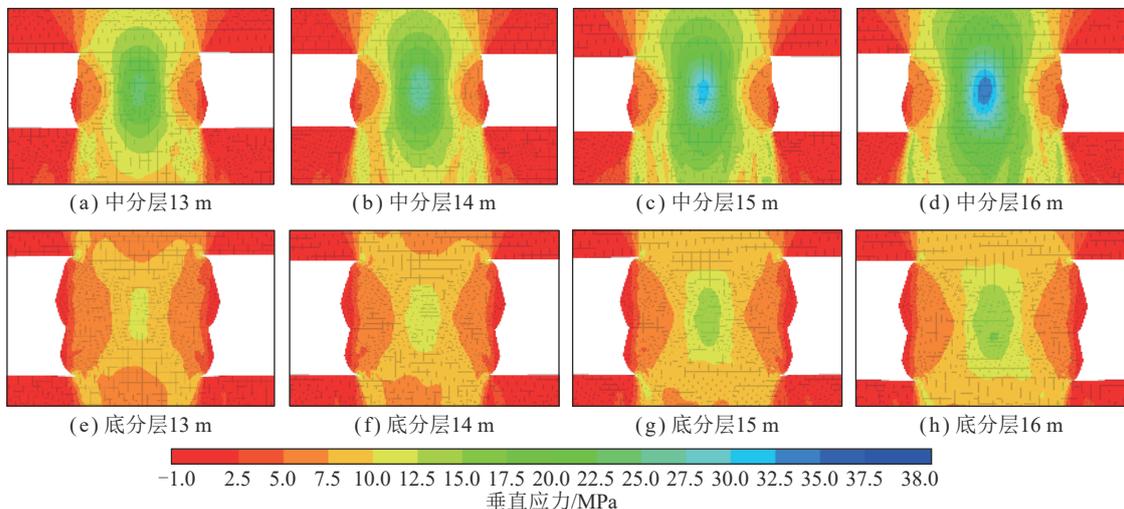


图16 不同煤柱宽度时中、底分层两侧采空煤柱垂直应力云图

Fig.16 Cloud charts of vertical stress of goaf pillar at both side of middle and bottom stratification under different coal pillar width

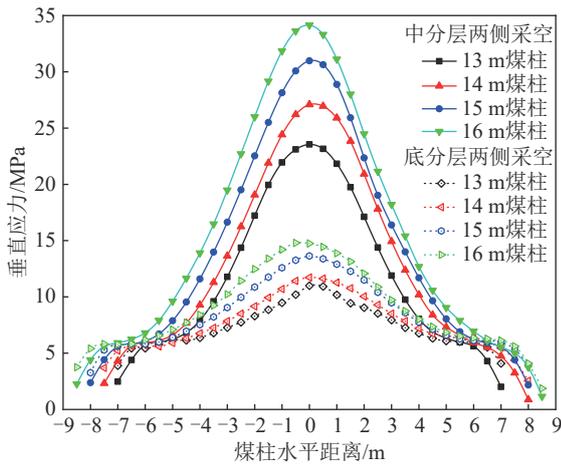


图 17 不同煤柱宽度时中、底分层两侧采空煤柱支承应力分布曲线

Fig.17 Supporting stress distribution curves of gob pillar on both sides of middle and bottom slicing under different pillar widths
范围不及煤柱宽度及高度的一半, 因此, 为了保证底分层回采期间巷道的稳定性, 煤柱宽度至少需留设 15 m, 且须对煤柱内进行加强支护以提高煤柱的自稳能力。

4.2 垂直分层相邻巷道支护技术

4.2.1 区段煤柱加强支护控制

给出了“初次锚杆网及时主动支护+2 次工字钢对棚被动支护及锚索联合支护+3 次关键部位锚索注浆加强支护”的中、底分层梯形巷道支护措施, 基于前述窄煤柱破坏特征及失稳机理, 确定巷道窄煤柱帮中下部围岩为主要低强度承载区, 是 3 次关键部位锚索注浆加强支护的关键区域, 因此, 在巷道中部倾斜 15° 钻孔注浆, 有利于浆液扩散到窄煤柱帮低强度承载区, 最终形成的中、底分层开采梯形巷道联合支护方案如图 18 所示。

采用上述围岩支护方案后, 最终在垂直分层区段

煤柱内形成的控制区如图 19 所示。在区段煤柱浅部形成一定范围的锚杆加固拱控制区, 而在煤柱内部, 由上而下形成锚索联合锚固区与锚索注浆加固区。锚索联合锚固可提高锚固区的承载力, 降低浅部锚杆压缩拱的受力状态, 从而改善煤柱整体的受力状态, 同时锚索联合支护可减小内部岩体的横向及纵向位移, 有利于保证煤柱稳定。锚索注浆加固区位于分层煤柱损伤最严重的中下部位置, 通过注浆可提高中下部煤岩的力学性质和承载力, 可有效降低煤柱的劣化程度。最终在垂直分层煤柱内形成由浅入深的多重联合控制区, 各控制区相互交叉作用, 互有补足, 共同保证煤柱的自稳能力。

4.2.2 支护效果数值模拟分析

按照上述控制措施, 共设计了 3 种方案进行数值模拟对比, 即原留设 9 m 煤柱-原支护方案、原留设 9 m 煤柱-优化支护方案及优化留设 15 m 煤柱-优化支护方案。

如图 20 所示为不同煤柱宽度及支护方案时区段煤柱水平应力云图及支护承载结构, 当煤柱 9 m 且采用原支护方案时 (图 20(a)), 煤柱上部无明显的承载结构, 中下部煤柱浅部形成锚杆加固拱, 最大压应力仅为 0.175 MPa 左右, 内部形成小范围较分散的锚索联合锚固拉应力区, 煤柱整体稳定性较差; 当煤柱 9 m 而采用优化支护方案时 (图 20(b)), 区段煤柱浅部锚杆加固拱范围增大, 最大压应力达到 0.27 MPa 左右, 但上部与中下部不相连, 存在无支护影响区, 此部分煤体稳定性较差, 煤柱内部上中部形成锚索联合锚固拉应力区, 中下部形成注浆区锚索联合加固区, 煤柱内部受加固范围及强度增大, 但仍是独立加固区, 煤柱内部稳定性有所提高但不显著; 当煤柱 15 m 并采用优化支护方案时 (图 21(c)), 区段煤柱浅部由外而内形成连续的锚杆加固拱及锚索加固拱, 2 者相互叠加作

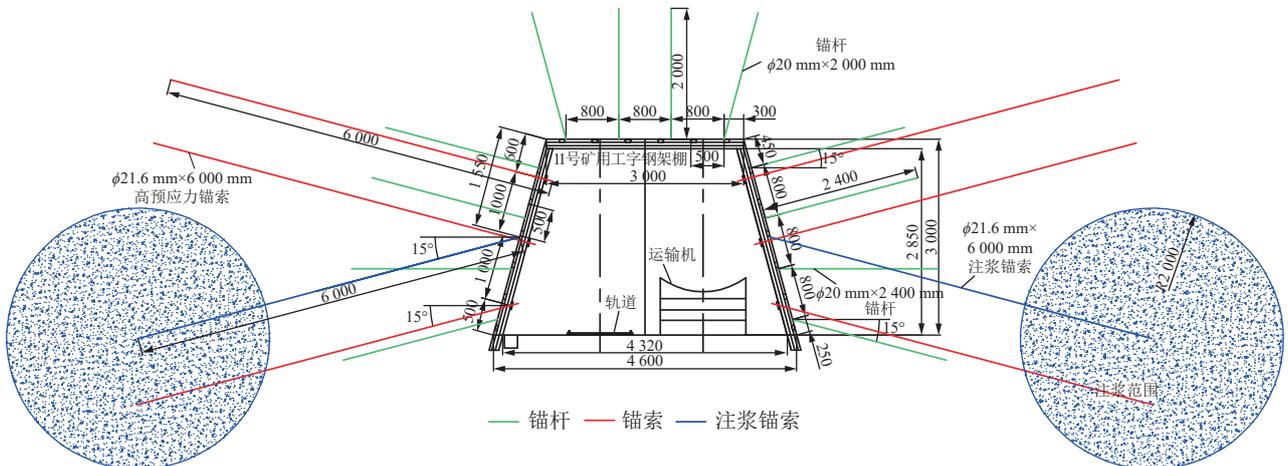


图 18 中、底分层梯形巷道最终支护方案

Fig.18 Final support scheme of trapezoidal roadway in middle and bottom layers

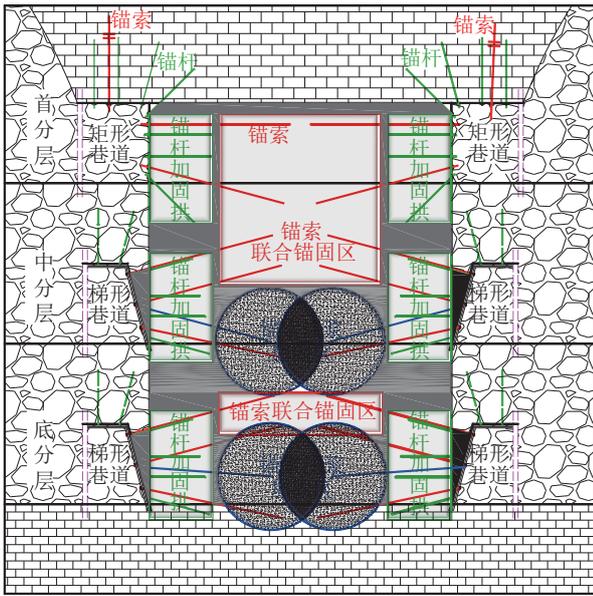


图 19 垂直分层区段煤柱多重联合控制区示意

Fig.19 Schematic diagram of multiple joint control area of coal pillar in vertical slicing section

用使加固范围及强度进一步增大,最大压应力达到

0.299 MPa, 浅部围岩均处于压应力状态,有利于浅部围岩的自稳,煤柱内部中下部形成范围较大且连续的注浆区锚索联合加固区,上中部形成的锚索联合锚固拉应力区并未连为一体,主要是由于锚索长度及安设角度参数不合理,可通过加长锚索长度进行调节,此时煤柱整体稳定性最好。

图 21 为不同方案时中分层巷道塑性区及变形形态,采用优化的支护方案可以减少两帮产生新的剪切破坏,从而降低两帮的损伤程度,当煤柱宽度 15 m 时采用优化方案时巷道两帮只发生过一次剪切破坏,自稳能力好,同时对顶底板的拉伸破坏起到一定遏制作用,特别是 9 m 煤柱采用优化方案后顶板不再产生拉伸破坏,从而有利于巷道整体稳定,因此形态上巷道变形越来越小,表面越平整。图 22 为不同方案时底分层巷道塑性区及变形形态,优化巷道布置和支护方案之后,巷道底板部分的塑性区状态变化较大,从原支护巷道底板大范围的 2 次拉伸破坏转变为小范围的一次拉伸破坏,因此原支护巷道底板底臃严重,进而造成了巷道整体变形较大,而优化支护和煤柱宽度

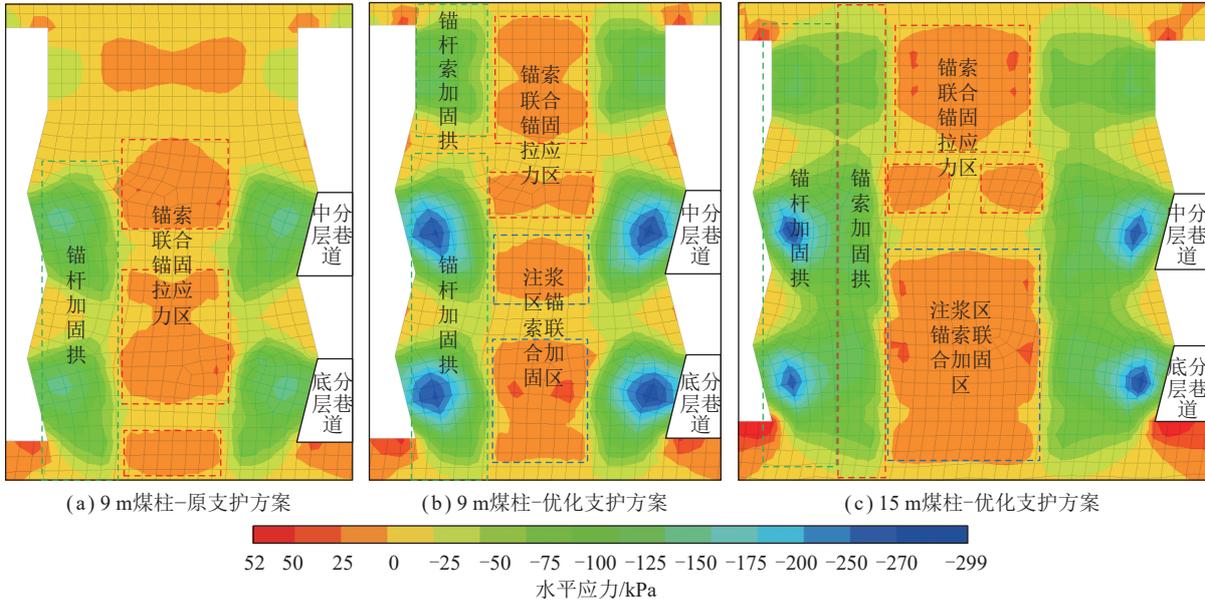


图 20 不同煤柱宽度及支护方案时区段煤柱水平应力云图及支护承载结构

Fig.20 Horizontal stress nephogram and support bearing structure of coal pillar in different coal pillar widths and support schemes

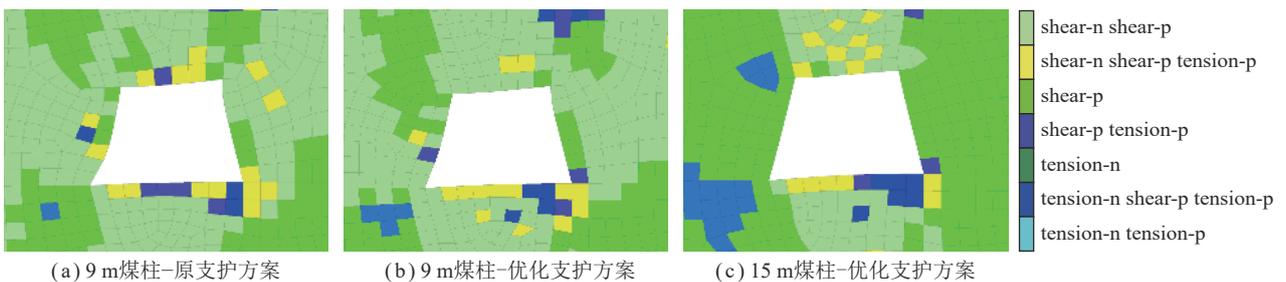


图 21 不同方案时中分层巷道塑性区及变形形态

Fig.21 Plastic zone and deformation shape of middle layered roadway under different schemes

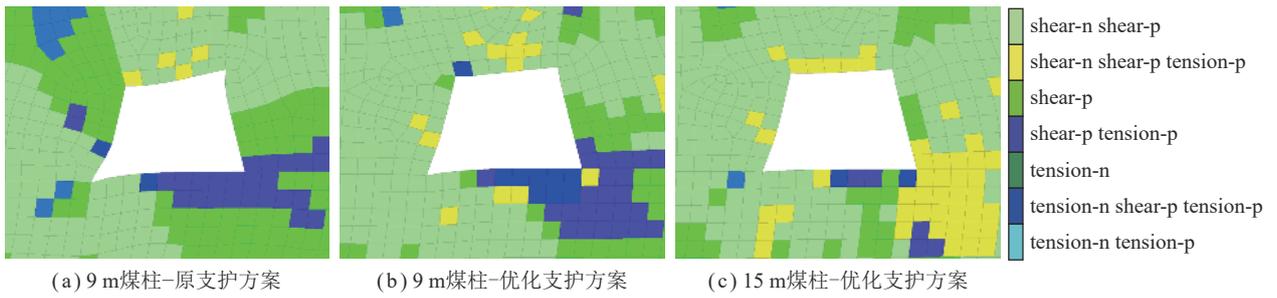


图 22 不同方案时底分层巷道塑性区及变形形态

Fig.22 Plastic zone and deformation shape of bottom layered roadway under different schemes

的巷道整体表面较平整。

提取原支护和优化支护方案下的中、底分层巷道两帮及顶底板的位移量,其变形量及变化率如图 23 所示,对比分析可知,底分层巷道变形量大于中分层巷道;通过增大煤柱宽度(对比 9 m 及 15 m 煤柱都采用优化支护方案的变形量)可使中、底分层巷道两帮变形量分别减小 27.4% 及 44.0%,可使中、底分层巷道顶底板变形量分别减小 26.0% 及 38.5%,两帮降幅普遍大于顶底板;通过变形率对比可知优化措施对于提升两帮的支护效果更好,且通过增大留设 15 m 宽度煤柱的提升效果要高于优化支护方案的。

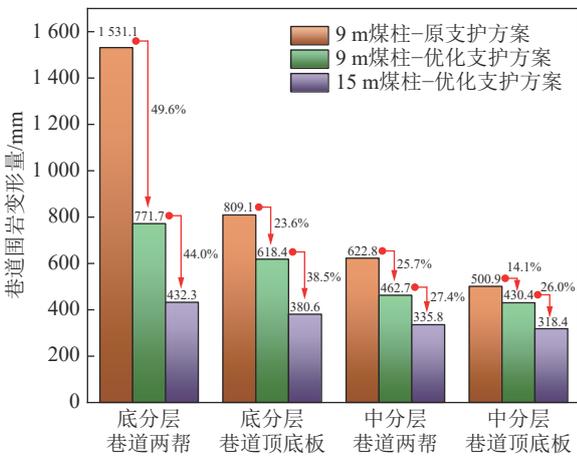


图 23 不同方案时中、底分层巷道变形量及变化率

Fig.23 Deformation amount and change rate of middle and bottom layered roadway under different schemes

图 24 为不同方案时中分层区段煤柱塑性区及变形形态,对比分析可知,煤柱宽度留设 9 m 时,采用原支护方案或优化支护方案时(图 24(a)、(b))煤柱的塑性区状态变化不大,煤柱大部分区域产生了第 2 次新的剪切破坏,当煤柱宽度留设 15 m 时,煤柱内存在占比约 30% 的区域只产生了一次剪切破坏,同时中分层巷道煤柱帮在采用优化支护方案后拉伸破坏范围有所减小,因此留设 15 m 煤柱对于中分层回采时煤柱稳定性较好。

图 25 为不同方案时中、底分层区段煤柱塑性区及变形形态,对比分析可知,3 种方案的区段煤柱内产生的新的剪切破坏近似呈“X”型破坏形态,留设 9 m 煤柱时破坏状态大致相似,当留设 15 m 煤柱时新产生的剪切破坏范围有所减小,但整体占比不变,但煤柱上方顶板不再发生破坏;当煤柱 9 m 且采用原支护方案时(图 25(a)),中分层煤柱变形大于底分层煤柱,两侧煤柱变形差值分别为 0.3 m 及 1.0 m,当煤柱 9 m 而采用优化支护方案时(图 25(b)),中分层煤柱变形与底分层煤柱变形差值减小,两侧煤柱变形差值分别为 0.1 m 及 0.6 m,降幅 40%~66%,当煤柱 15 m 且采用优化支护方案时(图 25(c)),中分层煤柱变形开始小于底分层煤柱,两侧煤柱变形差值分别为-0.1 m 及 0 m,降幅超过 100%,底部煤体位移大于中部煤体更有利于煤柱整体稳定性。

提取原支护和优化支护方案下的中、底分层区段煤柱的位移量,其煤柱变形量及变化率如图 26 所示。

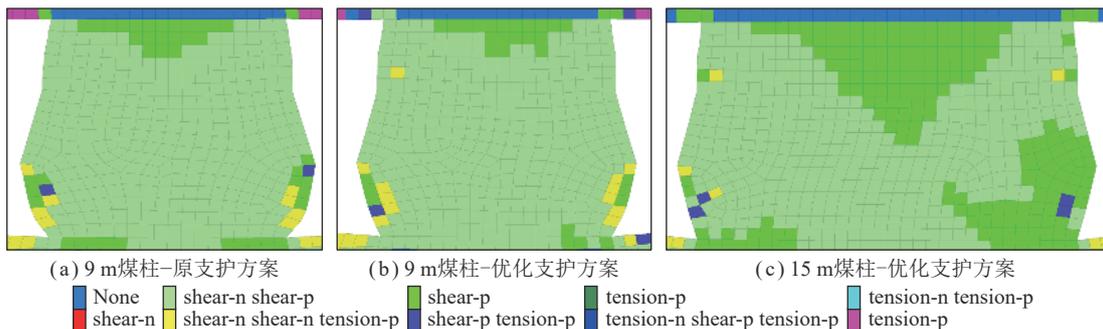


图 24 不同方案时中分层区段煤柱塑性区及变形形态

Fig.24 Plastic zone and deformation shape of coal pillar in middle stratified section under different schemes

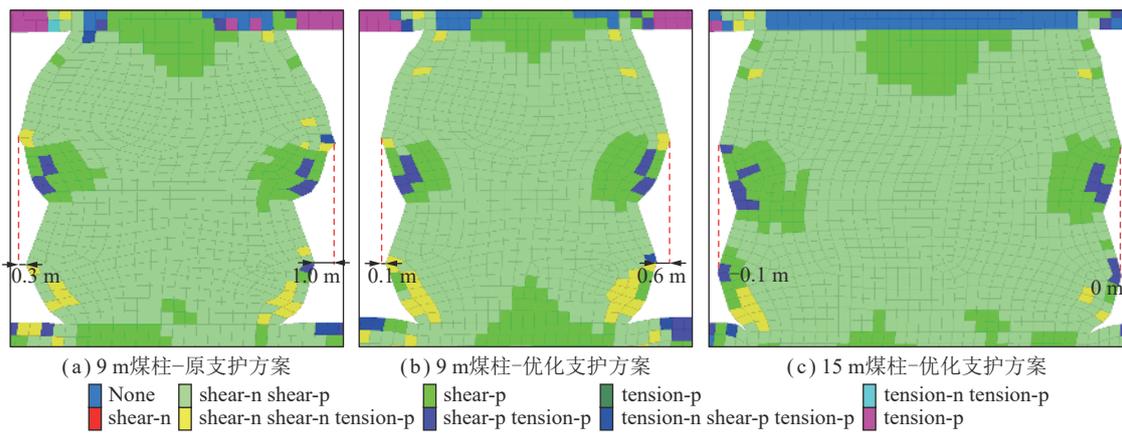


图 25 不同方案时中、底分层区段煤柱塑性区及变形形态

Fig.25 Plastic zone and deformation shape of coal pillar in the middle and bottom stratified sections under different schemes

对比分析可知,底分层煤柱变形量大于中分层煤柱;通过采用优化支护方案(对比 9 m 煤柱时原支护及优化支护方案的变形量)可使中、底分层煤柱变形量分别减小 30% 及 22%,而通过增大煤柱宽度(对比 9 m 及 15 m 煤柱都采用优化支护方案的变形量)可使中、底分层煤柱变形量分别减小 24.4% 及 22.8%,中分层煤柱变形量降幅大于底分层煤柱;通过变形率对比可知优化措施对于提升中分层煤柱的稳定性效果更好;当留设 15 m 煤柱时,相较于原方案中、底分层煤柱变形量减小 47.3% 及 39.8%,效果显著。

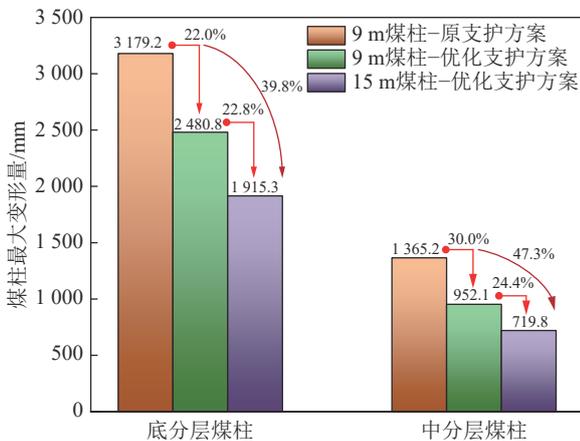


图 26 不同方案时中、底分层区段煤柱最大变形量及变化率

Fig.26 Maximum deformation amount and change rate of coal pillar in middle and bottom slicing section under different schemes

综合上述分析,对于中分层回采通过采用优化巷道及煤柱支护的措施即可有效降低围岩变形量,提高围岩稳定性,但对于底分层回采,还需进一步采取加大煤柱留设宽度的措施才能更好的保证正常回采要求。

5 工程应用

基于前述中、底分层巷道围岩控制理论及支护参

数数值模拟研究,选取老公营子煤矿 I05(8)₂ 轨道平巷进行工业试验,在原支护方案的基础上,具体实施支护措施包括:

(1) 煤柱帮支护。巷帮表面喷射厚度为 100 mm 的混凝土,然后进行锚索注浆,注浆孔在煤帮中部微斜向下打设,排距 1 600 mm,注浆孔直径 50 mm,注浆深度 4 500 mm,注浆材料为马丽散,注浆泵站压力控制在 4~5 MPa。注浆时机选择超前工作面 160 m 对巷道进行锚索注浆加固。巷帮补打锚杆,锚杆参数为 $\phi 20 \text{ mm} \times 2\ 000 \text{ mm}$,间排距 800 mm \times 1 000 mm,锚杆与巷帮表面垂直布置。并在靠近煤柱帮一侧,间隔 2 m 架设木支柱,超前支护至少 20 m,如图 27 所示。对失效锚索位置补打新的锚索。

(2) 顶板支护。对顶板喷射厚度为 80 mm 左右的 C20 混凝土层,铺设木板,替换弯曲变形的工字钢。顶板补打锚杆,锚杆参数为 $\phi 20 \text{ mm} \times 1\ 800 \text{ mm}$,间排距 800 mm \times 1 000 mm,并在靠近煤柱帮一侧,间隔 2 m 架设木支柱。

(3) 实体煤帮支护。首先对巷帮鼓帮位置进行扩帮清理,对失效锚索位置补打新的锚索,补打锚杆,锚杆参数为 $\phi 20 \text{ mm} \times 2\ 000 \text{ mm}$,间排距 800 mm \times 1 000 mm,然后对巷帮表面喷射 100 mm 左右的 C20 混凝土层。

I05(8)₂ 工作面轨道平巷通过表面喷浆、煤柱内部注浆及增加锚杆支护,巷道围岩稳定性与整体性得到明显改善,煤柱帮无鼓帮及片帮现象,巷道表面平整,支护体无脱锚失效问题,巷道试验效果如图 28 所示。

超前工作面 100 m 在 I05(8)₂ 工作面轨道平巷布置位移测点,监测结果如图 29 所示,分析巷道围岩变形量可知,两帮变形量普遍大于顶底板,煤柱帮变形量最大为 288 mm,实体煤帮变形量为 205 mm,顶底板变形量为 162 mm。从数据显示,在工作面回采期间,超前工作面 30 m 范围内巷道围岩变形量仍较大,

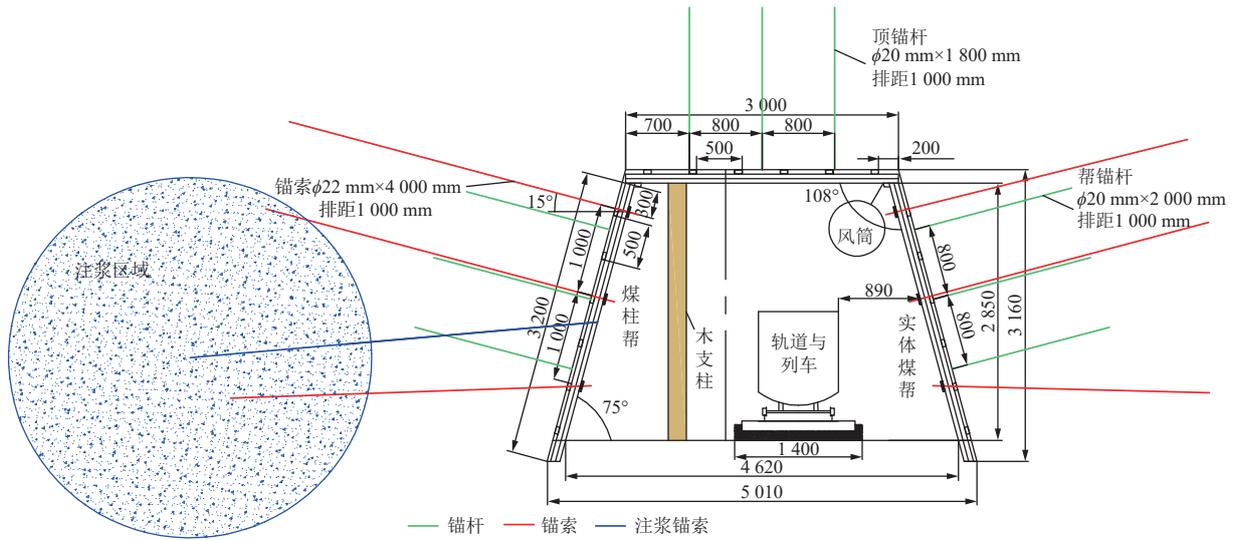


图 27 现场巷道加强支护方案

Fig.27 Site roadway reinforcement support scheme

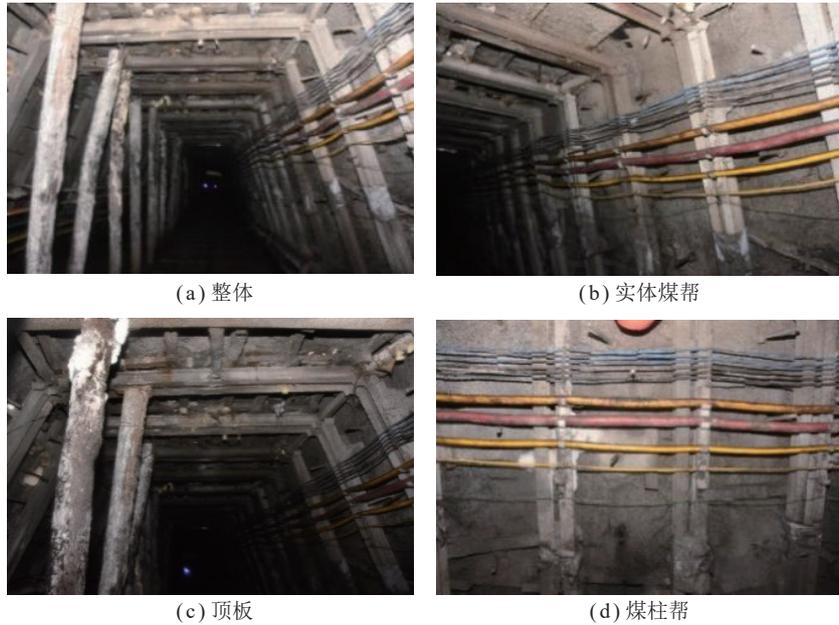


图 28 现场试验支护效果

Fig.28 Field test of support effect

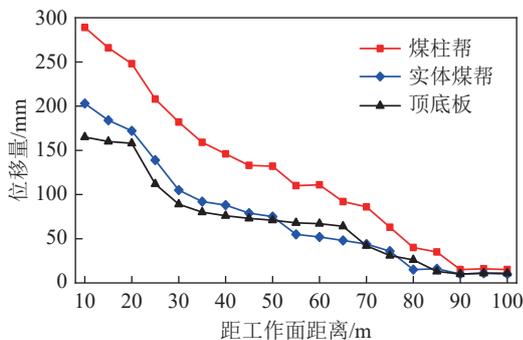


图 29 锚固加注后围岩变形曲线

Fig.29 Deformation curves of surrounding rock after anchoring and filling

但端头顶板在木支柱支护的条件下最大位移量不超过 50 mm, 巷道中部未受工作面超前支承应力的影响, 整体变形量很小, 巷道表面平整, 完全不影响工作面正常回采, 无需进行返修。

6 结 论

(1) 基于摩尔-库伦破坏强度准则得到窄煤柱平面应变的屈服准则, 结合窄煤柱垂直应力计算公式可定性分析煤柱破坏状态。

(2) 窄煤柱中部破坏程度大于两帮, 中部自顶端向下煤体破坏程度由严重向轻微发展。随着宽高比增大窄煤柱内破坏程度及严重破坏区域占比逐渐减小,

当宽高比大于1:1,窄煤柱中下部开始出现大范围的轻微破坏区,当宽高比大于5:3,轻微破坏区占比超过50%;当 $C \geq 3$ MPa,或 $\varphi \geq 20^\circ$ 时,窄煤柱两帮破坏程度转变为轻微;覆岩载荷应力对窄煤柱无围压增大效果。

(3) 工作面回采巷道一侧为窄煤柱低强度承载区,在上部高应力作用下,大范围的低应力承载区煤体向巷道位移,造成两帮持续性大变形,进而影响顶板的稳定性。

(4) 煤柱高度是中、底分层区段窄煤柱稳定的主控因素,窄煤柱宽高比增大,对高强度承载区承载强度影响程度较小,而低强度承载区承载强度增加较明显。高、低强度极限承载区占比随窄煤柱宽高比增大而增大,当宽高比 $\leq 1:1$ 时,煤柱内会存在至少25%占比的低强度极限承载区,当宽高比达到5:3左右时,煤柱内将全部为高强度极限承载区。

(5) 分层窄煤柱留设需考虑工作面两侧采空时围岩稳定性,保证煤柱内部高强度承载区范围大于煤柱宽度及高度的一半;同时提出了联合加强支护措施使煤柱内形成由浅入深的多重联合控制方案。

参考文献(References):

- [1] 戴华阳,郭俊廷,易四海,等.特厚急倾斜煤层水平分层开采岩层及地表移动机理[J].煤炭学报,2013,38(7):1109-1115.
DAI Huayang, GUO Juntao, YI Sihai, et al. The mechanism of strata and surface movements induced by extra-thick steeply inclined coal seam applied horizontal slice mining[J]. Journal of China Coal Society, 2013, 38(7): 1109-1115.
- [2] 王家臣.厚煤层开采理论与技术[M].北京:冶金工业出版社,2009.
- [3] 徐永圻.采矿学[M].徐州:中国矿业大学出版社,2003.
- [4] 李磊,柏建彪,王襄禹.综放沿空掘巷合理位置及控制技术[J].煤炭学报,2012,37(9):1564-1569.
LI Lei, BAI Jianbiao, WANG Xiangyu. Rational position and control technique of roadway driving along next goaf in fully mechanized top coal caving face[J]. Journal of China Coal Society, 2012, 37(9): 1564-1569.
- [5] 查文华,李雪,华心祝,等.基本顶断裂位置对窄煤柱护巷的影响及应用[J].煤炭学报,2014,39(S2):332-338.
ZHA Wenhua, LI Xue, HUA Xinzhu, et al. Impact and application on narrow coal pillar for roadway protecting from fracture position of upper roof[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(S2): 332-338.
- [6] 姜耀东,宋红华,马振乾,等.基于地应力反演的构造应力区沿空巷道窄煤柱宽度优化研究[J].煤炭学报,2018,43(2):319-326.
JIANG Yaodong, SONG Honghua, MA Zhenqian, et al. Optimization research on the width of narrow coal pillar along goaf tunnel in tectonic stress zone[J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43(2): 319-326.
- [7] 李术才,王雷,江贝,等.动压影响煤柱下方巷道微震特征及破坏机制[J].中国矿业大学学报,2019,48(2):247-257.
LI Shucai, WANG Lei, JIANG Bei, et al. The microseismic characteristics and failure mechanism of tunnels under coal pillars under the influence of dynamic pressure[J]. Journal of China University of Mining and Technology, 2019, 48(2): 247-257.
- [8] 张洪伟,万志军,张源,等.工作面顺序接续下综放沿空掘巷窄煤柱稳定性控制[J].煤炭学报,2021,46(4):1211-1219.
ZHANG Hongwei, WAN Zhijun, ZHANG Yuan, et al. Stability control of narrow coal Pillars in the fully-mechanized gob-side entry during sequenced top coal caving mining[J]. Journal of China Coal Society, 2021, 46(4): 1211-1219.
- [9] 彭林军,宋振骥,周光华,等.大采高综放动压巷道窄煤柱沿空掘巷围岩控制[J].煤炭科学技术,2021,49(10):34-43.
PENG Linjun, SONG Zhenqi, ZHOU Guanghua, et al. Surrounding rock control on narrow coal pillar along gob in dynamic pressure roadway with large mining height top coal caving[J]. Coal Science and Technology, 2021, 49(10): 34-43.
- [10] 赵鹏翔,李刚,李树刚,等.倾斜厚煤层沿空掘巷煤柱力学特征的尺寸效应分析[J].采矿与安全工程学报,2019,36(6):1120-1127.
ZHAO Pengxiang, LI Gang, LI Shugang, et al. Analysis of size effect of mechanical characteristics of coal Pillars gob-side entry in inclined thick coal seam[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2019, 36(6): 1120-1127.
- [11] 孟巧荣,王慧娟,王朋飞,等.深埋倾斜特厚煤层窄煤柱护巷机理与围岩控制[J].煤炭科学技术,2024,52(3):38-52.
MENG Qiaorong, WANG Huixian, WANG Pengfei, et al. Gateroad protection mechanism and surrounding rock control for gob-side entry with slender pillar in deep and inclined extra-thick coal seams[J]. Coal Science and Technology, 2024, 52(3): 38-52.
- [12] 陈正拜,李永亮,杨仁树,等.窄煤柱巷道非均匀变形机理及支护技术[J].煤炭学报,2018,43(7):1847-1857.
CHEN Zhengbai, LI Yongliang, YANG Renshu, et al. Non-uniform deformation mechanism and support technology of narrow coal pillar roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43(7): 1847-1857.
- [13] 徐青云,黄庆国,张广超.综放剧烈采动影响煤巷窄煤柱破裂失稳机理与控制技术[J].采矿与安全工程学报,2019,36(5):941-948.
XU Qingyun, HUANG Qingguo, ZHANG Guangchao. Fracture and instability mechanism and control technology of a narrow coal pillar in an entry in fully mechanized caving mining under intense effect mining[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2019, 36(5): 941-948.
- [14] 何文瑞,何富连,陈冬冬,等.坚硬厚基本顶特厚煤层综放沿空掘巷煤柱宽度与围岩控制[J].采矿与安全工程学报,2020,37(5):349-358,365.
HE Wenrui, HE Fulian, CHEN Dongdong, et al. Pillar width and surrounding rock control of gob-side roadway with mechanical

- caved mining in extra-thick coal seams under hard-thick main roof[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2020, 37(2): 349–358,365.
- [15] 孙福玉. 综放开采窄煤柱沿空掘巷围岩失稳机理与控制技术[J]. *煤炭科学技术*, 2018, 46(10): 149–154.
- SUN Fuyu. Instability mechanism and control technology of surrounding rock of gob-side entry with narrow pillar by fully-mechanized caving mining[J]. *Coal Science and Technology*, 2018, 46(10): 149–154.
- [16] FENG J W, WANG W M, WANG Z, et al. Study on the mechanism and control of strong rock pressure in thick coal seam mining under the goaf of very close multiple coal seams[J]. *Processes*, 2023, 11(5): 1320.
- [17] ZHANG Z Z, DENG M, BAI J B, et al. Stability control of gob-side entry retained under the gob with close distance coal seams[J]. *International Journal of Mining Science and Technology*, 2021, 31(2): 321–332.
- [18] SALMI E F, NAZEM M, KARAKUS M. The effect of rock mass gradual deterioration on the mechanism of post-mining subsidence over shallow abandoned coal mines[J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2017, 91: 59–71.
- [19] 刘家成. 厚煤层分层开采巷道布置与支护研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2016.
- LIU Jiacheng. Study on roadway layout and support in thick coal seam slicing mining[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2016.
- [20] 朱斯陶, 马玉镇, 姜福兴, 等. 特厚煤层分层开采底煤整体滑移失稳型冲击地压发生机理研究[J]. *采矿与安全工程学报*, 2021, 38(1): 31–40.
- ZHU Sitao, MA Yuzhen, JIANG Fuxing, et al. Mechanism of rock burst in the bottom coal seam of super high seam with overall slippage and instability[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2021, 38(1): 31–40.
- [21] 郝登云, 吴拥政, 陈海俊, 等. 采空区下近距离特厚煤层回采巷道失稳机理及其控制[J]. *煤炭学报*, 2019, 44(9): 2682–2690.
- HAO Dengyun, WU Yongzheng, CHEN Haijun, et al. Instability mechanism and prevention technology of roadway in close distance and extra thick coal seam under goaf[J]. *Journal of China Coal Society*, 2019, 44(9): 2682–2690.
- [22] 赵浩亮, 王嵩, 张智强, 等. 特厚煤层底分层双柔模墙留巷围岩运移及支护优化[J]. *采矿与岩层控制工程学报*, 2022, 4(5): 58–67.
- ZHAO Haoliang, WANG Song, ZHANG Zhiqiang, et al. Surrounding rock movement of layered double flexible formwork wall retaining roadway under extra thickness coal seam and support optimization[J]. *Journal of Mining and Strata Control Engineering*, 2022, 4(5): 58–67.
- [23] 王志强, 武超, 罗健侨, 等. 特厚煤层巨厚顶板分层综采工作面区段煤柱失稳机理及控制[J]. *煤炭学报*, 2021, 46(12): 3756–3770.
- WANG Zhiqiang, WU Chao, LUO Jianqiao, et al. Instability mechanism and control of section coal pillar in fully mechanized mining face with super thick roof and extra thick seam[J]. *Journal of China Coal Society*, 2021, 46(12): 3756–3770.
- [24] WANG Z Q, WU C, LUO J Q, et al. Research on stress analysis and control of surrounding rock of trapezoidal roadways based on complex variable theory[J]. *Shock and Vibration*, 2021: 6381785.
- [25] 徐芝纶. 弹性力学-上册[M]. 5 版. 北京: 高等教育出版社, 2016.
- [26] 吕玺琳. 岩土弹塑性力学[M]. 2 版. 北京: 机械工业出版社, 2024.
- [27] 顿志林, 高家美. 弹性力学及其在岩土工程中的应用[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2003.
- [28] 陈惠发, A. F. 萨里普. 弹性与塑性力学[M]. 北京: 中国建筑工业出版社, 2004.