



采动影响下临空巷道小煤柱失稳特征与调控方法

来兴平 徐李臻 曹建涛 单鹏飞 张帅 许慧聪

引用本文：

来兴平, 徐李臻, 曹建涛, 等. 采动影响下临空巷道小煤柱失稳特征与调控方法[J]. 煤炭科学技术, 2025, 53(1): 39–53.
LAI Xingping, XU Lizhen, CAO Jiantao. Instability characteristics and control methods of small coal pillar in open roadway under the influence of mining[J]. Coal Science and Technology, 2025, 53(1): 39–53.

在线阅读 View online: <https://doi.org/10.12438/est.2024-1628>

您可能感兴趣的其他文章

Articles you may be interested in

深孔爆破在小煤柱巷道顶板控制中的应用

Application of deep hole blasting in roof control of small coal pillar roadway
煤炭科学技术. 2022, 50(3): 85–91 <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/dc529e2b-882d-46c4-9120-5e246bafaec0>

考虑动载扰动作用的窄煤柱巷道底板失稳机制

Instability mechanism of narrow coal pillar roadway floor considering dynamic load disturbance
煤炭科学技术. 2022, 50(2): 56–64 <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/4531ea84-2048-4804-adca-2ab6dce7799f>

特厚煤层残留煤柱应力分布与巷道跨煤柱布控技术

Remnant coal pillar stress distribution and cross–pillar roadway layout control technology in extra–thick coal seam
煤炭科学技术. 2023, 51(12): 232–242 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.cst.2022–2092>

多层坚硬顶板特厚煤层综放工作面小煤柱护巷技术

Small coal pillar technology in fully–mechanized top–coal caving face of multi layer hard roof and extra thick coal seam
煤炭科学技术. 2024, 52(3): 13–23 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.cst.2023–0599>

动载扰动下深井护巷煤柱失稳破坏机理

Instability failure mechanism of coal pillar in deep mine under dynamic disturbance
煤炭科学技术. 2023, 51(3): 29–36 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.cst.2022–1667>

二次采动影响下区段煤柱破坏机制及围岩控制技术

Study on coal pillar failure mechanism and surrounding rock control technology under influence of secondary mining
煤炭科学技术. 2020, 48(6) <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/8d4eb05e-7552-462a-9fc8-ad037cdb81d0>



关注微信公众号，获得更多资讯信息

采矿科学与工程



来兴平,徐李臻,曹建涛,等.采动影响下临空巷道小煤柱失稳特征与调控方法[J].煤炭科学技术,2025,53(1):39-53.

LAI Xingping, XU Lizhen, CAO Jiantao, *et al.* Instability characteristics and control methods of small coal pillar in open roadway under the influence of mining[J]. Coal Science and Technology, 2025, 53(1): 39-53.

移动扫码阅读

采动影响下临空巷道小煤柱失稳特征与调控方法

来兴平^{1,2},徐李臻¹,曹建涛^{1,2},单鹏飞^{1,2},张 帅¹,许慧聪^{1,2}

(1. 西安科技大学 能源学院, 陕西 西安 710054; 2. 西安科技大学 教育部西部矿井开采及灾害防治重点实验室, 陕西 西安 710054)

摘要:西部煤炭基地是我国能源安全保障的核心“压舱石”,为提高资源采出率小煤柱临空巷道广泛应用,小煤柱临空巷道稳定性问题凸显。论文以国家能源集团麦垛山煤矿某工作面临空巷道为研究对象,构建小煤柱临空巷道力学模型,量化小煤柱临空侧顶板围岩下沉量与小煤柱支撑力关联性,探究围岩调控机制;采用朴素贝叶斯模型建立煤柱稳定性辨识模型,分别判断调控前后煤柱稳定性;通过精细化三维数值计算,研究临空巷道小煤柱围岩调控效果,并开展现场实施验证。结果表明:通过构建4种不同断裂线位置覆岩结构,推导得到了临空巷道直接顶最大下沉量与小煤柱支撑强度之间存在负相关。说明可通过提高小煤柱强度进而控制直接顶下沉,改善巷道围岩失稳问题;基于朴素贝叶斯及11项围岩参数建立煤柱稳定性辨识模型,准确率 A_c 达到0.9537,满足辨识要求。并对原煤柱和改性调控后煤柱进行辨识,从算法角度证明了调控方案的可行性;通过FLAC3D数值模拟围岩改性协同调控方案前后对比,煤柱应力提升了57.6%,变形量最低减少了22.8%;支护体应力降低,最大位移量减少了31.2%。两帮应力差值减小,巷道围岩应力分布更加平衡;方案现场实施得到煤柱应力最大提高至2.325倍,且应力波动较稳定,顶板、两帮变形量减少超80%。验证了围岩改性协同调控方案对小煤柱临空巷道变形破坏防治的可行性,保证了巷道围岩稳定性。研究结果为西部矿区临空巷道小煤柱科学设计提供基础支撑,为实现西部矿区强采动小煤柱临空巷道失稳防治提供借鉴。

关键词:小煤柱;临空巷道;注浆加固;改性调控;数值模拟

中图分类号:TD82 **文献标志码:**A **文章编号:**0253-2336(2025)01-0039-15

Instability characteristics and control methods of small coal pillar in open roadway under the influence of mining

LAI Xingping^{1,2}, XU Lizhen¹, CAO Jiantao^{1,2}, SHAN Pengfei^{1,2}, ZHANG Shuai¹, XU Huicong^{1,2}

(1. College of Energy Engineering, Xi'an University of Science and Technology, Xi'an 710054, China; 2. Key Laboratory of Western Mines and Hazard Prevention of China Ministry of Education, Xi'an University of Science and Technology, Xi'an 710054, China)

Abstract: The coal base in western China is the core “ballast stone” of China’s energy security. In order to improve the resource recovery rate, the stability of small coal pillar open roadway is widely used. In this paper, the mechanical model of small coal pillar open roadway is established in Meiduoshan Coal Mine of National Energy Group, and the correlation between the surrounding rock subsidence of small coal pillar and the supporting force of small coal pillar is quantified. The identification model of coal pillar stability is established by using naive Bayes model to judge the stability of coal pillar before and after regulation. Through the refined three-dimensional numerical calculation, the regulation effect of small coal pillar surrounding rock in open roadway is studied, and the field implementation is verified. The results show that there is a negative correlation between the maximum subsidence of the direct roof of the open roadway and the supporting strength of the small coal pillar by constructing four kinds of overlying rock structures at different fault lines. It shows that the subsid-

收稿日期:2024-11-10 策划编辑:朱恩光 责任编辑:钱小静 DOI: 10.12438/cst.2024-1628

基金项目:国家自然科学基金资助项目(52394191, 52274138, 52404142)

作者简介:来兴平(1971—),男,宁夏平罗人,教授,博士生导师,博士。E-mail: laixp@xust.edu.cn

通讯作者:徐李臻(2000—),男,陕西渭南人,硕士研究生。E-mail: 23203226081@stu.xust.edu.cn

ence of direct roof can be controlled by increasing the strength of small coal pillar, and the instability of surrounding rock of roadway can be improved. A coal pillar stability identification model was established based on naive Bayes and 11 surrounding rock parameters, and the accuracy of Ac reached 0.953 7, which met the identification requirements. The original coal pillar and the modified coal pillar are identified, and the feasibility of the control scheme is proved from the algorithm point of view. Through FLAC3D numerical simulation before and after the coordinated control scheme of surrounding rock modification, the stress value of coal pillar is increased by 57.6%, and the deformation is reduced by 22.8%. The stress of the supporting body is reduced, and the maximum displacement is reduced by 31.2%. The stress difference between the two sides decreases, and the stress distribution of roadway surrounding rock becomes more balanced. The in-situ implementation of the scheme can increase the maximum stress of coal pillar to 2.325 times, and the stress fluctuation is stable, and the deformation of roof and two sides is reduced by more than 80%. The feasibility of the coordinated control scheme of surrounding rock modification to prevent and control the deformation and failure of small coal pillar open-air roadway is verified, and the stability of surrounding rock is ensured. The research results provide basic support for the scientific design of small coal pillars in open roadway in western mining area, and provide reference for the prevention and control of the instability of open roadway with small coal pillars in western mining area.

Key words: small pillars of coal; overhead roadway; grouting reinforcement; modification control; numerical simulation

0 引言

煤炭作为我国的主体能源和重要的化工原料,是我国能源安全的战略保障^[1-3]。西部地区作为煤炭主要产区,已探明煤炭储量2万亿t^[4],约占全国80%,原煤产量占全国55.30%^[5-6]。随着西部煤炭资源的高强度、大规模开采,出现强采动现象,该现象会通过破坏煤柱稳定性^[7]、引发采场垮塌和地表沉陷^[8-9],严重威胁人员安全、损坏设备并影响生产效率,不利于安全高效生产。在此开采背景下,部分矿井已转为资源枯竭型矿井,为提高资源采出率多数矿井采用小煤柱沿空掘巷^[10-11],小煤柱临空巷道稳定性的重要性愈发凸显^[12-13]。

国内外许多学者对小煤柱临空巷道失稳进行了广泛研究。魏启明等^[14]指出侧压系数为小煤柱巷道围岩变形的主控因素。贾川等^[15]采用数值模拟试验证明了降低作用于煤柱上方的垂直应力才能有效控制围岩变形。孙福玉等^[16]认为小煤柱临空巷道变形失稳是多次动压影响、软弱煤体、窄煤柱和大断面综合作用的结果。李伟涛、侯朝炯等^[17-19]揭示了临空巷道围岩失稳变形与区段煤柱尺寸之间的联系,确定了临空巷道最合理的开挖时机。孙恒虎、漆泰岳等^[20-21]指出了小煤柱临空巷道围岩失稳变形破坏机理及稳定性控制的思路。樊克恭^[22]提出对弱结构体改性补强是巷道围岩稳定性控制的关键。赵志强等^[23]通过大量研究,提出了巷道围岩失稳破坏形态是围岩应力分布与巷道支护加固相互作用的结果。吴锋峰^[24]认为软岩巷道大变形的主要是由于应力分布差异引起的。

在围岩改性调控方面,众多学者通过对比围岩改性调控前后岩石力学参数评价改性效果。LU等^[25]

对富含节理的砂岩试样浆注加固,并对试样进行抗拉、抗压与抗剪切试验,研究结果表明,破碎试样的声发射活动状态随着充填率的增多呈现出先增加后降低的趋势,这与充填率对节理剪切变形与强度参数的影响规律是一致的。LEE等^[26]基于数值计算实验与实验室试验,对比分析了含有节理裂隙的岩体注浆加固强度恢复效果,提出了定量评估岩体注浆加固强度恢复效果的反演分析方法,并采用该方法反演得到,相比于注浆加固前的破裂岩体相比,裂隙注浆加固作用能够使原试样刚度提高6倍。ZHOU等^[27]研究了注浆充填裂隙在低围压三轴压缩条件下的渗透率演化规律,发现三轴压缩产生的裂隙是引起渗透率增大的主要原因。SUN等^[28]采用实验室注浆加固试验与力学性能监测的方法,对不同注浆率的煤岩体试样进行了岩石力学试验,证明了随着注浆量的增加,注浆后峰值抗剪强度和残余抗剪强度均呈线性增长。LIU等^[29]通过对预裂围岩试样进行了注浆加固力学实验监测,结果表明注浆后不仅显著提高了岩石的综合强度和稳定性还降低了岩石裂隙的法向位移。

以上学者对煤柱失稳和围岩改性调控进行了大量研究,但缺少对小煤柱临空巷道变形量与主控因素关联性的定量表达,同时由于煤岩赋存、开采方法、应力环境以及煤柱宽度的不同,临空巷道的变形破坏特征、失稳机理也不尽相同,相应采取的控制技术措施也不同。目前,鉴于软岩覆岩条件下开采临空巷道变形破坏及围岩改性调控方面的研究相对匮乏,再加上麦垛山煤矿煤层赋存环境特殊以及小煤柱临空巷道布置具有独特性,致使小煤柱临空巷道注浆加固控制技术变得更为复杂,所以该技术还需要进一步深入研究与完善。

1 工程背景

1.1 矿井概况及地质特征

国家能源集团宁夏煤业公司麦垛山煤矿位于宁夏回族自治区鸳鸯湖矿区南端, 地表为第4系沙丘带, 有少量植被。位置关系如图1所示, 110205工作面回风巷(措施巷向北)位于2号煤11采区北翼, 走

向长1539.07 m, 其东部为设计的110205工作面, 西与10207工作面机巷相隔6 m煤柱相邻。巷道掘进断面为异型断面, 掘进断面20.66 m², 净断面19.0 m²。巷道埋深281.7~337.0 m, 平均309.4 m, 平均煤厚3.06 m, 倾角0°~7°, 地层节理发育, 完整性差, 巷道顶板易冒落、且有小量裂隙涌水。具体顶底板岩性见表1。

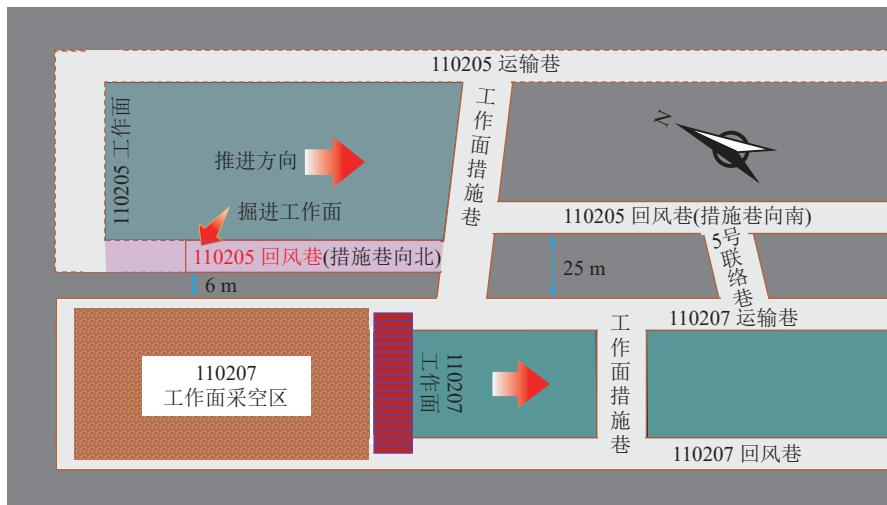


图1 麦垛山煤矿110205工作面回风巷位置关系示意

Fig.1 Position diagram of return air lane of 110205 working face in Meiduoshan Coal mine

表1 110205工作面回风巷顶底板岩性

Table 1 Lithology of roof and floor of return air lane 110205 working face

顶底板	岩性	厚度/m	岩性特征
直接顶	细-粗砂岩	17.01	灰色, 厚层块状, 胶结坚硬, 夹薄层粉砂岩普氏硬度f=1.06~5.68
煤层	2煤	3.06	黑色, 块状, 半暗型煤, 以暗煤为主, 普氏硬度f=2~3
伪底	泥岩	0.50	黑色, 灰黑色, 局部似煤非煤, 软塑-硬塑, 普氏硬度f=0.13~2.01
直接底	细砂岩	7.39	灰色, 厚层块状, 水平层理发育, 普氏硬度f=0.80~6.01

1.2 小煤柱临空巷道失稳特征

麦垛山煤矿在回采上一工作面即110207工作面时, 回采后覆岩垮落形成采空区, 110205回风巷受到采动应力、覆岩重力和小煤柱支承应力的影响出现失稳现象, 110205回风巷失稳特征如下:

1) 通过GWL300矿用顶板离层仪监测110205回风巷掘进过程, 在距离掘进工作面50 m的深基点断面达到最大值261.41 mm, 在距离掘进工作面100 m的浅基点断面达到最大值194.33 mm。

2) 通过对110205回风巷顶板进行0~10 m深度钻孔窥视表明, 顶板岩层3.5 m以下部分钻孔内壁变形极其严重, 出现较大范围的破损现象, 围岩整体变形严重; 3.5 m以上部分孔壁比较完整, 围岩基本不发生较大变形。

3) 通过对110205回风巷小煤柱侧帮进行钻孔窥视, 发现小煤柱临空巷道煤柱体孔壁破坏严重(图2), 节理、裂隙发育比顶板更为明显, 整个钻孔以纵向环形裂隙为主, 并伴随横向裂隙、纵向裂隙、斜裂隙以及多方位组合裂隙。小煤柱内裂隙发育, 严重破坏了煤柱的内部结构, 煤柱体发生不可逆转的塑性变形与破断。

2 小煤柱临空巷道失稳力学解析与改性调控机制探究

2.1 临空巷道失稳力学分析

小煤柱巷道掘进位置一般刚好处于残余的支承压力峰值下。巷道掘进后小煤柱遭到破坏而卸载, 引起载荷向巷道方向强烈移动。巷道另一侧的煤体,

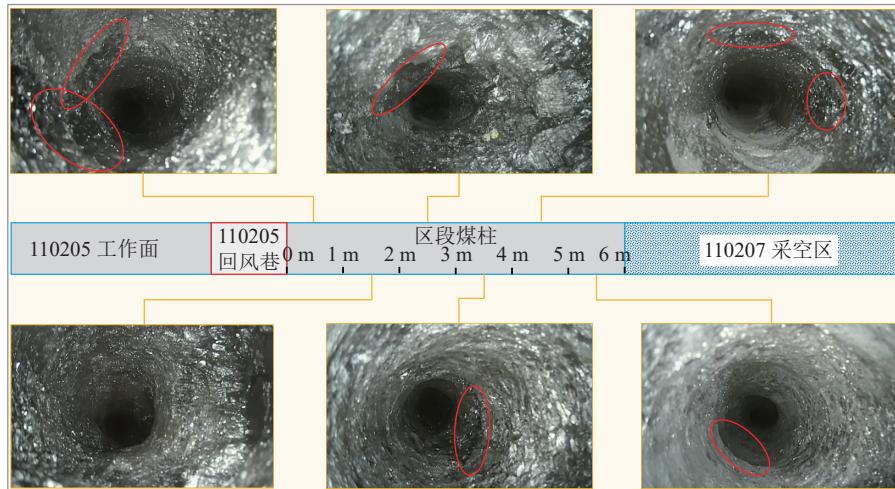


图 2 110205 回风巷煤柱钻孔窥视特征

Fig.2 110205 coal pillar borehole peep characteristics of return air roadway

由原来承受高压的弹性区,衍变为破裂区、塑性区。小煤柱巷道围岩一直保持较大的速度持续变形,顶板强烈下沉和底板鼓起。巷道的压力主要来自小煤柱一侧,煤柱实际上已遭到严重破坏,不仅对顶板支撑作用有限,而且使巷道实际跨度和悬顶距离增加,

因此,小煤柱巷道的围岩变形比普通巷道更加明显。如图3所示,可以分为以下4种情况:(a)基本顶断裂线位于实体煤壁内侧;(b)基本顶断裂线位于巷道上方;(c)基本顶断裂线位于小煤柱上方或外侧;(d)基本顶不构成结构。

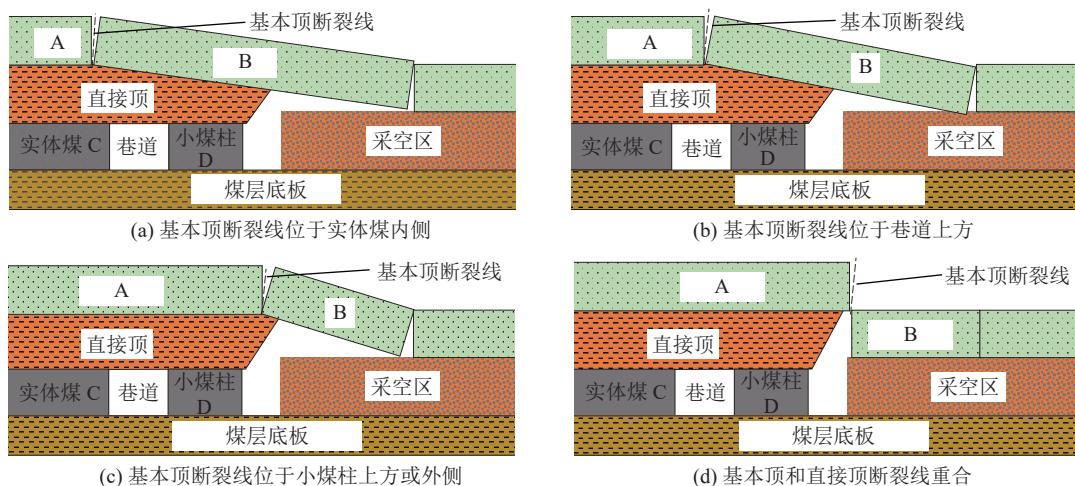


图 3 小煤柱临空巷道上覆岩层结构示意

Fig.3 The structure of overlying strata on the small coal pillar empty roadway

当基本顶断裂线位于实体煤壁内侧、巷道上方以及小煤柱上方或外侧,岩块B对直接顶的作用载荷(q_B)十分复杂,与覆岩静载、岩块回转滑移形成的动载以及时间的因素有关,是关于顶板位置x的函数,因此在这里以基本顶不构成结构的顶板岩层结构为例,定量分析小煤柱临空巷道直接顶变形情况,进而间接地判断出其他顶板岩层结构下的直接顶变形情况。同样地,由于直接顶在不同位置的挠度不同,以及小煤柱发生塑性变形后,其内部结构遭到破坏,承载性能不满足胡克定律,导致直接顶在不同位

置的下沉量不同,小煤柱的支撑作用尚不明确,因此小煤柱D对直接顶的作用载荷(q_D)同样为关于位置x的函数,但在不同位置的载荷差距不大。如图4所示,为了更方便地计算顶板变形,可将小煤柱对直接顶的作用载荷视为均布载荷 q_D 。图中, q_A 、 q_C 与 $q_D(x)$ 分别为岩块A、煤壁与煤柱施加于直接顶的载荷; l_A 、 l_C 与 l_D 分别为岩块A、煤壁与煤柱D长度; l 为沿空巷道的宽度; L 为所研究的直接顶的长度; F_{oy} 与 M_o 分别为煤壁所承受的垂直力与弯矩。

此时顶板稳定性的静力学条件可得到

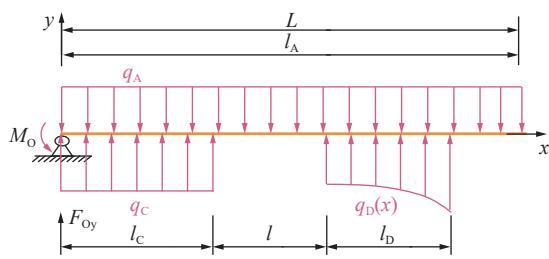


图 4 小煤柱临空巷道基本顶不构成结构力学模型

Fig.4 Basic roof of small coal pillar overhead roadway does not constitute the structural mechanics model

$$F_{Oy} = q_A L - q_C l_C - q_D l_D \quad (1)$$

$$M_O = \frac{1}{2} q_A L - \frac{1}{2} q_C l_C - \frac{1}{2} q_D l_D - q_D (l + l_C) \quad (2)$$

此时当 $0 < x \leq l_C$ 时, 由悬臂梁初始条件与直接顶挠度联立计算得到

$$\frac{d\omega}{dx} = \frac{1}{EI} \left[\frac{1}{2} (q_A L - q_C l_C - q_D l_D) x^2 - \frac{1}{6} (q_A - q_C) x^3 \right] \quad (3)$$

$$\omega = \frac{1}{EI} \left[\frac{1}{6} (q_A L - q_C l_C - q_D l_D) x^3 - \frac{1}{24} (q_A - q_C) x^4 \right] \quad (4)$$

式中: E 为弹性模量, I 为惯性矩, ω 为挠度。

此时可求得 $x=l_C$ 处的挠度为

$$\frac{d\omega}{dx} \Big|_{x=l_C} = \frac{1}{EI} \left[\frac{1}{2} (q_A L - q_C l_C - q_D l_D) l_C^2 - \frac{1}{6} (q_A - q_C) l_C^3 \right] \quad (5)$$

$$\omega_{x=l_C} = \frac{1}{EI} \left[\frac{1}{6} (q_A L - q_C l_C - q_D l_D) l_C^3 - \frac{1}{24} (q_A - q_C) l_C^4 \right] \quad (6)$$

此时当 $l_C < x \leq l + l_C$ 时, 即巷道上方直接顶挠度满足

$$\frac{d^2\omega}{dx^2} = \frac{1}{EI} \left[\frac{1}{2} x^2 - (l + l_C) x \right] q_A \quad (7)$$

$$\frac{d\omega}{dx} = \frac{1}{EI} \left[\frac{1}{6} q_A x^3 - \frac{1}{2} (l + l_C) q_A x + E \right] \quad (8)$$

$$\omega = \frac{1}{EI} \left[\frac{1}{24} q_A x^4 - \frac{1}{4} q_A l x^2 - \frac{1}{4} q_A l_C x^2 + Ex + F \right] \quad (9)$$

式中: F 为常数。

其中, 代入 $x=l_C$ 得

$$E = \frac{1}{2} q_A L l_C^2 - \frac{1}{3} q_C l_C^3 - \frac{1}{2} q_D l_C^3 - \frac{1}{3} q_A l_C^3 + \frac{1}{2} q_A l l_C + \frac{1}{2} q_A l l_C^2 \quad (10)$$

$$F = -\frac{1}{3} q_A L l_C^3 + \frac{7}{24} q_C l_C^4 - \frac{1}{6} q_D l_D l_C^3 + \frac{1}{4} q_A l_C^4 + \frac{1}{2} q_D l_C^4 + \frac{1}{2} q_A l l_C^2 - \frac{1}{4} q_A l l_C^2 - \frac{1}{4} q_A l_C^2 \quad (11)$$

令 $\frac{d\omega}{dx} = 0$, 则存在 $x=x_0 (0 < x_0 \leq l_C)$, 使得 $\frac{d\omega}{dx} = 0$ 成立, 则直接顶挠度满足

$$\omega_{\max} = \omega_x = x_0 \quad (12)$$

由于 $E, I, x_0, q_A, q_C, l_A, l_B, l_C, l_D, l$ 与 L 等均为常数, 因此可得到直接顶挠度最大值与小煤柱支撑载荷之间满足以下关系

$$\omega_{\max} = aq_C + b \quad (a, b \text{ 均为常数}) \quad (13)$$

其中,

$$a = \frac{1}{EI} \left(-\frac{1}{2} l_C^3 x_0 - \frac{1}{3} L l_C^3 - \frac{1}{6} l_D l_C^3 + \frac{1}{2} l_C^4 \right) \quad (14)$$

$$b = \frac{1}{EI} \left(\begin{array}{l} \frac{1}{24} q_A x_0^4 - \frac{1}{4} q_A l x_0^2 - \frac{1}{4} q_A l_C x_0^2 + \\ \frac{1}{4} q_A L l_C^2 x_0 - \frac{1}{3} q_C l_C^3 x_0 - \frac{1}{3} q_A l_C^3 x_0 + \\ \frac{1}{2} q_A l l_C x_0 + \frac{1}{2} q_A l l_C^2 x_0 - \frac{1}{3} q_A L l_C^3 + \\ \frac{7}{27} q_C l_C^4 + \frac{1}{4} q_A l_C^4 + \frac{1}{4} q_A l l_C^2 - \frac{1}{4} q_A l_C^2 \end{array} \right) \quad (15)$$

根据地质条件, 直接顶厚度 $Z=17.01$ m, 弹性模量 $E=4.61$ GPa, 当基本顶不构成结构时, $l_A=L$ 。根据理论与实践经验可知巷道煤壁内 10 m 位置的煤体基本不发生变形, 因此取 $l_C=10$ m, 巷道宽度 $l=5.4$ m, 煤柱 $l_D=6.0$ m。假设采空区侧直接顶悬顶 5 m, 则所研究直接顶长度 $L=l+l_C+l_D+5=26.4$ m, 由于巷道埋深为 309.4 m, 则 $q_A \approx q_C=7.5$ MPa, 因此求得 $I=L^3 Z/12=26081.64$, $10 \text{ m} < x_0 \leq 15.4 \text{ m}$ 。

将数据代入式 (14) 与式 (15), 可得 $a < 0, b > 0$, 因此可以得到直接顶最大下沉量与小煤柱支撑力呈单调递减的一次函数, 直接顶的变形与小煤柱支撑强度关系密切。此规律与其他 3 种顶板结构类型相似, 只是在此基础上增加了岩块 B 的冲击动载, 使得在相同的煤柱载荷支撑作用下, 巷道顶板下沉量更大。

2.2 改性调控机制探究

通过上述关系绘制图 5, 在明确直接顶最大下沉量与小煤柱支撑力呈单调递减的一次函数关系后, 进一步深入探究改性调控的机制与作用。

从煤柱受力变形的过程来看, 小煤柱在受到强采动影响时, 采动应力引发煤柱内部产生微裂隙, 这些微裂隙在持续应力作用下不断扩展、连通, 导致煤柱的完整性遭到破坏, 承载能力下降。此时, 煤柱的应力分布变得极不均匀, 局部区域出现应力集中现象, 使得煤柱发生塑性变形, 进而表现为顶板挠度增大至 ω_3 , 严重威胁顶板及巷道整体稳定性。

当实施注浆加固措施时, 注浆材料在压力作用

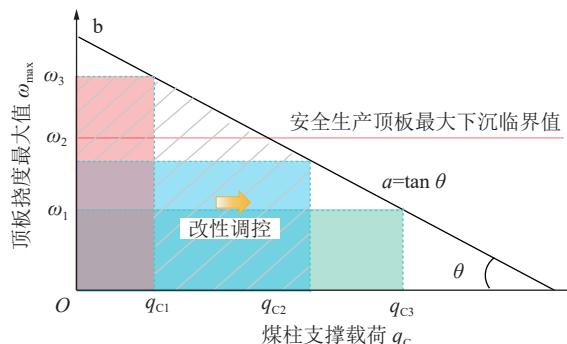


图 5 直接顶挠度最大值与煤柱支撑载荷之间关系

Fig.5 Relationship between maximum direct roof deflection and pillar support load

下渗透进入煤柱的裂隙和孔隙中。在微观层面,注浆材料与煤柱颗粒表面发生物理化学作用,如吸附、水化等过程。一方面,注浆材料填充裂隙和孔隙,减少了煤柱内部的缺陷,增加了煤柱的密实度,使煤柱颗粒间的接触更加紧密,应力传递更加均匀有效,从而提高了煤柱的整体承载能力;另一方面,注浆材料在凝固过程中形成的胶结网络结构,如同在煤柱内部构建了一个“增强骨架”,增强了煤柱抵抗变形的能力,抑制了煤柱的进一步帮鼓和变形。具体表现为注浆加固使破裂后砂岩的强度提高 120%~130%,破裂后粉砂岩和页岩的强度提高 1~3 倍。

从力学原理角度分析,注浆加固后煤柱的弹性模量等力学参数发生改变。根据材料力学理论,弹性模量的提高意味着煤柱在相同应力作用下的变形量减小。设注浆加固前煤柱的弹性模量为 E_1 ,注浆加固后变为 E_2 ($E_2 > E_1$),在承受相同载荷 F 时,根据胡克定律 $\sigma=E\varepsilon$,注浆加固前煤柱的应变 ε_1 ,注浆加固后应变 ε_2 ,显然 ($\varepsilon_2 < \varepsilon_1$),即煤柱的变形量减小,从而能够更好地支撑顶板,使顶板最大挠度降低至 ω_2 。其变形量小于安全生产围岩变形最大值,满足正常生产要求。因此,围岩注浆加固一方面可减小顶板的变形下沉,同时也能降低小煤柱的帮鼓与变形。

3 基于朴素贝叶斯煤柱稳定性辨识

3.1 煤柱失稳辨识数据获取

影响煤柱稳定性的因素很多,通过结合现场经验选取围岩抗拉强度 σ 、黏聚力 c 、弹性模量 E 、内摩擦角 ϕ 、容重 γ 、泊松比 μ 、埋深 H 、倾角 α 、煤厚 h 、工作面长度 G 、煤柱宽度 M 共计 11 项参数^[30]。搜集采煤工作面相关数据资料以实测数据共 106 组数据作为辨识模型样本数据,其中前 11 组为煤柱失稳工况。同时,为保证辨识模型的可靠性,随机选取

80% 的数据量作为训练集,剩余 20% 数据作为测试集用于验证模型准确性,部分样本数据见表 2。其中第 107 组数据为麦垛山 110205 回风巷原煤柱参数;第 108 组数据为注浆加固后煤柱参数。

3.2 朴素贝叶斯算法

朴素贝叶斯算法 (NB 算法)^[31] 为一种以贝叶斯决策理论为基础,并假设特征条件相互独立的机器学习分类算法。它能够从先验知识中获得先验概率和条件概率,并通过学习过程生成分类模型,然后利用贝叶斯公式计算后验概率,最后通过比较概率来辨识样本所属类别。其基本模型为

$$P(C|X) = \frac{P(C)P(X|C)}{P(X)} \quad (16)$$

式中: $P(C|X)$ 为样本 X 属于类别 C 的后验概率; $P(C)$ 为类别 C 的先验概率; $P(X|C)$ 为样本 X 属于类别 C 的条件概率; $P(X)$ 为样本 X 的边缘概率。

对于给定的辨识样本 $X=\{x_1, x_2, \dots, x_n\}$,假设 X 具有 m 个可能的决策类别 $C=\{c_1, c_2, \dots, c_m\}$ 。由于 $P(X)$ 对每个类别都取定值,故式 (16) 可以简化为

$$C_{NB}(X) = \operatorname{argmax} P(c_i) \prod_{k=1}^n P(x_k|c_i) \quad (17)$$

其中, $P(c_i)$ 为类别 c_i 的先验概率; $P(x_k|c_i)$ 为特征属性 x_k 来自于类别 c_i 的条件概率。NB 算法以各特征属性的条件概率的乘积作为辨识样本所属类别 c_i 的条件概率。通过将先验概率和条件概率相乘,得到各类别的后验概率,具有最大后验概率的类别即为辨识样本所属类别。

3.3 煤柱稳定性辨识模型建立

3.3.1 数据集划分

为提高模型泛化能力,应从训练样本中学习适用于所有潜在样本的普遍规律。故而,对样本数据划分时需保持数据分布一致性,避免引入额外偏差。本研究采用随机分层抽样将 106 组样本数据划分为训练集 (80%) 和测试集 (20%),使子集与样本集比例结构相同。训练集用于确定模型结构和优化参数,测试集用于评估模型性能,两者相互独立无交集。

由于机器学习模型在不平衡数据集上训练易偏向多数类样本,导致对少数类样本分类性能降低,所以在模型训练前需处理数据集不平衡问题。合成少数过采样技术 (SMOTE) 可通过线性插值生成少数样本,克服随机过采样过拟合问题,平衡数据集并提高样本规模。本研究采用 SMOTE 处理训练集,平衡煤柱失稳与稳定差异,提升模型准确率和精确率。

表 2 煤柱失稳辨识模型部分样本数据
Table 2 Coal pillar instability prediction model partial sample data table

序号	σ/MPa	c/MPa	E/GPa	$\phi/(\text{°})$	$\gamma/(\text{kN} \cdot \text{m}^{-3})$	μ	H/m	$a/(\text{°})$	h/m	G/m	M/m	煤柱稳定性
1	0.45	1.96	0.8	30.40	14	0.290	550	5	15.9	220	10	0
2	0.80	0.80	3.00	30.00	13.50	0.300	214	6	2.4	319	7.0	0
3	0.80	1.25	1.25	24.00	14.00	0.310	1100	36	3.0	100	7.0	0
4	0.90	1.20	1.91	28.00	15.00	0.330	600	9	6.3	145	8.0	0
5	1.10	2.33	2.05	22.50	15.14	0.343	500	13	10.3	120	7.0	0
6	0.90	2.60	1.56	19.80	15.57	0.358	600	6	10.0	160	10.0	0
7	1.17	9.99	8.61	24.37	13.16	0.322	110	1	3.0	300	15.0	0
8	2.60	1.90	7.60	34.00	13.00	0.260	700	5	4.0	150	5.0	0
9	0.90	4.30	2.96	35.00	13.72	0.290	990	6	14.0	146	7.0	0
10	2.50	6.00	9.00	31.00	14.80	0.200	700	1	6.4	300	15.0	0
11	0.80	1.00	0.79	28.00	13.80	0.300	765	3	3.2	210	5.0	1
12	2.30	0.30	1.56	23.00	14.00	0.240	400	5	6.2	185	20.0	1
13	0.80	0.80	1.19	23.00	14.00	0.300	1130	2	3.2	200	25.0	1
14	2.30	0.30	1.56	23.00	14.00	0.240	400	5	6.2	185	20.0	1
15	3.60	2.50	0.54	28.00	15.50	0.373	350	8	4.8	150	35.0	1
...
103	2.00	3.81	8.00	37.5	13.2	0.260	317	13	3.0	162	28.0	1
104	0.49	2.70	2.00	28.1	14.5	0.330	200	2	6.0	297	25.0	1
105	0.57	1.50	0.42	42.0	12.7	0.120	260	19	3.5	160	12.0	1
106	1.27	1.52	4.37	33.0	12.0	0.310	300	15	3.7	160	25.0	1
107	0.27	0.47	3.50	31.00	13.50	0.280	309	4	3.1	235	6.0	
108	0.86	2.53	4.68	32.26	14.60	0.240	309	4	3.1	235	6.0	

注: 煤柱稳定性中0表示煤柱失稳; 1表示煤柱稳定。

3.3.2 K 折交叉验证

为避免训练数据较少引起的模型过拟合问题, 更准确地评估模型的准确性和可靠性, 采用 K 折交叉验证将训练集进一步划分为 K 个相等的子集。每次用 $K-1$ 个子集的并集作为训练集, 剩下的一个子集作为验证集, 从而获得 K 组训练/验证集。通过 K 次训练和验证, 最终以 K 个验证子集的平均辨识准确率评估模型精度。 K 折交叉验证过程如图 6 所示。

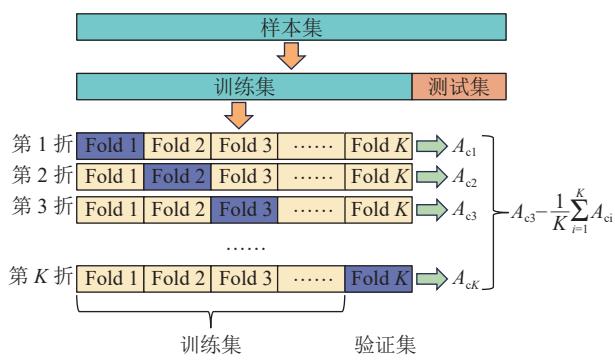


图 6 K 折交叉验证过程
Fig.6 K -fold cross-validation procedure

3.3.3 模型评价指标

本文采用准确率 A_c 、召回率 R_c 和 F_1 三个指标评估模型性能。准确率用于衡量模型的整体辨识性能; 召回率为正确辨识的样本占所有正样本的比例; F_1 为融合了精确率和召回率的调和平均值, 用于对模型辨识性能的综合考量。这 3 个指标均可通过混淆矩阵获得。混淆矩阵根据实际类和辨识类将样本分为真阳性 (T_P)、假阳性 (F_P)、真阴性 (T_N) 和假阴性 (F_N)。各评价指标计算公式如下:

$$A_c = \frac{T_P + T_N}{T_P + T_N + F_P + F_N} \quad (18)$$

$$R_c = \frac{T_P}{T_P + F_N} \quad (19)$$

$$F_1 = \frac{2(T_P + T_N)R_c}{(T_P + T_N) + (T_P + F_N)R_c} \quad (20)$$

3.4 辨识结果分析

在目前工程实践领域中, 存在着数量众多的辨识模型。这些模型基于不同的理论基础、数学模型以及数据处理方式而构建, 它们各自具有独特的特

点和适用范围。对比不同模型之间的差异,再确定选用哪种模型。故对比下列6种模型,其平均辨识结果见表3。

表3 不同模型辨识结果
Table 3 Different model predictions

模型名称	准确率 A_c	召回率 R_c	F_1
NB	0.913 0	0.900 0	0.947 4
SVM	0.818 2	0.835 5	0.900 0
RF	0.909 0	0.900 0	0.947 4
XGBOOST	0.909 0	0.900 0	0.947 4
决策树	0.909 0	0.900 0	0.947 4
MLP	0.863 6	0.947 4	0.923 1

可以看出,在对不同模型的性能表现具有差异。其中,NB模型在准确率、召回率和 F_1 等方面表现较为突出,准确率高达0.913 0,召回率为0.9, F_1 为0.994 74。此外,NB模型的突出表现源于其独特的理论基础和数据处理方式,能够更好地适应煤柱失

稳辨识中的复杂情况。故选取NB模型以提高其在煤柱失稳辨识中的准确性和可靠性。

鉴于目前辨识数据集内样本量较少的特性,单次辨识结果可能存在偶然性,缺乏说服力。为了提高煤柱失稳辨识结果的可信程度,故引入 K 折交叉验证对NB模型进行验证,其中 K 取5。对模型进行5折交叉验证,辨识结果如图7所示。除样本3、77、80、97和100外其余105组样本均辨识正确,模型辨识准确率为0.954 5,召回率为0.98, F_1 为0.966 6。使用5折交叉验证相比原模型召回率提高了8%,满足辨识要求。故使用该模型对原小煤柱进行辨识,得到煤柱失稳破坏的辨识结果;对注浆加固后小煤柱进行辨识,得到煤柱稳定的辨识结果。从数据算角度证明了注浆加固措施在提升煤柱稳定性方面的可行性,为西部矿区临空巷道小煤柱的科学设计与安全高效生产提供了有力支撑,对矿业工程实践具有重要的指导意义。

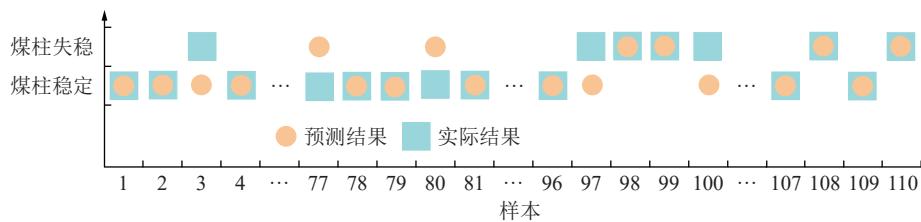


图7 NB煤柱失稳辨识模型5折交叉验证结果

Fig.7 5-fold cross-validation results of NB pillar instability prediction model

4 围岩改性协同调控方案效果评价

4.1 110205回风巷原支护方案

110205工作面小煤柱临空巷道采用锚、网、索、喷联合支护。锚杆设计依据式(21)~式(23)计算得到,如图8a全断面使用ø22 mm×2 500 mm高强锚杆,每根锚杆充填2节MSK2370树脂药卷,锚固力不小于190 kN,锚杆预紧力扭矩不小于250 N·m,托盘规格为150 mm×150 mm×10 mm碟形托盘,间排距800 mm×1 000 mm;顶锚索规格为ø21.8 mm×7 300 mm钢绞线,上部锚索采用ø21.8 mm×5 500 mm钢绞线,下部锚索采用ø21.8 mm×3 500 mm钢绞线;两肩窝处挂双层网(一层菱形网、一层钢筋网,菱形网在里层),菱形网长度2 m。巷道全断面挂设ø6.5 mm圆钢加工的金属网,钢带采用ø16×6 480×80~800~9型圆钢钢带。

$$b = \frac{B/2 + Sc}{f_D} \quad (21)$$

$$\varnothing = \sqrt{\frac{4Q}{\pi\sigma_s}} \quad (22)$$

$$w = \sqrt{\frac{Q}{kU\gamma}} \quad (23)$$

式中: b 为锚杆理论有效长度; B 为巷道掘进宽度; S 为巷道掘进高度; f_D 为顶部煤体普氏系数; c 为黏聚力; \varnothing 为锚杆直径; Q 为锚杆锚固力; σ_s 为锚杆抗拉强度; w 为锚杆间排距; U 为锚杆有效长度; k 为软弱岩层变化的安全系数; γ 为被悬吊煤的容重。

4.2 围岩改性协同调控方案

参照相关小煤柱治理经验,结合实际背景,提出小煤柱沿空巷道围岩改性协同调控方案。根据小煤柱沿空巷道体注浆期间浆液的渗透扩散情况,收集煤柱体裂隙分布情况,不断调整注浆孔设计参数,最终形成最优的沿空巷道注浆方案如图9所示。煤柱侧共布置3排钻孔,其中上排为5.1 m锚索距顶1.6 m,间距3.0 m,仰角32°,孔底约1.4 m在顶板岩层中,目的是阻止煤柱位移;中排为5.1 m锚索孔,距底板约0.8 m,仰角18°,间距3.0 m,中排锚索加长的主要目的是将采空侧原支护体锚固组合;在锚索下部布置底锚杆,距离底板约0.4 m,按15°俯角锚入底

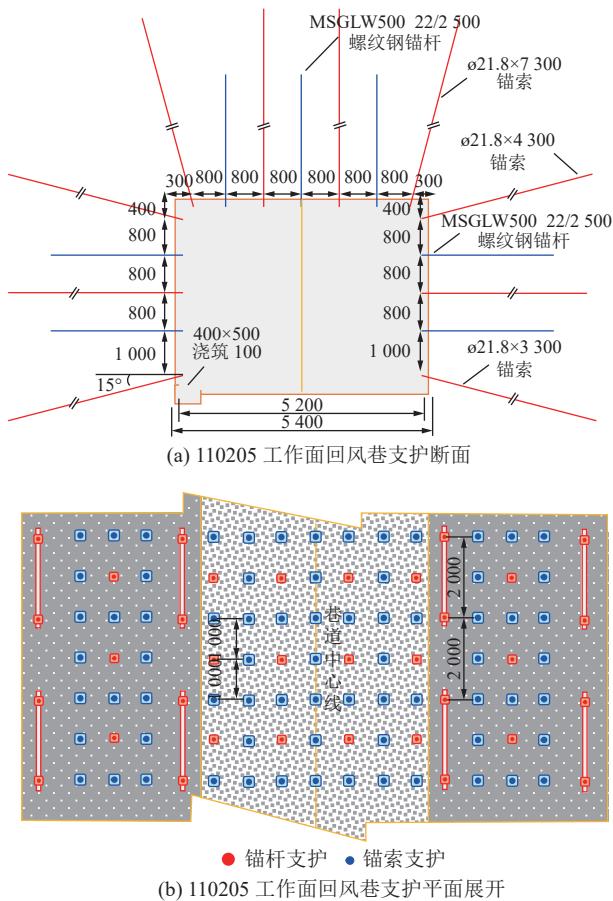


图 8 小煤柱临空巷道支护示意

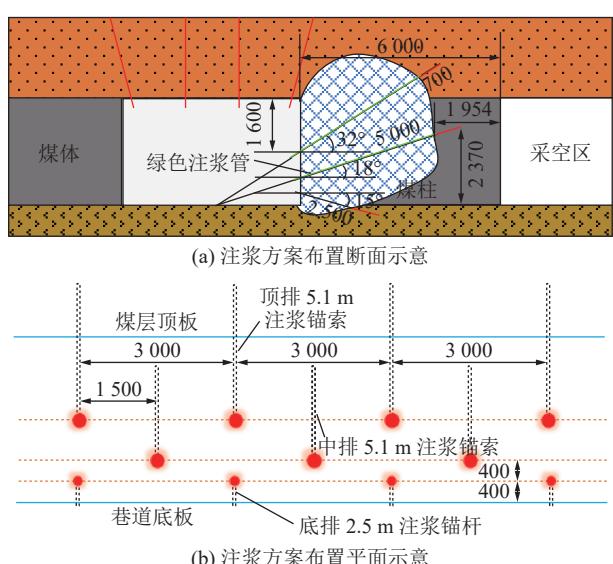


图 9 小煤柱临空巷道注浆孔布置

Fig.9 Layout of grouting holes of small coal pillar air roadway

板, 间距 3.0 m。注浆压力 4 MPa, 水灰 (水与高性能水泥基注浆料) 比为 1 : 2。

4.3 数值模型建立与模拟方案

结合麦垛山煤矿 110205 工作面临空巷道小煤

柱注浆加固实际背景,采用FLAC3D建模,等比例建立长×宽×高=280 m×60 m×60 m的临空巷道小煤柱注浆加固数值模型,采用注浆加固作用提高破裂围岩强度的方法,来真实反映采场的注浆效果。结合埋深309.4 m赋存条件,确定原岩应力场源自表土与岩层的重力作用,因此模拟过程中的水平应力与垂直应力分别为

$$\sigma_{xx} = \sigma_{yy} = \frac{\mu}{(1-\mu)} \sigma_{zz} \quad (24)$$

$$\sigma_{zz} = \gamma H \quad (25)$$

式中: γ 为岩层容重; H 为埋深; μ 为岩层泊松比。

因此在模拟过程中分别对模型的除顶面外均施加固定约束。模型上部为自由面并施加垂直载荷 $\sigma_{zz}=7.5$ MPa, 图 10 为建立的数值模型。

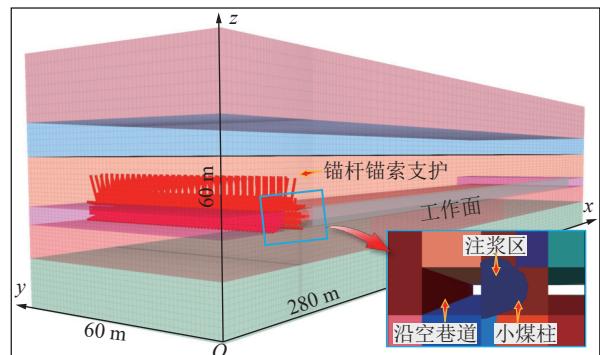


图 10 临空巷道小煤柱注浆加固数值计算模型

Fig.10 Numerical calculation model of small coal pillar grouting reinforcement in open roadway

依据现场原位监测结果,选用摩尔库伦模型作为本次模拟的本构模型,其中模型中所赋的物理力学参数按表4赋值。

整个模拟实验运行过程严格按照施工现场顺序,为对比注浆前和注浆后临空巷道强度恢复效果,按照无注浆(注浆前)与有注浆(注浆后),将整个模拟过程分为2个步骤。步骤1为无注浆模拟方案,具体过程为模型赋参与平衡,临空巷道开掘,巷道支护加固,上区段工作面回采。步骤2为有注浆模拟方案,依据注浆加固使破裂后砂岩的强度提高120%~130%,破裂后粉砂岩、页岩与煤等煤岩体的强度提高1~3倍的原则,采用参数替换的方法模拟注浆加固煤岩性能,具体为按照岩体强度提高1.5倍,煤体强度提高3倍的标准来赋参。模拟过程为模型赋参与平衡,临空巷道开掘,巷道支护加固,临空巷道小煤柱注浆加固,上区段工作面回采。

4.4 围岩视角剖析围岩稳定效果

回采巷道开挖过程会受到掘进工程的扰动及,

表4 模型物理力学参数
Table 4 Model physical and mechanical parameters

序号	岩性	厚度/m	体积模量/GPa	抗拉强度/MPa	黏聚力/MPa	剪切模量/GPa	内摩擦角/(°)	密度/(kg·m ⁻³)
1	细砂岩	21.48	13.66	8.30	16.54	6.70	30.6	2.65×10^3
2	粉砂岩	6.26	13.92	5.65	14.11	8.24	39.44	2.59×10^3
3	粗粒砂岩	10.75	10.61	7.11	14.11	7.18	32.37	2.55×10^3
4	煤	3.06	2.80	1.76	0.72	0.95	23.86	1.35×10^3
5	细砂岩	7.89	11.31	5.30	15.39	6.70	39.08	2.60×10^3
6	泥质砂岩	11.60	9.61	5.64	5.19	7.51	37.22	2.57×10^3

导致地下应力环境发生变化,进而在巷道围岩在建立新的应力平衡过程中,形成显著的应力集中与应力降低现象,这对巷道的安全性与稳定性造成威胁。现场掘进施工现场通常会采取锚杆锚索联合支护的方法提高围岩的稳定性,以下巷道围岩注浆加固模拟结果均为采取支护作用下围岩应力分布。

通过对图11分析发现,在巷道还未受到强采动影响时,受巷道埋深与覆岩影响,初始应力分布主要介于6.00~9.00 MPa,应力分布呈现出显著的左右对称特征,其对称轴为巷道的垂直中心线。而加固后,模型大多数区域应力为8.00 MPa,左右对称性应力分布特征消失,演变为副帮深处应力远远高于主帮的非对称形态。应力峰值出现在距离巷道副帮4 m

的位置,由未注浆时的12.54 MPa提高至15.72 MPa,应力提高了25.35%。表面在不受强采动影响情况下,围岩改性协同调控方案在改善应力分布及提升围岩支撑强度方面发挥了显著作用。

回采后形成的强采动影响,大大降低了巷道围岩的承载性能,具体表现为副帮煤柱内应力峰值大幅度降低,由开采扰动前的12.54 MPa降低至10.00 MPa以内,导致巷道围岩垂直应力形成极其不对称的非稳定分布形态。在实施围岩改性协同调控方案后,煤柱内应力峰值由注浆前的10.00 MPa增加至15.76 MPa,强度提升了57.6%,表明注浆加固作用起到了巷道围岩应力恢复的效果。

巷道围岩垂直变形对巷道的稳定性影响较大,

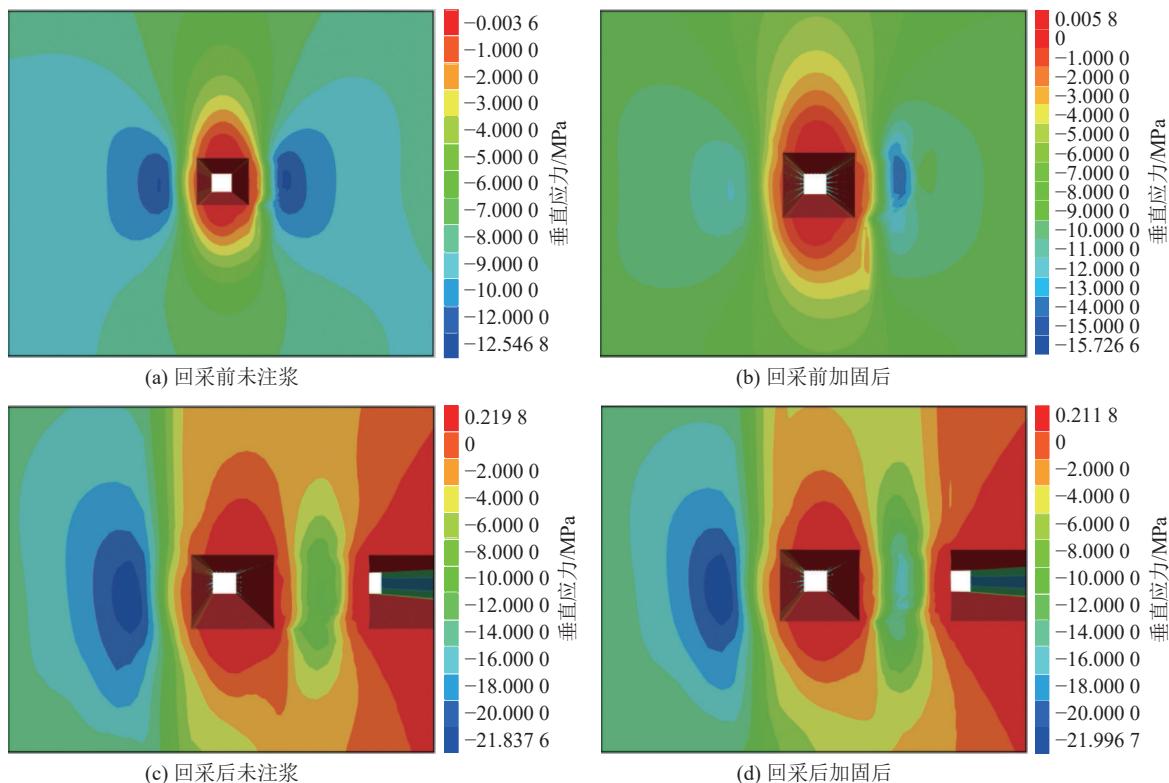


图11 工作面各状态小煤柱临空巷道围岩垂直应力分布云图

Fig.11 Nephogram of vertical stress distribution in surrounding rock of small coal pillar in various states of working face

通常会引起巷道的顶板下沉与底板鼓起等情况, 给巷道围岩精准控制带来较大难题, 尤其是在强采动影响与采空区悬空状态造成巷道围岩应力分布不平衡条件下, 由巷道围岩垂直变形引发的矿井灾害对煤炭资源安全高效生产造成巨大威胁。

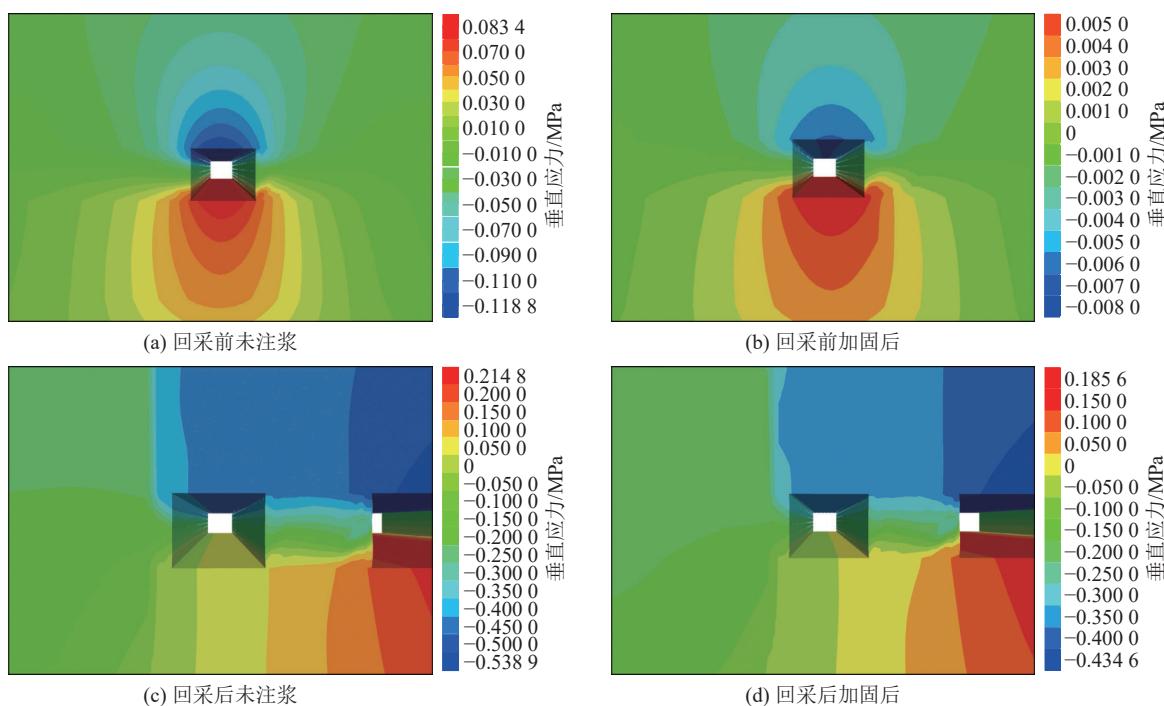


图 12 工作面各状态巷道围岩垂直位移分布云图

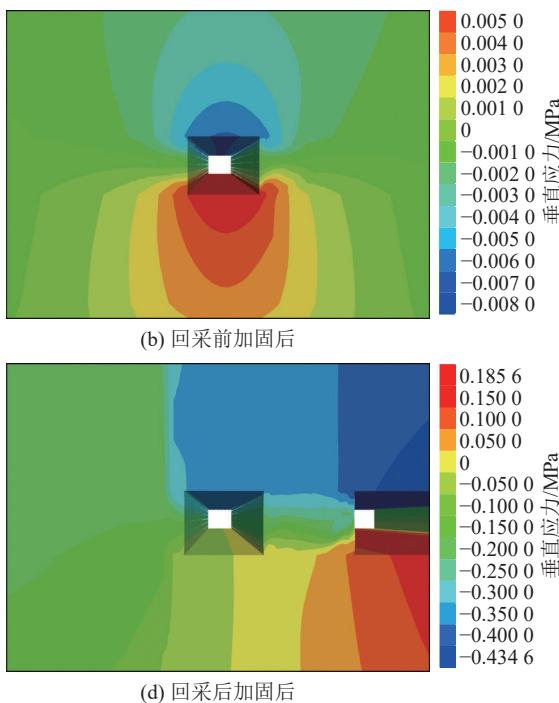
Fig.12 Vertical displacement distribution cloud map of roadway surrounding rock under different conditions of working face

4.5 支护体视角剖析围岩稳定效果

巷道围岩的变形失稳与围岩自身承载性能和支护关系密切, 同时围岩性能与支护体受力之间存在相关联系。因此可通过支护体应力分布与位移分布反射出围岩注浆加固作用效果。

当巷道围岩处于任何状态下时(图 13), 副帮支护体的最大应力始终高于副帮围岩, 但在副帮采取注浆加固措施后, 主、副帮支护体应力之差在逐渐减小, 同时注浆后的支护体应力总是高于支护前的支护体应力, 而且上区段工作面开采形成小煤柱结构, 导致巷道围岩锚杆的应力显著增加, 支护体依靠自身应力的增高来抑制围岩的变形。支护体应力越小, 表明巷道围岩强度更大, 此时巷道的稳定性主要依赖于围岩自身的承载力, 而煤柱体注浆加固降低了巷道两帮的支护体应力, 说明注浆加固作用不仅提升了注浆区域的围岩强度, 同时对巷道主帮的稳定性起到促进作用, 注浆加固发挥了其恢复围岩强度的作用, 很大程度地解放了巷道围岩变形控制对锚杆的绝对依赖。围岩改性协同调控使两帮支护体应

如图 12 所示, 采取围岩改性措施后, 注浆加固使巷道顶底板位移明显减少, 回采前垂直位移减少了 5.5 cm, 减少了 28.4%; 回采后垂直位移减少了 11.4 cm, 减少了 22.8%, 证明了通过注浆加固可以有效控制围岩变形。



力(表 5)不断接近, 使巷道围岩应力分布更加平衡, 注浆加固起到了维护巷道稳定的作用。

巷道围岩支护体变形是支护体抑制围岩变形作用的结果, 是支护体内应力分布不平衡的外在体现。当围岩物理力学性能被改善, 围岩强度恢复时, 巷道的稳定性主要依靠岩体自身承载性能, 此时支护体的发力较小, 变形也小。

由于在不受强采动影响时, 巷道还未形成小煤柱沿空巷道支护体位移变化极小且没有明显特征, 因此只对受到强采动影响的小煤柱沿空巷道支护体位移演变特征进行分析(图 14)。锚杆、锚索等支护体对巷道围岩进行控制后, 由力的相互作用原理可知支护体在围岩控制作用中发挥了约束围岩变形的作用, 导致注浆加固前后支护体自身也发生了一定的变形, 注浆加固前后支护体应变形态比较相似, 顶锚杆、锚索的形变量在各个部位大小相差不大, 帮锚杆、锚索的形变量在不同部位差异较大, 最大位移主要分布在支护体与托盘接触位置处, 其依靠自身的支撑与连接性能起到改善围岩性能的作用。对比注

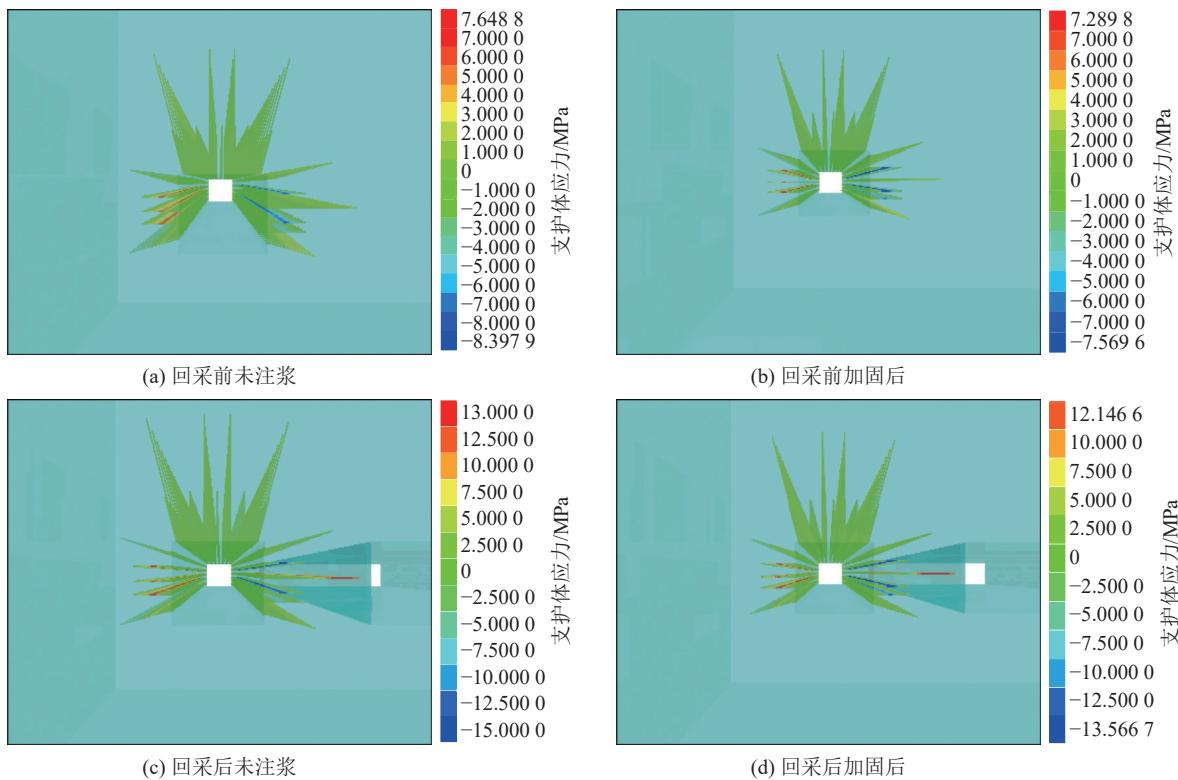


图 13 工作面各状态巷道锚杆应力分布云图

Fig.13 Stress distribution cloud map of bolt in roadway under different conditions

表 5 巷道围岩支护体最大应力

Table 5 Maximum stress table of roadway surrounding rock supporting body

MPa

支护体	上区段工作面未开采		上区段工作面已开采	
	注浆加固前	注浆加固后	注浆加固前	注浆加固后
主帮支护体	8.40	7.57	15.00	13.57
副帮支护体	7.65	7.29	13.00	12.14

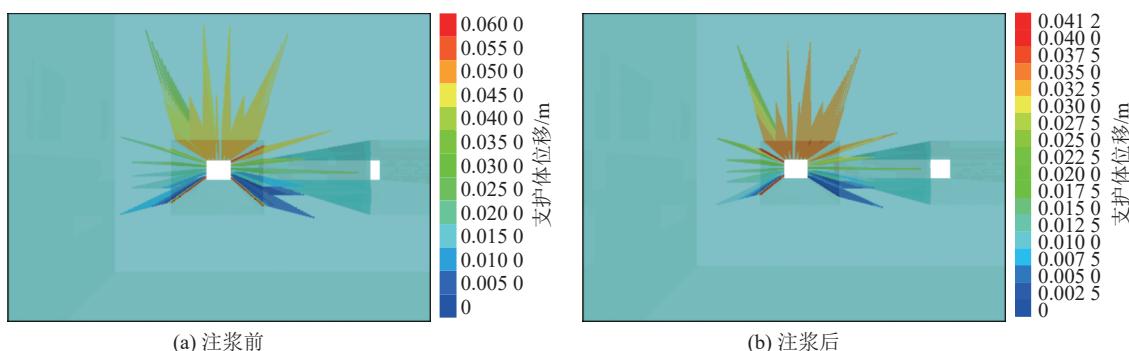


图 14 工作面回采后锚杆位移分布云图

Fig.14 Cloud map of bolt displacement distribution after stoping

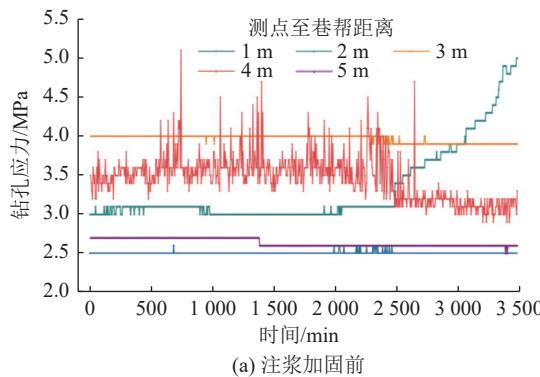
浆加固前后支护体最大位移量由 6 cm 减小到了 4.128 cm, 降低了 31.2%。表明支护体发力减小, 围岩强度恢复, 验证注浆加固有效提高了煤柱体支撑强度。

4.6 实践验证围岩稳定效果

在临空巷道 6 m 小煤柱内, 分别在距巷帮 1、2、

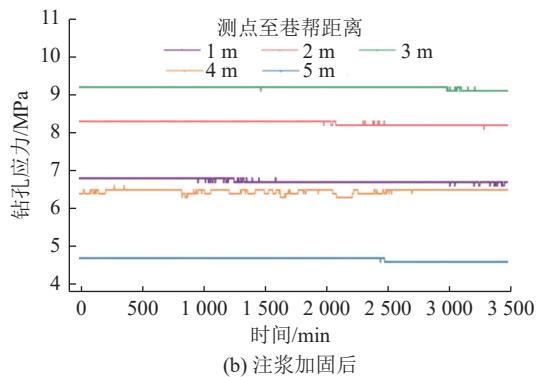
3、4、5 m 的位置布置测点, 打孔布置钻孔应力计, 并调整好应力计初撑力, 采集煤柱注浆加固前后应力, 绘制出注浆前后巷道围岩钻孔应力随时间变化关系 (图 15)。相比于注浆前钻孔应力随时间变化曲线, 注浆后的曲线对应的应力明显增大, 且在任何监测点

均处于较稳定状态, 表明煤柱体注浆加固有助于增



(a) 注浆加固前

加煤柱内部应力的稳定性。



(b) 注浆加固后

图 15 注浆前后巷道围岩钻孔应力随时间变化关系

Fig.15 Change of borehole stress of roadway surrounding rock with time before and after grouting

如图 16 所示, 将注浆前后每个测点的钻孔应力计所监测的 2.5 d 的数据处理。煤柱体改性调控前后的钻孔应力均值随测点至巷帮距离的增加, 呈现先增大后减小的变化, 即钻孔应力均值在煤柱中心位置处于最大状态, 在巷帮或上区段采空区位置处于最小状态。在注浆加固前, 煤柱中心位置钻孔应力均值为 4.0 MPa, 在距巷帮 1 m 位置钻孔应力均值为 2.5 MPa; 在注浆加固后, 煤柱中心位置钻孔应力均值变为 9.3 MPa, 相比注浆前提升至 2.325 倍, 在距巷帮 1 m 位置钻孔应力均值变为 6.7 MPa, 相比注浆前增高至 1.68 倍。同时其他测点的钻孔应力均值均远大于注浆前, 表明煤柱体注浆加固作用, 显著提高了煤柱内的应力, 使得煤柱的强度极大程度地恢复, 有效提高了临空巷道的稳定性与安全性, 对井下煤炭资源的高效生产起到显著的促进作用。

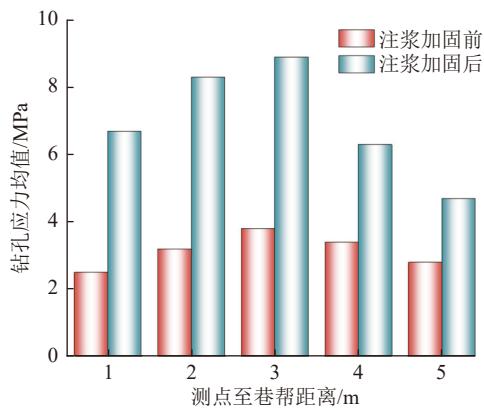


图 16 注浆加固前后各测点处钻孔应力均值

Fig.16 Mean value of borehole stress at each measuring point before and after grouting reinforcement

通过现场实测得到的注浆前后临空巷道煤柱侧变形破坏情况如图 17 所示。采用钻孔窥视仪记录、分析注浆加固前后煤柱的窥视影像发现, 注浆加固

前, 巷道煤柱内壁严重破碎, 沿着钻孔延伸方向, 呈现出多段环形裂缝, 并伴随微裂隙交叉发育现象, 孔壁甚至发生剪切错动; 注浆加固措施后, 通过监测钻孔内煤柱内壁, 钻孔内壁光滑完整, 钻窥视图与岩体相近, 孔壁未出现裂缝。

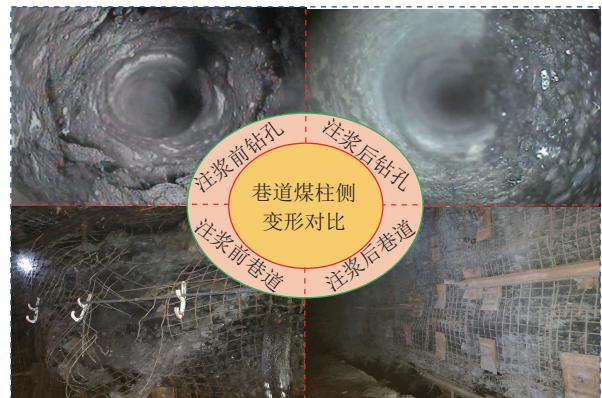


图 17 注浆前后临空巷道煤柱侧变形破坏对比

Fig.17 Comparison of coal pillar side deformation and failure before and after grouting

通过巷道围岩变形实测与统计, 结果表明, 由于小煤柱巷道受强采动影响和本工作面开采叠加应力影响, 进一步加固巷道围岩变形与破坏。巷道在未注浆加固控制条件下, 顶板累计下沉量为 0.80~1.30 m, 两帮移近量为 0.70~1.80 m, 小煤柱一侧位置变形明显严重。在采取注浆加固措施后, 顶板累计下沉量仅为 0.08~0.31 m, 两帮移近量为 0.10~0.37 m, 完全符合巷道围岩正常变形范围, 巷道两帮移近量均呈现对称变形的特点。相比围岩改性协同调控前顶板位移量减少了 81.4%; 两帮移近量减少了 81.2%, 表明围岩改性协同调控方案对巷道变形效果显著。

5 结 论

1) 通过构建4种不同断裂线位置覆岩结构,推导得到了临空巷道直接顶最大下沉量与小煤柱支撑强度之间的函数关系,并代入参数求得两者存在负相关。说明能通过提高小煤柱强度进而控制直接顶下沉,改善巷道围岩失稳问题。

2) 基于朴素贝叶斯算法依据11项围岩参数建立煤柱稳定性辨识模型。经5折交叉验证和独立测试集验证,该模型辨识准确率 A_c 为0.9537,召回率 R_c 为0.98, F_1 为0.9666,满足辨识要求。并对原煤柱和调控后的煤柱进行稳定性辨识,从算法角度证明了改性调控的可行性。

3) 通过FLAC3D数值模拟围岩改性协同调控方案前后对比,煤柱应力提升了57.6%,变形量最少减少了22.8%;支护体应力降低,最大位移量减少了31.2%。两帮应力差值减小,巷道围岩应力分布更加平衡,验证了围岩改性协同调控方案对围岩强度恢复及变形控制具有显著效果。

4) 现场实施围岩改性协同调控方案,相比未采取措施煤柱应力提高为原来的2.325倍,应力均值提高至1.680倍,且应力波动处于较稳定状态;煤柱内钻孔完整未出现裂隙;顶板及两帮位移量超80%。实践验证了方案对小煤柱临空巷道变形破坏防治的可行性,为实现西部矿区强采动小煤柱临空巷道高效防治提供借鉴。

参考文献(References):

- [1] 谢和平,任世华,谢亚辰,等. 碳中和目标下煤炭行业发展机遇[J]. 煤炭学报, 2021, 46(7): 2197–2211.
XIE Heping, REN Shihua, XIE Yachen, et al. Development opportunities of the coal industry towards the goal of carbon neutrality[J]. Journal of China Coal Society, 2021, 46(7): 2197–2211.
- [2] 来兴平,杨毅然,单鹏飞,等. 急斜煤层顶板应力叠加效应致灾特征综合分析[J]. 煤炭学报, 2018, 43(1): 70–78.
LAI Xingping, YANG Yiran, SHAN Pengfei, et al. Comprehensive analysis of disaster-causing characteristics of roof stress superimposed effect in steeply inclined coal seams[J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43(1): 70–78.
- [3] 潘一山,代连朋. 煤矿冲击地压发生理论公式[J]. 煤炭学报, 2021, 46(3): 789–799.
PAN Yishan, DAI Lianpeng. Theoretical formula for rock burst occurrence in coal mines[J]. Journal of China Coal Society, 2021, 46(3): 789–799.
- [4] 来兴平,方贤威.“双碳”目标驱动西部煤炭分阶段碳减排增效与协同发展路径[J]. 西安科技大学学报, 2022, 42(5): 841–848.
LAI Xingping, FANG Xianwei. Exploration of carbon control, energy reduction, efficiency increase and their coordinated development for coal in Western China under “Dual Carbon” target[J]. Journal of Xi'an University of Science and Technology, 2022, 42(5): 841–848.
- [5] 许峰,靳德武,高振宇,等. 煤炭高强度重复采动下地下水漏失规律研究[J]. 煤炭科学技术, 2022, 50(11): 131–139.
XU Feng, JIN Dewu, GAO Zhenyu, et al. Study on law of groundwater resources leakage under high intensity repeated mining[J]. Coal Science and Technology, 2022, 50(11): 131–139.
- [6] 彭苏萍,毕银丽. 西部干旱半干旱矿区生态环境损伤特征及修复机制[J]. 煤炭学报, 2024, 49(1): 57–64.
PENG Suping, BI Yinli. Properties of ecological environment damage and their mechanism of restoration in arid and semi-arid coal mining area of western China[J]. Journal of China Coal Society, 2024, 49(1): 57–64.
- [7] 谢生荣,王恩,陈冬冬,等. 深部强采动大断面煤巷围岩外锚-内卸协同控制技术[J]. 煤炭学报, 2022, 47(5): 1946–1957.
XIE Shengrong, WANG En, CHEN Dongdong, et al. Collaborative control technology of external anchor-internal unloading of surrounding rock in deep large-section coal roadway under strong mining influence[J]. Journal of China Coal Society, 2022, 47(5): 1946–1957.
- [8] 代连朋. 巷道冲击地压发生的应力与能量条件研究及应用[D]. 沈阳: 东北大学, 2022.
DAI Lianpeng. Study and application of stress and energy conditions for rock burst in roadway[D]. Shenyang: Northeastern University, 2022.
- [9] 许慧聪,来兴平,单鹏飞,等. 深部煤岩动力灾害多场耦合试验系统研制及应用[J/OL]. 岩石力学与工程学报, 1–14[2025–01–07]. <http://kns.cnki.net/kcms/detail/42.1397.03.20241201.2038.001.html>.
XU Huicong, LAI Xingping, SHAN Pengfei, et al. Development and Application of a Multi-field Coupling Experimental System for Dynamic Disasters of Deep Coal and Rock [J/OL]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 1–14[2025–01–07]. <http://kns.cnki.net/kcms/detail/42.1397.03.20241201.2038.001.html>.
- [10] 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.
- [11] 霍丙杰,孟繁禄,李天航,等. 多层坚硬顶板特厚煤层综放工作面小煤柱护巷技术[J]. 煤炭科学技术, 2024, 52(3): 13–23.
HUO Bingjie, MENG Fanlu, LI Tianhang, et al. Small coal pillar technology in fully-mechanized top-coal caving face of multi layer hard roof and extra thick coal seam[J]. Coal Science and Technology, 2024, 52(3): 13–23.
- [12] 韩刚,王黔,吕玉磊. 区段煤柱对沿空巷道动力显现影响机制研究[J]. 煤炭科学技术, 2022, 50(S2): 153–159.
HAN Gang, WANG Qian, LYU Yulei. Study on influence mechanism of width of sectional coal pillar on rockburst of gob-side roadway[J]. Coal Science and Technology, 2022, 50(S2): 153–159.
- [13] 周礼杰,陈亮,程志恒,等. 突出厚煤层沿空掘巷煤柱留设宽度

- 优化研究[J]. 煤炭科学技术, 2022, 50(3): 92–101.
- ZHOU Lijie, CHEN Liang, CHENG Zhiheng, et al. Study on optimization of coal pillar width of gob-side entry driving in thick coal seam with gas outburst[J]. Coal Science and Technology, 2022, 50(3): 92–101.
- [14] 魏启明, 赵俊杰, 王虎, 等. 小煤柱巷道围岩变形的力学机理及演化过程研究[J]. 中国安全生产科学技术, 2023, 19(3): 73–78.
- WEI Qiming, ZHAO Junjie, WANG Hu, et al. Study on mechanical mechanism and evolution process of surrounding rock deformation in small coal pillar roadway[J]. Journal of Safety Science and Technology, 2023, 19(3): 73–78.
- [15] 贾川, 胡成成. 厚煤层沿空掘巷围岩失稳机制及控制技术[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2020, 2(4): 38–45.
- JIA Chuan, HU Chengcheng. Instability mechanism and control technology of longwall entries driving along the gob in a thick coal seam[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering, 2020, 2(4): 38–45.
- [16] 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.
- [17] 李伟涛, 郭志彪, 何满潮, 等. 深部高应力软岩巷道失稳机理及补偿支护技术研究[J/OL]. 煤炭科学技术, 1–18[2025–01–07]. <http://kns.cnki.net/kcms/detail/11.2402.td.20240806.0947.002.html>.
- LI Weitao, GUO Zhibiao, HE Manchao, et al. Research on the instability mechanism and compensation support technology of deep high-stress soft rock roadways [J/OL]. Coal Science and Technology, 1–18[2025–01–07]. <http://kns.cnki.net/kcms/detail/11.2402.td.20240806.0947.002.html>.
- [18] 李桂臣, 杨森, 孙元田, 等. 复杂条件下巷道围岩控制技术研究进展[J]. 煤炭科学技术, 2022, 50(6): 29–45.
- LI Guichen, YANG Sen, SUN Yuantian, et al. Research progress of roadway surrounding strata rock control technologies under complex conditions[J]. Coal Science and Technology, 2022, 50(6): 29–45.
- [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. Stress in in-seam roadway sides and limit equilibrium zone[J]. Journal of China Coal Society, 1989, 14(4): 21–29.
- [20] 孙恒虎, 吴健, 邱运新. 沿空留巷的矿压规律及岩层控制[J]. 煤炭学报, 1992, 17(1): 15–24.
- SUN Henghu, WU Jian, QIU Yunxin. Rules of ground pressure and strata control in gateways maintained in goaf[J]. Journal of China Coal Society, 1992, 17(1): 15–24.
- [21] QI Taiyue, MA Nianjie. Requirement of fluidity of high water content materials for the gateway-side backfilling technique[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 1996, 6(2): 81–90.
- [22] 樊克恭, 蒋金泉. 弱结构巷道围岩变形破坏与非均称控制机理[J]. 中国矿业大学学报, 2007, 36(1): 54–59.
- FAN Kegong, JIANG Jinquan. Deformation failure and non-harmonious control mechanism of surrounding rocks of roadways with weak structures[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2007, 36(1): 54–59.
- [23] 赵志强, 马念杰, 刘洪涛, 等. 巷道蝶形破坏理论及其应用前景[J]. 中国矿业大学学报, 2018, 47(5): 969–978.
- ZHAO Zhiqiang, MA Nianjie, LIU Hongtao, et al. A butterfly failure theory of rock mass around roadway and its application prospect[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2018, 47(5): 969–978.
- [24] 吴锋峰, 谷浩源, 杨培举, 等. 深部软岩大变形巷道变径分区卸压围岩控制技术及应用[J/OL]. 煤炭科学技术, 1–13[2025–01–07]. <http://kns.cnki.net/kcms/detail/11.2402.td.20240513.0815.001.html>.
- WU Fengfeng, GU Haoyuan, YANG Peiju, et al. Variable-diameter zoned pressure-relief surrounding rock control technology and its application for deep soft rock roadways with large deformations [J/OL]. Coal Science and Technology, 1–13[2025–01–07]. <http://kns.cnki.net/kcms/detail/11.2402.td.20240513.0815.001.html>.
- [25] LU Y L, WANG L G, LI Z L, et al. Experimental study on the shear behavior of regular sandstone joints filled with cement grout[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2017, 50(5): 1321–1336.
- [26] LEE J S, BANG C S, MOK Y J, et al. Numerical and experimental analysis of penetration grouting in jointed rock masses[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2000, 37(7): 1027–1037.
- [27] FENG H, ZHANG X M, ZHOU X S, et al. Experimental study on the compression behavior of grouted rock with bi-directional penetrating crack[J]. Applied Sciences, 2021, 11(2): 537.
- [28] LE H L, SUN S R, ZHU F, et al. Experimental investigation on failure modes and mechanical properties of rock-like specimens with a grout-infilled flaw under triaxial compression[J]. Shock and Vibration, 2019, 2019(1): 4909534.
- [29] LIU Q S, LEI G F, PENG X X, et al. Rheological characteristics of cement grout and its effect on mechanical properties of a rock fracture[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2018, 51(2): 613–625.
- [30] 代晶晶. 强采动下区段煤柱稳定性智能辨识及调控[D]. 西安: 西安科技大学, 2021.
- DAI Jingjing. Intelligent identification and regulation of coal pillar stability under strong mining[D]. Xi'an: Xi'an University of Science and Technology, 2021.
- [31] 孙嘉豪, 王文杰, 解联库. 基于微震监测和概率优化朴素贝叶斯的短期岩爆预测模型[J]. 岩土力学, 2024, 45(6): 1884–1894.
- SUN Jiaohao, WANG Wenjie, XIE Lianku. Short-term rockburst prediction model based on microseismic monitoring and probability optimization naive Bayes[J]. Rock and Soil Mechanics, 2024, 45(6): 1884–1894.