

极近距离煤层上行开采巷道围岩 稳定特征与分区支护方法

赵仁宝¹, 亓佳利¹, 刘飞¹, 李贝贝¹, 陈征², 孙鹏翔², 王明辉¹, 张进鹏²

(1. 山东能源集团鲁西矿业有限公司, 山东 菏泽 274700;

2. 山东科技大学 资源学院, 山东 泰安 271019)

摘要:针对极近距离煤层上行开采巷道围岩稳定性较差、成巷困难的问题,以郭屯煤矿113_上01轨道顺槽为研究背景,运用理论分析、现场实测方法研究了上层煤巷道围岩稳定特征,提出基于现场数据的冒落带高度计算方法,将巷道按照揭露冒裂带情况划分为3个区域进行分区支护设计,并通过工程实践成功验证了其有效性。研究表明:下层煤顶板已垮落密实,上层煤巷道围岩裂隙发育程度较低,现场揭露围岩结构较完整,覆岩结构处于稳定状态;基于钻孔数据推导出的冒落带高度公式可较为精准地预测冒落带高度,结合掘进实际揭露围岩特征,充分验证了理论公式的合理性;根据巷道不同区域揭露冒裂带情况设计分区支护方案,并进行顶板离层和围岩变形监测,监测结果显示巷道掘进后30天顶板离层趋于稳定,60天左右围岩变形趋于稳定,顶板最大离层值为27 mm,围岩最大变形值为126 mm,围岩变形速率小于1 mm/d,后续工作面采动影响引起的围岩二次变形程度仍较小,验证了分区支护方案的合理性。

关键词:极近距离煤层;上行开采;围岩;冒落带高度;分区支护

中图分类号:TD325

文献标志码:A

Stability characteristics of surrounding rock and zoned support for upward mining roadway in extremely close coal seams

ZHAO Renbao¹, QI Jiali¹, LIU Fei¹, LI Beibei¹, CHEN Zheng²,

SUN Pengxiang², WANG Minghui¹, ZHANG Jinpeng²

(1. Shandong Energy Group Luxi Mining Co., Ltd., Heze 274704, China;

2. College of Resources, Shandong University of Science and Technology, Tai'an 271019, China)

Abstract: To address the poor stability of surrounding rock and difficulties in roadway construction in upward mining tunnels in extremely close coal seams, this study investigated the stability characteristics of the surrounding rock of upward mining roadway in extremely close seams by taking the 113_{up}01 track roadway at Guotun Coal Mine as its research context and employing theoretical analysis and field measurement methods. It proposed a method for calculating collapse zone height based on drilling data and divided the roadway into three zones for zoned support design according to the exposure of fracture zones. The effectiveness of the method was verified through engineering practice. With collapsed and compacted lower coal roof and low development degrees of surrounding rock fissures of the upper coal roadway, the surrounding rock structure exposed on site was relatively complete and the overlying rock structure was in a stable state. A collapse zone height formula which can predict the height of collapse zones was derived from the drilling data and its rationality was verified by the

收稿日期:2025-07-07

基金项目:国家自然科学基金项目(52304145);山东省自然科学基金项目(ZR2021QE233)

作者简介:赵仁宝(1982—),男,山东临沂人,高级工程师,学士,主要从事煤矿安全生产研究工作。

刘飞(1976—),男,山东济宁人,高级工程师,学士,主要从事煤矿高效掘进和注浆方面工作,本文通信作者。

E-mail:630849934@qq.com

characteristics of the surrounding rock exposed in the actual excavation. The zoned support scheme was designed according to the exposure of the collapsed and fractured zones in different areas of the roadway. The results of roof separation monitoring and surrounding rock deformation monitoring showed that the roof separation tended to become stable 30 days after roadway excavation and the surrounding rock deformation tended to become stable about 60 days after roadway excavation, with the maximum roof deformation value of 27 mm, the maximum surrounding rock deformation value of 126 mm, and the surrounding rock deformation rate of less than 1 mm/d. The small secondary deformation degree of the surrounding rock caused by the mining influence of the subsequent working face verified the rationality of the zoned support scheme.

Key words: extremely close coal seams; upward mining; surrounding rock; collapse zone height; zoned support

我国煤层群开采方法以下行开采为主^[1-3]。而在上层煤存在强冲击倾向性、煤与瓦斯突出或坚硬顶板的情况下,也可考虑上行开采模式。由于煤炭形势和历史遗留原因,郭屯煤矿 11 采区首先开采了平均厚度 3.2 m 的 3_下煤层,目前正开采平均厚度 1.6 m 的 3_上煤层。113_上 01 工作面范围 3_上和 3_下煤层层间距仅 0.5~17 m,为极近距离煤层。在极近距离煤层上行开采过程中,上层煤工作面和巷道处于采空区冒落带和裂隙带中(以下简称冒裂带),煤岩层裂隙发育、整体性差,导致围岩控制难度较大。因此,迫切需要研究采空区冒裂带影响下巷道围岩的裂隙特征和控制方法。近年来,国内外学者在近距离煤层上行开采覆岩破坏规律和围岩控制方面进行了大量研究。

在近距离煤层上行开采覆岩破坏规律方面:Ning 等^[4]研究了采空区覆岩运移破坏力学机制及裂隙带发育特征,提出了上覆岩层组沉降的组间距离公式;张向阳等^[5]通过相似材料试验、数值模拟等方法研究了覆岩裂隙发育规律及岩层垮落下沉特征;张春雷^[6]研究了上行开采覆岩垮落与运移规律,总结了上层煤工作面推采过程中侧垮落角变化与工作面周期来压规律;赵毅鑫等^[7]通过数值模拟研究了采场围岩应力及覆岩裂隙分布规律,确定了层间稳定岩层的最小厚度;杨滨滨等^[8]通过相似材料模拟研究了上行开采条件下裂隙带及裂隙率的变化规律及覆岩裂隙分布形态;崔业凯等^[9]基于弹性地基梁理论构建了“层间岩梁-底板柱群”系统结构力学模型,研究了上行开采层间岩梁内力、变形与底板煤柱荷载动态演变特征,提出了基于底板煤柱与层间岩层失稳时序的结构性失稳判识方法;李竹等^[10]研究了充填体侧向夹持作用下底板煤柱应力分布特征及演变规律,提出了采动煤柱失稳判据,揭示了充填体强度对底板煤柱承载能力的提增效应;白锦文等^[11]研究了遗留煤柱链式失稳机制,提出了基于拆除构件法评价遗留煤柱链式失稳的新方法。上述文献主要集中在传统上行开采层间距大于 4~5 倍采高条件下巷道揭露裂隙带或弯曲下沉带时的采空区覆岩运动机制、力学特征、裂隙发育形态、岩层垮落规律等。但是,当层间距小于 3 倍采高时巷道可能在冒落带中掘进,此时覆岩破碎程度较高,呈松散状。上述研究均未涉及层间距小于 3 倍采高的极近距离煤层上行开采时顶板覆岩破坏特征与稳定性判定方法,限制了东部资源枯竭型矿井极近距离煤层群上行安全开采实践。

在近距离煤层上行开采围岩控制方面:贾后省等^[12]研究了大倾角极近距离煤层群重复采动影响巷道围岩破坏规律、应力分布特征及塑性区分布特征,提出了对应最优巷道断面形状与支护方案;傅孜钊等^[13]建立了近距离煤层群回采巷道顶板结构力学模型,提出了底板破坏深度、回采巷道超前预加固方法及主被动联合支护方案;王成等^[14-15]研究了侧压系数、断面形状、围岩强度等因素对围岩稳定性的影响,提出了上行开采不同区域巷道稳定性控制原理与围岩控制技术;王志强等^[16]研究了不同巷道布置方式下层煤采后的位移分布及应力分布规律,发现上层煤巷道采用内错式布置可有效避免台阶下沉;黄万朋等^[17]研究了采空区裂隙带发育形态,分析了上层煤的内、外应力场分布规律,提出了上行开采巷道合理位置布局方案。上述研究依然主要集中在层间距大于 4~5 倍采高条件下上行开采弯曲下沉带或裂隙带中巷道围岩支护方法,此种条件下围岩结构虽然裂隙发育但整体性未遭到严重破坏,传统锚网索即可发挥有效支护作用。但是,层间距小于 3 倍采高时巷道可能揭露冒落带,此时围岩破碎程度较高,传统锚网索支护无法保证锚固力,不能充分发挥有效支护强度,易出现网兜现象。且目前对于冒裂带巷道围岩的分区支护鲜有研究。

鉴于此,本研究以郭屯煤矿 113_上 01 轨道顺槽为研究背景,运用覆岩垮落特征分析、煤层顶板标高监测、钻孔窥视分析及现场揭露探查等方法,基于采空区裂隙带对上覆岩层结构的影响程度,研究极近距离煤层采空区下沉稳定特征及围岩裂隙发育特征,提出基于现场监测数据的冒落带高度计算方法,根据层间距差异设计 113_上 01 轨道顺槽的分区支护方案,通过掘进和回采时的围岩变形监测数据评价控制效果。

1 工程背景

郭屯煤矿 113_上 01 工作面位于结构简单、赋存稳定的 3_上 煤层,标高 -622 ~ -687 m,平均埋深 698 m,煤层平均厚度 1.6 m。基本顶为细砂岩,直接顶为粉砂岩,直接底为砂质泥岩,基本底为粉砂岩,煤岩层顶底板柱状图如图 1 所示。113_上 01 工作面东部为 13_上 14 采空区,下部为 13_下 14 采空区,目前,两采空区均已达到预期沉稳时间,工作面概况图如图 2 所示。113_上 01 轨道顺槽位于 13_下 14 采空区内,水平方向距离 13_下 14 采空区 30 m,轨道顺槽处层间距由 17 m 逐渐减小至 0.5 m。按照传统两带理论计算,轨道顺槽底板、两帮和顶板将依次揭露 3_下 煤层冒落带。然而,该条件下 3_下 煤层顶板覆岩结构稳定特征以及轨道顺槽揭露围岩与实际冒裂带的关系尚未明确,且轨道顺槽围岩控制方案应根据层间距进行合理分区设计。

岩性	柱状	厚度/m
粉砂岩		8.00
砂质泥岩		7.10
细砂岩		8.55
粉砂岩		2.10
3 _上 煤		1.80
砂质泥岩		2.05
粉砂岩		4.84
细砂岩		6.00
砂质泥岩		3.20
3 _下 煤		3.20
砂质泥岩		2.75
粉砂岩		3.20
细砂岩		6.85

图 1 煤岩层顶底板柱状图

Fig. 1 Histogram of the roof and floor of the coal and rock formation

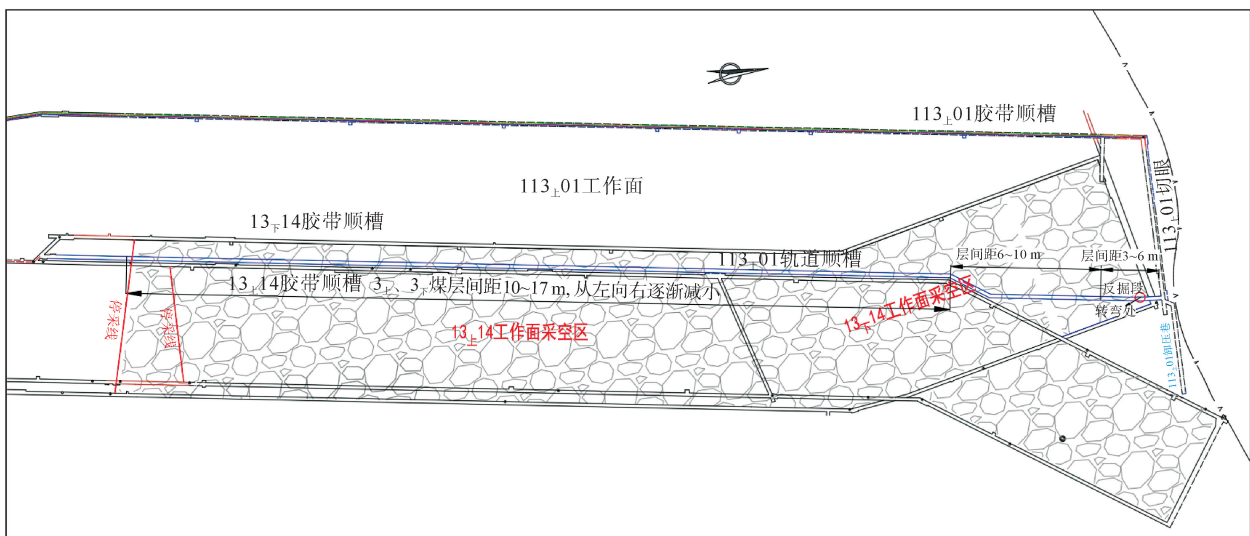


图 2 工作面概况图

Fig. 2 Overview of the working face

2 下层煤顶板覆岩结构稳定特征与判定

2.1 不同层间距条件下轨道顺槽与 $3_{\text{下}}$ 煤层位关系及覆岩垮落特征

113_上01 轨道顺槽揭露煤层的层间距变化较大,岩层稳定特征必然存在差异。根据 0.5~17 m 的层间距范围,将其划分为“>10 m”“10~6 m”“<6 m”3 个区间,图 3(不同层间距轨道顺槽沿掘进方向剖面示意图)分别以层间距 12、8 和 3 m 为例,分析各层间距条件下围岩的稳定特征。

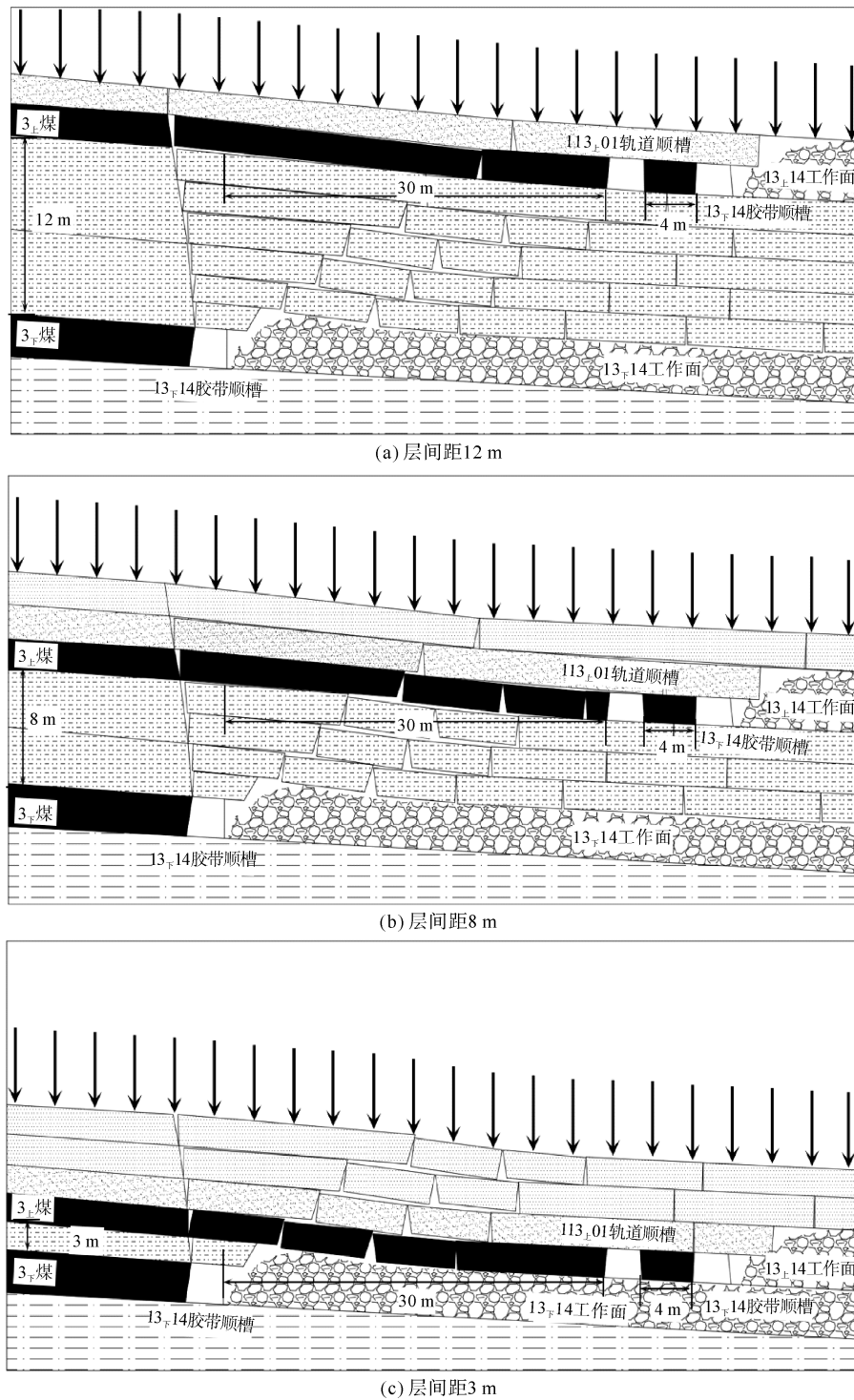


图 3 不同层间距轨道顺槽沿掘进方向剖面示意图

Fig. 3 Schematic diagram of the track roadway with different layer spacing along the direction of excavation

根据覆岩结构是否保持原始层状特征,冒落带可划分为规律冒落带与非规律冒落带。如图3所示,在12、8及3 m层间距条件下,13_下14采空区上覆岩层均丧失了原有层状结构。尽管岩层发生破断,但其仍维系着层状构造特征,符合冒落带的定义。破断后的覆岩呈现铰接块体结构,块体间发育有贯通性纵向裂隙。随着冒落带发育高度增加(即向上发展),破断岩块尺寸呈现逐渐增大趋势,而大型裂隙的发育密度由于靠近裂隙带区域会相应降低。具体表现为:当层间距为12 m时,破断岩块数量最少且大型裂隙发育程度最低;相比之下,层间距为3 m时,破断岩块数量最多且大型裂隙最为发育。尤为关键的是,在最小层间距(3 m)条件下,3_上煤层受非规律冒落带的影响最为显著。

2.2 顶板标高监测分析与判定

为分析3_下煤层顶板结构的稳定性,对比3_下煤采厚和顶板垮落后高差,以反映顶板垮落密实情况。在113_上01轨道顺槽掘进期间每隔50 m监测一次顶板标高,再将113_上01轨道顺槽顶板标高与13_上14胶带顺槽顶板标高进行对比,计算高差。自13_下14停采线起共记录17组顶板标高数据,如表1所示。

表1 顶板标高监测数据
Table 1 Roof elevation monitoring data m

距离13 _下 14工作面停采线	113 _上 01轨道顺槽顶板标高	13 _上 14胶带顺槽顶板标高	高差	3 _下 煤层采高
0	-653.48	-653.15	0.33	3.3
50	-658.00	-654.44	3.56	4.0
100	-664.10	-660.95	3.15	3.7
150	-666.83	-663.54	3.29	4.0
200	-667.33	-664.16	3.17	2.7
250	-664.90	-661.80	3.10	2.7
300	-663.69	-661.54	2.15	2.2
350	-659.88	-657.79	2.09	2.3
400	-661.11	-660.58	0.53	1.5
450	-665.46	-664.10	1.36	2.0
500	-670.06	-669.10	0.96	3.7
550	-673.12	-671.91	1.21	3.9
600	-674.85	-672.94	1.91	3.5
650	-676.13	-674.15	1.98	3.3
700	-678.30	-676.04	2.26	2.5
750	-682.20	-678.34	3.86	3.0
800	-685.61	-683.05	2.56	3.0

根据表1数据可知,除停采线附近及距停采线500~650 m区段的监测数据存在异常外,113_上01轨道顺槽与胶带顺槽顶板高差与3_下煤层采高呈显著一致性。停采线区域顶板岩梁呈现整体倾斜状态,其未充分垮落现象符合预期规律。而在距停采线500~650 m监测数据异常的区段内,顶板高差显著低于3_下煤层采高,推测该区域可能存在局部岩层未完全垮落的情况。为此,专门增设了动态监测站以持续追踪围岩变形特征,后续回采过程中该区域岩层仍保持稳定状态,表明该区段岩层已实现充分垮落并达到密实状态。

2.3 轨道顺槽顶底板钻孔窥视与分析

基于顶板标高监测分析,采用钻孔窥视直观评价轨道顺槽顶底板裂隙发育特征。在113_上01轨道顺槽300、460、670、730和1 000 m处共布置5组(1[#]~5[#])垂直顶底板的窥视孔,顶板和底板钻孔深度分别为25和10 m。其中,底板钻孔均施工成功,1[#]和4[#]顶板钻孔出现异常,2[#]、3[#]、5[#]顶板钻孔施工成功。由于标高监测中距停采线500~650 m存在异常,所以将3[#]和4[#]钻孔布置在此范围内。选取部分窥视图

分析不同区域顶底板裂隙发育情况,如图 4~5 所示。

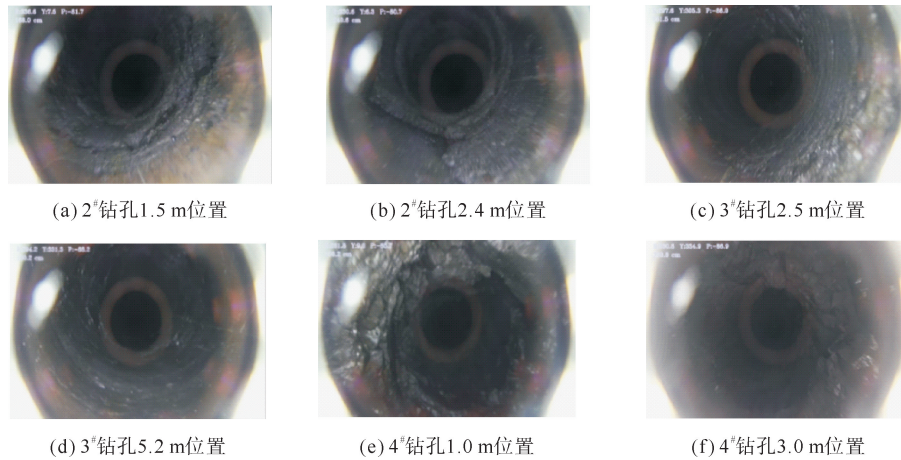


图 4 底板钻孔窥视图

Fig. 4 Peep view of the drill holes in the bottom plate

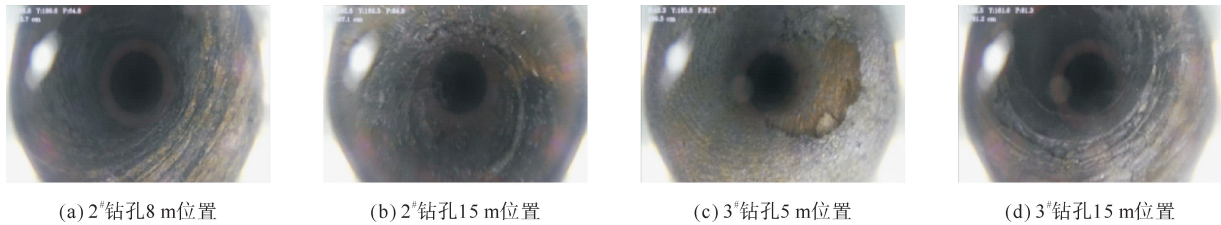


图 5 顶板钻孔窥视图

Fig. 5 Peep view of the drilled hole in top plate

在 2[#] 钻孔底板 1.5~2.5 m 深度范围内,发育有未贯通的横向裂隙;3[#] 钻孔 5.2 m 深度内围岩结构完整,未见明显裂隙;而底板 4[#] 钻孔中横向裂隙最发育(图 4)。底板裂隙的发育特征与采空区裂隙带的影响密切相关,其发育程度随层间距的减小而显著增加。在层间距较小的区域,由于更接近采空区,裂隙发育更为密集。值得注意的是,所有裂隙均表现为平行于岩层层面的未贯通横向裂隙,未发现纵向扩展迹象,且整体裂隙密度较低,这有利于维持岩层的连续性和稳定性。除 3[#] 顶板钻孔 5 m 深度处存在局部破碎缺口外,2[#] 和 3[#] 钻孔的顶板围岩整体结构完整,仅在 15 m 深度处观测到少量微小裂隙。3[#] 顶板钻孔的裂隙发育程度略高于 2[#] 顶板钻孔,且与底板裂隙类似,呈现出由南向北逐渐增强的趋势。由于顶板距离采空区较远,受其影响较小,结构完整性优于底板。因此,在支护设计中,若冒落带未延伸至顶板区域,可采用中等强度的锚杆索支护方案,以降低支护成本。

2.4 实际揭露围岩裂隙特征

113_上 01 切眼原计划布置于采空区内,实际掘进揭露时在进入采空区边缘 10~20 m 内,顶板岩层呈倾斜状态,继续掘进后岩层则保持近水平状态。因此,13_下 14 采空区边缘 10~20 m 属于顶板岩层倾斜下沉区。

113_上 01 轨道顺槽穿裂隙带区域实际揭露围岩如图 6 所示,整体围岩结构较完整,仅在顶板和帮部存在局部裂隙,图中所示金属网尺寸为 10 cm×10 cm,

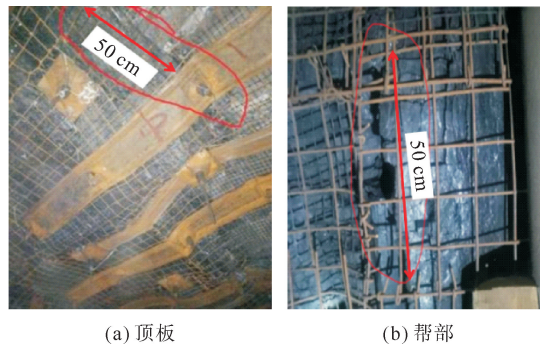


图 6 轨道顺槽实际揭露情况(400~800 m)

Fig. 6 Actual exposure situation of the track roadway (400~800 m)

顶板裂隙长度约 50 cm,宽度约 2 cm;帮部裂隙长度约 50 cm,宽度约 5 cm;完整程度远超预期。其原因是 113_上 01 轨道顺槽水平方向距离 13_下 14 采空区 30 m,已超出倾斜下沉区范围,位于采空区的下沉稳定区,该区域应力分布相对均衡;另外,岩层破断垮落后,块状岩体碎胀变形在有限空间内相互挤压导致宽大裂缝变为窄小裂缝,造成现场揭露未发现明显的破断大裂缝;在沿着采空区边缘 30 m 范围内的多个破断岩块中,113_上 01 轨道顺槽可能处于完整岩块的正下方,所以未发现明显大裂隙。综合上述分析,3_下 煤层顶板已充分垮落,覆岩结构处于稳定状态,113_上 01 轨道顺槽围岩结构完整性较高,稳定性较好。

3 基于现场数据的冒落带高度计算方法与验证

基于 113_上 01 轨道顺槽围岩稳定性分析结果,为进一步明确不同区域揭露冒裂带的影响程度。通过上述底板钻孔施工过程中的返水情况判断冒裂带的交界位置(施工钻孔在裂隙带中返水,在冒落带中不返水),推导 113_上 01 工作面 3_下 煤层冒落带高度与采高的关系。

3.1 基于现场数据的冒落带高度计算方法

由于掘进机压密浅层底板会导致钻孔临时不返水,因此以钻孔最深部持续不返水位置为 3_下 煤层冒裂带临界位置。结合不同区域轨道顺槽底板与 3_下 煤层顶板的距离,即可推断出该处 3_下 煤层冒落带高度:

$$H_c = D_1 - D_2 \quad (1)$$

式中: H_c 为 3_下 煤层冒落带高度, D_1 为轨道顺槽底板与 3_下 煤层顶板的距离, D_2 为轨道顺槽底板与 3_下 煤层冒落带的距离。

由顶板标高监测数据可知不同区域 3_下 煤层厚度,结合 3_下 冒落带高度可得该处 3_下 煤层冒落带高度与煤层厚度的比值:

$$A = \frac{H_c}{d} \quad (2)$$

式中: A 为 113_上 采区 3_下 煤层冒落带高度与煤层厚度的比值, d 为 3_下 煤层厚度。

多个监测点 3_下 煤层冒落带高度与煤层厚度系数的平均值 A' 为:

$$A' = \frac{1}{n} \sum (A_1 + A_2 + \dots + A_n) \quad (3)$$

式中: A_1, A_2, \dots, A_n 为第 1、2、 \dots 、 n 个监测点 3_下 煤层冒落带高度与煤层厚度的比值。由式(1)~(3)推算的不同区域冒落带高度与煤层厚度的比值如表 2 所示。

表 2 冒落带高度与煤层厚度的比值

Table 2 Ratio between the height of the collapsed zone and the thickness of the coal seam

钻孔编号	距开口位置/m	3 _下 煤层厚度/m	底板与 3 _下 煤顶板距离/m	底板与 3 _下 冒落带距离/m	冒落带高度/m	冒落带高度与煤层厚度的比值
1 [#]	300	3.2	13.8	6.0	7.8	2.44
2 [#]	460	2.3	16.2	6.0	10.2	4.43
3 [#]	670	3.7	14.3	6.6	7.7	2.08
4 [#]	730	3.3	13.5	5.9	7.6	2.30
5 [#]	1 000	3.1	8.6	0.5	8.1	2.61

由于 2[#] 钻孔在深度 6 m 后继续返水,施工过程表现为返水-不返水-返水,异常于其他钻孔数据,推测可能受到断层影响。因此,去除 2[#] 钻孔数据,取 1[#]、3[#]、4[#]、5[#] 钻孔数据计算 A' 平均值。根据式(3)计算得出 A' 为 2.36。

因此,得出 11 采区 3_下 煤层冒落带高度计算式为:

$$H_c = 2.36M \quad (4)$$

式中, M 为煤层采高。

传统煤层开采经验认为,冒落带高度通常为煤层采高的3~5倍,即

$$H_k = (3 \sim 5)M。 \quad (5)$$

式中, H_k 为冒落带高度。

上行开采必要层间距 H 须满足^[18]:

$$H \geq 1.14M^2 + 4.14 \text{ m}。 \quad (6)$$

即冒落带高度为必要层间距的临界值。

GB/T 12719—2021《矿区水文地质工程地质勘探规范》中冒落带高度计算式^[19]为:

$$H_k = \frac{100 \sum M}{4.7 \sum M + 19 \text{ m}} \pm 2.2 \text{ m}。 \quad (7)$$

式中, $\pm 2.2 \text{ m}$ 为中误差。

不同煤层因其赋存厚度和覆岩性质不同,传统冒落带高度计算式无法完全适用。以式(5)计算,113_上01轨道顺槽冒落带高度9.6~16 m,则轨道顺槽大部分区域会受到冒落带影响,围岩裂隙应极其发育。而根据式(6)计算,则1[#]、3[#]、4[#]、5[#]钻孔处3_下煤层冒落带高度分别为15.8、19.7、16.6和15.1m。根据式(7)得出的数值较笼统,而以平均冒落带高度计算,1[#]、3[#]、4[#]、5[#]冒落带高度分别为9.4、10.2、9.6和9.2 m。然而上述钻孔窥视显示,轨道顺槽距开口1 000 m范围内顶底板围岩结构较完整,裂隙密度较低,且仅发育微小裂隙,明显未达到冒落带影响范围,上述计算得到的冒落带高度均与实际冒落带高度存在较大偏差。

而式(4)是基于现场实测数据推导而来,提高了传统公式预测冒落带高度的精准性,能够对实际揭露冒落带情况进行较精准的预测。

3.2 推导冒落带高度公式精准度分析

冒落带高度主要与煤层采出厚度和上覆岩石的碎胀系数有关,岩石碎胀系数为岩石破碎膨胀后体积与岩石完整状态下体积的比值^[20],即

$$k = \frac{V_1}{V}。 \quad (8)$$

式中: k 为碎胀系数, V_1 为岩石破碎膨胀后体积, V 为完整状态下岩石体积。

岩石的碎胀系数与岩石性质有关,硬岩相较软岩碎胀系数更大。当岩层较硬时,其碎胀系数较大,顶板岩层更易破断垮落,冒落带发育更高,而层间为软岩时则相反。相等采高条件下,层间软岩较硬岩更易弯曲变形产生裂隙而非破断垮落,因此冒落带发育高度更低,裂隙带发育高度更高。

113_上01轨道顺槽区域3_上与3_下层间岩层为砂岩和砂质泥岩,岩性较软弱,更易产生裂隙,而非破断垮落,导致3_下冒落带实际高度低于预计值。说明新型冒落带预计公式仍略为保守,但是相较传统公式而言已最接近实际数值。

4 冒裂带巷道围岩分区支护设计与效果评价

4.1 不同区域揭露冒裂带情况预计

依据式(4)预计轨道顺槽不同区域揭露冒裂带情况,如图7所示。

轨道顺槽按照式(4)推算的冒落带高度(H_c)、层间距(H)及巷道高度($h=3.3 \text{ m}$)对比可划分为3个区域,其中: $H_c < H$ 时为预计揭露裂隙带区域, $H < H_c < H+h$ 时为预计底板及两帮揭露冒落带区域, $H_c > H+h$ 时为巷道整体揭露冒落带区域。由图7可知,在第2次调向处(S14-10断层)采高3.5 m, $H_c(8.3 \text{ m}) > H(7.4 \text{ m})$;在第2次调向以北122.4 m位置采高3.7 m, $H_c(8.7 \text{ m}) > H(5.2 \text{ m}) + h(3.3 \text{ m})$ 。因此,轨道顺槽开口至第2次调向处、第2次调向以北122.4 m、距离切眼100 m范围分别为预计揭露裂隙带区域、底板及两帮揭露冒落带区域、巷道整体揭露冒落带区域。

4.2 分区支护方案设计

根据不同区域轨道顺槽预计揭露3_下冒裂带情况,将其分成3个区域进行支护设计,分别为:预计揭露

裂隙带区域、预计底板及两帮揭露冒落带区域、预计巷道整体揭露冒落带区域,对应轨道顺槽开口至第2次调向处、第2次调向以北122.4 m、距离切眼100 m范围。113_上01轨道顺槽围岩分区支护方案如图8所示。

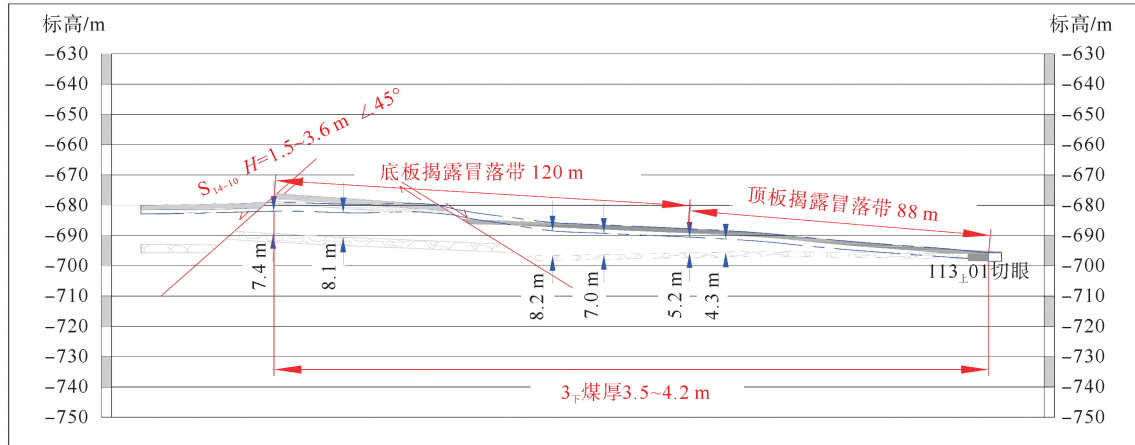


图7 轨道顺槽预计揭露冒裂带位置剖面图

Fig. 7 Profile map of the expected exposure of the cracks in the track roadway

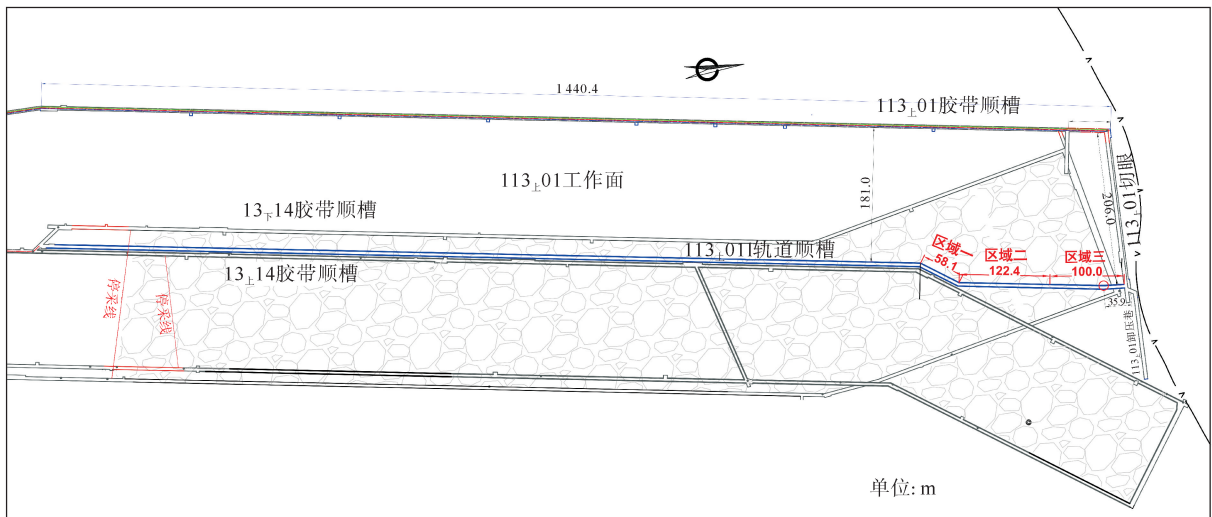


图8 轨道顺槽围岩分区支护示意图

Fig. 8 Schematic diagram of zone support for surrounding rock of track roadway

1) 预计巷道揭露裂隙带区域(区域1)。顶底板及两帮裂隙发育程度相对较低,采用“锚网索+架棚”综合支护方案,依靠主动支护承载,架棚防止局部围岩冒落;

2) 预计底板及两帮揭露冒落带区域(区域2)。尤其底板破碎程度明显增加,为防止底板凹陷,采用“锚网索+架棚+底板注浆”支护方案;

3) 预计巷道整体揭露冒落带区域(区域3)。采用预应力锚注加固技术^[21],通过超前注浆保证掘进成巷,综合采用“顶板超前预注浆+锚网索+架棚+底板注浆”支护方案。

根据锚网索支护强度计算公式^[22]确定锚索、锚杆、锚网及架棚等支护参数及间排距,其中计算得出锚杆、锚索间排距最大值分别为1.71和2.43 m。综合计算结果、围岩稳定性及实际揭露情况,最终确定锚杆、锚索间排距分别为1 000 mm×1 200 mm和1 600 mm×2 400 mm。

113_上01轨道顺槽具体支护参数如图9所示。每根锚杆匹配1块K2570和1块Z2570树脂锚固剂,每根锚索匹配1块K2570和2块Z2570树脂锚固剂;锚杆托盘规格为150 mm×150 mm×12 mm,锚索

托盘规格为 300 mm×300 mm×14 mm;顶板钢带为 WD280/3.00mm 型 W 钢带,顶帮均布置金属网。底板注浆管间排距为 2 000 mm×2 000 mm;顶板超前每排布置 2 个深度 8 000 mm 的注浆孔,间排距为 2 000 mm×3 000 mm,向前上方倾斜 20°~40°。

区域 1、2、3 围岩破碎程度存在显著差异,围岩越松散越需要高预紧力对其挤压密实,以提高其自承载能力;另外,围岩裂隙越发育,浆液越容易渗入,对注浆压力要求越低。因此,设计区域 1 的锚杆、锚索预紧力不低于 70、190 kN;区域 2 的锚杆、锚索预紧力不低于 80、220 kN,注浆压力 5~8 MPa;区域 3 的锚杆、锚索预紧力不低于 90、240 kN,注浆压力 3~5 MPa。

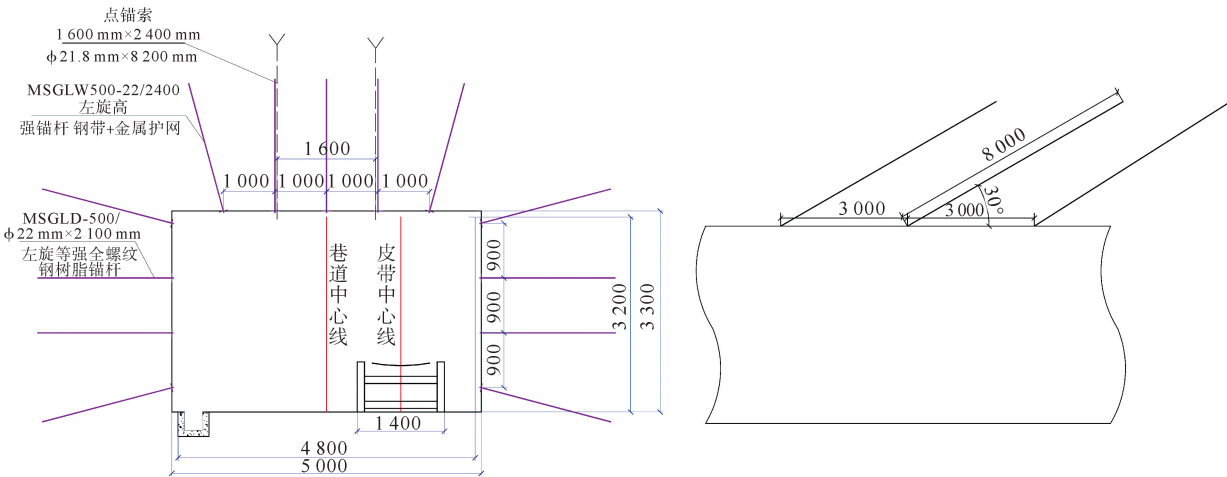


图 9 轨道顺槽锚杆索布置与注浆方案

Fig. 9 Arrangement and grouting scheme of anchor rods and anchor cables for track roadway

4.3 现场监测方案

在轨道顺槽布设顶板离层仪及围岩监测站监测不同区域顶板离层及围岩变形情况:

1) 顶板离层监测。布设 4 处顶板离层仪,命名为 1#~4#,分别位于距 13_下 14 停采线 600 m、距开口 800 m、第 2 次调向以北 100 m、距切眼 50 m,分别监测可能未充分垮落区域、整体位于裂隙带区域、底板和两帮揭露冒落带区域、整体揭露冒落带区域的顶板离层值。

2) 围岩变形监测。布设 4 组围岩变形监测站,命名为 1#~4#,位置与顶板离层监测位置相同,分别监测相应区域围岩受采动影响前后的变形值。

4.4 分区支护效果分析

1) 顶板离层监测分析

巷道掘进 30 天左右顶板离层趋于稳定,各测点顶板离层值如图 10 所示。由图 10 可知,1#~4# 顶板离层值分别为 10、15、14 和 27 mm,轨道顺槽整体顶板离层值较小。

2) 围岩变形监测分析

工作面回采前 113_上 01 轨道顺槽围岩监测结果如图 11 所示。4 组监测站的围岩变形值均在 65 天内趋于稳定,最终围岩变形速率均小于 1 mm/d。其中,1# 顶板、底板及两帮围岩变形值分别为 47、53 和 76 mm;2# 顶板、底板及两帮围岩变形值分别为 68、54 和 91 mm;3# 顶板、底板及两帮围岩变形值分别为 61、126 和 111 mm;

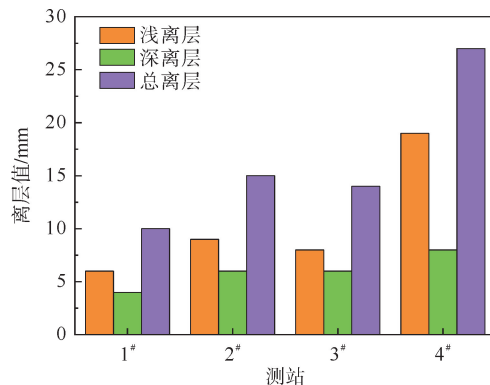


图 10 顶板离层值柱状图

Fig. 10 Histogram of roof deviation value

4[#] 顶板、底板及两帮围岩变形值分别为 119、123 和 96 mm。轨道顺槽围岩变形值整体较小,围岩最大变形值仅为 126 mm。

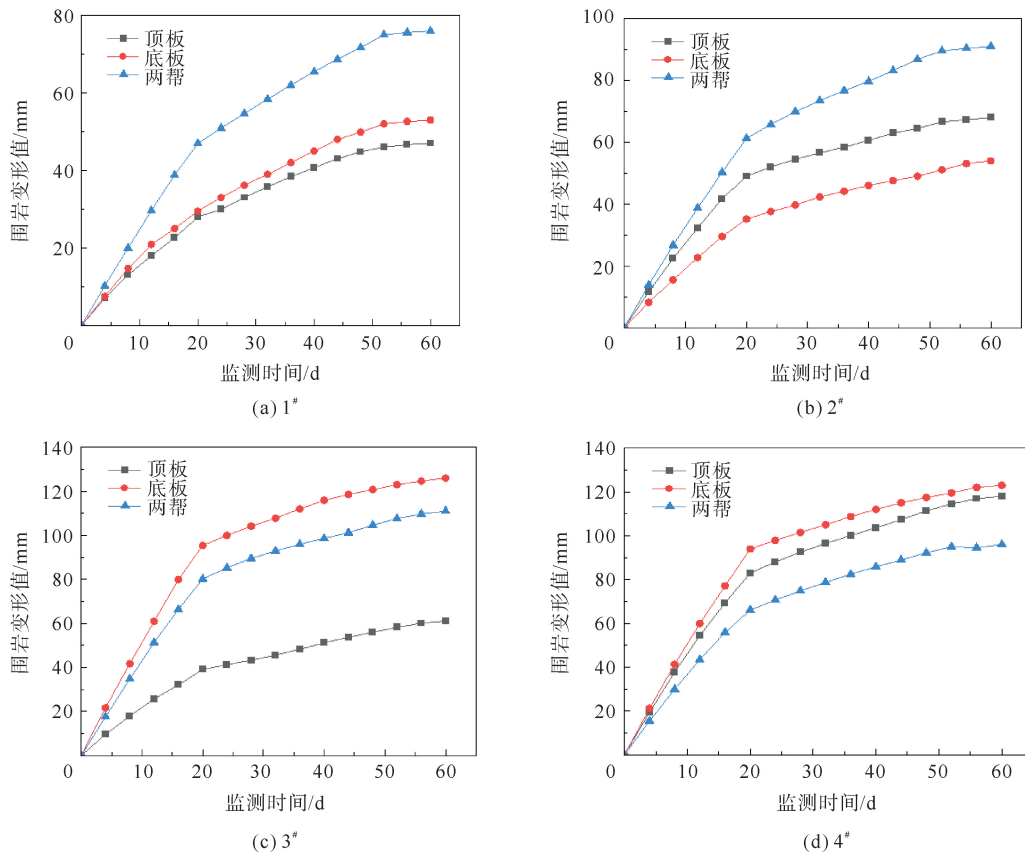


图 11 113_上01 轨道顺槽围岩变形曲线

Fig. 11 Deformation curve of surrounding rock in the 113_上01 track roadway

113_上01 工作面在轨道顺槽掘进完成后约 6 个月进行回采,为分析工作面采动对轨道顺槽围岩稳定性的影响,在原 1[#]、2[#]、3[#]、4[#] 监测站继续统计了工作面距离各测点 30 和 15 m 时的围岩变形值,如图 12 所示。

由图 12 可知,回采阶段轨道顺槽受采动影响较小,这是由于 3_下 煤层开采后上覆岩层的运动和垮落已造成顶板卸压。顶板、两帮和底板最大变形值分别为 185、82 和 230 mm,且均位于 1[#] 或 2[#] 测点。由于 4[#] 测点位于区域 3(层间距最小),围岩破碎程度较高,巷道抗变形能力较弱,所以在掘进阶段 4[#] 测点围岩变形值大于 1[#]、2[#] 测点;然而,在回采阶段由于 4[#] 测点处顶板岩梁已发生的破坏最严重,导致其超前支承压力较小,矿压显现程度低于 1[#]、2[#] 测点,所以围岩变形增加值反而小于 1[#]、2[#] 测点。综合上述分析可知,113_上01 轨道顺槽在掘进阶段围岩变形值及采动影响后围岩二次变形值均较小,充分验证了分区支护方案的合理性。

5 结论

1) 通过不同层间距覆岩垮落理论、顶板标高监测、顶底板钻孔窥视、实际揭露围岩裂隙情况等综合判定,3_下 煤层顶板已充分垮落,覆岩结构处于稳定状态,113_上01 轨道顺槽围岩结构完整性较高,稳定性较好。

2) 基于现场钻孔返水参数,提出了郭屯煤矿 11 采区 3_下 煤采空区冒落带高度预计公式 $H_c = 2.36M$,此公式比传统冒落带高度计算公式精确度更高,与实际揭露情况更接近。实际上,现场揭露围岩裂隙发育程度更低,完整性更高,这是由于钻孔返水数据选取仍相对保守。

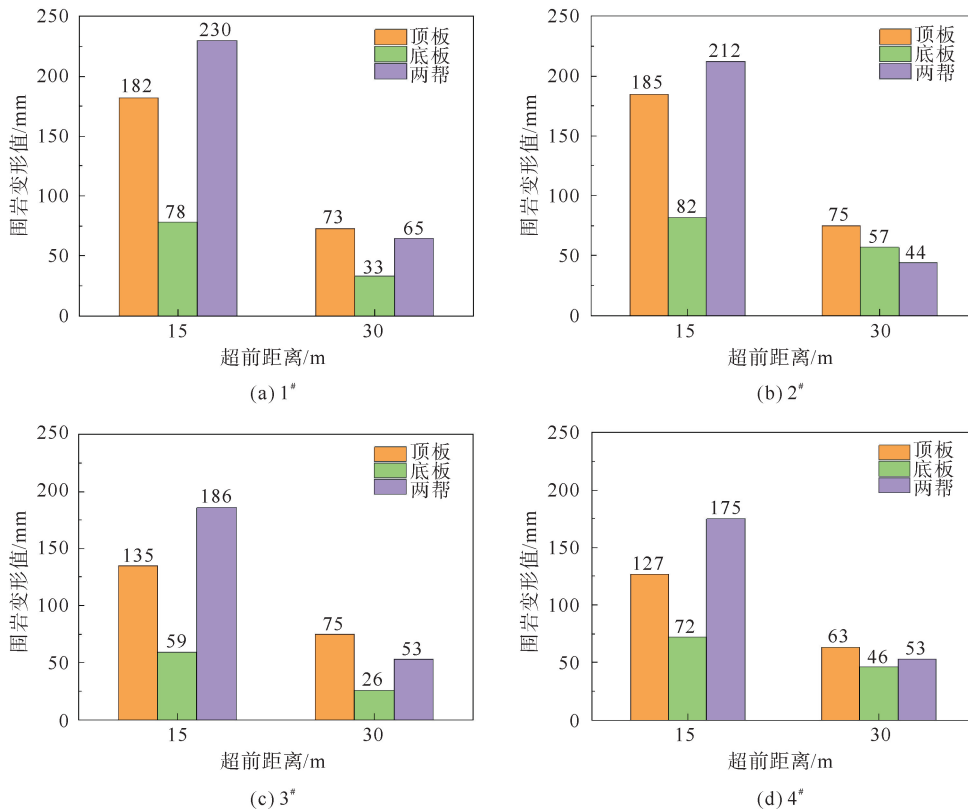


图 12 采动影响后 113_上 01 轨道顺槽围岩变形

Fig. 12 Deformation of surrounding rock in the 113_{up}01 track roadway after mining impact

3) 依据冒裂带揭露情况,设计了基于顶板超前预注浆、锚网索支护、架棚支护、底板注浆等方法的差异化分区支护方案。通过现场监测发现,113_上 01 轨道顺槽在掘进阶段围岩变形值及采动影响后围岩二次变形值均较小,充分验证了分区支护方案的合理性。

4) 郭屯煤矿 113_上 01 工作面为极近距离煤层上行开采案例,打破了常规上行开采对层间距要求的极限,也一定程度上打破了对传统冒落带发育高度的认识,实际上冒落带发育高度远低于理论计算值。本案例可为其他极近距离煤层上行开采工程提供参考,比如上、下煤层间距小于下层煤采高 2~3 倍,且层间岩层为砂岩和砂质泥岩等中硬或较软弱岩层。

参考文献:

[1] 王同旭,周永晖,江东海.坚硬顶板断裂释放能量及其对煤层扰动影响研究[J].山东科技大学学报(自然科学版),2022,41(4):30-38.
WANG Tongxu,ZHOU Yonghui,JIANG Donghai. Study on energy released from hard roof fracture and its influence on coal seam disturbance[J]. Journal of Shandong University of Science and Technology(Natural Science),2022,41(4):30-38.

[2] 刘杰,陈志峰,高红星,等.滕县煤田下组煤地应力特征与灰岩夹层顶板稳定性控制研究[J].山东科技大学学报(自然科学版),2024,43(6):10-23.
LIU Jie,CHEN Zhifeng,GAO Hongxing, et al. Research on ground stress characteristics of lower formation coal in Tengxian coalfield and stability control of limestone interlayer roof[J]. Journal of Shandong University of Science and Technology(Natural Science),2024,43(6):10-23.

[3] 张明光.极近距离煤层采空区下巷道支护技术研究[J].山东科技大学学报(自然科学版),2018,37(4):35-41.
ZHANG Mingguang. Roadway support technology in goaf of ultra-close distance coal seams[J]. Journal of Shandong

- University of Science and Technology(Natural Science),2018,37(4):35-41.
- [4] NING J G,WANG J,TAN Y L,et al. Mechanical mechanism of overlying strata breaking and development of fractured zone during close-distance coal seam groupmining[J]. International Journal of Mining Science and Technology,2020,30(2):207-215.
- [5] 张向阳,任启寒,涂敏,等. 潘一东矿近距离煤层上行开采围岩裂隙演化规律模拟研究[J]. 采矿与安全工程学报,2016,33(2):191-198.
- ZHANG Xiangyang,REN Qihan,TU Min,et al. Fracture evolution characteristics of surrounding rock during ascending mining of closer coal seam in Panyidong coal mine[J]. Journal of Mining and Safety Engineering,2016,33(2):191-198.
- [6] 张春雷. 近距离煤层群上行开采覆岩垮落及运移规律研究[J]. 煤炭科学技术,2018,46(8):1-7.
- ZHANG Chunlei. Study on overlying strata caving and movement regularity of ascending mining in contiguous seams [J]. Coal Science and Technology,2018,46(8):1-7.
- [7] 赵毅鑫,刘文超,张村,等. 近距离煤层蹬空开采围岩应力及裂隙演化规律[J]. 煤炭学报,2022,47(1):259-273.
- ZHAO Yixin,LIU Wenchao,ZHANG Cun,et al. Stress and fracture evolution of surrounding rock during mining above mined out area in contiguous coal seams[J]. Journal of China Coal Society,2022,47(1):259-273.
- [8] 杨滨滨,袁世冲,郝德志,等. 近距离煤层重复采动覆岩裂隙时空演化特征研究[J]. 采矿与安全工程学报,2022,39(2):255-263.
- YANG Binbin,YUAN Shichong,ZHENG Dezhi,et al. Spatial and temporal characteristics of overburden fractures due to repeated mining in close distance coal seams[J]. Journal of Mining and Safety Engineering,2022,39(2):255-263.
- [9] 崔业凯,冯国瑞,李竹,等. 上行开采“层间岩梁-底板柱群”系统结构失稳机理及判别方法[J]. 中南大学学报(自然科学版),2025,56(7):2868-2883.
- CUI Yekai,FENG Guorui,LI Zhu,et al. System structure instability mechanism and identification method of upward mining “interlayer rock beam-floor column group”[J]. Journal of Central South University(Science and Technology),2025,56(7):2868-2883.
- [10] 李竹,徐敬民,朱卫兵,等. 上行复采底板煤柱充填增稳力学机制与承载性能调控[J/OL]. 煤炭学报,1-14[2025-11-25]. <https://doi.org/10.13225/j.cnki.jccs.2025.0154>.
- LI Zhu,XU Jingmin,ZHU Weibing,et al. Research on the mechanical mechanism and load-bearing performance regulation of upward remaining floor coal pillar filling to increase stability[J/OL]. Journal of China Coal Society,1-14[2025-11-25]. <https://doi.org/10.13225/j.cnki.jccs.2025.0154>.
- [11] 白锦文,史旭东,冯国瑞,等. 遗留煤柱链式失稳评价新方法及其在上行开采中的应用[J]. 采矿与安全工程学报,2022,39(4):643-652.
- BAI Jinwen,SHI Xudong,FENG Guorui,et al. A new method for evaluating chain failure of residual coal pillars and its application in the upward mining[J]. Journal of Mining and Safety Engineering,2022,39(4):643-652.
- [12] 贾后省,张志明,刘少伟,等. 大倾角极近距离煤层群重复采动巷道围岩破坏规律与控制方法[J]. 煤炭科学技术,2025,53(2):68-80.
- JIA Houxing,ZHANG Zhiming,LIU Shaowei,et al. Research on dissimilation characteristics and control method of failure of surrounding rock in the roadway with repeated mining of steep and ultra-close multiple coal seam[J]. Coal Science and Technology,2025,53(2):68-80
- [13] 傅孜钊,柏建彪,闫帅,等. 近距离煤层群预掘回撤通道应力叠加特征及顶板结构调控[J]. 煤炭科学技术,2025,53(6):383-395.
- FU Zizhao,BAI Jianbiao,YAN Shuai,et al. Stress superposition characteristics and roof structure control of recovery room in close distance coal seam[J]. Coal Science and Technology,2025,53(6):383-395.
- [14] 王成,张农,李桂臣,等. 上行开采顶板不同区域巷道稳定性控制原理[J]. 中国矿业大学学报,2012,41(4):543-550.
- WANG Cheng,ZHANG Nong,LI Guichen,et al. Control principles for roadway roof stabilization in different zones during ascending mining[J]. Journal of China University of Mining and Technology,2012,41(4):543-550.
- [15] 王成,杜泽生,张念超,等. 上行开采顶板煤巷围岩稳定性控制技术研究[J]. 采矿与安全工程学报,2012,29(2):220-225.
- WANG Cheng,DU Zesheng,ZHANG Nianchao,et al. Study on surrounding rock control for mining roadway of the overlying protected seam in ascending de-stressed mining[J]. Journal of Mining and Safety Engineering,2012,29(2):

220-225.

- [16] 王志强,高健勋,武超,等.近距离煤层上行开采巷道优化布置及煤层卸压效果试验分析[J].中国安全生产科学技术,2020,16(3):61-67.
WANG Zhiqiang,GAO Jianxun,WU Chao,et al. Testing analysis on optimized layout of ascending mining roadway and effect of coal seam pressure relief in close distance coal seam[J]. Journal of Safety Science and Technology,2020,16(3):61-67.
- [17] 黄万朋,邢文彬,郑永胜,等.近距离煤层上行开采巷道合理布局研究[J].岩石力学与工程学报,2017,36(12):3028-3039.
HUANG Wangpeng,XING Wenbin,ZHENG Yongsheng,et al. Reasonable layout of roadways for upward mining technology of close coal seams[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2017,36(12):3028-3039.
- [18] 刘天泉.用垮落法上行开采的可能性[J].煤炭学报,1981(1):18-29.
LIU Tianquan. The possibility of using the upward mining method[J]. Journal of China Coal Society,1981(1):18-29.
- [19] 国家市场监督管理总局,国家标准化管理委员会.矿区水文地质工程地质勘探规范:GB/T 12719—2021[S].北京:中国标准出版社,2021.
- [20] 赵兴东.井巷工程[M].北京:冶金工业出版社,2010.
- [21] ZHANG J P,LIU L M,LI Q H,et al. Development of cement-based self-stress composite grouting material for reinforcing rock mass and engineering application[J]. Construction and Building Materials,2019,201:314-327.
- [22] 中国煤炭工业协会.煤矿巷道锚杆支护技术规范:GB/T 35056—2018[S].北京:中国标准出版社,2018.

(责任编辑:吕海亮)