



DOI:10.12404/j.issn.1671-1815.2403908

引用格式:张陶香,涂敏,赵庆冲,等.沿空巷道侧向结构切顶卸压高度研究[J].科学技术与工程,2025,25(12):4938-4946.

Zhang Taoxiang, Tu Min, Zhao Qingchong, et al. Pressure relief height of roof cutting and relieving along the lateral structure of empty roadway[J]. Science Technology and Engineering, 2025, 25(12): 4938-4946.

矿冶工程

沿空巷道侧向结构切顶卸压高度研究

张陶香,涂敏*,赵庆冲,党嘉鑫

(安徽理工大学煤矿安全高效开采省部共建教育部重点实验室,淮南 232001)

摘要 煤层回采过程中易造成顶板悬露面积大、垮落步距长,影响巷道围岩破坏形态及支护体劣化失效等问题。针对泊江海子矿 113105 工作面厚硬顶板赋存及沿空掘巷窄煤柱失稳问题,采用切顶卸压是有效解决顶板悬顶问题的一种有效途径,其关键参数的设计对于卸压效果有着重要的影响。为探究不同切顶卸压高度对沿空掘巷窄煤柱上方顶板应力演化规律的影响,采用理论分析、数值模拟与现场观测相结合的手段对巷道侧向切顶效果进行研究。基于砌体梁的滑落和回转变形稳定性理论构建不同切顶高度下煤柱顶板力学模型,得出不同切顶高度后煤柱承载应力分布方程。运用 FLAC3D 软件模拟不同切顶高度条件下煤柱顶板应力分布及位移演化特征。模拟结果显示:在顶板实施切顶技术后形成的切缝面有效阻断了应力的传播路径,巷道两侧煤体内的垂直应力峰值有所降低,伴随切顶高度增加其卸压的效果逐步增加,当切顶高度达到 19 m 时,煤柱顶板应力下降 17.22 MPa,卸压率为 43.4%。煤柱顶板位移量随切顶高度增加逐渐减少,减少速率逐渐降低。现场试验表明,依照所设计的切顶高度,围岩应力明显降低,巷道变形程度满足正常开采需求。

关键词 切顶卸压;煤柱失稳;切顶高度;厚硬顶板;砌体梁

中图分类号 TD322; 文献标志码 A

Pressure Relief Height of Roof Cutting and Relieving along the Lateral Structure of Empty Roadway

ZHANG Tao-xiang, TU Min*, ZHAO Qing-chong, DANG Jia-xin

(Key Laboratory of Safe and Effective Coal Mining Ministry of Education, Anhui University of Science and Technology, Huainan 232001, China)

[Abstract] In the process of coal seam mining, it is easy to cause problems such as large roof overhang area and long collapse step, which affects the failure form of the surrounding rock of the roadway and the deterioration and failure of the supporting body. In view of the occurrence of thick and hard roofs in the 113105 working face of the Bojiang Haizi Mine and the instability of the narrow coal pillars along the empty roadway, the use of roof cutting and pressure relief is an effective way to effectively solve the problem of roof overhang, and the design of its key parameters has an important impact on the pressure relief effect. In order to explore the influence of different roof cutting pressure relief heights on the roof stress evolution law above the narrow coal pillar along the empty roadway, the effect of lateral roof cutting of roadway was studied by combining theoretical analysis, numerical simulation and field observation. Based on the slip-revolve stability theory of masonry beams, the mechanical model of the roof of the coal pillar under different roof cutting heights was constructed, and the bearing stress distribution equation of the coal pillar after different roof cutting heights was obtained. FLAC3D software was used to simulate the stress distribution and displacement evolution characteristics of the coal pillar roof under different roof cutting heights. The simulation results show that the slitting surface formed after the implementation of roof cutting technology effectively blocks the stress propagation path, and the vertical stress peak value in the coal body on both sides of the roadway decreases, and the pressure relief effect gradually increases with the increase of the roof cutting height, when the roof cutting height reaches 19 m, the stress of the coal pillar roof decreases by 17.22 MPa, and the pressure relief rate is 43.4%. The displacement of the roof of the coal pillar gradually decreases with the increase of the roof cutting height, and the reduction rate gradually decreases. The field test shows that according to the designed roof cutting height, the stress of the surrounding rock is significantly reduced, and

收稿日期:2024-05-27; 修订日期:2025-02-05

基金项目:国家自然科学基金面上项目(52074008,52074007)

第一作者:张陶香(1998—),男,汉族,安徽合肥人,硕士研究生。研究方向:矿山压力与岩层控制。E-mail:1260896992@qq.com。

*通信作者:涂敏(1964—),男,汉族,安徽六安人,博士,教授,博士研究生导师。研究方向:矿山压力与岩层控制。E-mail:mtu@aust.edu.cn。

投稿网址:www.stae.com.cn

the deformation degree of the roadway meets the normal mining requirements.

[**Keywords**] top cutting and pressure relief; the pillar of coal is unstable; cut top height; thick hard top plate; masonry beams

切顶卸压技术是厚硬顶板条件下煤层开采工况的常用的顶板处理措施^[1],其通过切落工作面的长悬臂梁,解决巷道及支护结构长期处于高应力高扰动状态的问题,最大程度上提高巷道的稳定性^[2-5]。而切顶参数的设计合理性对采空区顶板垮落效果、巷道围岩应力集中程度等具有明显影响^[6-7]。

近年来,学者们对厚硬岩层切顶卸压展开了大量研究。何满潮等^[8]提出了“短臂梁支护”及“切顶卸压新工艺”,在保持传统沿空留巷优势的基础上,降低留巷围岩的应力。张子健等^[9]分析了切顶高度变化对窄煤柱变形及围岩稳定性的作用机理,发现切顶高度与窄煤柱变形量呈负相关,切顶高度的增加,有效抑制煤柱的变形量。赵义等^[10]采用理论分析和现场实践的方法研究停采线切顶卸压护巷的机理,得出切顶卸压技术在工作面前方形形成弱化区域对阻断顶板与巷道间的应力传递有重要作用。王文杰^[11]针对深部采空侧巷道变形问题,设计不同的切顶卸压方案并进行数值模拟对比,分析出合理切顶高度和角度有效减小了保护煤柱支承压力和巷道变形。曹其嘉等^[12]建立浅孔爆破切顶卸压沿空留巷力学模型,分析厚硬顶板断裂产生的弱面与合理切顶卸压参数的关系。闫小滨^[13]基于预裂爆破切顶卸压技术原理,缩短了采空区悬臂梁长度,减小了煤柱承载的顶板压力。朱文庆等^[14]根据极限平衡理论及半平面解法推导影响应力降低区内的超前支承压压力峰值位置的关键因素。采用终采线处进行深孔爆破切顶方法,实现破坏超前支承压力的传递路径的目的。张金贵等^[15]采用理论分析计算了边界留设煤柱承载强度与稳定性系数,通过数值模拟分析得出切顶卸压后工作面二次采动过程,煤柱能有效支撑侧向应力和上覆岩层重量的叠加影响。王方田等^[16]通过构建切顶前后沿空留巷顶板力学结构模型,推导工作面超前支承压压力范围内切顶前后巷道的顶板下沉量方程。张东升等^[17-18]采用相似材料模拟试验方法划分出4种沿空留巷老顶破断结构,分析了关键块体的超前断裂位置对煤柱稳定性的影响规律,并针对性地提出了稳定措施。赵一鸣等^[19]针对深埋巷道采空侧顶板长悬臂导致的围岩应力劣化难题,基于树脂模型和现场试验相结合的方法,研究了采空侧悬臂长度和围岩应力分布特征的关系,确定有利于围岩稳定的悬臂梁合理长度,提出了采空侧顶板结构破断卸压改善围岩稳定性的控制技术。文献[20-21]提出利用定向水压力改变岩体应力状态切断悬梁结构的

控制思路,建立岩体力学模型确定水压力参数。文献[22-23]研究表明,爆破切顶技术切落坚硬顶板岩层存在的悬顶结构,可减少动力灾害的发生的频率,系统介绍了合理爆破参数对开采条件的影响(如炮眼布点、炸药装载量等),同时探讨爆破切顶的主要优势。

综上所述,厚硬顶板工作面在沿空掘巷侧形成长悬臂,侧向应力集中系数增高加剧煤柱破坏,通过切顶可减小悬臂梁长度优化煤柱所处应力空间。据此,以泊江海子113105工作面侧向长悬臂顶板结构为研究对象,通过理论分析,数值模拟,现场实践相结合的方法,分析不同切顶高度下煤柱顶板应力与位移的变化情况,为此类地质条件下切顶卸压提供理论与技术指导。

1 研究背景

泊江海子矿113105采煤面是以3-1煤为开采主体,其平均厚度为4.6 m,煤层的倾斜平均角度为3°,煤层埋藏深度670 m,工作面倾向长度为210 m,其中113105工作面与113106工作面间留设宽度9.8 m的保护煤柱,采煤方法为后退式走向长壁采煤法。

该工作面顶板主要以砂岩和砾岩为主,巷道掘进期间矿压显现剧烈,各岩层性质如图1所示。由于113106工作面厚硬顶板在开采过程中出现了横向长悬臂现象,煤柱由于承受支撑侧向应力和上覆岩层重量的叠加影响,造成113105工作面回风巷道变形严重。对长悬臂梁进行切顶卸压,可以在工作面前方形形成弱化区域有效阻断上层应力传播,优化煤柱所处的应力空间从而缓解巷道变形。113105工作面概况如图2所示,巷道设计尺寸为5.2 m × 3.6 m。

2 不同切顶高度下煤柱顶板力学分析

2.1 切顶后沿空巷道围岩特性分析

根据沿空掘巷受力构造分析,当上区段工作面从开切眼进行回采至出现初次来压后,基本顶呈现“O-X”状态,随工作面不断向前回采,基本顶周期性破断,最终出现“弧三角板”,造成沿空巷道窄煤柱失稳、片帮、底鼓及顶板下沉。切顶卸压就是采用深孔预裂爆破技术,利于爆破裂缝在巷道上部和采空区上方厚硬顶板之间形成结构弱面,切断顶板之间载荷传播途径,削弱采空侧上方厚硬顶板持续断裂回转产生的附加载荷对煤柱侧的影响,使煤柱上垂直压力峰值降低并向深部移动。随着切顶高度

的增加,上覆岩层组合悬臂梁结构不断叠加与切顶高度保持一致,如图3所示。

岩性柱状	岩石名称	厚度/m	岩性描述
	中粗砂岩	82.5	中粗砂岩: 灰白色, 巨厚层状, 以中粗砂岩为主, 局部变为细砂岩; 岩层主要以石英长石为主
	砾岩	29.0	砾岩: 杂色, 巨厚层状; 以石英岩、花岗岩、片麻岩为主, 砾石分选性差, 泥质胶结, 岩层厚度由北向南呈规律性递减
	砂质泥岩	5.0	砂质泥岩: 深灰色, 厚层状, 局部发育一层0-0.85 m厚的煤线
	细砂岩	7.8	细砂岩: 灰白色, 厚层状, 含少量云母及植物碎片, 岩层为厚层状, 泥质胶结, 遇水易松软
	砂质泥岩/中砂岩	4.12	砂质泥岩/中砂岩: 灰色, 以中砂岩为主, 局部发育薄层煤线
	泥岩	0.82	泥岩: 深灰-灰黑色, 片状, 以泥岩为主, 内生薄层煤线
	3-1煤	4.6	3-1煤: 黑色, 块状, 煤层结构简单-复杂, 夹矸0-1层, 局部2层, 在煤层上部及中部发育, 单层厚0.1-0.7 m, 夹矸岩性多为泥岩; 煤层纵向裂隙发育, 偶见黄铁矿
	砂质泥岩/粗砂岩	12.9	砂质泥岩/粗砂岩: 灰色, 以砂质泥岩为主; 岩石波状纹理发育, 内夹丝碳线理和薄层煤线

图1 工作面柱状示意图

Fig. 1 Schematic diagram of the working face column

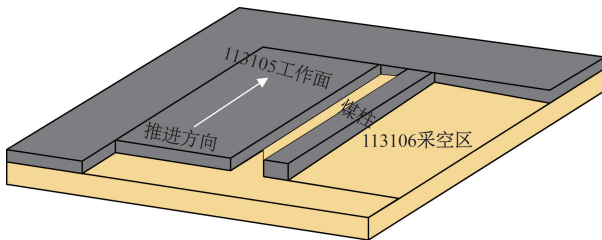


图2 113105 工作面概况

Fig. 2 113105 face profile

2.2 切顶后沿空巷道窄煤柱顶板力学分析

在此砌体梁结构中视煤柱直接顶上方至切顶高度断裂处组合叠加形成完整岩块 $B_i (i = 1, 2, \dots)$ 和岩块 $C_i (i = 1, 2, \dots)$, 随着切顶高度的增加组合岩块也随之叠加至相同高度, 如图3所示。建立切顶后基本顶断裂于煤柱上方且形成“砌体梁”结构时力学简化模型^[24], 如图4所示。

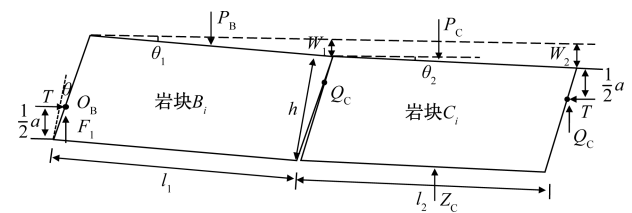
在图4中取 O_B 和 O_C 处弯矩等于0。一般认为岩块断裂条件基本一致, 因此可假设 $l_1 = l_2 = l$, 则可推导出铰接处竖向摩擦力 Q_C 的计算公式为

$$Q_C = \frac{1}{2} \left[\frac{(W_2 - W_1)(P_B + P_C - Z_C)}{h + W_2 - 2W_1 - a} + P_C - Z_C \right] \quad (1)$$

由关键岩块回转后的接触几何关系可知, 块体接触应是等高的, 因此, 岩块间接触面高度 a 的表达式为

$$2a = h - W_1 \quad (2)$$

由全结构计算得到的位移规律 θ_2 约等于 $\frac{\theta_1}{4}$, 结合几何关系可得 $W_2 = \frac{5W_1}{4}$ 。依据全砌体梁结构计算,



θ_1, θ_2 分别为组合岩块 B_i 和岩块 C_i 的回转角度; a 为岩块间接触面高度, m; l_1, l_2 分别为组合岩块 B_i 和岩块 C_i 长度, m; W_1, W_2 分别为组合岩块 B_i 和岩块 C_i 在采空区的下沉量, mm; h 为切顶高度, m; Q_C 铰接处竖向摩擦力, kN/m; P_B, P_C 分别为力学模型中关键岩块 B_i 和 C_i 承受的外部荷载和自身重力之和, kN/m; Z_C 为采空区对岩块 C_i 的支撑力, kN/m

图4 砌体梁结构运动形态与受力

Fig. 4 Movement form and force of masonry beam structure

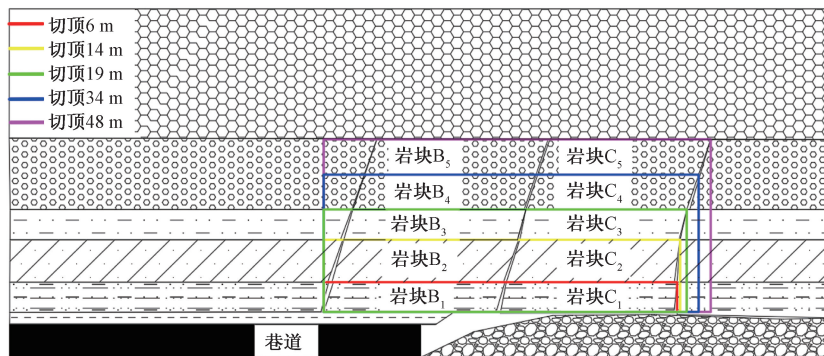


图3 沿空掘巷不同高度切顶后覆岩结构示意图

Fig. 3 Schematic diagram of overlying rock structure after roof cutting at different heights along the empty roadway

近似认为 $Z_c = P_c$ 。则铰接处竖向摩擦力 Q_c 的表达式可化简为

$$Q_c = \frac{l \sin \theta_1}{4h - 2l \sin \theta_1} P_B \quad (3)$$

通过对煤柱受力状态分析^[25], 得出组合岩块长度与高度的关系式为

$$l = h \tan(\theta) + c \quad (4)$$

式(4)中: θ 为切顶角度; c 为有效承载作用点距悬臂梁断裂点的距离, m。

根据图 4 中几何关系, 垂直方向力平衡, 则有

$$F_1 = \frac{4h - 3[h \tan(\theta) + c] \sin \theta_1}{4h - 2[h \tan(\theta) + c] \sin \theta_1} P_B \quad (5)$$

式(5)中: F_1 为断裂岩块作用在煤柱上的力。

对顶板断裂结构分析, 可得断裂岩块作用在煤柱上的力 F_1 , 为计算简便视载荷均匀作用于煤柱, 进一步解析出顶板断裂岩块作用于煤柱的荷载 P_1 , 可表示为

$$P_1 = \frac{4h - 3 \sin \theta_1 [h \tan(\theta) + c]}{b \{4h - 2 \sin \theta_1 [h \tan(\theta) + c]\}} P_B \quad (6)$$

113105 工作面回风巷道不仅承受顶板断裂岩块作用与煤柱上的载荷, 同时还承受工作面采动影响下传递到煤柱的载荷 P_0 。

$$P_0 = (k - 1) b \gamma H \quad (7)$$

式中: k 为采动应力集中系数; γ 为上覆岩层平均重度, kN/m; H 为开采深度, m; b 为煤柱宽度, m。

煤柱承担的总荷载 P 由顶板断裂岩块作用在煤柱的荷载 P_1 和工作面传递到煤柱的荷载 P_0 共同组成, 可表示为

$$P = \frac{4h - 3 \sin \theta_1 [h \tan(\theta) + c]}{b \{4h - 2 \sin \theta_1 [h \tan(\theta) + c]\}} P_B + (k - 1) b \gamma H \quad (8)$$

由式(8)可知, 切顶悬臂梁破断后煤柱所承受的荷载主要取决于切顶的高度、开采高度以及上覆岩层平均重度、外部载荷等因素。为探究切顶高度对煤柱顶板位移及应力演化规律的影响, 采用数值模拟的方式深入分析。

3 不同切顶高度下巷道受力变形特征分析

3.1 数值模拟的建立

为研究不同高度爆破切顶前后工作面巷道变形受力特征, 采用 FLAC3D 数值模拟软件建立数值模型, 对不同高度切顶前后采场顶板的应力分布情况进行模拟。模型尺寸为 305 m × 300 m × 214 m, 模型网格细化为 1 m, 在煤层周边进行局部加密, 数值模拟模型如图 5 所示。模型考虑重力 $g = 10 \text{ m/s}^2$,

侧压系数 $\lambda = 1.3$, 根据煤层埋深 670 m, 在采场上方岩层施加 16.7 MPa 的补偿荷载。为研究不同切顶高度对煤柱顶板的影响, 结合现场实际情况以岩层高度为标准划分, 切顶高度分别为 6、14、19、34、48 m。各岩层力学参数如表 1 所示。

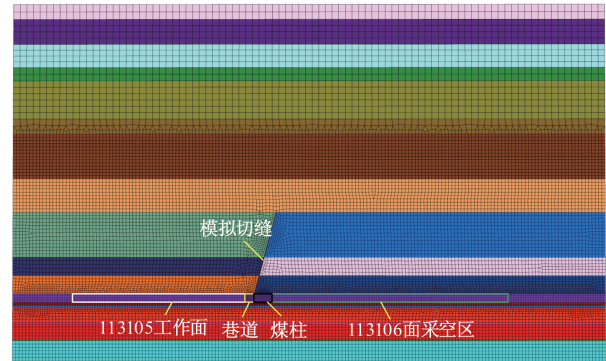


图 5 数值模拟模型

Fig. 5 Numerical simulation model

表 1 岩层力学参数

Table 1 Mechanical parameters of rock formations

岩性	密度/ ($\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$)	弹性模 量/GPa	黏聚力/ MPa	抗拉强度/ MPa
粗砂岩	2 675	18.90	2.60	2.34
砾岩	2 683	10.80	0.80	0.68
砂质泥岩	2 513	17.80	1.41	1.35
中砂岩	2 674	27.20	2.21	2.50
3-1 煤	1 385	2.30	1.20	0.38
粉砂岩	2 589	7.54	4.70	1.17
细砂岩	2 545	26.20	3.60	0.90

3.2 不同切顶高度煤柱顶板垂直应力分布

对不同切顶高度模拟分析可知, 巷道侧向未切顶时的垂直方向应力云图如图 6(a) 所示。煤柱所处空间应力集中程度较高。说明在工作面回采结束后, 煤柱上方顶板岩层形成悬顶结构, 高位岩层载荷通过悬顶结构转移到实体煤侧和煤柱侧, 导致巷道两帮均出现较高的应力集中区。由于煤柱处在采动应力和侧向压力叠加区, 其受力程度远大于实体煤侧, 在这种情况下不仅使巷道的支护难度增大, 同时也很难保持其稳定性。由图 6 可知, 随着切顶高度的增加, 煤柱所处空间应力集中程度逐渐削弱。说明由于切缝的存在, 巷道右侧的长悬臂梁已经被完全切断, 从而更好的抑制其应力传递效果。此外, 在切缝的作用下更好地优化了煤柱所处应力空间, 使得巷道围岩的整体稳定性和抗剪程度得到提升。当切顶卸压高度达到 19 m 时煤柱顶板应力下降 17.22 MPa, 卸压率为 43.4%, 煤柱应力集中程度明显削弱。继续增大切顶高度后, 煤柱顶板应力下降程度未得到有效提升。

不同切顶高度下煤柱内的塑性破坏区分布特征图 7 所示。煤柱的破坏形式均为倒 V 形共轭破坏,随着切顶高度的增加,煤柱区域的弹性核区面积逐渐增大。切顶高度为 6 m 时,煤柱弹性核有效区中部出现“细条型”弹性核区,宽度为 1.2 m,占煤柱宽度的 12%,煤柱内存在较小的残余强度支撑围岩;切顶高度增加至 14 m 时,煤柱内的弹性单元体数量开始大幅增加,弹性核区宽度为 3 m,占煤柱宽度的 30%,煤柱承载能力明显提高;切顶高度继续增加至 19 m 时,煤柱内部的弹性核区宽度增加至 4.5 m,占煤柱宽度的 45%,煤柱承载能力较大,有利于巷道围岩稳定性控制。切顶高度继续增加至 48 m 时,煤柱内部的弹性核区宽度增加至 4.8 m,煤柱承载能力提升效果不明显。说明切顶卸压有效切断了煤柱与顶板应力传递,

增大巷道的稳定性,切顶高度增加有效提升了煤柱承载能力,但切顶高度达到 19 m 后煤柱承载能力提升效果不够明显,考虑到切顶高度越大,装药量越多,施工难度越大,综合对比选择切顶高度 19 m 最为合理。

3.3 不同切顶高度下采空区充填效果分析

进一步运用 3DEC 模拟软件模拟分析切顶后采空区充填状态。如图 8 所示,伴随切顶高度的增大采空区矸石填充效果越充实。当切顶高度增加至 19 m 以上时,采空区垮落岩体充填效果维持稳定。表明当切顶高度增加到 19 m 时,采空区的充填空间已经趋于饱和状态。

结合图 9 可知,未切顶时,煤柱内垂直应力峰值为 39.62 MPa。切顶高度 6 m 时,煤柱内垂直应力峰值为 35.06 MPa,此时煤柱大部分发生塑性破坏,

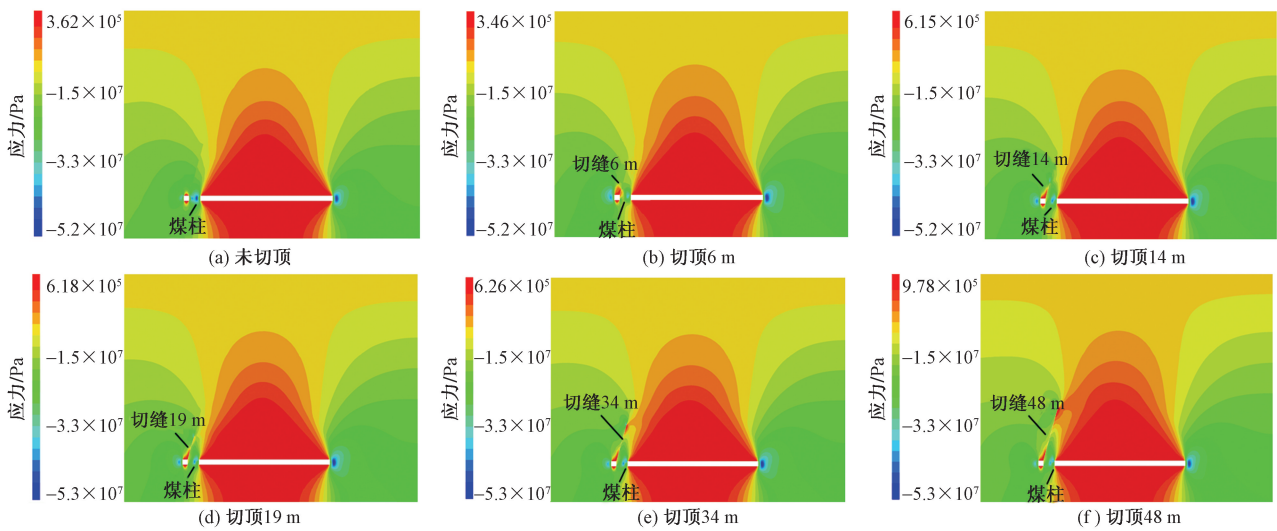


图 6 不同切顶高度顶板垂直应力云图

Fig. 6 Vertical stress contours of the roof at different roof cutting heights

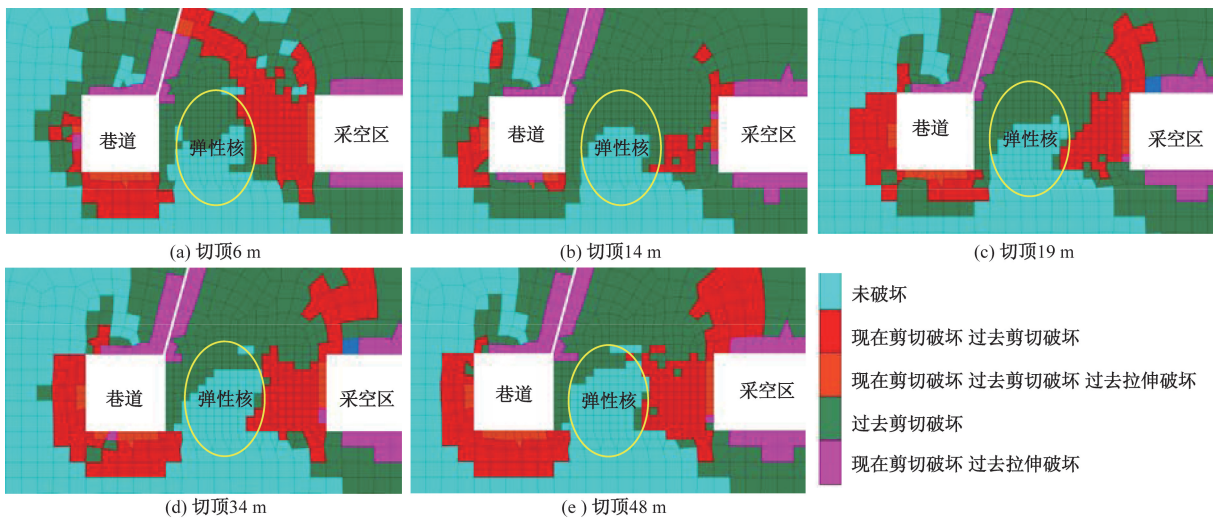


图 7 不同切顶高度煤柱塑性区分析

Fig. 7 Analysis of the plastic zone of coal pillars at different roof cutting heights

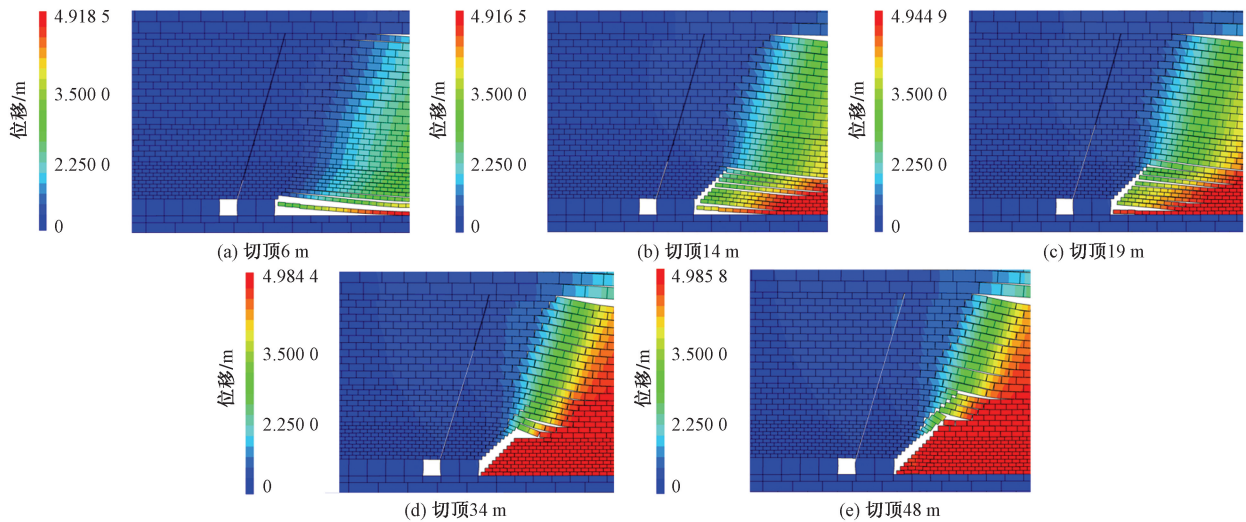


图8 不同切顶高度下采空区填充效果

Fig. 8 Goaf filling effect under different roof cutting heights

煤柱具有承载能力较差,表明切顶 6 m 之前未有效切断采空区上位顶板坚硬岩层与煤柱上方岩层的应力传递。当切顶高度 14 m 时,煤柱内垂直应力峰值为 27.56 MPa,窄煤柱内垂直应力峰值减少了 30.43%,垂直应力集中程度明显减小,说明切顶高度达到 14 m 后,成功切断采空区上位顶板坚硬岩层与煤柱上方岩层的应力传递,但采空区垮落矸石数量无法有效填充采空区,造成充填岩体与上覆岩层之间存在离层区,同时充填体未被有效压实导致采空区垮落矸石之间存在较大孔隙度,从而使顶板和充填岩体之间无法构建良好的支撑体系,切顶效果未达到理想状态。当切顶高度 19 m 时,煤柱内垂直应力峰值为 22.4 MPa,窄煤柱内垂直应力峰值减少了 43.4%,随着岩体切落范围的扩大,有效抑制了上部岩层的破断、旋转和下沉。同时切顶高度的增加有利于采空区冒落矸石建立稳固的支撑结构,从而和顶板共同构建良好的支撑体系,对巷道围岩变形起到更好的支护作用。减小覆岩层连续破断对巷道稳定性的影响,优化了煤柱侧所处的应力空间,有效减少巷道顶板岩层中气体和粉尘的释放提高巷道的安全性。切顶高度达到 34 m 和 48 m 时,此时煤柱内垂直应力峰值分别为 21.2 MPa 和 20.78 MPa,窄煤柱内垂直应力峰值减少了 46.4% 和 47.55%,说明采空区垮落岩体的填充效果随着顶高度的增加而增加,当切顶高度达到一定程度,采空区垮落岩石的填充效果随着切顶高度的增加而减少,同时巷道侧向顶板组合悬臂梁高度相应增加,煤柱顶板所承受的应力增加。当采用切顶高度 34 m 和 48 m 方案时发现窄煤柱内垂直应力峰值降低较少,巷道围岩的卸压效果不够显著,考虑到切顶高度越大,经济效益越低,施工难度越大,综合

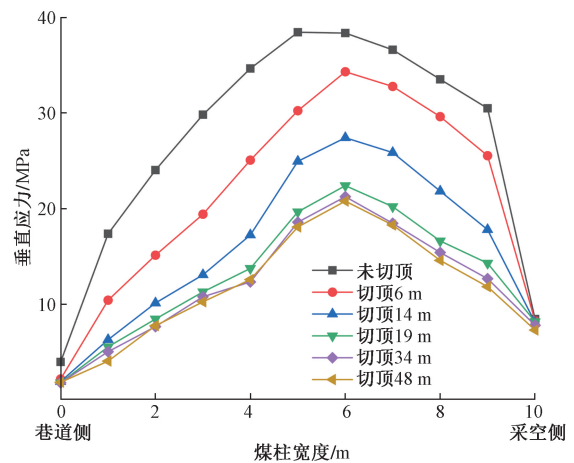


图9 不同切顶高度下煤柱顶板应力演化

Fig. 9 Stress evolution of coal pillar roof under different roof cutting heights

对比选择切顶高度 19 m 方案最为合理。

3.4 不同切顶高度顶板变形特征

由图 10 可知,切顶高度低于 6 m 时,煤柱顶板变形量降幅缓慢。主要原因在于切顶未能有效破坏采空区厚硬顶板的完整性,导致上覆岩层载荷仍可以向 113105 工作面传递,煤柱所处应力空间未得到有效改善,切顶卸压效果未达到预期目标。切顶高度从 6 m 增加到 19 m 时,煤柱顶板最大变形量降幅效果显著。这表明切顶缝有效阻断了上覆岩层的应力传播路线,随着切顶高度增加采空区垮落岩体和顶板共同构建的支护体系进一步强化,煤柱内的弹性区间扩大,巷道的稳定性提升。当切顶高度增加到 19 m 以上时,由于采空区充填空间达到饱和状态,同时顶板悬顶面积的增大使得煤柱顶板的承载也增加,因此该切顶高度下卸压效果不明显,煤柱顶板位移量无明显变化。

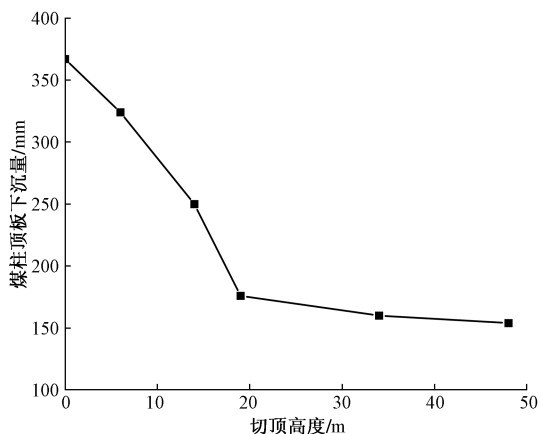


图 10 煤柱顶板最大下沉量

Fig. 10 The maximum subsidence of the coal pillar roof

由图 11 可知, 巷道顶板变形量由于不同切顶高度的影响存在明显的差异。未切顶时煤柱顶板最大变形量为 580.6 mm。当以高度 6 m 切顶后, 巷道顶板最大变形量为 538.8 mm, 比未切顶前降低 7.19%, 顶板下沉量减幅程度较低未达到预期目标。当以高度 14 m 切顶后, 巷道顶板最大变形量为 464.4 mm, 比未切顶前降低 19.97%。当以高度 19 m 切顶后, 巷道顶板最大变形量为 363.3 mm, 比未切顶前降低 37.4%, 巷道顶板下沉量降幅显著。分别以高度 34 m 和 48 m 切顶后, 巷道顶板最大变形量为 338.7 mm 和 323.4 mm, 比未切顶前降低 41.6% 和 42.2%, 巷道顶板下沉量趋于稳定, 切顶卸压效果被进一步削弱。由上可以分析出, 切顶高度 6 m 时, 切顶未有效切断顶板上方岩层的应力传递。切顶高度 14 m 时, 切顶有利于工作面采空区顶板下沉增加顶板垮落范围, 促进了矸石对顶板的承载效应。切顶高度 19 m 时, 切断采空区上位顶板坚硬岩层与煤柱上方岩层的应力传递, 将长悬臂梁切断为短悬臂梁有利于优化煤柱所处应力环境, 加强巷道的稳定性。切顶高度 34 m 和 48 m 时, 由于采空区充填空间达到饱和, 同时顶板悬顶面积的增大使得煤柱顶板的承载也增加, 因此该切顶高度下巷道顶板下沉量趋于稳定。

4 工程实践

4.1 现场切顶方案

现场切顶方案确定为: 切顶角度为 75° , 切顶高度确定为切顶至砾岩层(平均切顶高度 19 m)。对 113105 工作面巷道右侧采空区侧向悬顶进行预裂爆破, 设置孔间距为 0.8 m, 设置炮孔距煤柱煤壁 100~400 mm, 现场布置如图 12 所示。

4.2 不同切顶高度下巷道变形对比

切顶高度 14 m 后, 巷道围岩变形得到缓解, 选

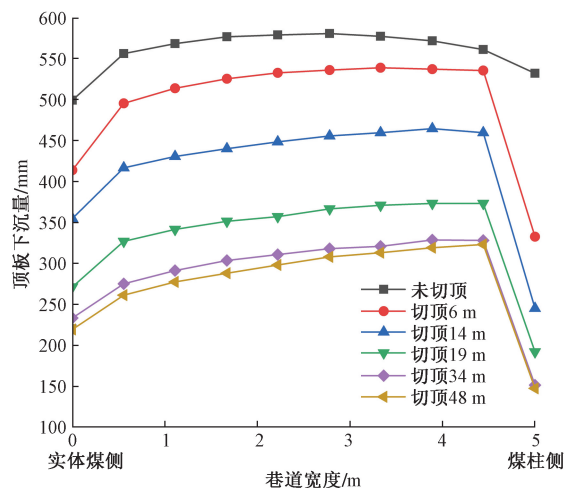


图 11 巷道顶板最大下沉量

Fig. 11 The maximum amount of subsidence of the roadway roof



(a) 切顶角度确定

(b) 切顶高度确定

图 12 切顶现场布置

Fig. 12 Topping site arrangement

取切顶段下 200 m 巷道以每 10 m 距离布置监测点(共 21 个测点), 得出该巷道内受采动影响产生的顶板下沉量和两帮移近量的监测数据。切顶高度 14 m 后巷道变形量如图 13 所示。

由图 13 可知, 在切顶高度 14 m 时, 巷道两帮移近量单点测点最小值为 540 mm, 最大值 1 520 mm, 平均移近量为 1 065 mm。巷道顶板下沉量单点测点最小值为 310 mm, 最大值为 1 100 mm, 平均移近量为 790 mm。

切顶高度 19 m 后, 巷道围岩完整性得到有效保护, 选取切顶段下 220 m 巷道以每 10 m 距离布置监测点(共 23 个测点), 得出该巷道内受采动影响产生的顶板下沉量和两帮移近量的监测数据。切顶高度 19 m 后巷道单点测点数据变化如图 14 所示。

由图 14 可知, 切顶高度 19 m 情况下, 巷道顶板下沉量最大值为 880 mm, 其平均移近量 408 mm 对比于切顶高度 14 m 后的巷道平均移近量减小了 382 mm。两帮移近量最大值为 1 160 mm, 平均移近

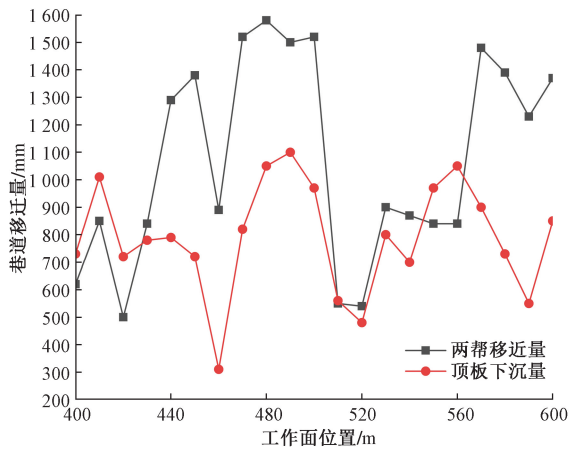


图 13 切顶高度 14 m 后巷道变形量

Fig. 13 Deformation of the roadway after the roof height is 14 m

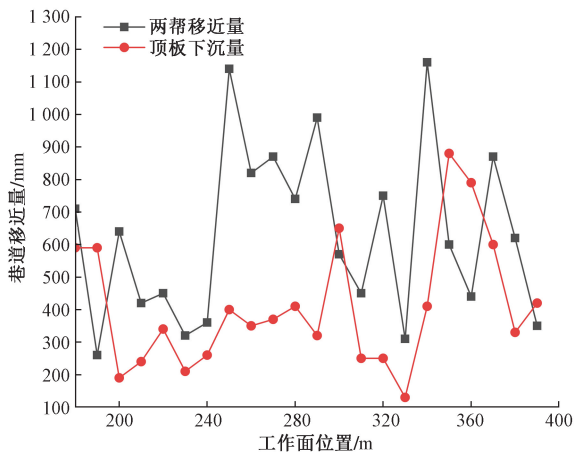


图 14 顶高度 19 m 后巷道变形量

Fig. 14 Deformation of the roadway after the roof height is 19 m

量 629 mm 与切顶高度 14 m 后的巷道平均移近量相比下降了 411 mm。巷道围岩变形被进一步的有效缓解、巷道完整性得到更好的保护。

5 结论

(1) 基于砌体梁的 S-R 稳定性理论, 构建不同切顶高度下砌体梁结构模型, 推导出不同切顶高度下煤柱应力分布解析式。

(2) 数值模拟结果表明, 随着切顶高度的增加, 煤柱应力降低速率随切顶高度增加逐渐削弱, 在切顶高度 19 m 后煤柱应力趋于稳定。当切顶高度达到 19 m 时煤柱顶板应力下降 17.22 MPa, 卸压率为 43.4%。说明切顶后有效阻断上覆岩层应力传播, 优化煤柱所处应力空间。

(3) 通过 3DEC 模拟结果表明, 随着切顶高度的增加有利于采空区冒落矸石和煤柱共同建立稳固

的支撑结构。切顶高度达到一定限度时, 采空区垮落岩石的填充效果逐渐削弱, 同时巷道右侧顶板组合悬臂梁高度增大, 煤柱顶板承担的外部荷载提升, 致使卸压效果降低。

(4) 通过对回风顺槽巷道进行现场监测。当巷道侧向悬臂切顶后, 围岩应力有了较大幅度的下降, 巷道变形得到有效抑制, 使其达到正常的开采条件, 保证了矿井生产的高效。

参 考 文 献

- [1] 侯朝炯. 深部巷道围岩控制的关键技术研究[J]. 中国矿业大学学报, 2017, 46(5): 970-978.
Hou Chaojiong. Research on key technologies of deep roadwaysurrounding rock control[J]. Journal of China University of Mining and Technology, 2017, 46(5): 970-978.
- [2] 苏善博, 张培河, 李林, 等. 寺河井下组煤层气开发有利区优选及穿煤柱水平井井位部署[J]. 科学技术与工程, 2023, 23(19): 8140-8147.
Su Shanbo, Zhang Peihe, Li Lin, et al. Optimization of favorable areas for coalbed methane development in Sihejing Tianxia Formation and well location deployment of horizontal wells through coal pillars[J]. Science Technology and Engineering, 2023, 23(19): 8140-8147.
- [3] 马文伟. 大采高坚硬顶板工作面巷道围岩控制技术[J]. 煤矿安全, 2022, 53(8): 94-103.
Ma Wenwei. Surrounding rock control technology of roadway of large mining height hard roof working face[J]. Safety in Coal Mines, 2022, 53(8): 94-103.
- [4] 李磊, 柏建彪, 徐营, 等. 复合顶板沿空掘巷围岩控制研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2011, 28(3): 376-383.
Li Lei, Bai Jianbiao, Xu Ying, et al. Research on the control of surrounding rock along the roadway excavation of composite roof[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2011, 28(3): 376-383.
- [5] 王开, 康天合, 李海涛, 等. 坚硬顶板控制放顶方式及合理悬顶长度的研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2009, 28(11): 2320-2327.
Wang Kai, Kang Tianhe, Li Haitao, et al. Study on the control of the roof of hard roof and the reasonable overhang length[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2009, 28(11): 2320-2327.
- [6] 张百胜, 王鹏飞, 崔守清, 等. 大采高小煤柱沿空掘巷切顶卸压围岩控制技术[J]. 煤炭学报, 2021, 46(7): 2254-2267.
Zhang Baisheng, Wang Pengfei, Cui Shouqing, et al. Control technology of surrounding rock for roof cutting and pressure relief along the empty roadway excavation of large mining height and small coal pillars[J]. Journal of China Coal Society, 2021, 46(7): 2254-2267.
- [7] 谷拴成, 杨超凡, 王盼, 等. 长壁开采煤柱支承压压力及塑性区分布规律[J]. 科学技术与工程, 2021, 21(12): 4875-4881.
Gu Shuancheng, Yang Chaofan, Wang Pan, et al. Supporting pressure and distribution of plastic zone of coal pillar in longwall mining[J]. Science Technology and Engineering, 2021, 21(12): 4875-4881.

- [8] 何满潮, 陈上元, 郭志飏, 等. 切顶卸压沿空留巷围岩结构控制及其工程应用[J]. 中国矿业大学学报, 2017, 46(5): 959-969.
He Manchao, Chen Shangyuan, Guo Zhibiao, et al. Controlling the structure of surrounding rock along the empty roadway for roof cutting and pressure relief and its engineering application[J]. Journal of China University of Mining and Technology, 2017, 46(5): 959-969.
- [9] 张子健, 云明, 徐庆国, 等. 切顶条件下窄煤柱沿空掘巷围岩稳定性研究[J]. 煤炭技术, 2022, 41(5): 68-71.
Zhang Zijian, Yun Ming, Xu Qingguo, et al. Study on the stability of surrounding rock along the empty roadway excavation of narrow coal pillar under roof cutting condition[J]. Coal Technology, 2022, 41(5): 68-71.
- [10] 赵义, 刘超林, 许阳. 正利煤矿断顶卸压护巷技术研究[J]. 内蒙古煤炭经济, 2019(13): 5-8, 15.
Zhao Yi, Liu Chaolin, Xu Yang. Research on roadway protection-technology of broken roof and pressure relief in Zhengli coal mine [J]. Inner Mongolia Coal Economy, 2019(13): 5-8, 15.
- [11] 王文杰. 采空侧巷道围岩应力分析与控制技术研究[J]. 中国矿业, 2021, 30(2): 144-152.
Wang Wenjie. Research on stress analysis and control technology of surrounding rock in goaf roadway[J]. China Mining, 2021, 30(2): 144-152.
- [12] 曹其嘉, 陈勇, 韦钊. 浅孔爆破切顶卸压在厚硬顶板沿空留巷中的应用研究[J]. 中国矿业, 2023, 32(7): 146-151.
Cao Qijia, Chen Yong, Wei Zhao. Research on the application of shallow hole blasting roof cutting pressure relief in thick and hardroof along the empty roadway [J]. China Mining Journal, 2023, 32(7): 146-151.
- [13] 闫小滨. 切顶卸压技术在窄煤柱沿空掘巷中的应用[J]. 山东煤炭科技, 2022, 40(12): 28-30, 34.
Yan Xiaobin. Application of roof cutting and pressure relief technology in tunneling along narrow coal pillars[J]. Shandong Coal Science and Technology, 2022, 40(12): 28-30, 34.
- [14] 朱文庆, 郝兵元, 刘世涛, 等. 工作面末采段深孔预裂切顶护巷技术研究[J]. 煤炭工程, 2022, 54(5): 97-103.
Zhu Wenqing, Hao Bingyuan, Liu Shitao, et al. Research on deep hole pre-cracking, roof and roadway protection technology in the final miningsection of the working face[J]. Coal Engineering, 2022, 54(5): 97-103.
- [15] 张金贵, 浦仕江, 闫亚楠, 等. 切顶卸压对重复扰动条件下的煤柱稳定性影响分析[J]. 煤炭工程, 2021, 53(2): 48-53.
Zhang Jingui, Pu Shijiang, Yan Yanan, et al. Analysis on the influence of roof cutting and pressure relief on the stability of coal pillars under repeated disturbances[J]. Coal Engineering, 2021, 53(2): 48-53.
- [16] 王方田, 尚俊剑, 赵宾, 等. 切顶卸压沿空留巷围岩结构特征及锚索强化支护技术[J]. 岩石力学与工程学报, 2021, 40(11): 2296-2305.
Wang Fangtian, Shang Junjian, Zhao Bin, et al. Structural characteristics of surrounding rock along the empty roadway for roof cutting and pressure relief and anchor cable strengthening support technology[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2021, 40(11): 2296-2305.
- [17] 张东升, 缪协兴, 茅献彪. 综放沿空留巷顶板活动规律的模拟分析[J]. 中国矿业大学学报, 2001(3): 47-50.
Zhang Dongsheng, Miao Xiexing, Mao Xianbiao. Simulation analysis of roof activity law along the empty roadway of comprehensive discharge[J]. Journal of China University of Mining and Technology, 2001(3): 47-50.
- [18] 张东升, 茅献彪, 马文顶. 综放沿空留巷围岩变形特征的试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2002(3): 331-334.
Zhang Dongsheng, Mao Xianbiao, Ma Wending. Experimental study on deformation characteristics of surrounding rock along the empty roadway in comprehensive discharge[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2002(3): 331-334.
- [19] 赵一鸣, 张农, 郑西贵, 等. 千米深井厚硬顶板直覆沿空留巷围岩结构优化[J]. 采矿与安全工程学报, 2015, 32(5): 714-720.
Zhao Yiming, Zhang Nong, Zheng Xigui, et al. Optimization of surrounding rock structure of thick and hard roof directly overlying empty roadway in a kilometer-deep well[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2015, 32(5): 714-720.
- [20] 黄炳香, 马剑, 孙天元. 顶板定向水力致裂控制迎采动压巷道大变形[J/OL]. (2015-01-12)[2024-04-30]. <https://www.paper.edu.cn/releasepaper/content/201501-197>.
Huang Bingxiang, Ma Jian, Sun Tianyuan. Directional hydraulic fracturing control of roof for large deformation of roadway under dynamic pressure of mining[J/OL]. (2015-01-12)[2024-04-30]. <https://www.paper.edu.cn/releasepaper/content/201501-197>.
- [21] Huang B X, Chen S L, Zhao X L. Hydraulic fracturing stress transfer methods to control the strong strata behaviours in gob-side gateroads of longwall mines[J]. Arabian Journal of Geosciences, 2017, 10: 236-249.
- [22] Petr K, Mani R S, Hani M. Destress blasting in coal mining-state-of-the-art review[J]. Procedia Engineering, 2011, 26: 179-194.
- [23] Konicek P, Soucek K, Stas L, et al. Long-hole destress blasting for rockburst control during deep underground coal mining[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2013, 61: 141-153.
- [24] 钱鸣高, 缪协兴, 何富连. 采场“砌体梁”结构的关键块分析[J]. 煤炭学报, 1994(6): 557-563.
Qian Minggao, Miao Xiexing, He Fulian. Analysis of key blocks of stope “masonry beam” structure[J]. Journal of China Coal Society, 1994(6): 557-563.
- [25] 于雷, 闫少宏, 刘全明. 特厚煤层综放开采支架工作阻力的确定[J]. 煤炭学报, 2012, 37(5): 737-742.
Yu Lei, Yan Shaohong, Liu Quanming. Determination of working resistance of fully mechanized mining support for extra-thick coal seams[J]. Journal of China Coal Society, 2012, 37(5): 737-742.