

中文引用格式:陈莹,鲍世纪,史明哲,等. 新登矿破碎顶板裂隙发育演化特征与分区支护技术[J]. 中国安全科学学报,2025,35(8): 100-109.

英文引用格式:CHEN Ying, BAO Shiji, SHI Mingzhe, et al. Fracture development and evolution features of fractured roof in Xindeng mine and zoned support technology[J]. China Safety Science Journal, 2025, 35(8): 100-109.

新登矿破碎顶板裂隙发育演化特征与 分区支护技术*

陈莹教授, 鲍世纪**, 史明哲, 杨宏涛, 张子凯
(辽宁工程技术大学 矿业学院, 辽宁 阜新 123000)

中图分类号: X936

文献标志码: A

DOI: 10.16265/j.cnki.issn1003-3033.2025.08.1713

基金项目: 国家自然科学基金资助(51874164); 辽宁省教育厅基本科研项目(LJ212410147016)。

【摘要】 为解决破碎顶板煤层巷道支护困难的问题,采用岩层探测记录仪,在新登矿煤层巷道进行测试,分析围岩裂隙演化特征,引入巷道直接顶岩性 R 、顶板破碎系数 β ,将其作为巷道围岩稳定性的评价指标,并将巷道围岩分为支护容易区、较容易区、较困难区和困难区4类,针对每一类围岩给出具体支护参数;然后运用分区支护技术在新登矿+90北翼瓦斯抽放硐室进行现场应用,支护效果良好。研究表明:顶板围岩状态呈现分区性,由浅部向深部可依次划分为浅部破碎带、破碎裂隙混合带、裂隙发育带和围岩完整带;通过裂隙分析指标得出,顶板裂隙区宽度随时间不断向围岩深部扩展,裂隙数量逐渐增多,原有架棚支护无法有效控制围岩完整性的持续劣化。

【关键词】 破碎顶板; 钻孔窥视; 裂隙发育; 分区支护; 煤层巷道

Fracture development and evolution features of fractured roof in Xindeng mine and zoned support technology

CHEN Ying, BAO Shiji, SHI Mingzhe, YANG Hongtao, ZHANG Zikai

(College of Mining, Liaoning Technical University, Fuxin Liaoning 123000, China)

Abstract: To solve the challenges in supporting fractured roof coal seam roadways, a rock layer detection recorder was used to conduct tests on the coal seam roadways at Xindeng mine. The analysis focused on the evolution characteristics of surrounding rock fractures. The R value for the direct roof rock and the β coefficient for roof fragmentation were introduced as evaluation indicators for roadway surrounding rock stability. The surrounding rock was categorized into four types: easy to support, relatively easy to support, relatively difficult to support, and difficult to support. Specific support parameters were provided for each category. Zoned support technology was applied in the gas drainage chamber of +90 North wing of Xindeng mine, achieving excellent support results. The study shows that the state of the roof surrounding rock is zoned, with the shallow fractured zone, followed by the fractured-fracture mixed zone, the developed fracture zone, and the intact surrounding rock zone. Through fracture analysis, it is found that the width of the roof fracture zone gradually expands to the deep surrounding rock over time, and the

* 文章编号:1003-3033(2025)08-0100-10; 收稿日期:2025-03-10; 修稿日期:2025-05-28

** 通信作者:鲍世纪(2000—),男,陕西安康人,硕士,主要从事煤矿生产工作。E-mail: sj18342865602sj@163.com。

number of fractures also increases. The existing support cannot effectively control the continuous deterioration of the surrounding rock integrity.

Keywords: fractured roof; borehole peeping; fracture development; zoned support; coal seam roadway

0 引言

长期以来,顶板破碎巷道的稳定性控制一直是困扰煤矿安全生产的难题^[1-2]。受采掘活动的影响,破碎围岩巷道中,煤岩层的整体强度降低、变软、裂隙发育、容易断裂^[3-5]。在巷道掘进时,巷道顶板会自然垮落,自稳时间较短,造成巷道支护困难。

王平等^[6]提出了“护底→固帮→控顶”的软弱再生顶板围岩控制基本原理,有效控制了巷道围岩变形;杨东启等^[7]运用钻孔窥视确定深井破碎围岩巷道围岩裂隙发育特征,提出了“架棚+锚杆(索)+注浆”协同支护方案;高建成等^[8]研究确定了高膨胀软岩巷道树脂加长锚固锚杆锚索组合支护方案,并成功运用于现场;孙广京等^[9]针对软弱破碎顶板巷道,通过现场调查和钻孔探测,提出了“控顶先固帮,固帮先护底”的支护原则;余伟健等^[10]基于现场调研与理论分析相结合的手段,分析了裂隙发育岩体巷道的变形破坏特征,并采用三测线不连续面量测方法,统计裂隙演化情况,构建裂隙模型,研究结果可作为不同支护方式和支护效果对比的定性参考;孟庆彬等^[11]揭示了深部高应力软岩巷道围岩裂隙变形破坏与支护结构受力的演化特征,并提出了以注浆锚杆为核心的“三锚”联合支护体系。

以往研究多集中于对软弱破碎围岩的塑性区、应力、位移等方面^[12-17],缺少对软弱破碎围岩裂隙发育演化的研究。因此,笔者将着重研究软弱破碎煤层巷道围岩裂隙发育特征,提出分区支护方案,并在中煤新登矿进行工程验证。

1 新登矿工程背景

新登矿位于河南省登封市,该矿煤层巷道顶板大部分为泥岩,顶板岩层破碎、裂隙发育,巷道开挖改变围岩应力状态,进一步使软弱破碎顶板松动。目前巷道支护形式主要为 U 型钢、工字钢等架棚支护,支护成本高、工人劳动强度大,工作效率低。煤层巷道在架棚支护初期效果较好,受采掘作业和时间等因素影响,巷道出现明显的变形,主要表现为巷道顶板下沉、两帮收敛,如图 1 所示。现支护方式已

无法适应巷道围岩的变形破坏情形,给井下安全作业带来严重威胁。

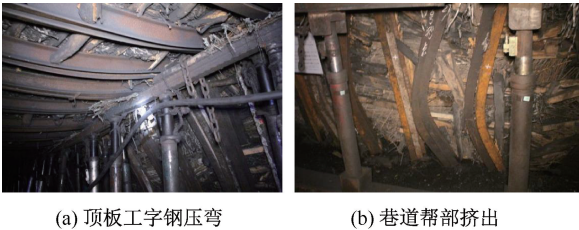


图 1 现场巷道变形破坏
Fig. 1 Deformation and failure of field roadway

选择矿井北翼煤层巷道作为研究对象,综合柱状图如图 2 所示。通过分析北翼区域内钻孔资料可知:北翼二₁煤层厚度变化范围 1.07~10.7 m,平均为 4.81 m;北翼顶板岩性主要为泥岩,厚度总体趋势由西向东逐渐增大,变化范围为 0.5~20.31 m,平均为 6.15 m。

柱状图	层厚/m	岩石名称	岩性描述
	12.72	粉砂岩	灰-浅灰色,含白云母片
	0.5~20.31 6.15	泥岩	黑色泥岩,含植物化石碎片
	1.07~10.7 4.81	二 ₁ 煤层	黑色,粉末状小块状,光亮型
	9.42	砂质泥岩	深灰-灰色,含铝土质及植物化石碎片
	3.12	石灰岩	灰色,致密,坚硬,含蜓科化石,具方解石脉

图 2 综合柱状图
Fig. 2 Comprehensive columnar section diagram

2 围岩裂隙发育演化特征分析

钻孔窥视可直观地观测巷道的裂隙演化情况,探究围岩裂隙区的分布范围,找出煤层巷道变形破坏的原因。采用岩层探测记录仪,分别在矿井北翼 22051 副巷、22051 机巷、22031 进风绕巷内窥视围岩裂隙。在距巷道开口处 30、60、90 m 处布置断面,在顶板打设钻孔,进行前后 2 次窥视,第 1 次测试时间为 2023 年 6 月 27 日,第 2 次测试时间为 2023 年 7 月 28 日,测试孔参数见表 1,通过分析钻孔窥视结果,全面评价巷道围岩状态,为支护参数设计提供必要的参考数据。

表 1 窥视钻孔参数
Table 1 Parameters of borehole peeping

测试巷道	具体位置/m	钻孔编号	观测时间	钻孔位置	孔径/mm	深度/m
北翼 22051 副巷	90	1	2023-06-27	垂直顶板	30	10
		4	2023-07-28			
	60	2	2023-06-27	垂直顶板	30	10
		5	2023-07-28			
	30	3	2023-06-27	垂直顶板	30	10
		6	2023-07-28			
北翼 22051 机巷	90	7	2023-06-27	垂直顶板	30	10
		10	2023-07-28			
	60	8	2023-06-27	垂直顶板	30	10
		11	2023-07-28			
	30	9	2023-06-27	垂直顶板	30	10
		12	2023-07-28			
北翼 22031 进风绕巷	30	13	2023-06-27	垂直顶板	30	10
		16	2023-07-28			
	60	15	2023-06-27	垂直顶板	30	10
		17	2023-07-28			
	90	15	2023-06-27	垂直顶板	30	10
		18	2023-07-28			

2.1 围岩内部裂隙状况实测研究

1) 北翼 22051 副巷钻孔窥视成像代表性图片如图 3 所示。探测结果显示,第 1 次测试时,巷道顶板浅部破碎严重,成散体结构。第 2 次测试时,镜头沾染掉落的煤岩屑末,使窥视成像较模糊;测孔孔壁粗糙,可见明显的环向裂隙;测孔 2.0 m 处孔壁破碎严重,出现大块破碎煤岩块。

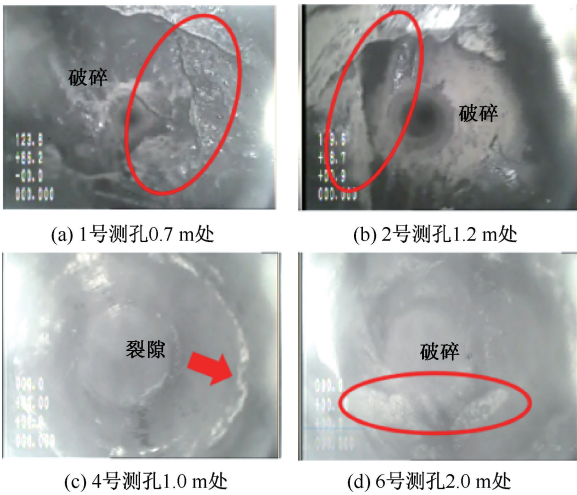


图 3 22051 副巷钻孔窥视情况

Fig. 3 Borehole peeping status of 22051 auxiliary roadway

由窥视视频绘制出钻孔围岩状态素描图(图 4),由图 4 可知:第 1 次窥视钻孔破碎范围为

0~1.5 m,裂隙主要分布在 1.5~4.5 m 范围,数目较少。第 2 次窥视钻孔破碎范围为 0~2.0 m,裂隙发育范围集中在 2~5 m,每个测孔数目 2~3 条。由于 22051 副巷受临近开采影响,测孔破碎范围向深部延伸,裂隙数目增多,巷道采用架棚支护无法及时控制围岩裂隙发育,造成破碎范围和裂隙向深部扩展。

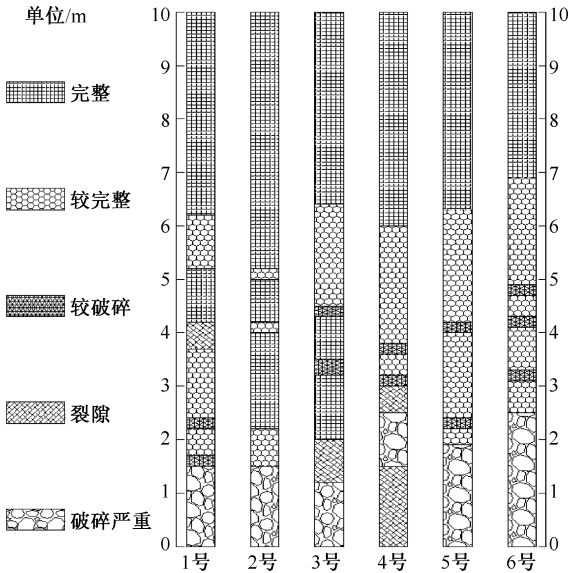


图 4 22051 副巷钻孔围岩状态素描

Fig. 4 Drilling borehole rock state sketch of 22051 auxiliary roadway

2) 北翼 22051 机巷钻孔窥视成像代表性图片如图 5 所示。探测结果显示,第 1 次测试时,顶板破

裂严重,裂隙纵横,出现离层现象。第 2 次测试时,顶板多为纵向裂隙,裂隙数目较多;钻孔深部裂隙数量逐渐减少,完整性逐渐变好。

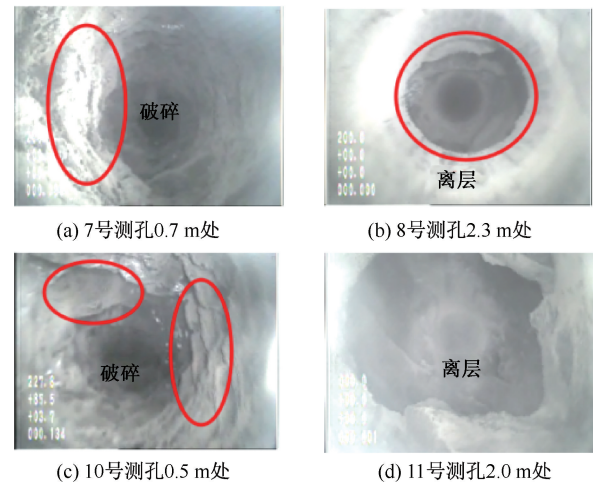


图 5 22051 机巷钻孔窥视情况

Fig. 5 Borehole peeping status of 22051 mechanical installation roadway

由窥视视频绘制出钻孔围岩状态素描图(图 6),由图 6 可知:7 号、8 号、9 号测孔破碎范围为 0~2.0 m;裂隙分布范围为 2~7 m,裂隙发育程度较小。10 号、11 号、12 号测孔破碎范围为 0~3.0 m,破碎程度大,破碎范围向深部扩展了 1 m,架棚支护无法抑制裂隙发育,使得巷道围岩松动圈持续发展;裂隙分布区域集中在 3~6.0 m,裂隙数目增加到平均每孔 4 条,且分布非常集中。

3) 北翼 22031 进风绕巷钻孔窥视成像代表性图片如图 7 所示。探测结果显示,第 1 次测试时,钻孔周围煤体破碎严重,伴随着煤体碎块。第 2 次测试时,孔深 1.0 m 处,孔壁完整性差,破碎严重;裂隙主要是环向裂隙,裂隙发育密集。

由窥视视频绘制出钻孔围岩状态素描图(图 8),由图 8 可知:第 1 次测试破碎范围在 0~1.0 m;裂隙分布在测孔 3.0~6.0 m 范围内。第 2 次测试破碎范围在 0~2.0 m,与 22051 机巷和 22051 副巷相比较,22031 进风绕巷的破碎范围最小;裂隙分布范围广泛,钻孔浅部裂隙发育密集,数目多。

2.2 顶板裂隙演化特征

1) 巷道顶板状态呈现明显的区域性。巷道在掘进时由于顶板为软弱的泥岩或煤层,顶板初始变形速度快,两帮收敛明显。原有架棚支护无法有效控制围岩完整性的持续劣化,同时巷道围岩的风化程度持续加深,最终表现为工字钢显著变形。

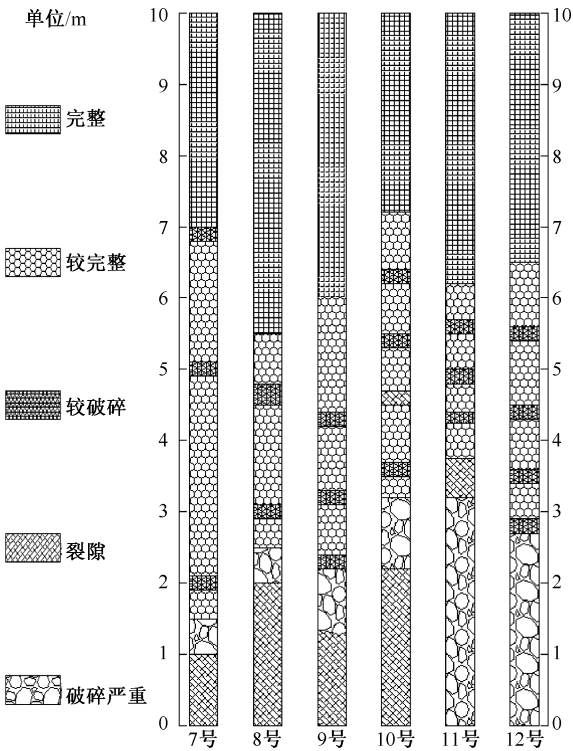


图 6 22051 机巷钻孔围岩状态素描

Fig. 6 Drilling borehole rock state sketch of 22051 mechanical installation roadway

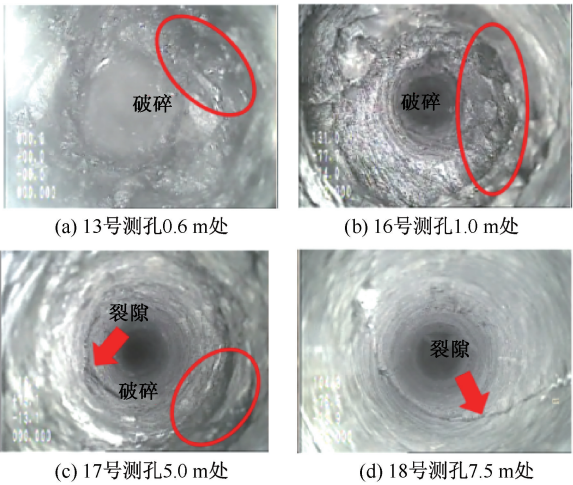


图 7 22031 进风绕巷钻孔窥视情况

Fig. 7 Borehole peeping status of 22031 air intake roadway

通过钻孔窥视,依据顶板岩层破碎和裂隙演化特征,将顶板分为 4 个区域,如图 9 所示。经过前后 2 次的窥视,巷道初期破碎带集中在 0~2.0 m 范围内,随着巷道围岩裂隙的发育,破碎区范围向深部延伸 1.0 m,形成了破碎裂隙混合带;裂隙发育区范围为 2.0~7.0 m,裂隙由巷道浅部向深部扩展,速度由快到慢,直至裂隙停止发育。

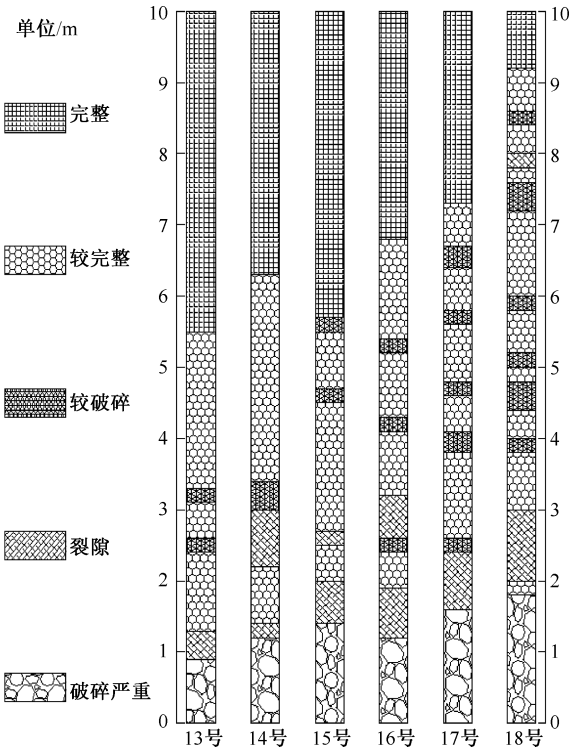


图 8 22031 进风绕巷钻孔围岩状态素描
Fig. 8 Drilling borehole rock state sketch of 22031 air intake roadway

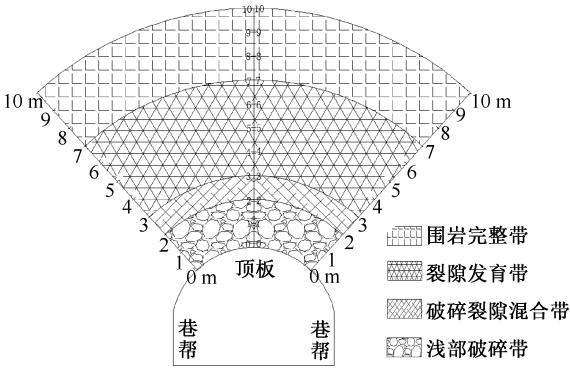


图 9 巷道顶板围岩区域分布
Fig. 9 Distribution of surrounding rock of roadway roof

2) 通过围岩裂隙分析指标^[18]对顶板破碎和裂隙情况进一步分析,依据钻孔窥视数据,统计出巷道顶板围岩破裂带宽度 E 、顶板裂隙发育数目 a 以及裂隙宽度 W ,具体各项指标见表 2。围岩破裂发育程度(Rock Failure Development, RFD)为破裂带内所有 W 的总和与 E 的比值,即

$$RFD = \frac{1}{E} \sum_{i=1}^n W_i \times 100\% \quad (1)$$

通过前后 2 次窥视巷道顶板,统计 2 次裂隙分析指标,并进行对比分析,如图 10 所示,由图 10a 可

表 2 巷道顶板围岩裂隙分析指标
Table 2 Analysis index value of surrounding rock fissure of roadway roof

测试巷道	窥视时间	E/m	a	$\Sigma W_i/m$	RFD/%
22051 副巷	第 1 次	3.5	9	0.342	9.7
	第 2 次	4.3	12	0.541	12.6
22051 机巷	第 1 次	4.7	11	0.531	11.3
	第 2 次	5.8	16	0.836	14.4
22031 进风绕巷	第 1 次	4.1	10	0.521	12.7
	第 2 次	6.8	23	1.202	17.7

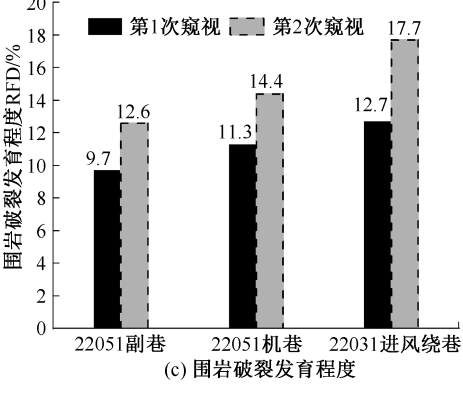
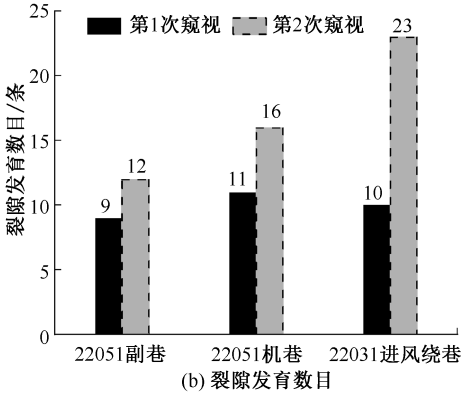
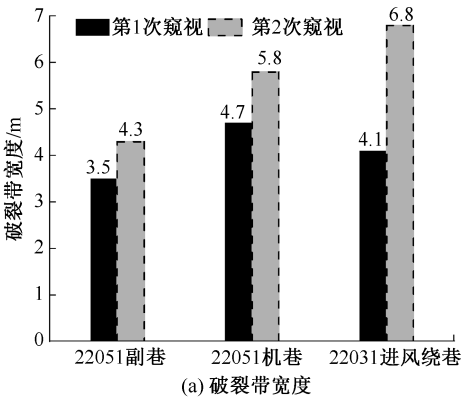


图 10 裂隙分析指标对比
Fig. 10 Comparison of fracture analysis indicators

知:随着时间的推移顶板裂隙带宽度不断向巷道深处扩展,最终达到稳定,而且对于不同巷道, E 增长

速率也会存在一定的差距,顶板为不稳定岩层时, E 增长速率较大;由图 10b 可知:裂隙条数 a 随着时间的变化呈现出由少到多的趋势,顶板岩层结构松散的情况下,容易产生新的裂隙;由图 10c 可知:巷道初期 RFD 最小值为 9.7%,破裂区宽度的增加导致 RFD 值增长速率减小。随着破裂区宽度增长趋于稳定,裂隙宽度达到最大,此时 RFD 最大值达到 17.7%。

3 巷道分区支护技术

3.1 巷道顶板围岩稳定性评价指标

通过现场测试分析,新登矿巷道支护的关键在于顶板能否得到有效的控制,巷道两帮在进行锚杆支护时,打设锚杆的成功率和锚固力都可以达到要求。顶板为较完整的坚硬岩层时,支护相对容易。对于矿区北翼,巷道顶板多为软弱煤层或泥岩,支护难度较大。选取能够反映巷道地质条件差异性特征的指标,对巷道围岩稳定性进行分类,最终确定影响巷道围岩稳定和支护方案选择的 2 个指标:巷道直接顶岩性 R 、顶板破碎系数 β 。

1) 根据地质钻孔资料和顶板窥视情况可知:巷道直接顶岩性分别为砂岩、泥岩、煤层,具体分类见表 3。

表 3 巷道直接顶划分

Table 3 Division of roadway

直接顶岩性	砂岩	泥岩	煤层
R	R_I	R_{II}	R_{III}
顶板强度类别	高	中	低

2) 根据钻孔窥视结果, β 为顶板钻孔内所有破碎带厚度 t 与钻孔深度 (10 m) 的比值,以此来反映巷道顶板围岩的完整性^[19]。

$$\beta = \frac{t}{10}$$

(2)

通过式(2)计算出所有窥视钻孔的顶板破碎系数,如图 11 所示,结合顶板破碎系数和锚杆支护理论,将顶板按破碎程度划分为一般破碎顶板 β_I 、中度破碎顶板 β_{II} 、破碎严重顶板 β_{III} ;对应 β 的范围分别为 0~0.15、0.15~0.25 和 0.25~0.32。

3.2 巷道围岩分区及支护方案

通过上述 2 个围岩稳定性评价指标,结合巷道实际情况,将 2 个指标交叉匹配,按照巷道支护难度将新登矿巷道围岩划分为 4 类,具体划分见表 4。

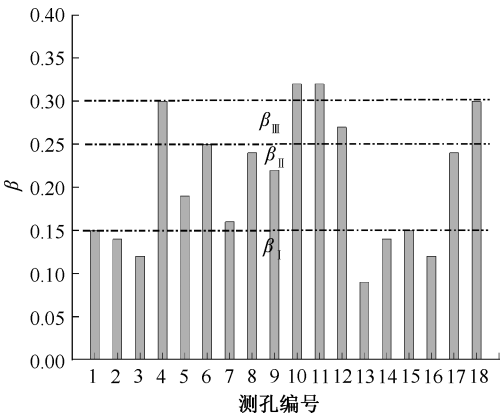


图 11 顶板破碎系数分布

Fig. 11 Distribution of roof fragmentation coefficient

表 4 巷道围岩分区

Table 4 Lane surrounding rock zoning

围岩类别	支护难度分区	参考指标
1	容易	$R_I\beta_I$ 、 $R_I\beta_{II}$
2	较容易	$R_I\beta_{III}$ 、 $R_{II}\beta_I$
3	较难	$R_{II}\beta_{II}$ 、 $R_{III}\beta_I$
4	困难	$R_{II}\beta_{III}$ 、 $R_{III}\beta_{II}$ 、 $R_{III}\beta_{III}$

针对每一种围岩,提出相应的支护方案,具体如下:

1) 1 类支护容易区,采用锚网索支护:选用直径 20 mm,长度 1 800~2 600 mm,屈服强度为 335 MPa 的左旋无纵肋螺纹钢锚杆,端部锚固,预紧力不小于 200 N·m;锚索规格为 $\Phi 21.8$ mm×5 300 mm,采用 1×7 结构钢绞线;W 型钢带、钢筋网护表。

2) 2 类支护较容易区,采用锚网索支护:选用直径 20 mm,长度 2 200~2 800 mm,屈服强度 335~400 MPa 的左旋无纵肋螺纹钢锚杆;锚索规格为 $\Phi 21.8$ mm×6 300 mm;其他支护参数同 1 类支护。

3) 3 类支护较难区,采用锚网喷支护:选用直径 20 mm,长度 2 200~2 800 mm,屈服强度 400~500 MPa 的左旋无纵肋螺纹钢锚杆,加长锚固,预紧力不小于 300 N·m,适当减小锚杆间排距;锚索规格为 $\Phi 21.8$ mm×8 300 mm,采用 1×19 结构钢绞线;钢筋梯、柔性菱形金属网护表,支护完成后对巷道表面进行喷浆。

4) 4 类支护困难区,采用锚网喷支护:选用直径 20 mm,长度 2 200~3 200 mm,屈服强度 500~600 MPa 的左旋无纵肋螺纹钢锚杆,加长锚固;其他支护参数同 3 类支护。

4 分区支护技术现场应用

4.1 现场支护方案

选取新登矿+90北翼瓦斯抽放硐室作为试验巷道,巷道起始位置在+90北翼带式输送机巷开口3 m处,试验巷道长度共50 m,前10 m为A—A断面,后40 m为B—B断面,具体支护方案如图12所示。巷道前10 m直接顶为煤层,B—B断面巷道直接顶为泥岩。在A—A断面和B—B断面施工前进行钻孔窥视,探测结果显示A—A断面巷道顶板0~2.0 m范围内破碎程度严重,2 m范围以上孔壁完整,无明显裂隙发育;B—B断面巷道顶板0~1.0 m范围内破碎程度严重。

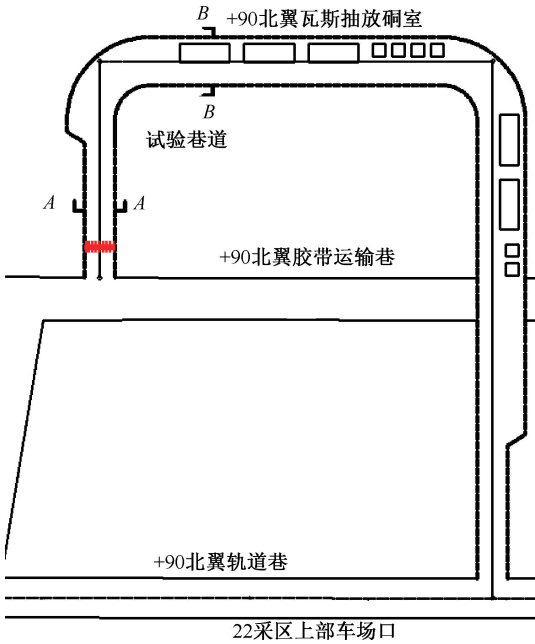


图12 巷道位置

Fig. 12 Roadway location diagram

利用3.2节中内容确定巷道围岩类别,A—A断面巷道为4类支护困难巷道,采用锚网喷支护;B—B断面巷道为2类支护较容易巷道,采用锚网索支护。具体支护参数如下:

1) A—A断面巷道支护参数:选用屈服强度500 MPa的左旋无纵肋螺纹钢锚杆,巷帮每排锚杆间排距700 mm×650 mm,配套长×宽×厚为150 mm×150 mm×10 mm的蝶形厚托盘;每孔装入快速树脂锚固剂1支、中速树脂锚固剂2支,预紧力不小于300 N·m;采用钢筋梯、菱形金属网护表;锚索规格为Φ21.6 mm×8300 mm,1×19结构钢绞线,间排距2100 mm×650 mm,具体如图13所示。

2) B—B断面巷道支护参数:选用屈服强度

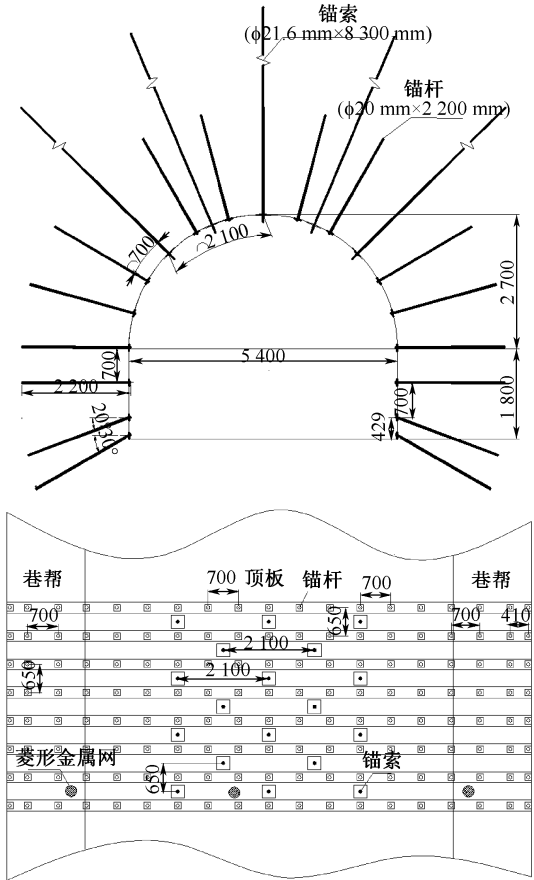


图13 A—A断面支护方案

Fig. 13 A—A section support scheme

335 MPa的左旋无纵肋螺纹钢锚杆,锚杆间排距850 mm×850 mm,配套长×宽×厚为150 mm×150 mm×8 mm的蝶形厚托盘;每孔装入快速树脂锚固剂1支、中速树脂锚固剂1支,预紧力不小于200 N·m;钢带、钢筋网护表;锚索规格为Φ21.6 mm×6300 mm,1×7结构钢绞线,间排距2550 mm×850 mm,如图14所示。

4.2 支护效果分析

在试验巷道内布置2个断面监测巷道围岩变形和锚杆(索)锚固力,绘制围岩变形量、锚杆(索)受力与时间的关系曲线,如图15、图16所示。监测数据显示,巷道在支护后,随着工作面不断推进,巷道顶板和帮部的变形量随时间不断增大,当达到最大值后逐渐趋于稳定,2个监测断面处巷道顶板下沉量分别为25、21 mm,巷道宽度收缩量较小,分别为12、15 mm,巷道的变形量都在可控范围内,能够满足巷道安全使用的要求。

由图16可知:随着时间推移,锚杆(索)受力在缓慢增长;当达到一定值后,锚杆(索)受力保持不变,说明顶板岩层运动趋于稳定;锚杆(索)受力均小于其

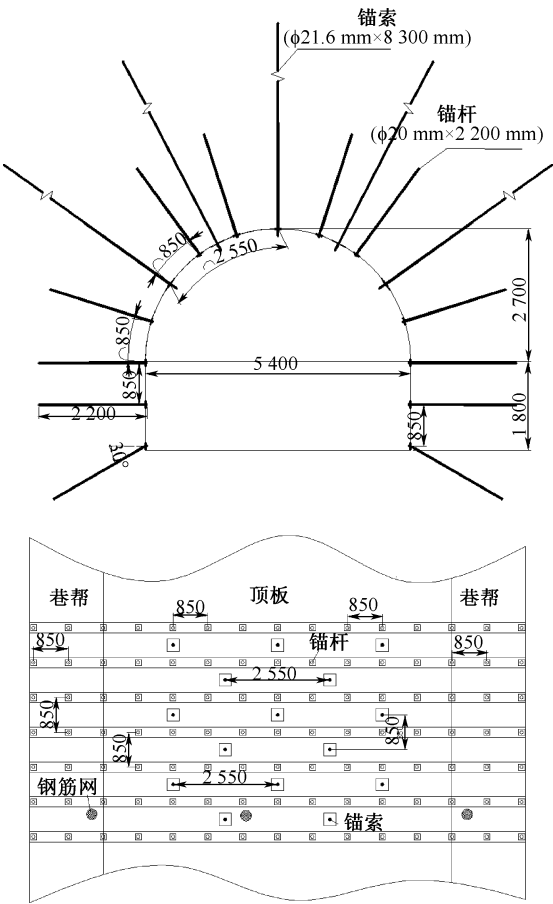


图 14 B—B 断面支护方案
Fig. 14 B—B section support scheme

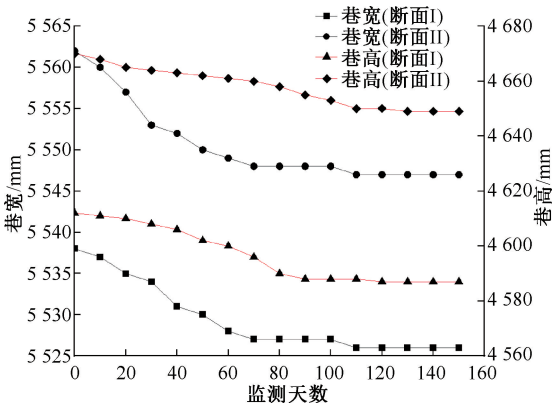


图 15 巷道表面变形监测结果
Fig. 15 Monitoring results of roadway surface deformation

屈服强度,能够充分发挥对巷道围岩的控制作用。

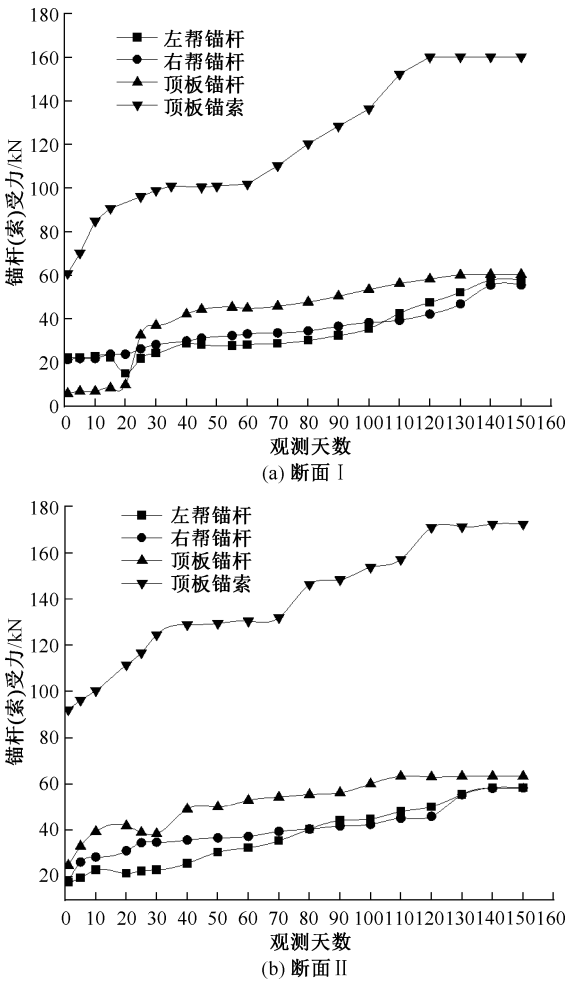


图 16 锚杆(索)受力监测结果
Fig. 16 Monitoring results of anchor bolts (cables) force

5 结 论

- 1) 对于新登矿破碎围岩巷道,架棚支护无法及时有效控制裂隙发育,通过钻孔窥视可知:巷道破碎带集中在 0~3.0 m 范围内,裂隙发育区范围为 2.0~7.0 m。
- 2) 新登矿破碎巷道顶板裂隙区范围随着时间持续向围岩深部扩展,裂隙发育程度增加,巷道顶板呈现明显的区域性特征。
- 3) 选取能够反映巷道地质条件差异性特征的指标,将巷道围岩划分为 4 个类别,提出差异化支护方式和支护参数。现场工程实践结果表明:分区支护技术显著提升了巷道围岩稳定性。

参 考 文 献

[1] 康红普,徐刚,王彪谋,等. 我国煤炭开采与岩层控制技术发展 40a 及展望[J]. 采矿与岩层控制工程学报,2019,

1(2):7-39.

KANG Hongpu, XU Gang, WANG Biaomou, et al. 40a and development of coal mining and rock layer control technology in China [J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering, 2019,1(2): 7-39.

- [2] 范东林,王巍. 大采高工作面回风巷道支护参数优化研究[J]. 中国安全科学学报,2022,32(增2):166-171.

FAN Donglin, WANG Wei. Study on optimization of supporting parameters of return air roadway in high mining working face [J]. China Safety Science Journal, 2022,32(S2): 166-171.

- [3] 李京,胡斌,刘艳章,等. 回采巷道锚杆支护效果评判的改进突变级数法[J]. 中国安全科学学报,2021,31(3): 60-65.

LI Jing, HU Bin, LIU Yanzhang, et al. Improved mutation series method for the evaluation of anchor bolt support effect in mining roadway [J]. China Safety Science Journal, 2021,31(3): 60-65.

- [4] 何峰,王振伟,于洋,等. 复采巷道过破碎顶板区钢梁支护研究[J]. 煤炭科学技术,2019,47(7):115-120.

HE Feng, WANG Zhenwei, YU Yang, et al. Research on steel beam support in overbroken roof area of remining roadway [J]. Coal Science and Technology, 2019,47(7): 115-120.

- [5] 张杰,高守世,李通,等. 软岩巷道底板破坏特征及控制研究[J]. 煤炭科学技术,2023,51(3):21-28.

ZHANG Jie, GAO Shoushi, LI Tong, et al. Study on the characteristics and control of roof damage in soft rock roadways [J]. Coal Science and Technology, 2023,51(3):21-28.

- [6] 王平,冯涛,蒋运良,等. 软弱再生顶板巷道围岩失稳机理及其控制原理与技术[J]. 煤炭学报,2019,44(10): 2 953-2 965.

WANG Ping, FENG Tao, JIANG Yunliang, et al. Mechanism and control principle and technology of surrounding rock instability in weak regenerated roof roadway [J]. Journal of China Coal Society, 2019,44(10): 2 953-2 965.

- [7] 杨东启,刘建庄,王盛川,等. 深井破碎围岩巷道协同支护技术研究与应用[J]. 煤炭工程,2023,55(1):32-36.

YANG Dongqi, LIU Jianzhuang, WANG Shengchuan, et al. Research and application of collaborative support technology for deep well broken surrounding rock roadway [J]. Coal Engineering, 2023,55(1): 32-36.

- [8] 高建成,张宏伟,荣海,等. 高膨胀松软围岩巷道支护技术[J]. 煤矿安全,2021,52(1):92-97,102.

GAO Jiancheng, ZHANG Hongwei, RONG hai, et al. High expansion of soft surrounding rock roadway support technology [J]. Safety in Coal Mines, 2021,52(1): 92-97,102.

- [9] 孙广京,王平,冯涛,等. 软弱破碎顶板巷道围岩变形机理及控制技术[J]. 煤炭科学技术,2020,48(5):209-215.

SUN Guangjing, WANG Ping, FENG Tao, et al. Deformation mechanism and control technology of surrounding rock of soft and broken roof roadway [J]. Coal Science and Technology, 2020,48(5): 209-215.

- [10] 余伟健,李可,芦庆和,等. 裂隙发育岩体巷道围岩工程特征与变形控制[J]. 煤炭学报,2021,46(11):3 408-3 418.

YU Weijian, LI Ke, LU Qinghe, et al. Engineering characteristics and deformation control of surrounding rock in fissure development [J]. Journal of China Coal Society, 2021,46(11): 3 408-3 418.

- [11] 孟庆彬,孙稳,韩立军,等. 深井软岩巷道群掘进扰动效应与控制技术研究[J]. 采矿与安全工程学报,2021,38(3): 496-506.

MENG Qingbin, SUN Wen, HAN Lijun, et al. Study on the disturbance effect and control technology of deep well soft rock roadway group [J]. Journal of Mining and Strata Control, 2021,38(3): 496-506.

- [12] 王卫军,范磊,赵志强,等. 基于塑性区控制的巷道围岩支护理论与技术研究进展[J]. 煤炭学报,2024,49(1): 320-336.

WANG Weijun, FAN Lei, ZHAO Zhiqiang, et al. Progress on theory and technology of roadway surrounding rock support based on plastic zone control [J]. Journal of China Coal Society, 2024,49(1): 320-336.

- [13] 范育青,刘玉成,赵明洲,等. 弱胶结软岩巷道围岩应力与位移分布规律及支护技术[J]. 煤炭工程,2020,52(4): 84-91.

FAN Yuqing, LIU Yucheng, ZHAO Mingzhou, et al. Law of stress and displacement distribution of surrounding rock of weak cemented soft rock roadway [J]. Coal Engineering, 2020, 52 (4): 84-91.

- [14] 彭文庆,朱豪,汪琦. 破碎岩体巷道围岩承载结构应力分布规律[J]. 中南大学学报:自然科学版, 2023, 54(6): 2 447-2 458.

PENG Wenqing, ZHU Hao, WANG Qi. Stress distribution law of surrounding rock bearing structure in broken rock roadway [J]. Journal of Central South University: Science and Technology, 2023, 54(6): 2 447-2 458.

- [15] 贾后省,张文彪,刘少伟,等. 不稳定厚煤层回采巷道极软顶板破坏规律及分级控制[J]. 岩石力学与工程学报, 2022, 41(增2): 3 306-3 316.

JIA Housheng, ZHANG Wenbiao, LIU Shaowei, et al. Destruction rule and grading control of extremely soft roof in mining roadway of unstable thick coal seam [J]. Chinese Journal of Rock mechanics and Engineering, 2022, 41 (S2): 3 306-3 316.

- [16] 王思栋,朱宗磊,杨斌. 滨湖矿巷道围岩裂隙演化规律实测研究[J]. 煤矿安全, 2019, 50(10): 66-70.

WANG Sidong, ZHU Zonglei, YANG Bin. Measured study on the evolution law of surrounding rock fissure in lakeside mine roadway [J]. Safety in Coal Mines, 2019, 50 (10): 66-70.

- [17] 芦楠楠,陈永珩,马占国,等. 深部地下巷道围岩结构监测信息化技术研究[J]. 工矿自动化, 2019, 45(6): 1-9.

LU Nannan, CHEN Yongheng, MA Zhanguo, et al. Research on the information technology of monitoring of surrounding rock structure in deep underground roadway [J]. Industry and Mine Automation, 2019, 45 (6): 1-9.

- [18] 李学华,梁顺,姚强岭,等. 泥岩顶板巷道围岩裂隙演化规律与冒顶机理分析[J]. 煤炭学报, 2011, 36(6): 903-908.

LI Xuehua, LIANG Shun, YAO Qiangling, et al. Analysis of the evolution law and roof burst mechanism of surrounding rock fissure in mudstone roof roadway [J]. Journal of China Coal Society, 2011, 36 (6): 903-908.

- [19] 焦建康,张镇,颜立新,等. 中小型煤矿巷道围岩稳定性量化评价及分级支护技术[J]. 采矿与安全工程学报, 2022, 39(3): 598-606.

JIAO Jiankang, ZHANG Zhen, YAN Lixin, et al. Quantitative evaluation of surrounding rock stability and grading support technology of small and medium-sized coal mines [J]. Journal of Mining and Strata Control, 2022, 39 (3): 598-606.



作者简介: 陈莹 (1982—),男,辽宁阜新人,工学博士,教授,博士生导师,主要从事矿山压力与岩层控制等方面的研究。E-mail: chenying@lntu.edu.cn。