深部富水复合顶板沿空留巷支护设计及应力分析*

唐利山

(国能蒙西煤化工股份有限公司， 内蒙古 乌海市 016000)

摘要:针对深部富水复合顶板条件下沿空留巷围岩控制难题,开展了支护设计与应力分析研究。通过分析复合顶板结构与富水环境对围岩稳定性的影响机制,指出了传统支护方式在控制持续变形及底板软化方面的局限性。提出了协同控制技术体系:采用长度为11.8 m的恒阻锚索进行三列垂直顶板支护,并结合双向聚能爆破切顶技术以阻断采空区侧向应力传递;在动压区设置"一梁四柱"式液压支架加强支护;在淋水段采用C20混凝土铺底与注浆锚索联合技术控制底板渗水软化。工程应用结果表明:该技术体系将围岩从剧烈变形至趋于稳定的时间缩短了40%以上;回风顺槽左帮最大累计收敛量控制在940 mm以内,底鼓量显著降低至660 mm以内。所提出的协同控制技术能够有效应对富水复合顶板的复杂地质条件,实现了沿空留巷的长期稳定控制。研究结果可为深部复杂地质条件下的无煤柱开采提供可靠的技术依据。

关键词:富水复合顶板;深部开采;围岩稳定性;无煤柱开采;切顶留巷;协同控制技术

中图分类号:TD353 **文献标识码**:A **文章编号**:1005-2763(2026)07-0012-08

Support Design and Stress Analysis of Gob-Side Entry Retaining in Deep Water-Rich Composite Roof

Tang Lishan

(CHN Energy Mengxi Coal Chemical Industry Co.,Ltd., Wuhai, Inner Mongolia 016000, China)

Abstract: Aiming at the surrounding rock control problems of gob-side entry retaining under the condition of deep water-rich composite roof, the support design and stress analysis were carried out. By analyzing the influence mechanism of composite roof structure and water-rich environment on surrounding rock stability, the limitations of traditional support methods in controlling continuous deformation and floor softening were pointed out. The collaborative control technology system was proposed as follows. Firstly, the constant resistance anchor cable with a length of 11.8 m was used for three rows of vertical roof support, and the two-way shaped charge blasting roof cutting technology was combined to block the lateral stress transmission in the goaf. Secondly, "one beam and four columns" hydraulic support was set up in the dynamic pressure area to strengthen the support. Thirdly, in the drenching section, C20 concrete bedding and grouting anchor cable joint technology were used to control the water seepage softening of the bottom plate. The engineering application results show that the proposed control system reduces the time from severe deformation to stability by more than 40%, the maximum cumulative convergence of the left side of the return air chute is controlled within 940 mm, and the floor heave is significantly reduced within 660 mm. The proposed collaborative control technology can effectively deal with the complex geological conditions of water-rich composite roof, and realize the long-term stability control of gob-side entry retaining. The research results can provide a reliable technical basis for non-pillar coal mining under deep and complex geological conditions.

Key words: Water-rich composite roof, Deep mining, Surrounding rock stability, Non-pillar coal mining, Roof cutting and entry retaining, Collaborative control technology

0 引言

煤炭高效开采与绿色矿山协同发展是我国能源战略转型的关键支柱。作为全球最大的煤炭生产与消费国,2024年我国煤炭占一次能源消费比重达53.2%[1-3],2025年较上年下降1.8个百分点,仍高达51.4%,支撑了超过80%的电力供应。在国家"双碳"战略驱动下,煤炭行业正经历由粗放开发向清洁高效利用的深刻变革。统计数据显示,采用绿色开采技术的矿井单位产能能耗较传统矿井下降23.6%,粉尘排放浓度降低58.3%。切顶卸压沿空留巷新型开采技术创新性取消护巷煤柱,使工作面资源回收率提升至98%以上,较传统长壁开采减少煤炭损失约12.7%[4-5]。然而,现有技术体系在应对

* **收稿日期**:2025-09-04

作者简介:唐利山(1978—),男,甘肃武威人,工程师,主要研究方向为煤矿安全生产管理。E-mail:820340572@qq.com

复合顶板、富水地质等复杂条件时仍显不足,全国范围内每年仍有超过 3.5 亿 t 煤炭资源因技术制约无法有效回收。这种现状凸显深化开采理论与技术创新对实现能源安全与生态保护双目标的重要价值。

巷道围岩稳定性控制是深部煤炭资源安全开采的关键。随着我国煤炭开采深度以年均 15～20 m 的速度向千米级延伸,高地应力、强采动扰动等复杂力学环境导致围岩大变形问题日益突出。力学测试表明,当开采深度超过 800 m 时,原岩应力场强度可达浅部的 2.3～3.1 倍,诱发巷道顶底板移近量较浅部增加 175%～240%。这种非线性变形特征受到多重因素耦合作用:首先是地质赋存条件的空间差异性,如我国华北型煤田普遍存在多煤层复合顶板结构,其层间黏结强度仅为单一岩层的 35%～48%;其次是水-力耦合效应,赋存于裂隙网络中的承压水通过物理软化与化学腐蚀双重机制,使泥质砂岩的单轴抗压强度衰减率达 42.7%;再者是采掘扰动的动态叠加,工作面回采形成的超前支承压力峰值可达原岩应力的 1.8～2.5 倍,诱发巷道围岩产生时效性扩容损伤[6-8]。在围岩变形机制研究方面,基于突变理论建立的尖点突变模型(Cusp Catastrophe Model)能有效描述高应力下围岩的突发性失稳特征,但尚未充分考虑水化学作用的时变影响;离散元数值模拟(DEM)研究发现,富水条件下岩体裂隙网络的渗透率对围岩变形具有显著调控作用,当水力梯度超过 0.35 MPa/m 时,裂隙扩展速率呈现指数型增长;当前主要采用"应力场演化-塑性区扩展-结构面控制"三层次分析方法。同时,复合顶板分层破断机理研究取得重要突破,X 射线 CT 扫描试验揭示砂泥岩互层界面在剪切载荷作用下会产生"层间滑移-应力重分布-局部屈曲"的连锁破坏模式[9-10]。针对巷道支护技术发展,现有研究主要沿三个方向推进:超前预加固体系、柔性让压支护和动态补偿支护。以恒阻大变形锚索(NPR 锚索)为代表的第四代支护技术,通过独特的负泊松比结构设计,可使支护体在变形量达 300～500 mm 时仍保持 800 kN 以上的恒定阻力。现场应用表明,该技术使深部巷道顶板离层量减少 58.3%,但存在水腐蚀环境下锚固剂黏结强度衰减的问题[11-13]。注浆加固技术方面,新型纳米硅酸盐材料的研发将破碎岩体胶结强度提升至 4.5 MPa 以上,然而在动水条件下浆液留存率仍不足 40%。数值模拟与物理相似试验均表明,采用"定向预裂+梯度支护"的协同控制策略可显著改善支护体系性能,但现有技术参数优化主要依赖经验公式,缺乏多场耦合作用下的理论设计准则。顶板事故防治研究呈现多学科交叉融合趋势。微震监测系统通过布设高灵敏度传感器网络,可实现对顶板破裂前兆信号的 96 h 超前预警[14-16];分布式光纤监测技术(BOTDR)的应用使巷道表面应变监测精度达到±5 με,空间分辨率提升至 0.5 m。但现有监测系统在复杂地质条件下的误报率仍高达 18%～25%,其根本原因在于未能建立有效的多源信息融合判据。在事故机理研究方面,基于深度学习的顶板失稳预测模型(CNN-LSTM 耦合架构)对典型事故案例的识别准确率达到 89.7%,但模型可解释性和工程适用性仍需提升[17-18]。值得注意的是,水化学作用对顶板稳定性的影响机制研究仍存在明显短板,特别是富含硫酸根离子的地下水环境会引发锚杆(索)的应力腐蚀开裂(SCC),导致支护系统突发性失效[19-21]。

本文针对深部富水复合顶板巷道围岩控制难题,提出基于全生命周期稳定性控制方法,以鄂尔多斯盆地典型矿区为例,通过构建水-力-化学多场耦合作用的理论分析框架,系统揭示复合顶板渐进破坏的动力学机制。研究突破传统单一支护模式局限,集成运用定向水力压裂、分级恒阻支护和智能监测反馈技术,形成适应复杂地质条件的协同控制体系,为推进我国深部煤炭资源绿色安全开采提供了理论支撑和工程实践范式。

1 工程地质条件与巷道参数

1.1 工程地质条件

棋盘井煤矿(东区)井田构造以 F101 断层为轴线形成不对称背斜,西翼地层倾角 3°～5°,东翼 15°左右,西北、中部及东南部发育小型背斜。11 采区位于 F101 断层西翼,走向长 2 400 m,倾斜长 1 000 m,地势北低南高、东高西低,东南角煤层底板标高+960 m,北部 NF40 断层附近标高+770 m。110902 工作面 9-1# 煤层可采厚度 2.47～4.16 m,平均厚度 3.25 m,煤层倾角 1°～11°,平均倾角为 5°。煤层自然厚度变异系数 11%,可采指数 1.0,煤层结构复杂,含夹矸 0～4 层,一般为 1 层,夹矸岩性多为泥岩或炭质泥岩。顶板岩性以灰色中细粒砂岩为主,局部为砂质泥岩;底板岩性以砂质泥岩为主,9-1# 煤层厚度变化不大,为全区发育且可采的较稳定煤层。顶板为 0～1 m 砂质泥岩伪顶,上覆 6～10 m 中粗粒砂岩或局部 3～10 m 砂质泥岩;底板为泥岩/砂质泥岩(半坚硬—坚硬),间接底板为细粒砂

岩/砂质泥岩(软弱—半坚硬)。直接充水含水层为C3t-P1S2碎屑岩裂隙承压水层,厚度超100 m,岩性以中粗粒砂岩、砂质泥岩为主,距煤层顶板73.12 m,单位涌水量0.001 47 L/(m·s),渗透系数0.017 m/d,属弱富水层。矿井正常涌水量为88.5 m^3/h,最大为273 m^3/h,煤层顶底板情况见表1。

表1 煤层顶底板情况

Table 1 Roof and floor situation of coal seams

顶底板名称	岩石名称	厚度/m	岩性特征
老顶	砂质泥岩	8.0～23.75/17.3	砂质泥岩:深灰色,水平纹理,平坦状断口,半坚硬,含砂不均,含植物化石,具滑面,较完整。
直接顶	细粒砂岩	7.0～9.75/8.30	细粒砂岩:灰白色,成分以石英、长石为主,含云母及黄铁矿结核,脉状层理,分选中等,泥质填隙物,半坚硬,中夹粗粒砂岩薄层,较完整。
伪顶	砂质泥岩	0～1.38/0.69	砂质泥岩:黑灰色,水平纹理,平坦状断口,半坚硬,含丰富植物化石碎片,具滑面,较完整。
开采层	9-1#煤	2.47～4.16/3.10	煤:黑色,褐黑色条痕,以暗煤为主,沥青光泽,夹细条带状亮煤,含炭屑,灰黑色,致密,质纯,具裂隙,黄铁矿薄膜充填物,半暗型,破碎。
直接底	砂质泥岩	1.7～4.80/3.78	砂质泥岩:黑灰色,水平纹理,平坦状断口,半坚硬,含少量植物化石,具垂直裂隙,黄铁矿薄膜充填,完整。

1.2 巷道支护参数

110902工作面采用走向长壁后退式采煤法,综合机械化采煤工艺,工作面走向长度为1 723 m,倾斜长度为243 m,平均厚度为3.25 m。工作面采用双巷布置,即110902运输顺槽、110902回风顺槽,工作面巷道布置如图1所示。

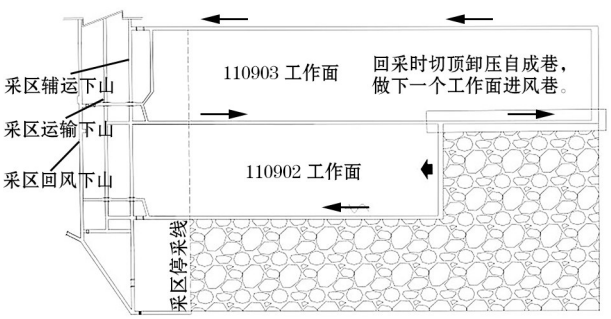


图1 工作面和巷道布置

Fig.1 Working face and roadway layout

110902运输顺槽采用无煤柱切顶自成巷沿空留巷,复用为邻近工作面回风顺槽。巷道全长1 723 m,坡度3.06°,矩形断面5.2 m×3.5 m。支护采用锚网锚索联合体系:锚杆采用直径20 mm、长2.2 m螺纹钢树脂锚杆,锚杆间排距0.9 m×0.9 m,顶锚杆配MSZ2360树脂锚固剂2卷,帮锚杆配MSZ2360树脂锚固剂1卷,顶锚杆设计锚固力不小于90 kN,帮锚杆设计锚固力不小于60 kN,帮锚杆设计预紧力矩不小于150 N·m。锚索采用Φ21.6 mm×7 200 mm的钢绞线制作,间排距2 000 mm×3 000 mm,每排2根,托盘采用300 mm×300 mm×14 mm钢板制作;金属网采用直径6 mm圆钢焊接,网孔100 mm×100 mm,搭接100 mm,采用14#镀锌铁丝双向连接,连接间距200 mm。顶板C20混凝土喷浆厚度100 mm,巷道底板C20混凝土铺装,厚200 mm。巷道掘进期间支护断面如图2所示,顺槽掘进期间揭露情况见表2。

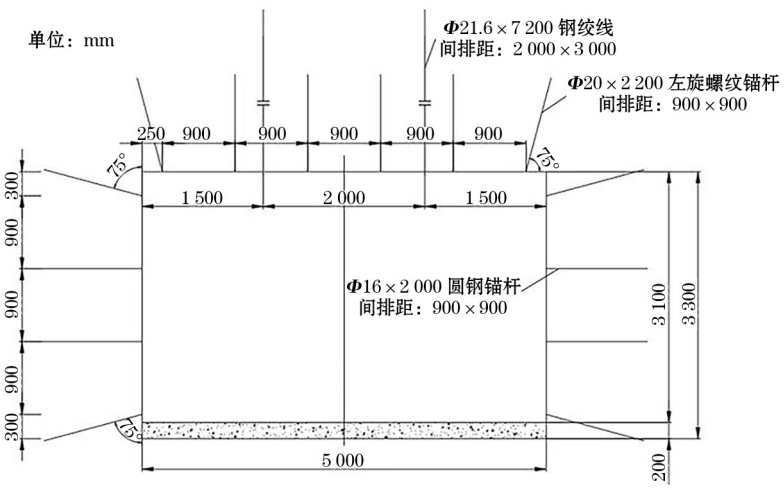


图2 巷道掘进支护断面

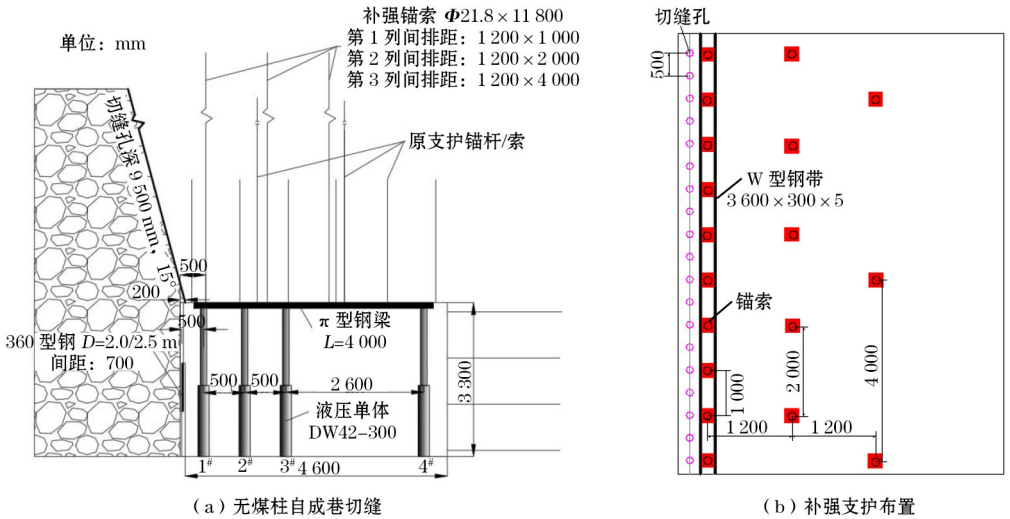
Fig.2 Roadway excavation support section

表 2 顺槽掘进期间揭露情况

Table 2 Exposure situation during chute excavation

构造名称	走向/(°)	倾向/(°)	倾角/(°)	性质	落差/m
ZF33	247	157～170	70	正	5.7
ZF35	260	350	65～80	正	1.9
ZF37	248	338	80～85	正	3.5
ZF44	254	344	73	正	4.4
ZF46	282	192	75	正	2.9
ZF47	113	23	65	正	3.3

实施预裂切顶前,以围岩性状、原支护强度及复用需求为起点,充分考虑顶板各类岩石破碎膨胀充填效果、二次采动后围岩变化等综合因素,通过岩石力学测试及支护强度验算,在既有支护基础上增加直径 21.8 mm、长度 11.8 m 恒阻锚索、注浆锚索等提高留巷后的顶板支护强度,补强垂直顶板布置,第 1 列距回采帮 500 mm,排距 1 000 mm,采用 W 型钢带连接,顺槽 400～800 m 段试验性选用注浆锚索;第 2 列锚索排距 2 000 mm,第 3 列锚索排距 4 000 mm。在回采帮侧顶板距离第 1 列恒阻锚索 300 mm 的位置进行预裂爆破切缝作业,切顶爆破超前工作面不小于 200 m。无煤柱自成巷切缝及补强支护如图 3 所示。



(a) 无煤柱自成巷切缝　　(b) 补强支护布置

图 3 无煤柱自成巷切缝及补强支护布置

Fig.3 Non-pillar self-forming roadway cutting and reinforcing support layout

1.3 矿压应力测试

在 110902 工作面 5#-156# ZY6800/20/42D 型液压支架右立柱上安设在线压力传感器,压力数据可实时向地面集控室传输,技术人员自电液控支架地面控制端采集数据进行分析。生产现场采用人工观测工作面顶板来压期间的煤壁片帮以及顶板情况、观察工作面周期来压期间的矿压显现情况。观察两顺槽超前压力区片帮、底鼓等矿压显现情况和安全阀开启程度等,结合工作面压力分布图分析总结综采工作面周期来压规律。

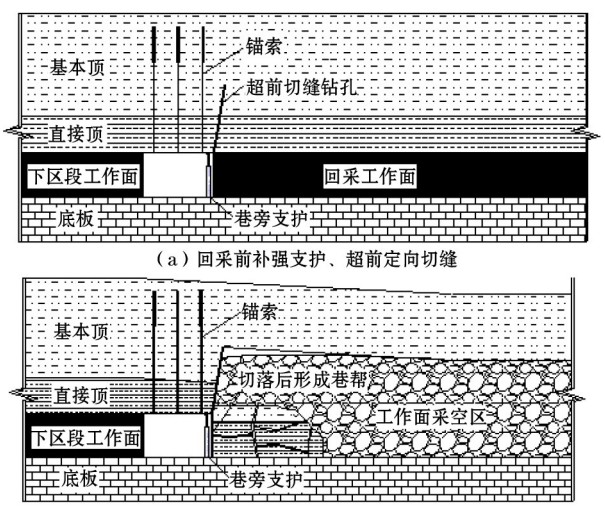
1.4 移近量测试

利用顶板离层仪、盒尺等工具,采用十字布桩法,人工观测顶底板移近量、帮鼓量、底鼓量情况;收集两顺槽片帮量、顶板离层量情况。

2 复合型顶板切顶卸压自动成巷围岩破坏特征

2.1 切顶短臂梁留巷技术

切顶短臂梁无煤柱留巷围岩演化过程如图 4 所示。通过定向预裂切顶形成人工短臂梁结构,有效阻断采动应力传递路径,其技术实施包含 3 个阶段。



(a) 回采前补强支护、超前定向切缝

(b) 采空区顶板充分垮落压实，形成碎石帮

图 4 切顶短臂梁无煤柱留巷围岩演化过程

Fig.4 Evolution process of surrounding rock of roof-cutting short-arm beam in non-pillar entry retaining

(1) 超前预裂阶段:采用双向聚能张拉爆破技术,在回采侧顶板肩角部位构建连续性弱面结构,通过应力波干涉效应实现裂隙面的精准扩展,形成深度达 12～15 m 的预裂切顶面;

(2) 协同支护阶段:回采作业期间实施“超前补强支护＋挡矸结构协同”技术路线,采用高强锚索桁架系统对留巷顶板进行预应力补偿,同步沿巷道走向布置 U36 型钢挡矸支架,形成具有双向约束效应的复合支护体系;

(3) 结构演化阶段:通过采空区矸石堆积体与预裂面的协同垮落机制,形成具有自稳特性的碎石帮结构,借助顶板破断回转过程中的应力重分布效应,实现巷道围岩的自组织稳定。

2.2 采场围岩应力演化规律

采用 110 工法进行无煤柱自成巷开采,110 工法巷道分区示意如图 5 所示。该过程中巷道围岩经历 7 个阶段的应力演化:原岩应力→开挖应力重分布→主动支护(锚杆索悬吊/组合梁/减跨等作用)稳固围岩→注浆加固提升岩体强度→双向聚能爆破形成顶板隔离缝→留巷复用期采动破坏→最终稳定。留巷成功的关键取决于原始应力、围岩结构、支护强度及预裂切缝质量。切顶卸压可降低采动应力影响[21-24],采用尤洛卡 KJ216 的压力传感器测试采场围岩应力变化,结果如图 6 所示。

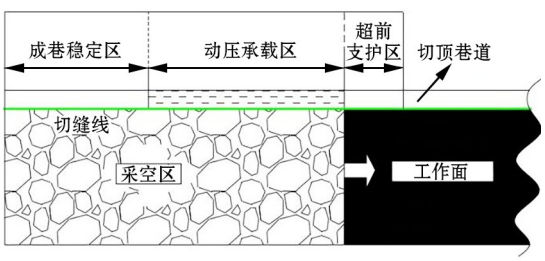


图 5 110 工法巷道分区示意

Fig.5 Roadway partition of 110 working method

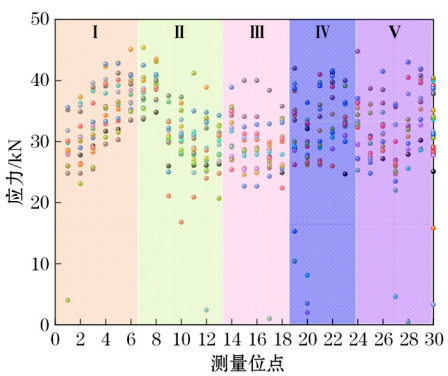


图 6 采场围岩应力分布

Fig.6 Stress distribution of stope surrounding rock

由图 6 可知,围岩应力变化呈波动趋势,可分为 5 个阶段。阶段Ⅰ,开展工作面标准化作业,未生产,工作面阻力增大;阶段Ⅱ,正常回采,压力逐步释放减小,但因工作面现状为头低尾高,机尾压力未有明显下降,6#～12#液压支架位点阻力逐步减小;阶段Ⅲ,未生产期间压力逐步显现,工作面阻力增大;阶段Ⅳ,正常回采,压力逐步释放减小,液压支架中段至机尾阻力较高;阶段Ⅴ,正常回采,压力逐步释放减小,液压支架中段至机尾阻力较高,23#～30#液压支架位点阻力逐步减小。

2.3 巷道围岩结构分析

留巷围岩结构演变可分为 5 个阶段。

(1) 预切缝稳定期:顶板保持完整对称,处于掘后稳定状态。

(2) 切缝卸荷期:定向切缝切断顶板联系,荷载向非回采侧转移。

(3) 悬顶动态期:采空区顶板垮落,形成煤体固支-悬臂结构,围岩控制关键期。

(4) 矸石压实期:采空区矸石压实形成简支梁结构(煤体与矸石双支撑)。

(5) 复用扰动期:二次回采引发超前应力,顶板进入二次形变阶段。

3 复合型顶板切顶卸压自动成巷协同控制技术

在富水复合顶板无煤柱切顶成巷中,围岩稳定控制需重点关注顶板结构演变各阶段的稳定性。受石炭系太原组(C3t)至二叠系山西组(P1S2)裂隙承压水影响,顶板淋水导致锚索锈蚀、岩层风化破碎,巷道底板因长期浸泡软化,淋水段底鼓量较非淋水段增加 40%,且围岩稳定周期显著延长。因此,结合采场及沿空巷道矿压规律,明确顶板结构形式与围岩稳定关系,针对性优化支护设计,以提升切顶卸压自成巷技术的安全性和经济性。

3.1 支护锚索

加强支护锚索主要起两个方面的作用:一是配合动压承载区单元支架/液压单体支柱控制采空区顶板岩体在垮落过程中对巷道顶板的瞬时拉拽与摩擦作用;二是保证在采空区顶板岩体垮落稳定后巷道顶板保持稳定。根据本研究中关键稳定层位置、巷道原支护强度,以及规避切顶爆破对加强支护锚

索锚固层影响,确定使用直径 21.8 mm、长 11.8 m 锚索加强支护,锚索锚固力不小于 200 kN。

3.2 预裂切缝孔与松动孔关键参数

切顶卸压自成巷技术通过双向聚能爆破实现顶板定向切割,其核心参数包括切顶高度、切缝角度、爆破孔间距及单孔爆破半径。预裂切缝深度由公式(1)确定。切缝角度设计为 10°～15°,可缩小采空区悬顶范围,加速顶板垮落进程。爆破孔采用深 9.5 m、间距 500 mm、与铅垂线夹角 15°的布置方式(见图 3),兼顾岩石硬度、层位及构造条件优化装药结构。针对封泥段硬岩导致切缝延展不足的问题,工程中采用大角度浅孔松动爆破与扇形孔松动爆破技术(见图 7、图 8),有效解决矸石滞后垮落、大块冲击挡矸棚及冲孔风险,确保采空区顶板及时垮落并形成稳定矸石支撑层,实现顶板动态应力控制与留巷围岩稳定。爆破原始条件和参数见表 3、表 4。

$$H_F=\frac{H_C-\Delta H_1-\Delta H_2}{K-1} \tag{1}$$

式中:H_F为切顶高度(预裂切缝深度),m;H_C为采高,m;ΔH_1为顶板下沉量,m;ΔH_2为底鼓量,m;K为顶板岩层碎胀系数,无量纲。

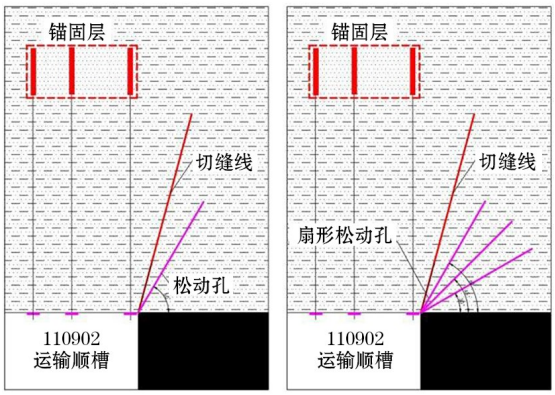


图 7 松动爆破技术示意

Fig.7 Schematic diagram of loose blasting technology

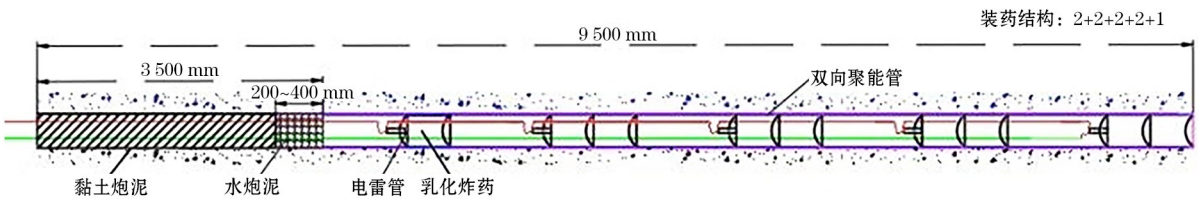


图 8 装药结构示意

Fig.8 Schematic diagram of charge structure

表 3 爆破原始条件

Table 3 Original conditions of blasting

普氏岩石硬度系数 f	炮眼数目/个	炮眼深度/m	雷管消耗量/个	炸药消耗量/kg	工作面漏水情况/(m^3/h)	工作面瓦斯情况
3～6	6	9.5	24	14.4	<5	低瓦斯

表 4 爆破参数

Table 4 Blasting parameters

眼号	炮眼名称	炮眼深度/m	炮眼数目/个	装药量	
				单次/卷	小计/卷
1～6	预裂眼	9.5	6	8	48
装药结构		起爆顺序		联线方式	
连续正向		1		串联	

注:每卷 0.3 kg,共计 14.4 kg(每次起爆 6 个孔)。

3.3 动压承载区临时支护及移近量分析

结合 110 工法巷道围岩结构分析可知,工作面超前段受顶板预裂爆破影响,部分荷载已转移至非回采侧帮部,待回采煤体对顶板起到斜撑作用,巷道将出现一定的矿压显现,需根据观测结果调整回采工作面超前支护强度及距离。工作面开采后,采空区顶板发生垮落,从垮落到稳定的整个时段内,需在支架后方实施顶板支护及挡矸支护。随着工作面持续推进,留巷距工作面较远的顶板渐渐趋于稳定,此时可根据围岩观测数据分析结果适当回收临时支护。以棋盘井煤矿(东区)为例,动压承载区临时支护距离为 300 m,段内采用“单体液压支柱+π 型钢梁”进行巷道顶板支护,呈“一梁四柱”布置,排距 800 mm,间距如图 3 所示。当巷道临近硐室、构造带时需进一步缩小排距,以确保动压承载区临时支护强度满足留巷需求。

针对临时支护完成后围岩的移近量变化,分别开展了离层观测与围岩收敛观测。

(1) 离层观测:110902 工作面回采运输顺槽 579～497 m 段。胶运顺槽 550 m、500 m 顶板离层的深、浅基点均未出现数值变化。

(2) 围岩观测:胶运顺槽 550 m、500 m 两处围岩收敛数据显示,550 m 处左帮收敛最大累计变化量为 410 mm,底板底鼓最大累计变化量为 20 mm;500 m 处左帮收敛最大累计变化量为 30 mm,底板

累计最大底鼓量为 20 mm,总体未发生明显变化。

(3) 回风顺槽 500 m、450 m 处围岩收敛数据表明:500 m 处底板底鼓变化量为 10 mm,左帮累计最大收敛量为 470 mm,底板累计最大底鼓量为 500 mm;450 m 处底板底鼓变化量为 20 mm,左帮累计最大收敛量为 940 mm,右帮累计最大收敛量为 70 mm,底板累计最大底鼓量为 660 mm。

综上可知,在采取密集液压单体临时支护后,110902 运输顺槽矿山压力显现不明显,顶底板移近量和围岩收敛保持平稳,基本无变化,煤壁片帮现象有所减少,支架工作效果明显,安全出口满足行人要求。配合双向聚能爆破切顶参数优化及浅孔松动爆破技术,显著减小了矸石块度,加速了采空区顶板垮落与压实进程,将围岩从剧烈变形至趋于稳定的时间缩短了 40%以上。

4 结论

本研究针对富水复合顶板条件下围岩控制难题,以棋盘井煤矿 9-1# 煤 11 采区沿空留巷工程为背景,提出了结合顶板结构调控、锚固体系优化、动压区临时支护及底板综合治理的协同控制技术体系,得出以下几点主要结论。

(1) 揭示了复合顶板在切顶短臂梁无煤柱留巷技术下的五阶段演化规律,即预切缝稳定期、切缝卸荷期、悬顶动态期、矸石压实期和复用扰动期。通过定向预裂切缝技术,有效阻断采动应力向留巷顶板的传递路径,显著降低围岩扰动程度,为富水复合顶板沿空留巷的分阶段稳定控制提供了理论依据。

(2) 针对富水环境导致的顶板风化破碎与锚固性能衰减问题,提出了长度为 11.8 m 的恒阻锚索三列垂直支护与注浆封闭相结合的顶板锚固体系,保证了锚固端位于关键稳定层内,有效抵抗了顶板垮落过程中的拉拽与摩擦作用。配合双向聚能爆破切顶参数优化及浅孔松动爆破技术,显著减小了矸石块度,加速了采空区顶板垮落与压实进程,将围岩从剧烈变形至趋于稳定的时间缩短了 40%以上。

(3) 揭示了淋水段底板泥岩遇水膨胀对巷道稳定性的控制作用。动压区采用“一梁四柱”式液压支架加强支护,保证了临时支护强度满足顶板松动范围的安全需求;淋水段采用 C20 混凝土铺底与注浆锚索联合控制技术,有效抑制了底板渗水软化,显著缩短了淋水段围岩稳定周期,提高了巷道复用期间的使用效率与安全性。

(4) 工程实践表明,所提出的协同控制技术体系能够有效应对富水复合顶板的复杂地质条件,实现沿空留巷的长期稳定控制,为深部复杂地质条件下无煤柱开采提供了可靠的技术路径与实践依据。

参考文献(References):

[1] 袁亮.我国煤炭资源高效回收及节能战略研究[J].中国矿业大学学报(社会科学版),2018,20(1):3-12.
Yuan Liang. Strategies of high efficiency recovery and energy saving for coal resources in China[J]. Journal of China University of Mining & Technology (Social Sciences),2018,20(1):3-12.

[2] Xie Shengrong, Jiang Zaisheng, Chen Dongdong, et al. Study on zonal cooperative control technology of surrounding rock of super large section soft rock chamber group connected by deep vertical shaft[J]. Advances in Civil Engineering,2022(1):4220998.

[3] 李伟涛,郭志飚,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].煤炭科学技术,2025,53(10):1-18.
Li Weitao, Guo Zhibiao, He Manchao, et al. Failure mechanisms and compensation support technology of deep high-stress soft rock roadways[J]. Coal Science and Technology,2025,53(10):1-18.

[4] 辛德林,陈一兵,孙喜贵,等.综采工作面双回撤通道围岩控制技术研究[J].煤矿机械,2024,45(3):34-37.
Xin Delin, Chen Yibing, Sun Xigui, et al. Research on surrounding rock control technology of double withdrawal channel in fully mechanized mining face[J]. Coal Mine Machinery,2024,45(3):34-37.

[5] Luo Shenghu, Wang Tong, Wu Yongping, et al. Stability analysis of “support-surrounding rock” system for fully mechanized longwall mining in steeply dipping coal seams[J]. Shock and Vibration,2022(1):5376718.

[6] 陈永富.基于工作面超前注浆技术的围岩稳定性控制研究[J].煤炭技术,2025,44(3):53-57.
Chen Yongfu. Research on stability control of surrounding rock based on advanced grouting technology in working face[J]. Coal Technology,2025,44(3):53-57.

[7] 罗明坤,宋丽强,李思齐,等.动力扰动条件下巷道围岩变形规律研究[J].煤矿安全,2025,56(3):157-166.
Luo Mingkun, Song Liqiang, Li Siqi, et al. Study on deformation law of roadway surrounding rock under dynamic disturbance[J]. Safety in Coal Mines,2025,56(3):157-166.

[8] 王卫军,马谕杰,苏小伟,等.基于塑性区恶性扩展规律的底板巷围岩变形机理分析及控制技术研究[J].采矿与安全工程学报,2025,42(5):983-997.
Wang Weijun, Ma Yujie, Su Xiaowei, et al. Deformation mechanism analysis and control technology research on surrounding rock of floor roadway based on the law of malignant expansion of plastic zone[J]. Journal of Mining & Safety Engineering,2025,42(5):983-997.

[9] 景国勋,田国良,蒋方.2016—2022年我国煤矿顶板事故统计分析及防治对策[J].煤炭工程,2023,55(10):74-79.
Jing Guoxun, Tian Guoliang, Jiang Fang. Statistical analysis and countermeasures of coal mine roof accidents from 2016 to 2022 [J]. Coal Engineering,2023,55(10):74-79.

[10] 张吉雄,张强,巨峰,等.深部煤炭资源采选充绿色化开采理论与技术[J].煤炭学报,2018,43(2):377-389.
Zhang Jixiong, Zhang Qiang, Ju Feng, et al. Theory and technique of greening mining integrating mining, separating and backfilling in deep coal resources[J]. Journal of China Coal Society,2018,43(2):377-389.

[11] 周庆凡,郭金瑞.我国一次能源开发利用现状[J].资源与产业,2009,11(1):27-33.
Zhou Qingfan, Guo Jinrui. Status of primary energy development and utilization in China [J]. Resources & Industries,2009,11(1):27-33.

[12] 何满潮,宋振骐,王安,等.长壁开采切顶短壁梁理论及其110工法:第三次矿业科学技术变革[J].煤炭科技,2017,38(1):1-9+13.
He Manchao, Song Zhenqi, Wang An, et al. Theory of longwall mining by using roof cuting shortwall team and 110 method: the third mining science and technology reform[J]. Coal Science & Technology Magazine,2017,38(1):1-9+13.

[13] 刘海洋,鲁欣,安又新,等.断层构造对煤层裂隙发育影响研究:以棋盘井煤矿(东区)为例[J].能源与环保,2024,46(11):37-41+48.
Liu Haiyang, Lu Xin, An Youxin, et al. Study on influence of fault structure on coal seam fissure development: a case study of Qipanjin Coal Mine (east district)[J]. China Energy and Environmental Protection,2024,46(11):37-41+48.

[14] 文志杰,李秋菊,王皓,等.深部巷道破坏灾变机理及应力梯度控制模型研究[J/OL].煤炭学报:1-16[2025-09-03]. https://doi.org/10.13225/j.cnki.jccs.2025.0196.
Wen Zhijie, Li Qiuju, Wang Hao, et al. Research on the catastrophic failure mechanism of deep roadways and stress gradient control models[J/OL]. Journal of China Coal Society:1-16[2025-09-03].https://doi.org/10.13225/j.cnki.jccs.2025.0196.

[15] 周文峰.厚煤层大断面巷道切顶锚索补强支护技术研究[J].矿业安全与环保,2025,52(2):121-127.
Zhou Wenfeng. Research on the roof-cutting and cable anchor reinforcement support technology for large cross-section roadway in thick seam [J]. Mining Safety & Environmental Protection,2025,52(2):121-127.

[16] 张钢举,梁冰.极近距离煤层渐变层间距下伏巷道分区域支护技术研究[J].中国煤炭,2025,51(4):86-97.
Zhang Gangju, Liang Bing. Research on sub-regional support technology for underlying roadway with gradient layer spacing in extreme close distance coal seams[J]. China Coal,2025,51(4):86-97.

[17] 朱红伟,康忠全,宋炳霖,等.动静载叠加条件下近直立煤层巷道围岩损伤特征及支护优化[J].工矿自动化,2025,51(2):138-147.
Zhu Hongwei, Kang Zhongquan, Song Binglin, et al. Damage characteristics and support optimization of roadway surrounding rock in near-vertical coal seams under combined dynamic and static loads[J]. Journal of Mine Automation,2025,51(2):138-147.

[18] 刘洪涛,程文聪,韩子俊,等.矩形巷道围岩应力分布及塑性区演化规律分析[J].采矿与安全工程学报,2025,42(5):998-1007.
Liu Hongtao, Cheng Wencong, Han Zijun, et al. Analysis on stress distribution and plastic zone evolution in surrounding rock of rectangular tunnels [J]. Journal of Mining & Safety Engineering,2025,42(5):998-1007.

[19] 康红普,高富强.煤矿采动应力演化与围岩控制[J].岩石力学与工程学报,2024,43(1):1-40.
Kang Hongpu, Gao Fuqiang. Evolution of mining-induced stress and strata control in underground coal mines [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2024,43(1):1-40.

[20] 蔡峰.坚硬顶板切顶卸压无煤柱开采技术研究[J].矿业安全与环保,2017,44(5):1-5+9.
Cai Feng. Research on pillarless mining techenique by top-cut pressure relief of hard roof [J]. Mining Safety & Environmental Protection,2017,44(5):1-5+9.

[21] 何满潮,齐干,程骋,等.深部复合顶板煤巷变形破坏机制及耦合支护设计[J].岩石力学与工程学报,2007,26(5):987-993.
He Manchao, Qi Gan, Cheng Cheng, et al. Deformation and damage mechanisms and coupling support design in deep coal roadway with compound roof[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2007,26(5):987-993.

[22] 张农,韩昌良,阚甲广,等.沿空留巷围岩控制理论与实践[J].煤炭学报,2014,39(8):1635-1641.
Zhang Nong, Han Changliang, Kan Jiaguang, et al. Theory and practice of surrounding rock control for pillarless gob-side entry retaining[J]. Journal of China Coal Society,2014,39(8):1635-1641.

[23] 蔡峰.坚硬顶板切顶卸压无煤柱开采技术研究[J].矿业安全与环保,2017,44(5):1-5+9.
Cai Feng. Research on pillarless mining techenique by top-cut pressure relief of hard roof [J]. Mining Safety & Environmental Protection,2017,44(5):1-5+9.

[24] 王峰.高应力软岩巷道非对称变形规律及围岩控制技术研究[J].煤矿机械,2024,45(12):62-65.
Wang Feng. Research on asymmetric deformation law and surrounding rock control technology of high stress soft rock roadway[J]. Coal Mine Machinery,2024,45(12):62-65.