



采动影响下底板岩体及巷道破坏时空演化特征分析

赵庆冲 涂敏 付宝杰 张向阳 党嘉鑫

引用本文:

赵庆冲, 涂敏, 付宝杰, 等. 采动影响下底板岩体及巷道破坏时空演化特征分析[J]. 煤炭科学技术, 2024, 52(4): 302–313.
ZHAO Qingchong, TU Min, FU Baojie. Analysis of spatiotemporal evolution characteristics of floor rock mass and roadway failure under mining influence[J]. Coal Science and Technology, 2024, 52(4): 302–313.

在线阅读 View online: <https://doi.org/10.12438/cst.2023-1730>

您可能感兴趣的其他文章

Articles you may be interested in

回采巷道底鼓演化过程的分布式光纤实测研究

Distributed optical fiber measurement of floor heave evolution in mining roadway
煤炭科学技术. 2023, 51(1): 146–156 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.cst.2022-1515>

采动巷道软弱顶板塑性破坏演化规律与支护方案

Evolution law and control method of plastic zone in soft weak roof of mining roadway
煤炭科学技术. 2021, 49(7): 24–30 <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/7aa0b036-8b72-4c3f-ba43-4586a88f2ba3>

软岩巷道底板破坏特征及控制研究

Study on failure characteristics and control of soft rock roadway floor
煤炭科学技术. 2023, 51(3): 21–28 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.cst.2021-0968>

特厚煤层回采巷道塑性区形态特征及演化规律研究

Morphological characteristics and evolution law of plastic zone of mining roadway in extra-thick coal seam
煤炭科学技术. 2022, 50(6): 77–83 <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/bf2d2116-7c84-4ff8-8072-0cccfd65f9be>

煤层采动底板变形破坏过程多参数精细感知方法研究

Multi-parameter fine sensing method of deformation and failure process of coal seam mining floor
煤炭科学技术. 2023, 51(7): 44–52 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.cst.2023-0368>

矿山围岩变形与破坏光纤感测理论技术及应用

Theory-technology and its application of optical fiber sensing on deformation and failure of mine surrounding rock
煤炭科学技术. 2021, 49(1): 208–217 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.cst.2021.01.016>



关注微信公众号, 获得更多资讯信息



移动扫码阅读

赵庆冲, 涂敏, 付宝杰, 等. 采动影响下底板岩体及巷道破坏时空演化特征分析[J]. 煤炭科学技术, 2024, 52(4): 302–313.

ZHAO Qingchong, TU Min, FU Baojie, *et al.* Analysis of spatiotemporal evolution characteristics of floor rock mass and roadway failure under mining influence[J]. Coal Science and Technology, 2024, 52(4): 302–313.

采动影响下底板岩体及巷道破坏时空演化特征分析

赵庆冲^{1,2}, 涂敏^{1,2}, 付宝杰^{1,2}, 张向阳^{1,2}, 党嘉鑫^{1,2}

(1. 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, 安徽 淮南 232001; 2. 安徽理工大学 矿业工程学院, 安徽 淮南 232001)

摘要:明确工作面底板采动应力分布规律, 实现采动影响下底板岩体及巷道破坏程度的精准把握, 能有效防止底板巷道的变形失稳。为此, 根据极限平衡理论, 构建煤岩体超前采动应力力学模型, 获得支承压力扰动阶段和采空区卸压阶段底板岩体的力学分布规律, 并基于压剪破坏准则及岩体卸荷损伤机制, 得到底板岩体及巷道围岩破坏时空演化特征, 进一步采用数值模拟进行可靠性验证。结果表明: 采高增大, 工作面前方煤体塑性区范围增大, 超前支承压力集中系数减小; 超前采动支承压力越大, 底板岩体内主应力差越小, 莫尔应力圆半径小, 对底板的影响强度减弱, 具体表现为底板岩体压剪破坏深度的减小; 卸荷后底板岩体受力状态相同, 岩体卸荷起点的增大, 卸荷量增加, 卸荷张拉破坏加剧, 底板岩体塑性区呈“马鞍形”; 推进过程中巷道围岩塑性区发生由“椭圆形”–“蝶形”–“竖直椭圆形”时空演化特征, 采动支承应力越大, 巷道破坏越严重, 破坏主要集中在顶板及肩角位置。设计初采高度为 3.5 m, 通过布设光纤测试系统, 得到采动过程中底板岩体及巷道随工作面推进变形与破坏的时空演化规律, 测得底板岩体破坏深度最大为 16.7 m, 巷道围岩破坏深度最大为 5.2 m, 巷道围岩在整个监测期间内保持稳定, 没有发生破坏性影响, 满足生产安全需求。

关键词:底板破坏; 巷道塑性区; 卸荷; 时空演化; 光纤测试

中图分类号: TD32

文献标志码: A

文章编号: 0253-2336(2024)04-0302-12

Analysis of spatiotemporal evolution characteristics of floor rock mass and roadway failure under mining influence

ZHAO Qingchong^{1,2}, TU Min^{1,2}, FU Baojie^{1,2}, ZHANG Xiangyang^{1,2}, DANG Jiaxin^{1,2}

(1. Key Laboratory of Safety and High-Efficiency Coal Mining of Ministry of Education, Anhui University of Science and Technology, Huainan 232001, China; 2. School of Mining Engineering, Anhui University of Science and Technology, Huainan 232001, China)

Abstract: Clarifying the distribution law of mining induced stress in the working face floor, achieving precise grasp of the degree of damage to the floor rock mass and roadway under the influence of mining, can effectively prevent deformation and instability of the floor roadway. To this end, according to the limit equilibrium theory, the mechanical model of advanced mining stress of coal and rock mass is constructed, and the mechanical distribution law of floor rock mass in the supporting pressure disturbance stage and the goaf unloading stage is obtained. Based on the compression shear failure criterion and rock unloading damage mechanism, the spatiotemporal evolution characteristics of floor rock and tunnel surrounding rock failure were obtained, and further reliability verification was conducted using numerical simulation. The results show that as the mining height increases, the range of plastic zone in front of the working face increases, the concentration coefficient of advanced support pressure decreases; The larger the supporting pressure of the advanced mining, the smaller the principal stress difference in the bottom slate rock body, and the smaller the Mohr stress circle radius, and the strength of the impact on the bottom plate weakens, specifically manifested as a decrease in the depth of rock compression shear failure in the bottom plate; After unloading, the stress state of the bottom rock mass is the same. With the increase of the unloading starting point of the rock mass, the unloading amount increases, and the unloading tension failure intensifies. The plastic zone of the bottom rock mass presents a “saddle shaped”

收稿日期: 2023-09-27

责任编辑: 周子博

DOI: 10.12438/cst.2023-1730

基金项目: 安徽省教育厅高校基金资助项目 (YJS20210394); 国家自然科学基金资助项目 (52074008); 安徽高校协同创新资助项目 (GXXT-2020-056)

作者简介: 赵庆冲(1994—), 男, 山东聊城人, 博士研究生。E-mail: 1142231702@qq.com

通讯作者: 涂敏(1964—), 男, 安徽六安人, 教授, 博士生导师, 博士。E-mail: mtu@aust.edu.cn

shape; During the advancement process, the plastic zone of the surrounding rock of the tunnel undergoes a spatiotemporal evolution from “elliptical” to “butterfly” to “vertical elliptical”. The greater the mining support stress, the more severe the tunnel damage, and the damage is mainly concentrated in the roof and shoulder corners. The initial mining height is designed to be 3.5 m. Through the deployment of an optical fiber testing system, the spatiotemporal evolution of deformation and failure of the floor rock mass and roadway during the mining process as the working face advances was obtained. The maximum depth of damage to the floor rock mass was measured to be 16.7 m, and the maximum depth of damage to the roadway rock mass was 5.2 m. The surrounding rock mass of the tunnel remains stable throughout the entire monitoring period, without any destructive effects, meeting production safety requirements.

Key words: floor failure; plastic zone of roadway; load-off; spatiotemporal evolution; optical fiber test

0 引言

煤层开采后底板应力重分布, 由于开采扰动作用工作面底板会出现不同程度的变形和破坏^[1-2]。研究底板岩层的应力分布规律, 对于了解底板变形及破坏特征, 预测底板突水, 设计巷道的合理位置等具有十分重要的意义^[3-4]。

在长期的生产实践和研究过程中, 国内外学者对采场底板应力分布规律及破坏特征进行了大量研究: 施龙青等^[5]根据岩石力学、损伤力学、断裂力学及矿山压力控制理论推导得出了矿压破坏带的理论计算公式; 谢广祥等^[6]基于采场底板应力壳理论获得底板围岩三维应力场特征及演化规律; 王连国等^[7]综合考虑工作面走向和倾向受力特点, 得到采场底板垂直应力的迭代计算式; HUANG 等^[8]针对底板岩体因沉积而呈多层分布的特点, 提出了一种计算采煤过程中底板岩体应力场和破坏区域的数学模型; LI 等^[9]建立了弹性和非弹性条件下工作面前煤层支承压力分布的分析模型, 推导了极限平衡条件下弹性区和非弹性区支承压力分布及其宽度的计算公式。为更直观地获得底板岩体变形、裂缝发育等现象, 洛峰等^[10]、郭文兵等^[11]采用相似模拟和数值模拟方法获得采动条件下煤层底板应力分布规律; 罗生虎等^[12]采用物理相似材料模拟实验研究了大倾角煤层群长壁开采围岩变形破坏的演化特征, 采用数值模拟分析了围岩采动应力传递演化规律; 吴荣新等^[13]通过对厚松散层薄基岩坚硬顶板工作面覆岩破坏进行电法监测, 获得了覆岩裂隙带在采动过程中的空间展布。

近年来, 随着煤炭需求量的增大, 开采环境趋于复杂, 巷道处于采场下方的现象增多, 王卫军等^[14]揭示了采动加卸载作用下底板巷道的动态变形破坏特征及失稳机制; 张华磊^[15]基于弹性力学, 应用附加应力算法分析了采动支承压力在底板中的传播规律, 并通过相似模拟试验模拟了多煤层采动对底板巷道的影

响。煤层开采过程中, 随工作面推进, 采场底板及巷道主要经历了支承压力扰动—卸荷的力学承载状态转变, 这两阶段均会对底板岩体及巷道围岩造成不同程度的损伤。基于此, 分别建立支承压力扰动和卸荷后底板应力分布力学模型, 综合分析支承压力和卸荷扰动后底板岩体及巷道围岩破坏的时空演化特征, 最终为确保工作面底板巷道的稳定选择合理的初采高度。

1 工程概况

11123 工作面位于潘二矿一水平东一采区, 下伏 1 煤无采掘活动, 如图 1 所示。该工作面地面标高为 +19.5 ~ +22.5 m, 工作面标高为 -429.9 ~ -497.5 m。开采 3 煤平均厚度为 5.5 m, 煤层平均倾角为 10°, 属稳定煤层, 工作面面长 160 m, 底板布置有底抽巷, 底抽巷主要沿石灰岩层位掘进, 在 3 煤采掘活动进行前, 为避免采动应力对底抽巷稳定性的影响, 已进行补强加固。工作面开切眼前方存在一定长度的底抽巷处于水平段(图 1), 与工作面垂直距离仅为 23 m, 探索采动影响下底板岩体及巷道破坏时空演化特征, 从而确定合理的初采高度, 以确保底抽巷的正常运行。

2 采场底板应力分布及破坏特征

2.1 模型建立及求解

煤层开采后, 底板岩体原岩应力场受采动影响, 应力重分布, 结合矿压理论^[16], 建立采场应力分布力学模型如图 2 所示。

基于极限平衡法^[17-18], 建立采场前方煤体平衡微分方程:

$$\sigma_y^p(x) = k_p \sigma_x^p(x) + \sigma_c \quad (1)$$

式中: τ_x 为煤岩界面的切应力, MPa; σ_x 为垂直应力, MPa; σ_c 为煤体单轴抗压强度, MPa。

对于煤岩体塑性区, 界面切应力与正应力相关^[19], 即:

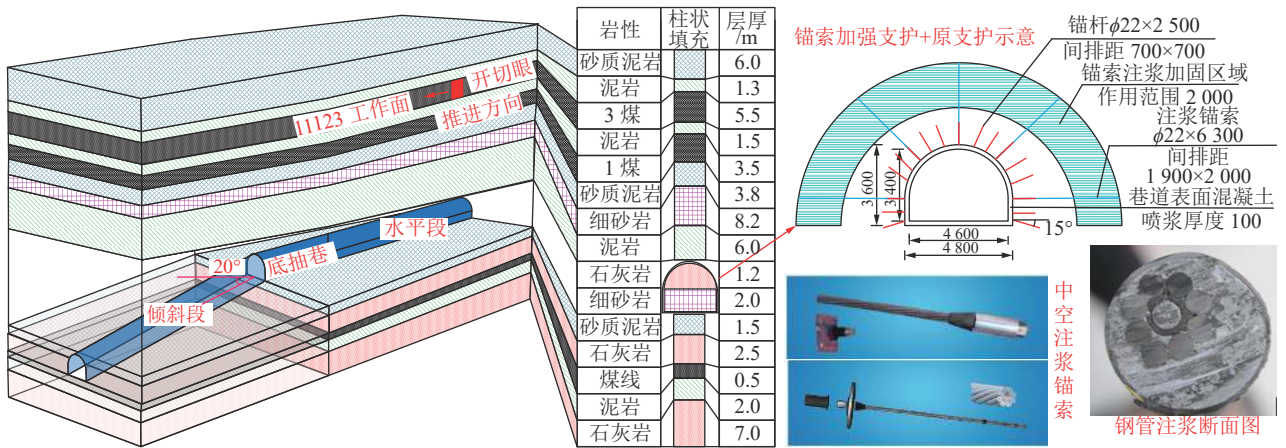


图1 工程概况

Fig.1 Project profile

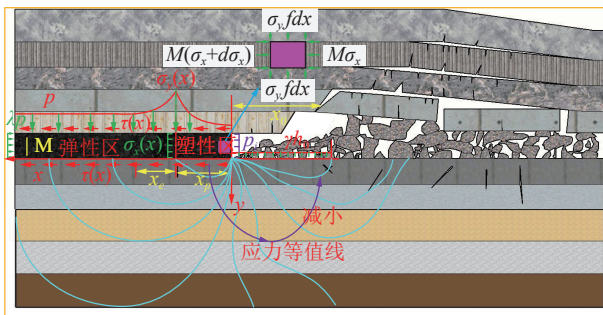


图2 采场应力分布力学模型

Fig.2 Mechanical model of stope stress distribution

$$\sigma_y^p(x) = k_p \sigma_x^p(x) + \sigma_c \quad (2)$$

其中： f 为煤岩体界面的摩擦因数； $\sigma_y^p(x) = k_p \sigma_x^p(x) + \sigma_c$ ，其中 σ_c 为煤体单轴抗压强度； $k_p = \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi}$ ； $\sigma_c = \frac{2c \cos \varphi}{1 - \sin \varphi}$ ； c 、 φ 为煤体黏聚力和内摩擦角。

联立式(1)、式(2)，并满足边界条件 $\sigma_x^p|_{x=0} = p_i$ ，解得：

$$\begin{cases} \sigma_x^p(x) = (p_i + \frac{\sigma_c}{k_p})e^{\beta x} - \frac{\sigma_c}{k_p} & (0 \leq x \leq x_p) \\ \sigma_y^p(x) = k_p(p_i + \frac{\sigma_c}{k_p})e^{\beta x} & \end{cases} \quad (3)$$

其中： $\beta = \frac{2k_p f}{M}$ ； p_i 为煤体边缘支护强度，MPa。

对于弹性区 ($x \geq x_p$)，煤体应力沿煤体边缘向深部延伸逐步趋于原岩应力 p ，采用 Weibull 分布函数表达^[20-21]，设弹性区采动应力方程为：

$$\begin{cases} \sigma_x^e(x) = \lambda p + Ae^{-\frac{x-x_p}{Lx_p}} \\ \sigma_y^e(x) = p + Be^{-\frac{x-x_p}{Lx_p}} \end{cases} \quad (x \geq x_p) \quad (4)$$

其中： λ 为 x 方向侧压系数； L 为根据现场实际超前采动应力影响范围所取修正系数；且由应力连续

性可知，煤体弹塑性交界面满足边界条件： $\sigma_x^e|_{x=x_p} = \sigma_x^p|_{x=x_p}$ ； $\sigma_y^e|_{x=x_p} = \sigma_y^p|_{x=x_p}$ ； $\sigma_x^e|_{x=+\infty} = \lambda p$ ； $\sigma_y^e|_{x=+\infty} = p$

解得弹性区采动应力方程为：

$$\begin{cases} \sigma_x^e(x) = \lambda p + [\sigma_x^p(x_p) - \lambda p] e^{-\frac{x-x_p}{Lx_p}} \\ \sigma_y^e(x) = p + [\sigma_y^p(x_p) - p] e^{-\frac{x-x_p}{Lx_p}} \end{cases} \quad (x \geq x_p) \quad (5)$$

根据力学平衡原理^[22]，煤体应力重分布方程为：

$$\int_{-x_0}^{+\infty} p dx = \int_0^{x_p} \sigma_y^p(x) dx + \int_{x_p}^{+\infty} \sigma_y^e(x) dx \quad (6)$$

其中： x_0 为取值周期跨落步距，进一步整理得 x_p 满足以下方程：

$$k_p(p_i + \frac{\sigma_c}{k_p})(\frac{e^{\beta x_p}}{\beta} - \frac{1}{\beta} + Lx_p e^{\beta x_p}) + p(-x_0 - x_p - Lx_p) = 0 \quad (7)$$

以 11123 工作面为例，结合地质条件，取： $x_0 = 15$ m， $\lambda=1$ ， $p=11.5$ MPa， $c=0.9$ MPa， $\varphi=28^\circ$ ， $p_i=0$ ， $L=2.0$ ， $f=0.23$ ，进而可解得煤体塑性区深度 x_p ，超前采动应力特征理论值见表 1。

表 1 超前采动应力特征理论值

Table 1 Theoretical values of advanced mining stress characteristics

采高M/m	塑性区深度 x_p /m	应力集中系数
2.5	4.81	3.02
3.0	5.56	2.76
3.5	6.30	2.58
4.0	7.02	2.44
8.0	12.45	1.89

2.2 底板岩体压剪破坏力学机制及范围

根据所建采动应力力学模型，建立底板岩体应

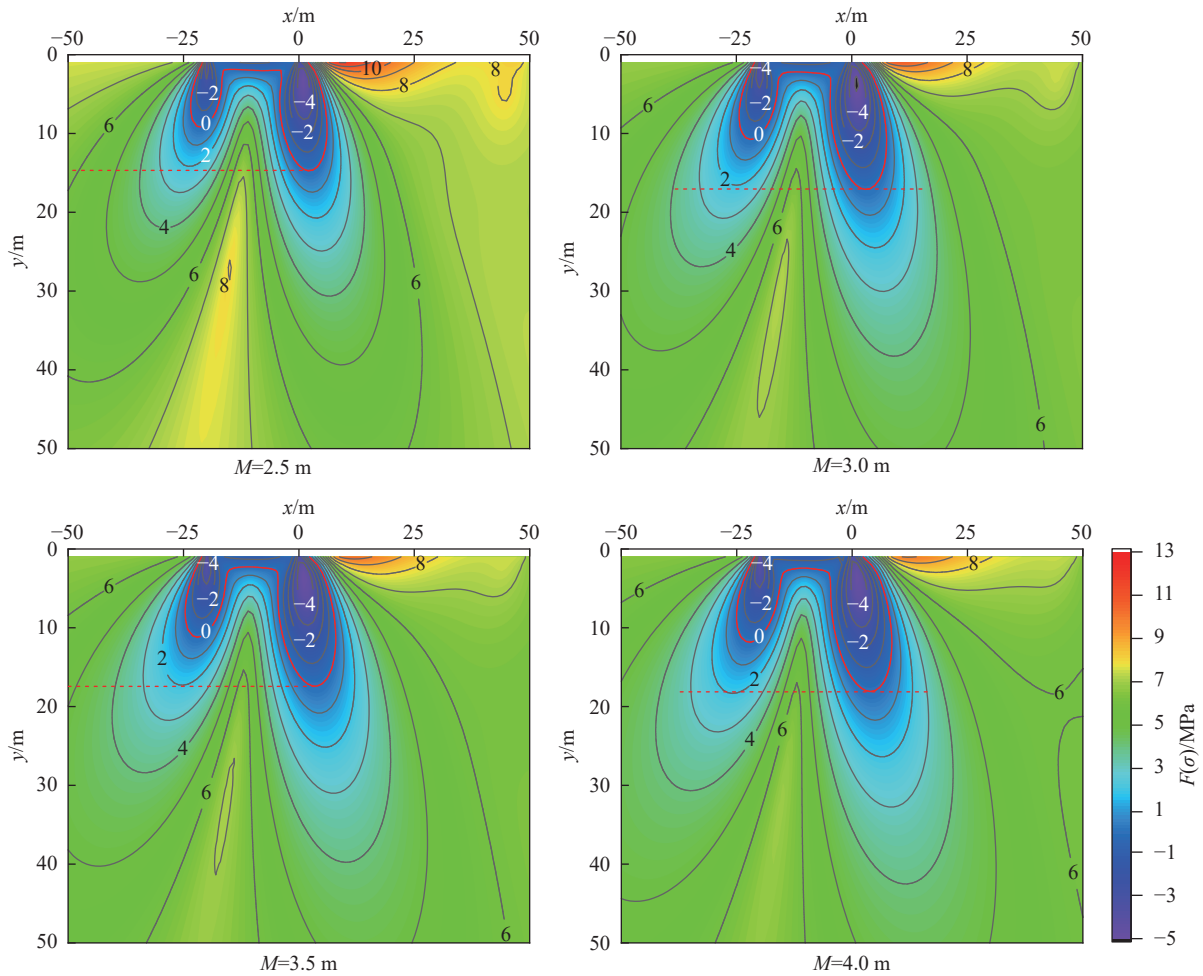


图5 底板岩体理论压剪破坏范围

Fig.5 Theoretical compressive shear failure range of floor rock mass

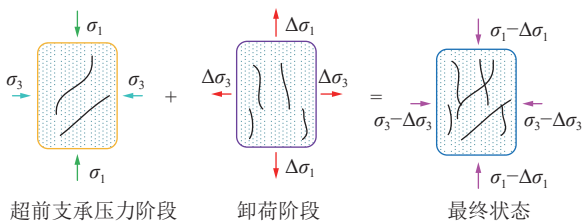


图6 应力分解示意

Fig.6 Stress decomposition diagram

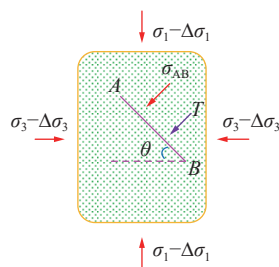


图7 岩体卸荷机制

Fig.7 Unloading mechanism of floor rock mass

$$F(\sigma, \Delta\sigma, \theta) = (\sigma_1 - 2\Delta\sigma_1)\cos^2\theta + (\sigma_3 - 2\Delta\sigma_3)\sin^2\theta + \sigma_1 < 0 \quad (12)$$

联立式(11)和(12)可得

$$F(\zeta, \theta) = \cos^2\theta - 2\zeta_1\cos^2\theta - \frac{\sigma_3}{\sigma_1} (2\zeta_3 - 1)\sin^2\theta + \frac{\sigma_1}{\sigma_1} < 0 \quad (13)$$

式中： ζ_1 、 ζ_3 分别为最大、最小主应力卸荷量。结合式(13)可知：当 θ 和 σ_1 一定时，岩体卸荷损伤程度主要与 ζ_1 、 ζ_3 、 σ_3 与 σ_1 的比值以及卸荷起点 σ_1 相关，卸荷起点越高，岩体损伤程度越大。

以潘二矿 11123 工作面底板平均抗拉强度 4 MPa 为例，根据图 8 可知：当 θ 一定时， ζ_1 、 ζ_3 增大，岩体卸荷损伤程度增加，因此，超前采动支承应力过大会导致岩体的卸荷起点增大，卸荷量增加，底板岩体卸荷张拉破坏加剧；当 $\zeta_3 < 0$ 时， σ_3 与 σ_1 的比值越小岩体卸荷损伤程度越大，当 $\zeta_3 > 0$ 时， σ_3 与 σ_1 的比值越小岩体卸荷损伤程度越小，其比值主要影响岩体卸荷损伤程度，受 ζ_1 、 ζ_3 影响的敏感程度，在不同比值条件下，岩体卸荷损伤程度对 ζ_3 变化的敏感程度大于 ζ_1 ，即当 σ_3 与 σ_1 的比值以及 ζ_1 一定时， ζ_3 的微小变化会导致岩体发生破坏。当 σ_3 与 σ_1 的比值为

固定值 0.4 时, 在不同 θ 条件下, ζ_1 、 ζ_3 增加同样导致岩体卸荷损伤程度增加, 岩体的卸荷损伤程度对 ζ_1 、 ζ_3 变化幅度均表现出较高的敏感度; 当 $\zeta_3 > 0$ 时, θ 越小, 岩体的卸荷损伤程度越大; 当时, θ 越小, 岩体的卸荷损伤程度越小。

众多研究成果表明, 岩体主破裂面方向与卸荷前最大主应力方向近似平行^[29-30]。计算出采场底板卸荷前后最大主应力矢量分布图, 设卸荷前最大、最小主应力分别为 σ_{a1} 、 σ_{a3} , 卸荷后最大、最小主应力分别为 σ_{b1} 、 σ_{b3} , 将 $\sigma_{a1}-\sigma_{b1}$ 、 $\sigma_{a3}-\sigma_{b3}$ 相减, 即可得到底板岩体各位置的卸荷应力 $\Delta\sigma$, 需要注意的是两个相减的主应力方向一致或近似平行, 相减即可得到卸荷应

力。以采高 $M=3.5$ m 为例, 卸荷前后底板岩体最大主应力分布矢量图如图 9 所示, 卸荷前后最大主应力方向完全一致, 根据最大主应力与最小主应力方向相垂直的特征, 卸荷前后最小主应力方向也完全一致, 卸荷前后最大主应力方向与 x 轴夹角呈 $-45^\circ \sim 45^\circ$ 的变化, 因此在计算时, 应考虑最大主应力方向对底板岩体卸荷损伤程度的影响。

经计算可得, $|\theta|$ 越大, 底板岩体破坏越深, 以 $|\theta|=45^\circ$ 为例, 计算结果如图 10 所示。当采高 $M=2.5 \sim 4.0$ m 时, 底板岩体卸荷破坏深度分别为 20.56、18.15、17.03、16.74 m, 卸荷后底板岩体受力状态相同, 卸荷起点越高, 卸荷量越大, 底板岩体破坏越深。

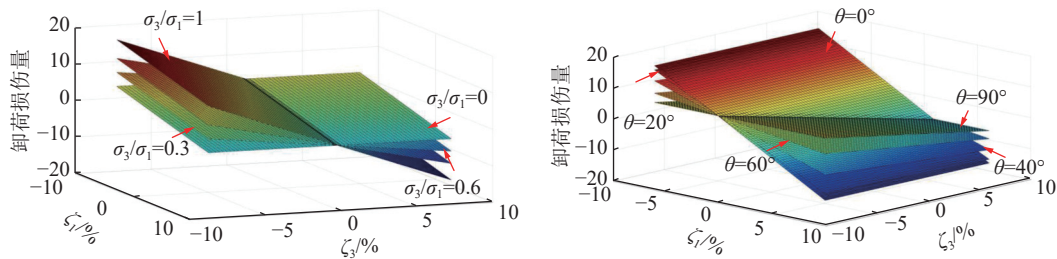


图 8 底板岩体卸荷损伤影响因素分析

Fig.8 Analysis of influencing factors of unloading damage of floor rock mass

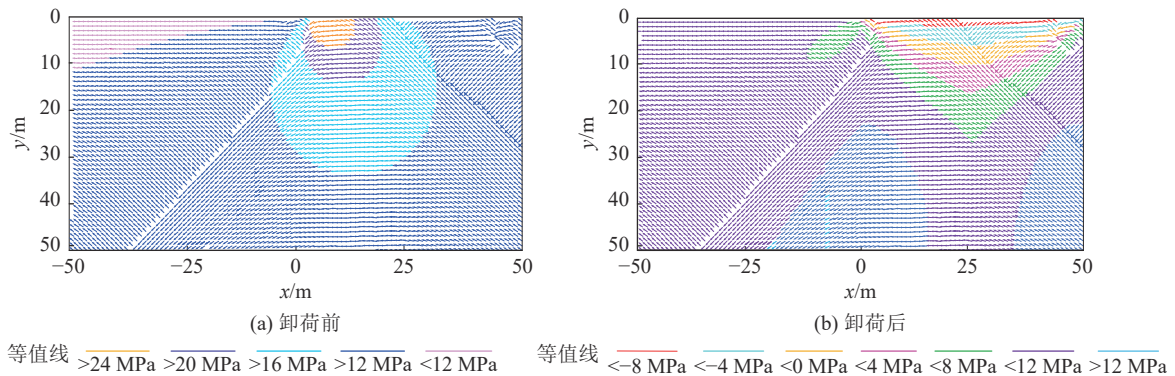


图 9 卸荷前后底板岩体最大主应力分布矢量图

Fig.9 Vector diagram of maximum principal stress distribution of floor rock mass before and after unloading

以式(13)作为卸荷损伤判别式并得到了采动影响下底板岩体的卸荷破坏范围, 但由于式(13)更适用于裂隙岩体, 故计算所得底板卸荷破坏范围和真实存在一定差别, 计算结果可以总体反应底板卸荷破坏的大致情况, 计算结果具有一定参考意义。

3 底板巷道围岩塑性区演化特征

潘二矿 11123 工作面底板下方底抽巷, 在工作面进行回采前, 已处于支护稳定状态, 11123 工作面开采的扰动作用致使巷道围岩与底板岩体经历相同的支承压力扰动-卸荷的力学承载状态转变(图 11), 引发巷道深部岩体扰动, 极易影响巷道稳定性。

根据弹性力学理论中基尔斯的解答^[31]:

$$\begin{cases} \sigma_r = \frac{\sigma_x + \sigma_y}{2} \left(1 - \frac{r^2}{\rho^2}\right) + \frac{\sigma_x - \sigma_y}{2} \left(1 - \frac{r^2}{\rho^2}\right) \left(1 - 3\frac{r^2}{\rho^2}\right) \cos 2\theta \\ \sigma_\theta = \frac{\sigma_x + \sigma_y}{2} \left(1 + \frac{r^2}{\rho^2}\right) - \frac{\sigma_x - \sigma_y}{2} \left(1 + 3\frac{r^2}{\rho^2}\right) \cos 2\theta \\ \tau_{r\theta} = \frac{\sigma_x - \sigma_y}{2} \left(1 - \frac{r^2}{\rho^2}\right) \left(1 + 3\frac{r^2}{\rho^2}\right) \sin 2\theta \end{cases} \quad (14)$$

式中: σ_r 为任意一点的径向应力; σ_θ 为任意一点的环向应力; $\tau_{r\theta}$ 为任意一点的剪应力; r 为圆形巷道半径; ρ , θ 为任意一点极坐标。

联立式(8)和(14), 可得到支承压力扰动状态下

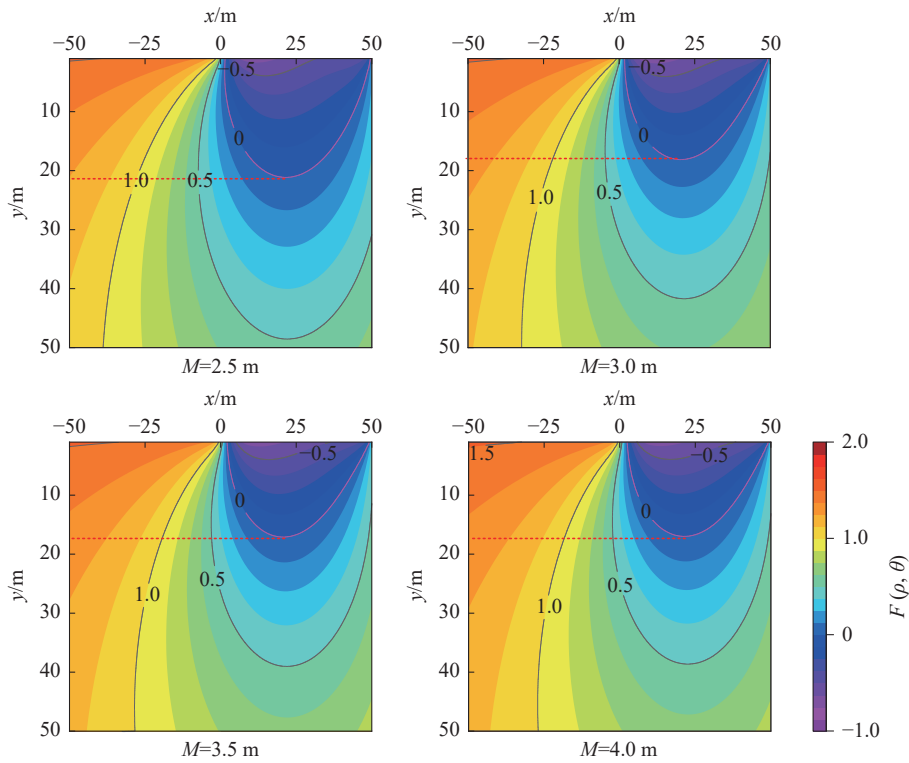


图10 底板卸荷破坏深度理论

Fig.10 Theoretical of unloading failure depth of floor

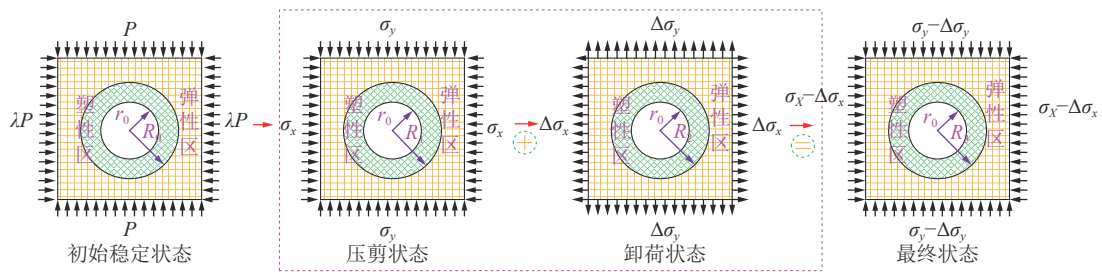


图11 巷道围岩受力演化示意

Fig.11 Schematic of stress evolution of roadway surrounding rock

巷道围岩塑性区边界隐式方程^[31]:

$$f(\rho, \theta) = \left\{ (\sigma_y + \sigma_x) \left(\frac{r^2}{\rho^2} \right) - (\sigma_x - \sigma_y) (\cos 2\theta) \left[1 + 3 \left(\frac{r^2}{\rho^2} \right)^2 - 2 \left(\frac{r^2}{\rho^2} \right) \right] \right\}^2 + \left\{ (\sigma_x - \sigma_y) (\sin 2\theta) \left[1 - 3 \left(\frac{r^2}{\rho^2} \right)^2 + 2 \left(\frac{r^2}{\rho^2} \right) \right] \right\}^2 - \frac{1 - \cos 2\varphi}{2} \left\{ \left[(\sigma_y + \sigma_x) - 2(\cos 2\theta) \left(\frac{r^2}{\rho^2} \right) (\sigma_x - \sigma_y) \right]^2 - 4c^2 \right\} - 2c(\sin 2\varphi) \left[(\sigma_y + \sigma_x) - 2 \left(\frac{r^2}{\rho^2} \right) (\sigma_x - \sigma_y) (\cos 2\theta) \right] - 4c^2 \quad (15)$$

选取巷道任意位置作为固定点, 随开采位置的逐渐接近, 巷道围岩塑性区时空演化特征如图12所示: 随距离的增近, 塑性区范围逐渐增大, 形态越发不规则, 逐渐由椭圆形向“蝶形”发展, 巷道肩部塑性区范围大于顶底板及两帮, 不同采高下塑性区最大

范围分别为6.0、5.4、4.9、4.2 m。

工作面的推进, 巷道围岩经历与采场底板相同的力学承载状态转变, 联立式(14)和(15), 可得到卸荷扰动下巷道围岩塑性区边界隐式方程:

$$F(\rho, \theta) = \cos^2 \theta - \frac{[(\sigma_r^2 + \sigma_\theta^2 + 2\tau_{r\theta}^2) - (\sigma_r - \sigma_\theta) \sqrt{(\sigma_r - \sigma_\theta)^2 + 4\tau_{r\theta}^2}] \sigma_3}{2(\sigma_r \sigma_\theta - \tau_{r\theta}^2)} (2\zeta_3 - 1) \times \sin^2 \theta - \frac{2\sigma_t}{(\sigma_r + \sigma_\theta) + \sqrt{(\sigma_r - \sigma_\theta)^2 + 4\tau_{r\theta}^2}} - 2\zeta_1 \cos^2 \theta \quad (16)$$

与采场底板卸荷范围求解方式相同, 卸荷前后

巷道围岩最大主应力分布矢量如图13所示, 最大主

应力方向完全一致,由此求得巷道围岩卸荷破坏范围如图 12 所示,不同采高下巷道围岩卸荷塑性区形态相同,呈竖直椭圆形分布,采高为 2.5 m 时,巷道围岩卸荷破坏范围达 7.2 m,采高的增大巷道围岩卸荷破坏范围逐渐减小,但随应力差的缩小,巷道围岩卸

荷破坏范围变化梯度减小。

4 岩体塑性区时空演化数值分析

4.1 模型建立

根据潘二矿 11123 工作面主要地质条件,基于

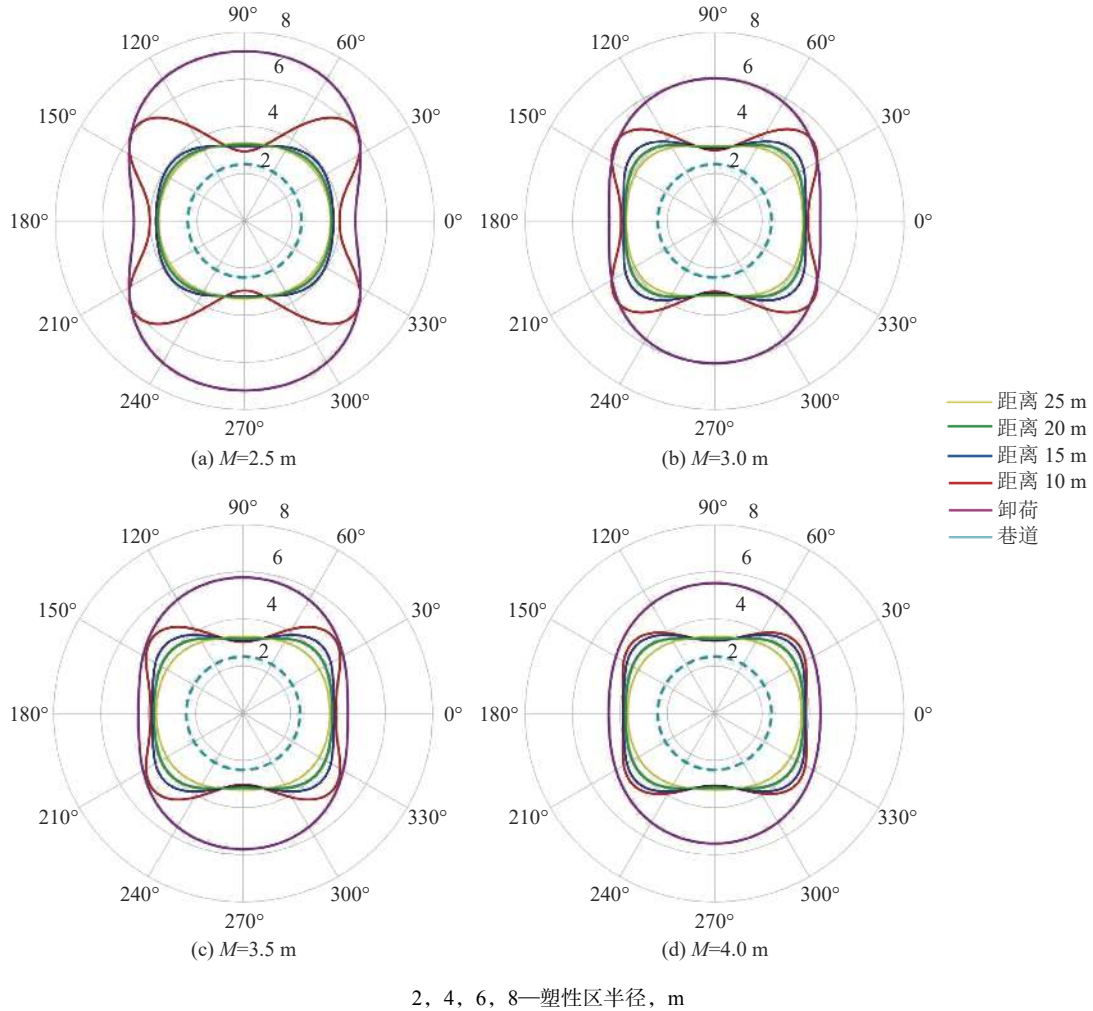


图 12 巷道围岩塑性区时空演化特征

Fig.12 Temporal and spatial evolution characteristics of plastic zone of roadway surrounding rock

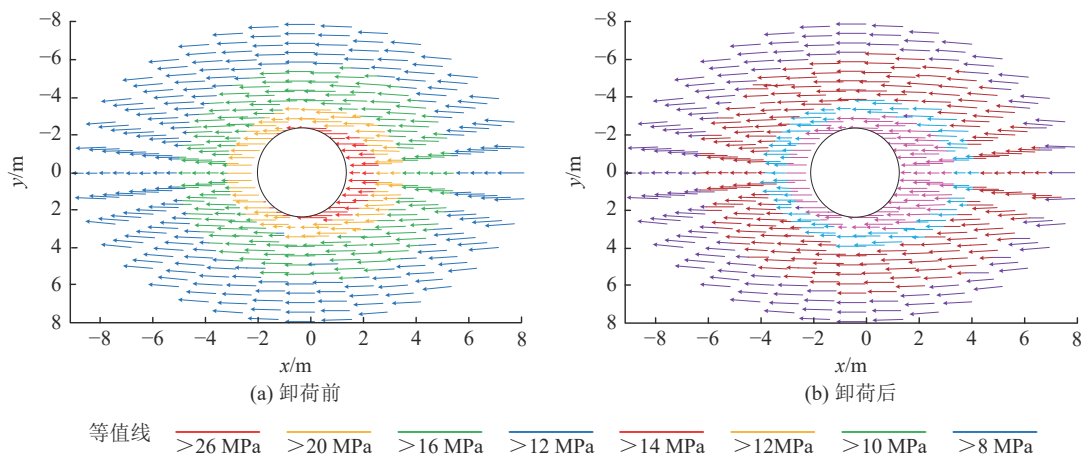


图 13 卸荷前后巷道围岩最大主应力分布矢量图

Fig.13 Vector diagram of maximum principal stress distribution of roadway surrounding rock before and after unloading

FLAC3D6.0 数值模拟软件, 建立数值计算模型, 模型尺寸为 300 m×180 m×220 m(长×宽×高), 共划分为 1 128 000 个单元。采用弹塑性本构模型, 破坏准则采用 Mohr-Coulomb 准则。模型中各岩层物理力学参数见表 2。工作面煤层采用分步式开挖, 待底抽巷采完支护且模型计算平衡后, 再分别模拟采高为 2.5、3.0、3.5、4.0 m 时底板岩体及巷道围岩破坏形态、范围。

4.2 岩体塑性区时空演化特征

煤层开采后, 在工作面前方煤体中形成一定范围的压剪塑性区, 塑性区范围与理论计算结果大致

相当; 工作面底板形成剪切—拉伸复合破坏, 塑性区形状近似“马鞍形”, 当采高为 $M=2.5、4.0$ m 时, 底板塑性区与巷道塑性区贯通, 不利于巷道稳定, 采高为 $M=3.0、3.5$ m 时塑性区未贯通, 存在一定范围的稳定岩层演化如图 14 所示。

工作面未推过巷道时, 主要在两帮及肩角处发生剪切破坏, 肩角处破坏范围较深, 随工作面推过巷道, 顶板位置处发生大范围拉伸破坏, 随采高增大, 巷道顶板破坏范围及深度减小。综合理论及数值模拟计算结果, 设定初采高度为 3.5 m。

表 2 各岩层物理力学参数

Table 2 Physical and mechanical parameters of each rock formation

岩性	容重/ ($\text{kg}\cdot\text{m}^{-3}$)	体积模量/ GPa	剪切模量/ GPa	内摩擦角/($^\circ$)	黏聚力/ MPa	抗拉强度/ MPa
砂质泥岩	2 532	11	4.8	28	2.1	2
泥岩	2 465	4.6	3.8	32	1.2	0.87
细砂岩	2 620	20.4	11.9	36	12	2.4
石灰岩	2 746	24.6	13.6	34	2.5	4.5
煤	1 385	2.3	1.5	28	1.2	0.38

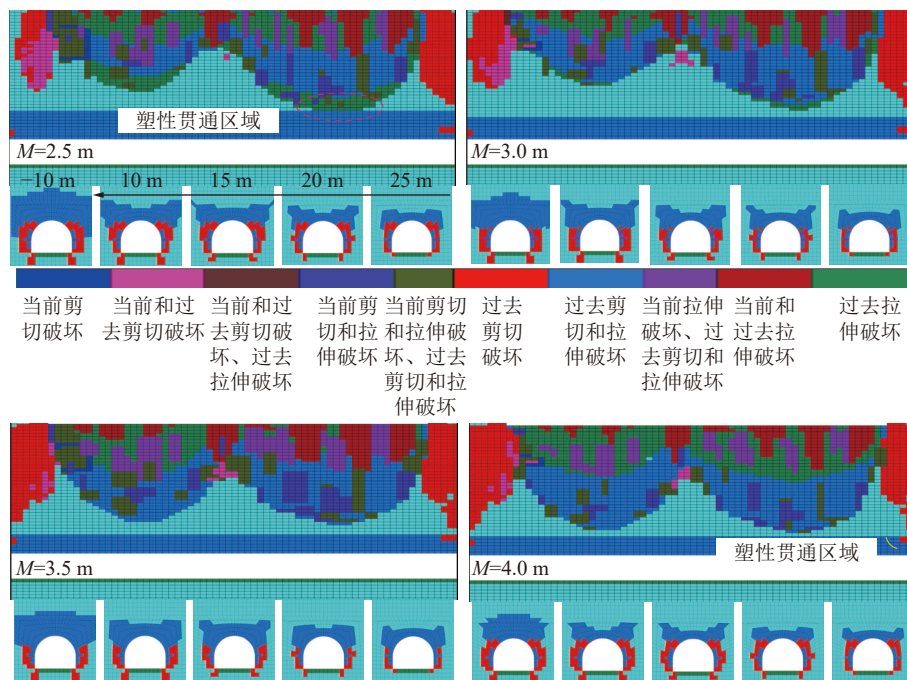


图 14 底板岩体及巷道围岩塑性区演化示意

Fig. 14 Evolution of plastic zone of floor rock mass and roadway surrounding rock

5 工程实测

为准确获得 11123 工作面 3 号煤开采底板岩层、巷道围岩变形与破坏特征, 通过在工作面底抽巷内施工钻孔, 布设光纤测试系统, 进行连续动态数据采集, 根据不同时间探测区域岩煤层应力场分布特征

的变化, 判断测区内岩煤层结构特征变化, 实现对岩层变形与破坏的动态测试, 基于数值模拟计算结果, 钻孔布设如图 15 所示。

5.1 光纤监测结果

2 处观测站能够观测到背景值、采动影响的完整过程, 钻孔具体设计参数见表 3。

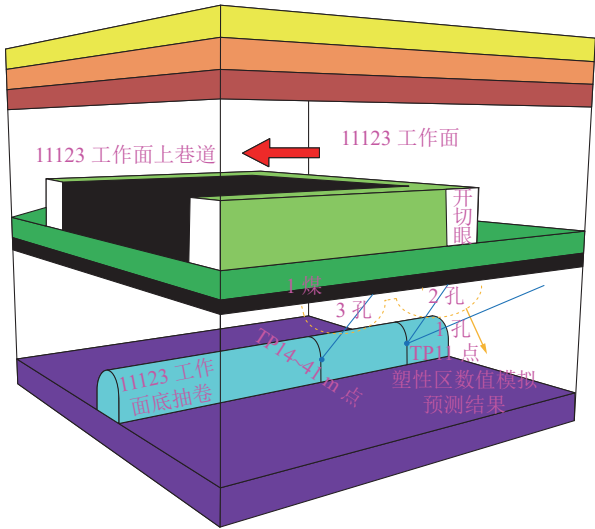


图 15 钻孔布设概图

Fig.15 Layout of borehole

回采工作面每推进约 5 m 采集一次数据。11123 工作面开切眼位于 1 号钻孔和 2 号钻孔的正上方,其中 1 号钻孔中部分光纤越过切眼下方。1 号光纤应变时空云图显示:当工作面距离 1 号钻孔约 21 m 时,受上方回采扰动影响,位于底抽巷上方

表 3 钻孔设计参数

Table 3 Borehole design parameter

钻孔	长度/仰角/ m (°)	距切眼 距离/m	控制高 度/m	光纤传感 器/mm	方位
1号	60 15	26.31	16.3	4	与巷道夹30°,朝工作面面内
2号	25 45		19.0		
3号	48 20	129.18	18.7	10	

4.2 m 位置附近光纤数据发生明显变化,拉应变最大达到 $1\ 200 \times 10^{-6}$,随工作面继续推进,拉应力逐渐降低,趋于稳定;控制垂高 10 ~ 16.8 m 范围位于切眼支撑压力区后方的光纤段没有变化;其余位置变化不明显,表明 1 号孔附近的岩层内整体较为稳定。

由于 2 号钻孔中光纤整体位于工作面切眼及推进方向的下方,刚开采底板下方整体就产生了一定程度的拉应变,在垂高 6.3 ~ 15 m 范围内拉应变值较大,可达到 $4\ 000 \times 10^{-6}$,底板岩层卸荷发生变形破坏并产生裂隙,形成底鼓,随采空区垮落岩体的充填压实,拉应变逐渐降低,稳定在 $2\ 000 \times 10^{-6}$;巷道上方 4.8 m 范围内岩体受卸荷影响较大,得益于主动联合支护对底抽巷围岩的控制作用,并未产生大变形(图 16)。

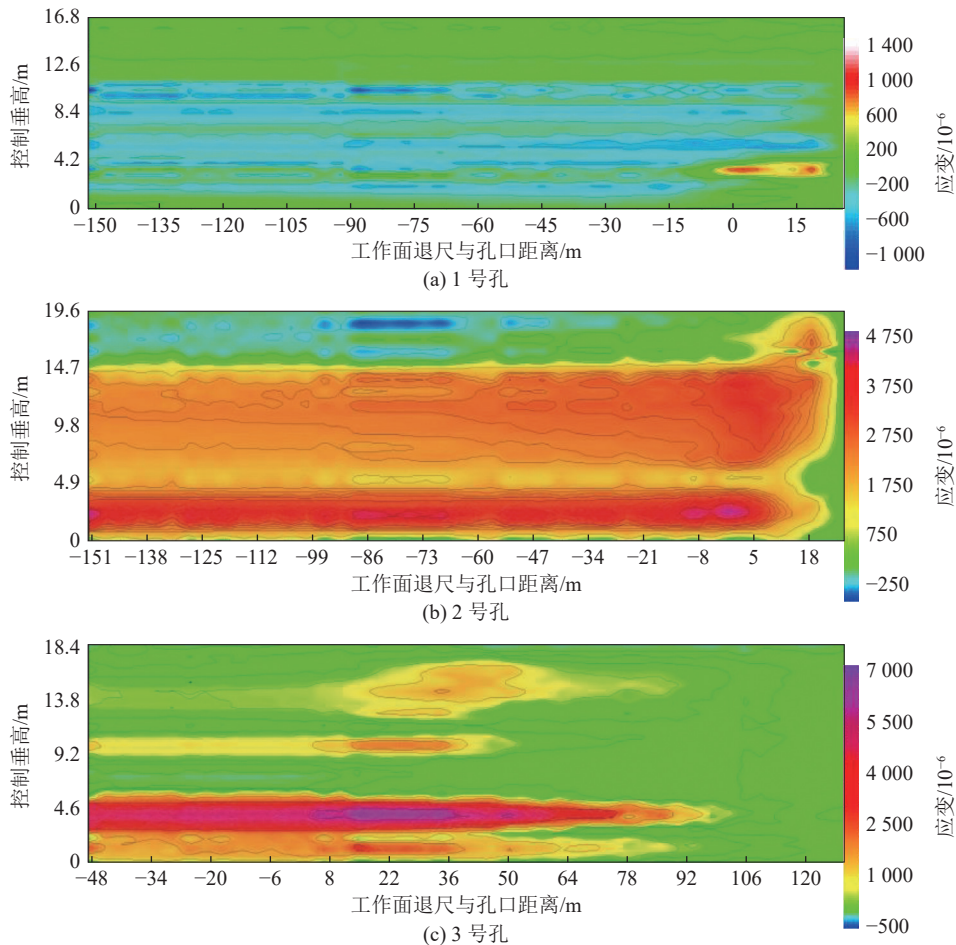


图 16 光纤应变时空变化云图

Fig.16 Spatiotemporal variation of optical fiber strain

当工作面退尺距离3号孔口90 m左右时,光纤数据开始发生变化,巷道上方5.2 m附近,受采动卸荷影响产生较大拉应变值,最大为 $6\ 500\times 10^{-6}$,随工作面继续推进,拉应变降至 $4\ 000\times 10^{-6}$ 并趋于稳定,巷道处于“围岩-支护”共同承载结构稳定力学状态,未产生大变形;垂高9.2~18.4 m范围内岩体形成 $2\ 000\times 10^{-6}$ 的拉应变,岩层内产生拉张裂隙,工作面越过3号钻孔顶部,拉应变降低基本维持在 600×10^{-6} 。

综上所述,受工作面采动影响,底板岩体破坏深度最大为16.7 m,巷道围岩破坏深度最大为5.2 m,整个监测期间内保持稳定,没有发生破坏性影响,初采高度为3.5 m满足生产安全需求。

6 结 论

1)基于极限平衡理论,构建煤岩体超前采动应力力学分析模型,获得采动应力分布规律:随采高由2.5 m增大至8 m,工作面前方煤体塑性区范围由4.81 m增大至采12.45 m,超前支承压力集中系数由3.02减小至1.89。

2)基于压剪破坏准则及岩体卸荷损伤机制得到:超前采动支承应力过大,底板岩体大、小主应力数值差小,压剪破坏深度小;卸荷后底板岩体受力状态相同,岩体卸荷起点的增大,卸荷量增加,卸荷张拉破坏加剧;采动支承应力的增大,巷道破坏加重。

3)工作面的推进,底板岩体及巷道经历支承压力扰动—卸荷的力学承载状态转变,底板岩体塑性区呈“马鞍形”;巷道围岩塑性区发生由“椭圆形”—“蝶形”—“竖直椭圆形”时空演化特征,理论计算结果与数值模拟结果大致相当。

4)通过现场工程实测,设计初采高度3.5 m,底板岩体破坏深度最大为16.7 m,巷道围岩破坏深度最大为5.2 m,巷道围岩整体较为稳定,满足生产安全需求。

参考文献(References):

- [1] 黄琪嵩,程久龙. 软硬互层岩体采场底板的应力分布及破坏特征研究[J]. 岩土力学, 2017, 38(S1): 36-42.
HUANG Qisong, CHENG Jiulong. Research on stress distribution and failure characteristics of coal mining floor in soft-hard alternant strata[J]. Rock and Soil Mechanics, 2017, 38(S1): 36-42.
- [2] 刘伟韬,穆殿瑞,杨利,等. 倾斜煤层底板破坏深度计算方法及主控因素敏感性分析[J]. 煤炭学报, 2017, 42(4): 849-859.
LIU Weitao, MU Dianrui, YANG Li, et al. Calculation method and main factor sensitivity analysis of inclined coal floor damage depth[J]. Journal of China Coal Society, 2017, 42(4): 849-859.
- [3] 王家臣,王兆会,杨杰,等. 千米深井超长工作面采动应力旋转特征及应用[J]. 煤炭学报, 2020, 45(3): 876-888.
WANG Jiachen, WANG Zhaohui, YANG Jie, et al. Mining-in-
- duced stress rotation and its application in longwall face with large length in kilometer deep coal mine[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(3): 876-888.
- [4] 王厚柱,鞠远江,秦坤坤,等. 深部近距离煤层开采底板破坏规律实测对比研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2020, 37(3): 553-561.
WANG Houzhu, JU Yuanjiang, QIN Kunkun, et al. A comparative study on floor failure law in deep and short-distance coal seam mining[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2020, 37(3): 553-561.
- [5] 施龙青,韩进. 底板突水机理及预测预报[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2004: 137-138.
SHI Longqing, HAN Jin. Mechanism and prediction of sudden water in the substrate[M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 2004: 137-138.
- [6] 谢广祥,李家卓,王磊,等. 采场底板围岩应力壳力学特征及时空演化[J]. 煤炭学报, 2018, 43(1): 52-61.
XIE Guangxiang, LI Jiazhao, WANG Lei, et al. Mechanical characteristics and time and space evolution of stress shell in stope floor stratum[J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43(1): 52-61.
- [7] 王连国,韩猛,王占盛,等. 采场底板应力分布与破坏规律研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2013, 30(3): 317-322.
WANG Lianguo, HAN Meng, WANG Zhansheng, et al. Stress distribution and damage law of mining floor[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2013, 30(3): 317-322.
- [8] HUANG Qisong, CHENG Jiulong. Analytical model of stress field and failure depth in multilayered rock masses of mining floor based on the transfer matrix method[J]. Geotech Geol Eng 2017, 35: 2781-2788.
- [9] LI Ang, MA Qing, MA Li, et al. Coal mine abutment pressure distribution based on a strain-softening model[J]. Frontiers in Physics, 2020, 8: 263.
- [10] 洛锋,曹树刚,李国栋,等. 近距离下行逐层开采底板应变时空差异特征[J]. 采矿与安全工程学报, 2018, 35(5): 997-1004.
LUO Feng, CAO Shugang, LI Guodong, et al. Temporal-spatial variation characteristics of strain in coal seam floor during downward and layer-by-layer mining in ultra-distance coal seams[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2018, 35(5): 997-1004.
- [11] 郭文兵,刘明举,李化敏,等. 多煤层开采采场围岩内部应力光弹力学模拟研究[J]. 煤炭学报, 2001, 26(1): 8-12.
GUO Wenbing, LIU Mingju, LI Huamin, et al. Photoelastic simulation study of internal stresses in the quarry surrounding rocks of multi-seam mining[J]. Journal of China Coal Society, 2001, 26(1): 8-12.
- [12] 罗生虎,王同,伍永平,等. 大倾角煤层群长壁开采承载拱与间隔岩层采动应力演化特征[J]. 煤炭学报, 2023, 48(2): 551-562.
LUO Shenghu, WANG Tong, WU Yongping, et al. Evolution characteristics of mining stress of bearing arch and interval strata in longwall mining of steeply dipping coal seam groups[J]. Journal of China Coal Society, 2023, 48(2): 551-562.
- [13] 吴荣新,吴茂林,曹建富,等. 厚松散层薄基岩坚硬顶板工作面覆岩破坏电法监测[J]. 煤炭科学技术, 2020, 48(1): 239-245.
WU Rongxin, WU Maolin, CAO Jianfu, et al. Electrical monitoring of overburden failure in hard roof working face with thick

- loose layer and thin bedrock[J]. *Coal Science and Technology*, 2020, 48(1): 239–245.
- [14] 王卫军, 袁越, 余伟健, 等. 采动影响下底板暗斜井的破坏机理及其控制[J]. *煤炭学报*, 2014, 39(8): 1463–1472.
WANG Weijun, YUAN Yue, YU Weijian, *et al.* Failure mechanism of the subinclined shaft in floor under mining influence and its control[J]. *Journal of China Coal Society*, 2014, 39(8): 1463–1472.
- [15] 张华磊. 采场底板应力传播规律及其对底板巷道稳定性影响研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2011.
ZHANG Hualei. Study on stress transmission laws of mining floor and its influence on stability of floor roadway[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2011.
- [16] 钱鸣高, 石平五, 许家林. 矿山压力与岩层控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2003: 58–60.
QIAN Minggao, SHI Pingwu, XU Jialin. Mine pressure and rock control[M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 2003: 58–60.
- [17] 徐芝纶. 弹性力学[M]. 北京: 高等教育出版社, 2016: 16–19.
XU Zhilun. Elasticity[M]. Beijing: Higher Education Press, 2016: 16–19.
- [18] 吴顺川. 岩石力学[M]. 北京: 高等教育出版社, 2021: 191–193.
WU Shunchuan. Rock Mechanics[M]. Beijing: Higher Education Press, 2021: 191–193.
- [19] 侯朝炯, 马念杰. 煤层巷道两帮煤体应力和极限平衡区的探讨[J]. *煤炭学报*, 1989, 14(4): 21–29.
HOU Chaojiong, MA Nianjie. Exploration of the stress and limit equilibrium zone of the coal body in the two helpers of the coal seam roadway[J]. *Journal of China Coal Society*, 1989, 14(4): 21–29.
- [20] 潘岳, 王志强, 李爱武. 初次断裂期间超前工作面坚硬顶板挠度、弯矩和能量变化的解析解[J]. *岩石力学与工程学报*, 2012, 31(1): 32–41.
PAN Yue, WANG Zhiqiang, LI Aiwu. Analytic solutions of deflection, bending moment and energy change of tight roof of advanced working surface during initial fracture[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2012, 31(1): 32–41.
- [21] 李新元, 马念杰, 钟亚平, 等. 坚硬顶板断裂过程中弹性能量积聚与释放的分布规律[J]. *岩石力学与工程学报*, 2007, 26(S1): 2786–2793.
LI Xinyuan, MA Nianjie, ZHONG Yaping, *et al.* Storage and release regular of elastic energy distribution in tight roof fracture[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2007, 26(S1): 2786–2793.
- [22] 姜福兴, 马其华. 深部长壁工作面动态支承压力极值点的求解[J]. *煤炭学报*, 2002, 27(3): 273–275.
JIANG Fuxing, MA Qihua. Mechanical solution of the maximum point of dynamic abutment pressure under deep long-wall working face[J]. *Journal of China Coal Society*, 2002, 27(3): 273–275.
- [23] 苏学贵, 宋选民, 原鸿鹄, 等. 受上覆采空区影响的巷道群稳定性控制研究[J]. *采矿与安全工程学报*, 2016, 33(3): 415–422.
SU Xuegui, SONG Xuanmin, YUAN Honghu, *et al.* Stability control of the roadway group under the influence of overlying goaf[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2016, 33(3): 415–422.
- [24] 杨仁树, 朱晔, 李永亮, 等. 采动影响巷道弱胶结层状底板稳定性分析与控制对策[J]. *煤炭学报*, 2020, 45(7): 2667–2680.
YANG Renshu, ZHU Ye, LI Yongliang, *et al.* Stability analysis and control strategy of weakly cemented layered floor in mining affected roadway[J]. *Journal of China Coal Society*, 2020, 45(7): 2667–2680.
- [25] 李春元, 左建平, 张勇. 深部开采底板破坏与基本顶岩梁初次垮断的联动效应[J]. *岩土力学*, 2021, 42(12): 3301–3314.
LI Chunyuan, ZUO Jianping, ZHANG Yong. The linkage effect between floor failure and first weighting of the main roof in deep longwall mining[J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2021, 42(12): 3301–3314.
- [26] 赵洪宝, 刘一洪, 李金雨, 等. 孤岛煤柱下底板岩体损伤过程与分区破坏特征分析[J]. *中国矿业大学学报*, 2021, 50(5): 963–974.
ZHAO Hongbao, LIU Yihong, LI Jinyu, *et al.* Analysis of damage process and zonal failure characteristics of rock mass under floor isolated coal pillar[J]. *Journal of China University of Mining & Technology*, 2021, 50(5): 963–974.
- [27] 黄达, 黄润秋. 卸荷条件下裂隙岩体变形破坏及裂纹扩展演化的物理模型试验[J]. *岩石力学与工程学报*, 2010, 29(3): 502–512.
HUANG Da, HUANG Runqiu. Physical model test on deformation failure and crack propagation evolvement of fissured rocks under unloading[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2010, 29(3): 502–512.
- [28] 张宏博, 宋修广, 黄茂松, 等. 不同卸荷应力路径下岩体破坏特征试验研究[J]. *山东大学学报(工学版)*, 2007(6): 83–86.
ZHANG Hongbo, SONG Xiuguang, HUANG Maosong, *et al.* Research on failure features of rocks under different stress unloading path[J]. *Journal of Shandong University(Engineering Science)*, 2007(6): 83–86.
- [29] 赵光明, 许文松, 孟祥瑞等. 扰动诱发高应力岩体开挖卸荷围岩失稳机制[J]. *煤炭学报*, 2020, 45(3): 936–948.
ZHAO Guangming, XU Wensong, MENG Xiangrui, *et al.* Instability mechanism of high stress rock mass under excavation and unloading induced by disturbance[J]. *Journal of China Coal Society*, 2020, 45(3): 936–948.
- [30] 李文璞, 王泽, 冯国瑞, 等. 真三轴采动卸荷条件下砂岩扩容行为和非共轴性研究[J]. *煤炭学报*, 2023, 48(S1): 71–81.
LI Wenpu, WANG Ze, FENG Guorui, *et al.* Research on sandstone dilation behavior and non-coaxiality under different stress Lode angle conditions[J]. *Journal of China Coal Society*, 2023, 48(S1): 71–81.
- [31] 王卫军, 董恩远, 袁超. 非等压圆形巷道围岩塑性区边界方程及应用[J]. *煤炭学报*, 2019, 44(1): 105–114.
WANG Weijun, DONG Enyuan, YUAN Chao. Boundary equation of plastic zone of circular roadway in non-axisymmetric stress and its application[J]. *Journal of China Coal Society*, 2019, 44(1): 105–114.