

工作面掘进期间煤自燃与瓦斯爆炸 共生灾害防治技术

谷旺鑫¹, 鲁义^{1*}, 王怀增², 陈素贞², 丁仰卫², 张森²

(1. 湖南科技大学 资源环境与安全工程学院, 湖南 湘潭 411201; 2. 山东鲁泰控股集团有限公司 鹿洼煤矿, 山东 济宁 272350)

摘要: 为防止工作面顺槽贯通采空区时发生煤自燃与瓦斯爆炸共生灾害, 以鹿洼煤矿 6301 工作面为例, 分析工作面轨道顺槽过采空区时煤自燃与瓦斯爆炸共生灾害危险性, 提出“裂隙封堵+瓦斯置换”的共生灾害防治技术。研究结果表明: 6301 工作面掘进过采空区期间, 采空区内存在煤自燃与瓦斯爆炸共生灾害的隐患; 采用“裂隙封堵+瓦斯置换”的共生灾害防治技术后, 6301 工作面轨道顺槽顺利通过 4301(1) 采空区, 且 6301 工作面轨道顺槽中瓦斯体积分数基本为 0, 未发生瓦斯超限事故; 向 4301(1) 采空区注入二氧化碳置换瓦斯后, 采空区气体中 O_2 体积分数小于 5%、CO 体积分数小于 24×10^{-6} , 起到了置换效果, 为后续顺槽掘进和工作面回采提供了安全保障。

关键词: 采空区; 煤自燃; 瓦斯爆炸; 共生灾害

中图分类号: TD752

文献标志码: A

文章编号: 1672-9102(2025)01-0044-06

Prevention and Control Technology of Coal Spontaneous Combustion and Gas Explosion Symbiotic Disaster During Working Face Excavation

GU Wangxin¹, LU Yi¹, WANG Huaizeng², CHEN Suzhen², DING Yangwei², ZHANG Miao²

(1. School of Resources, Environment and Safety Engineering, Hunan University of Science and Technology, Xiangtan 411201, China;

2. Luwa Coal Mine, Shandong Lutai Holding Group Co., Ltd., Jining 272350, China)

Abstract: To prevent the symbiotic disaster of coal spontaneous combustion and gas explosion in the goaf during the tunnel passes through the goaf, taking the 6301 working face of Luwa Coal Mine as an example, the risk of symbiotic disaster of coal spontaneous combustion and gas explosion in the goaf during the tunnel passes through the goaf is analyzed. A symbiotic disaster prevention and control technology of “crack sealing + gas replacement” is proposed. The research results indicate that during the excavation of the 6301 working face, there is a hidden danger of coal spontaneous combustion and gas explosion coexisting disasters in the 4301 (1) goaf. After adopting the symbiotic disaster prevention and control technology of “crack sealing + gas replacement”, the 6301 tunnel smoothly passes through the 4301 (1) goaf, and the volume fraction of gas in the 6301 tunnel is basically 0, without any gas exceeding limit accidents. After injecting carbon dioxide into the goaf to replace gas, the volume fraction of O_2 in the goaf gas is less than 5%, and the volume fraction of CO is less than 24×10^{-6} , achieving the replacement effect, providing safety assurance for subsequent mining and excavation of the working face.

Keywords: goaf; coal spontaneous combustion; gas explosion; symbiotic disaster

煤炭是我国的主要能源,煤炭消费量占能源消费总量的一半以上^[1].我国煤矿以井工开采为主,随着浅部煤炭资源的枯竭,煤矿开采逐渐进入深部开采阶段,地温升高,地应力增大,采空区遗煤解吸瓦斯和涌出量增加,漏风情况愈发严重,导致煤自燃与瓦斯灾害交织共生^[2-3],这成为制约我国煤矿安全生产的主要问题之一.

目前,国内外学者针对煤自燃与瓦斯共生灾害的防治已经开展了许多研究.司俊鸿等^[4]通过分析采空区煤自燃与瓦斯共生灾害的致灾机理,提出了影响煤自燃与瓦斯共生灾害的主要因素;刘路生^[5]通过瓦斯与遗煤自燃灾害融合治理技术解决了长平煤矿采空区瓦斯与遗煤自燃问题;张伯涛^[6]建立瓦斯与煤自燃并存条件下工作面的“四位一体”防灭火技术体系,保证了工作面的安全高效回采.

综上,煤自燃与瓦斯爆炸共生灾害的防治研究主要针对正在回采的工作面,对工作面掘进期间过采空区发生的煤自燃与瓦斯爆炸共生灾害的防治研究则较少.本文以鹿洼煤矿 6301 掘进工作面为研究对象,分析 6301 工作面掘进期间过采空区煤自燃与瓦斯爆炸共生灾害危险性,并通过“裂隙封堵+瓦斯置换”技术防治采空区煤自燃与瓦斯爆炸共生灾害,研究结果可为防治采空区煤自燃与瓦斯爆炸共生灾害提供参考.

1 工作面概况

鹿洼煤矿 6301 工作面位于四采区南端,DF₄₀断层北侧,DF₅₄断层南侧,下侧为IVF₁₉断层,工作面开采 3 煤层,煤层自燃倾向性为自燃,最短自然发火期为 92 d,煤尘具有爆炸危险性,煤尘爆炸指数为 38.34%,相对涌出量 0.23 m³/t,绝对涌出量 0.33 m³/min.根据三维物探及邻近开采工作面巷道实际揭露情况可知,6301 工作面在掘进期间将揭露断层 3 条,其中 DF₅₄断层落差为 4.5~6.5 m,过断层严重时不仅影响施工,还会加剧采空区内的漏风现象.6301 工作面局部煤层区域已被 4301(1)工作面开采,4301(1)工作面开采厚度为 3.2 m,剩余平均厚度为 4.9 m,束管取样数据显示

4301(1)采空区内瓦斯体积分数为 4.6%~15.1%.6301 工作面和 4301(1)工作面采空区层位关系如图 1 所示.

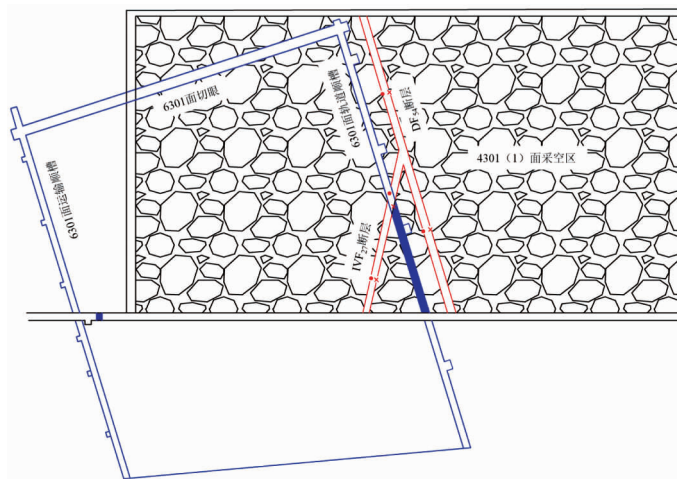


图1 层位关系

2 掘进期间煤自燃与瓦斯爆炸共生灾害危险性分析

2021 年 6 月 26 日中班,6301 面轨道顺槽有瓦斯气体逸出现象,6 月 27 日早班自迎头打探放孔,探孔内瓦斯体积分数大于 4%,氧气体积分数在 8%~12%,CO 体积分数超过 24×10^{-6} .6 月 27 日中班掘进放炮后,发现迎头右帮顶板 1 m 处有碎落煤体,能看到 4301(1)面一分层采空区的浮煤矸石.分析地质资料可知,4301(1)工作面回采期间,经过 DF₅₄断层处仅有约 1.5 m 的顶煤未采,6301 工作面轨道顺槽现掘进至 4301(1)面采空区位置时,受 DF₅₄断层影响,轨道顺槽已经见底,若继续掘进,将贯通采空区,预计轨道顺槽过采空区的长度约为 54.6 m.由于轨道顺槽顶板胶结不好,岩性比较破碎,受到扰动后极易产生裂隙,使采空区与轨道顺槽贯通,加之 4301(1)采空区与 6301 面轨道顺槽相比为相对密闭空间,轨道顺槽为正压一侧,风流由裂隙渗流至 4301(1)采空区处(如图 2 所示),当采空区内氧气体积分数达到一定范围时,便会发生煤自燃灾害.束

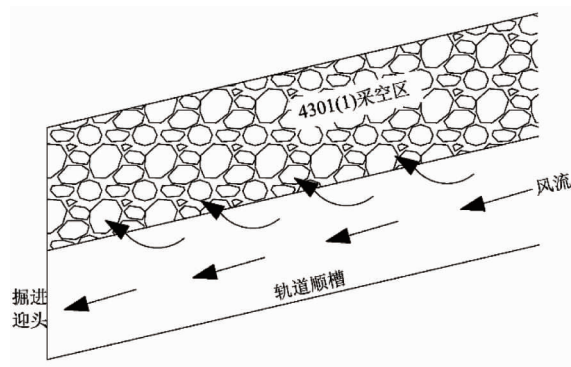


图2 漏风示意图

管检测数据显示,4301(1)采空区内瓦斯体积分数为 4.6%~15.1%,一旦发生煤自燃,便有可能引发瓦斯爆炸,造成煤自燃与瓦斯爆炸共生灾害.4301(1)采空区面积大,内部环境复杂,采空区内人员无法进入,所以无法实时监测采空区内部情况.因此应及时采取措施,防止掘进期间采空区内煤自燃与瓦斯爆炸共生灾害的发生.

3 工作面掘进期间煤自燃与瓦斯爆炸共生灾害防治

6301 轨道顺槽掘进迎头在喷浆处理后,迎头及回风流中瓦斯体积分数均低于 0.2%,符合煤矿安全规程要求,但下一步继续掘进还存在较大的瓦斯超限风险,甚至会发生煤自燃与瓦斯爆炸共生灾害,因此本文提出“裂隙封堵+瓦斯置换”技术防治采空区煤自燃与瓦斯爆炸共生灾害.

3.1 轨道顺槽裂隙封堵

3.1.1 注浆钻孔布置

膏体速凝固结材料的固结程度高、凝固时间短,适当改变水灰比可获得不同的凝固时间和强度,因此通过施工钻孔将该材料注入轨道顺槽贯通的采空区内,可达到封堵裂隙的目的.鹿洼煤矿采用膏体速凝材料封堵轨道顺槽采空区的裂隙.在前期钻孔时,由于对采空区的位置了解不足,钻孔角度设计过大,钻孔触碰采空区顶板与采空区底板,且钻孔深度也比较小,导致前期注浆时,注浆量较少,浆液的渗流长度较短.结合前期的钻孔经验对钻孔角度进行多次调整,决定后期将钻孔角度设计在 0°~5°,钻孔深度设计为 15~20 m,钻孔位置如图 3 所示.经过多次钻探,明确采空区大致位于迎面前 1.5 m,采空区倾角 14°左右,如图 4 所示.

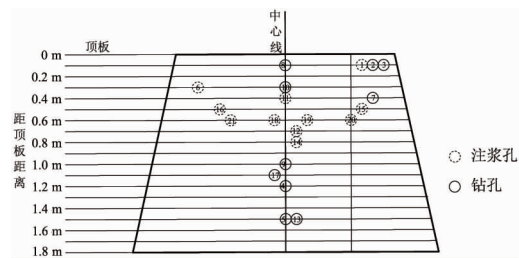


图 3 钻孔位置

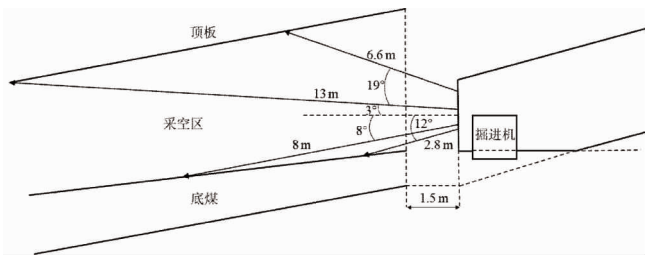


图 4 采空区位置

3.1.2 注浆量统计

6301 工作面轨道顺槽揭露采空区的全段长度约为 54.6 m,由于长度较长,所以采用分段注浆的方式进行.在完成每次注浆后,进行瓦斯体积分数检测,瓦斯体积分数较低时,再继续进行掘进,直至掘进至实体煤下方.注浆施工共分为 3 个阶段,注浆情况如表 1 所示.

表 1 注浆情况记录

注浆阶段	注浆日期	膏体速凝材料用量/t	掘进长度/m
第一阶段	7 月 16 日	2.0	10.5
	7 月 20 日	4.5	
	7 月 26 日	2.4	
	8 月 2 日	25.8	
第二阶段	8 月 26 日	1.0	35.0
	8 月 27 日	3.0	
	8 月 28 日	5.0	
	8 月 29 日	0.5	
	8 月 30 日	0.8	
第三阶段	9 月 19 日	10.0	9.2
	9 月 20 日	10.0	
总计		65.0	54.7

3.1.3 注浆效果分析

注浆后进行掘进施工,同时对掘进 2 m 和 4 m 处的迎头、顶板等位置进行现场观测,发现其迎头、顶板、

右帮和左帮这4处煤体裂隙内均有灰白色材料(如图5所示),且硬度较高,说明浆液与煤体固结效果较好。

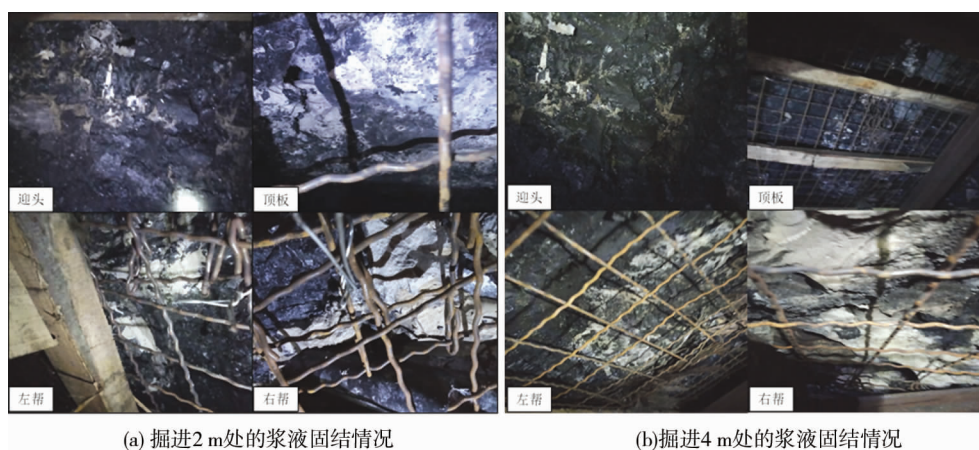


图5 注浆后浆液与煤体固结情况

完成注浆工作后,为了实时了解浆体注入后钻孔中瓦斯体积分数的变化规律,使用便携式气体检测仪对预留观测孔中的气体进行检测.为尽量减少外界环境对所收集气体的影响,采集中班时间段的气体数据进行分析.注浆后,发现瓦斯只在每日的12:00—15:00有轻微的涌出,且涌出的范围一般不会超过迎头面,只在管道内能够检测出.此外,在套管长度不超过10 m的观测孔中,检测出瓦斯体积分数基本不超过3%,显著低于注浆前的瓦斯体积分数,故此推测,管道内的瓦斯为残存瓦斯,在此后的掘进过程中不具有危险性.图6为注浆各阶段观测孔内瓦斯体积分数的变化,由图6可知,注浆后,观测孔中瓦斯体积分数有明显下降,最后均会降至0.经过3个阶段的分次注浆施工后,6301面轨道顺槽掘进完全通过上部的4301(1)采空区.在后续掘进过程中,继续对6301面轨道顺槽中的瓦斯体积分数进行检测,发现其瓦斯体积分数持续为0.

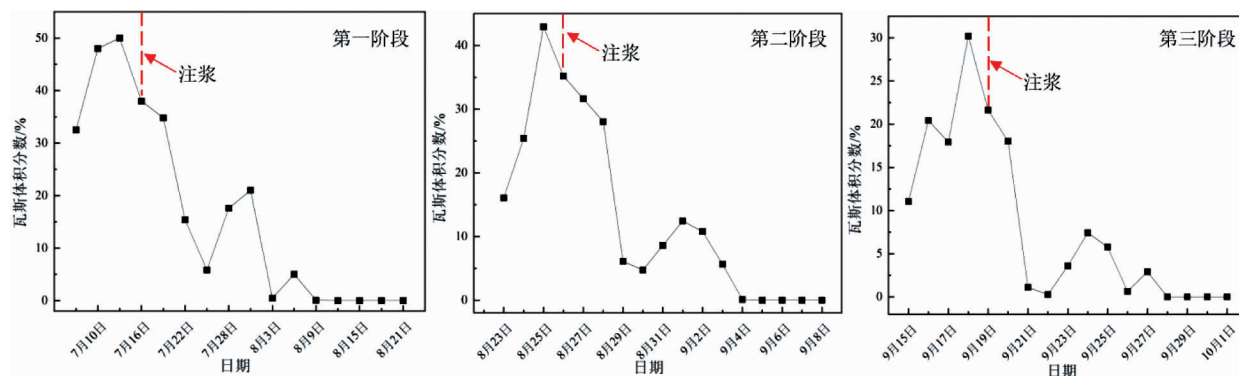


图6 观测孔内瓦斯体积分数变化

3.2 采空区瓦斯置换

膏体速凝材料注入6301工作面轨道顺槽上部后会迅速固结,封堵裂隙,但此时瓦斯仍然存在于4301(1)采空区内,瓦斯超限问题依然存在,为保证6301工作面轨道顺槽安全掘进及后续的安全顺利回采,向4301(1)采空区注入二氧化碳,置换采空区内的瓦斯。

3.2.1 采空区瓦斯置换模拟

为更加直观地观察二氧化碳在4301(1)采空区内的扩散情况,通过数值模拟研究二氧化碳在4301(1)采空区内的扩散情况.6301工作面轨道顺槽界面呈梯形,上底长2.8 m,下底长3.6 m,高3 m.根据实际情况建立模型如图7所示.模型包含20 281个单元,最小质量为0.022 45,平均质量为0.588 9.

为使模拟过程简化,假设本模拟满足条件:(1)流体可默认为理想气体,不可压缩,且忽略重力的影响;(2)顶板处的孔隙分布均匀,顶板受温度影响发生的形变可忽略不计;(3)裂隙为单一的水平裂隙,符合无滑移边界条件;(4)二氧化碳扩散处于恒温状态,且等温流动;(5)二氧化碳在扩散过程中服从理想气体状态方程.模拟的具体参数如表2所示。

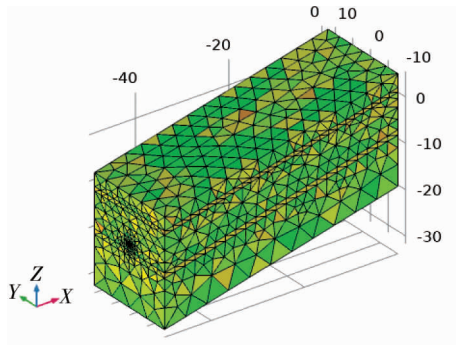


图 7 模型网格划分

表 2 模拟参数

参数名称	数值
流体动力黏度 $\mu/(\text{Pa} \cdot \text{s})$	17.9×10^{-6}
平均粒径 D_m/m	0.3
扩散系数 $D/(\text{m}^2 \cdot \text{s})$	2.88×10^{-6}
空气密度 $\rho_k/(\text{kg}/\text{m}^3)$	1.05
煤密度 $\rho_c/(\text{kg}/\text{m}^3)$	1 350
二氧化碳密度 $\rho_{\text{CO}_2}/(\text{kg}/\text{m}^3)$	1.964
二氧化碳黏度 $\rho_2/(\text{Pa} \cdot \text{s})$	1.38×10^{-5}

二氧化碳在 4301(1) 采空区内的扩散情况如图 8 所示,二氧化碳以扩散面的形式整体向前推进.因采空区内有瓦斯及其他气体,在二氧化碳注入后,先进入采空内的二氧化碳与其他气体混合,导致扩散锋面处的二氧化碳体积分数降低.由图 8 可知,注入二氧化碳后,前 3 d 扩散速度较快,随后变慢,这是因为相较于瓦斯,煤体更易吸附二氧化碳,二氧化碳被吸附后,煤体膨胀变形,孔隙变小,气体通过量减少,导致二氧化碳扩散速度变慢直至稳定;注气第 7 d 时,二氧化碳已基本充满整个采空区.

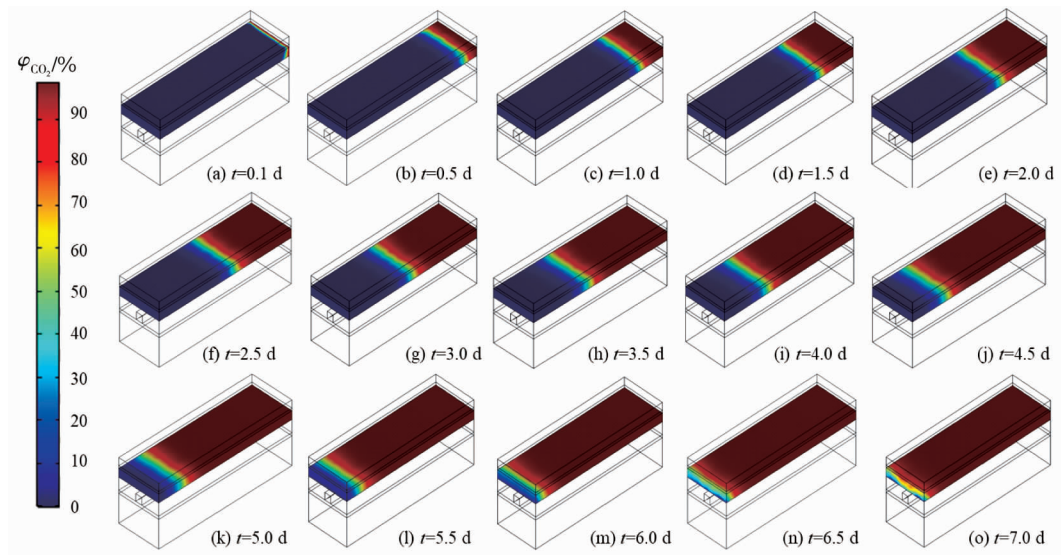


图 8 二氧化碳在采空区内的扩散情况

3.2.2 二氧化碳现场压注

1) 钻孔及前期准备

经过现场考察,选择在 6301 工作面轨道顺槽的观测孔 1 和观测孔 2 分别注入二氧化碳,注二氧化碳设备选用 KYDM-1500 型二氧化碳防灭火装置.

二氧化碳释放孔的施工位置选择在轨道顺槽顶板处距切眼距离 10 m 和 15 m 处,方位 295°,钻孔角度为 60°,孔径 32 mm,均施工至采空区中停止.当二氧化碳释放孔内检测到的气体中 O_2 体积分数小于 5%、 CO 体积分数小于 24×10^{-6} 时,即达到置换效果.钻孔施工完成后下入直径 20 mm 的镀锌套管,其中,进入采空区的部分采用花管,孔口用 AB 胶封堵孔口管与孔壁之间的空隙,严密封堵后安装阀门.

2) 二氧化碳注入量计算

采空区注二氧化碳总量可按公式 $Q = VK_1K_2$ 估算,其中 V 为采空区体积, m^3 ; K_1 为富余系数,取 1.2~1.5; K_2 为孔隙率,取 0.20.

4301(1) 面采空区面积为 $160\,550\text{ m}^2$,高度为 3.2 m,经计算,4301(1) 面采空区所需的二氧化碳气体总量为 $123\,302 \sim 154\,128\text{ m}^3$,1 t 液态二氧化碳转换成气体的体积按 640 m^3 ,理论上大约需液态二氧化碳 $192 \sim 241\text{ t}$,即需要约 $175 \sim 219\text{ m}^3$ 的液态二氧化碳.

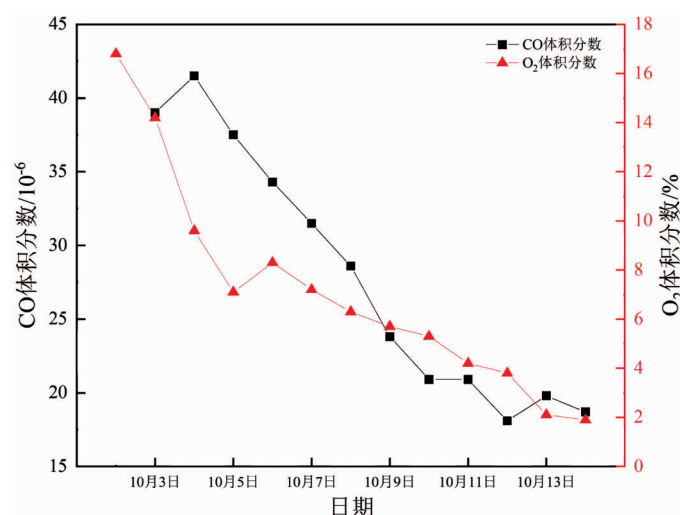
液态二氧化碳注入统计如表3所示。由表3可知,鹿洼煤矿共注入液态二氧化碳 200 m³,完成整个注气时间为8 d,与模拟情况基本吻合。

表3 二氧化碳注入量记录

注气日期	注液量/m ³	注气日期	注液量/m ³
10月2日	25.3	10月6日	25.9
10月3日	25.7	10月7日	27.7
10月4日	26.5	10月8日	21.5
10月5日	27.4	10月9日	20.0

3.2.3 采空区瓦斯置换效果分析

在注入液态二氧化碳后,定时对释放口排出的气体进行 O₂ 和 CO 体积分数监测,监测结果如图9所示。由图9可知,在注入二氧化碳后,释放口排出的气体中 CO 和 O₂ 体积分数持续下降,这是因为注入采空区的二氧化碳温度较低,可使采空区的高温煤体降温;同时,二氧化碳注入到采空区后,会扩散至采空区内的各个空间^[7-10],减少新鲜空气流入采空区,降低采空区内氧气体积分数,惰化采空区,防止采空区内遗煤自燃。二氧化碳相对分子质量为 44,甲烷相对分子质量为 16,二氧化碳从 4301(1)采空区上部注入后,在注气压力和重力的作用下,从 4301(1)采空区上部逐步扩散至下部,完成采空区内瓦斯和氧气的驱替过程。在 10月9日完成最后一次二氧化碳压注后,4301(1)采空区气体中 O₂ 体积分数小于 5%,CO 体积分数小于 24×10⁻⁶,已达到瓦斯置换效果,采空区内的二氧化碳体积分数高达 90%。在后续几天的观测中,采空区内 CO 和 O₂ 体积分数仍然低于标准值,且处于持续下降状态。

图9 注入二氧化碳后采空区内 CO 和 O₂ 体积分数变化情况

4 结论

- 1) 6301 工作面轨道顺槽掘进过采空区时面临煤自燃与瓦斯爆炸共生灾害的威胁。
- 2) “裂隙封堵+瓦斯置换”的共生灾害防治技术能有效解决顺槽掘进期间过采空区面临的煤自燃与瓦斯爆炸共生灾害。

参考文献:

- [1] 施式亮,曾明圣,李贺,等.煤自燃与瓦斯共生灾害演化与预警[J].煤矿安全,2022,53(9):9-16.
- [2] 郑苑楠.采空区含瓦斯环境下煤自燃致灾机理研究[D].徐州:中国矿业大学,2020.
- [3] 周福宝,夏同强,史波波.瓦斯与煤自燃共存研究(Ⅱ):防治新技术[J].煤炭学报,2013,38(3):353-360.
- [4] 司俊鸿,程根银,王乙桥,等.采空区瓦斯煤火耦合灾害伦理风险评估[J].煤矿安全,2023,54(2):22-27.
- [5] 刘路生.瓦斯与遗煤自燃灾害融合治理技术研究[J].煤炭与化工,2020,43(8):86-88.
- [6] 张伯涛.瓦斯与煤自燃并存条件下综放面防灭火技术研究[J].煤炭工程,2014,46(7):58-60.
- [7] 牛振磊.采空区压注二氧化碳的分布规律及工艺参数优化[D].廊坊:华北科技学院,2018.
- [8] 张超.高瓦斯易自燃煤层采空区 CO₂ 防灭火技术研究[D].太原:太原理工大学,2015.
- [9] 郝建峰.特厚煤层工作面采空区瓦斯治理技术研究[J].现代矿业,2016,32(12):133-136.
- [10] 刘华锋.近距离煤层上下采空区自燃综合防治技术[J].煤矿安全,2016,47(10):56-58.