

王刚,王锐,武猛猛,等.火区下近距离煤层开采有害气体入侵灾害防控技术[J].煤炭学报,2017,42(7):1765-1775. doi:10.13225/j.cnki.jccs.2017.0237

Wang Gang, Wang Rui, Wu Mengmeng, et al. Prevention and control technology of harmful gas intrusion in close-up coal seam under fire area[J]. Journal of China Coal Society, 2017, 42(7):1765-1775. doi:10.13225/j.cnki.jccs.2017.0237

火区下近距离煤层开采有害气体入侵灾害防控技术

王刚^{1,2},王锐²,武猛猛³,辛林^{1,2},周晓华²,刘成武⁴

(1. 山东科技大学 矿山灾害预防控制省部共建国家重点实验室培育基地, 山东 青岛 266590; 2. 山东科技大学 矿业与安全工程学院, 山东 青岛 266590; 3. 香港城市大学 土木与建筑工程系, 香港 999077; 4. 陕西煤业化工集团 孙家岔龙华矿业有限公司, 陕西 榆林 719314)

摘要:火区下近距离煤层开采容易导致有害气体入侵灾害的产生,严重威胁着工作面的安全回采。陕西煤业化工集团孙家岔煤矿30110工作面上部采空区自然发火严重,虽然采取了注氮、堵漏风技术进行防治,但效果均不明显。针对此问题,利用PFC^{2D}软件建立了火区下近距离煤层开采数值模型,对3号煤层开采过程中的裂隙变化进行动态追踪,结果证明了有害气体入侵灾害的产生并判断了灾害产生的时间节点,为灾害发生前的重点监测工作以及均压通风系统的应用提供了依据。为了防止有害气体的入侵并避免新鲜风流压入火区引发灾害的扩大,对30110工作面进行均压通风技术研究,将上部火区和下部工作面的气压差控制在一个安全的范围内。通过计算确定了均压通风系统试运行期间的安全压差为296 Pa,正常运行期工作面回风风窗压差安全调节区间为(118 Pa,166 Pa)。现场应用结果证明,均压通风技术能够有效地避免有害气体入侵灾害的发生,确保工作面的安全回采。

关键词: 近距离煤层开采; 离散元; 火区; 有害气体入侵; 均压通风

中图分类号: TD75 **文献标志码:** A **文章编号:** 0253-9993(2017)07-1765-11

Prevention and control technology of harmful gas intrusion in close-up coal seam under fire area

WANG Gang^{1,2}, WANG Rui², WU Meng-meng³, XIN Lin^{1,2}, ZHOU Xiao-hua², LIU Cheng-wu⁴

(1. State Key Laboratory of Mining Disaster Prevention and Control Co-founded by Shandong Province and the Ministry of Science and Technology, Shandong University of Science and Technology, Qingdao 266590, China; 2. College of Mining and Safety Engineering, Shandong University of Science and Technology Qingdao 266590, China; 3. Department of Civil and Architectural Engineering, City University of Hong Kong, Hong Kong 999077, China; 4. Sunjiacha Longhua Mining Industry Co., Ltd., Shanxi Coal and Chemical Industry Group, Yulin 719314, China)

Abstract: The mining of the close coal seam under the fire area easily leads to the occurrence of harmful gas intrusion, which seriously threatens the safe mining of the working face. The goaf upon the 30110 mining face of the Sunjiacha coal mine had serious spontaneous combustion problem. Although the nitrogen injection and plugging air technology were taken to control the disaster, the effect was not obvious. To solve this problem, PFC^{2D} was used to build a mining numerical model for dynamically tracking the change of fracture variation. The result shows that the air leakage channel will occur with the collapse of main roof in lower coal seam, which provides the basis for the monitoring work before the disaster and the application of the pressure equalization system. In order to prevent the invasion of harmful gases and avoid fresh air flowing into the fire area causing an explosion, a pressure balancing ventilation method was applied

收稿日期:2017-02-24 修回日期:2017-05-10 责任编辑:毕永华

基金项目:国家自然科学基金资助项目(51504142);山东科技大学杰出青年科技人才支持计划资助项目(2015JQJH105);泰山学者优势特色学科人才团队支持计划资助项目

作者简介:王刚(1984—),男,山东兰陵人,副教授,博士。E-mail:gang.wang@sdust.edu.cn

in the 30110 mining face. It can control the air pressure between upper fire area and lower working face in a safe range. The test safety pressure of 296 Pa and the normal safety adjustment interval (118 Pa, 166 Pa) were determined by calculation. Application results prove that the pressure balancing ventilation can effectively prevent the occurrence of harmful gas intrusion and ensure the safe mining of the mine.

Key words: close-up coal seam mining; discrete element; fire area; harmful gas intrusion; pressure balancing ventilation

近年来煤矿开采强度不断增大,开采条件较好的煤层在较短服务年限内接近枯竭,这一现象使得人们加强了对近距离煤层开采的重视^[1]。我国西部煤炭存储量相对较大,但埋深较浅,上部小煤窑众多。由于小煤窑多采用房柱式或以掘代采的开采方式,导致煤层漏风现象较为严重,极易引发大范围煤炭自然发火形成火区^[2]。由于火区具有有害气体浓度高、漏风通道多且复杂、漏风规律紊乱、高温火源点隐蔽性强等特点^[3],在煤层开采过程中,火区可能通过裂隙对下部煤层开采产生影响^[4],这就给工作面的安全回采带来严重威胁,同时给采空区的防灭火工作带来巨大挑战。

为了减少近距离煤层开采过程中有害气体入侵带来的危害,众多学者进行了大量的科学研究。张向阳^[5]运用实验室相似模拟和数值模拟方法研究了上下采空极近距离煤层开采过程中采场围岩应力分布规律、位移变化及变形破坏特征。Yuan Yong^[6]对极近距离煤层的性质进行了定义,并研究了上部工作面减压区非常规错距煤层的交错开采,并推导出了合理的交错距离数学表达式。Wang Jiachen等^[7]研发了大型实验系统对矿井开采过程中瓦斯气体的解析特征进行了研究,结果表明煤体的渗透率和瓦斯气体的解析程度会随着开采过程中矿山压力的增大而显著增加。Jin Y F等^[8]针对煤田火区燃烧过程中高温贫氧特点,结合现有的煤自燃试验装置,对煤田火区燃烧特性参数进行了研究。王德明等^[9]通过治理宁夏白茆沟煤矿特大型火区,研究开发了一整套治理高瓦斯矿井特大火区的技术,并在现场得到了良好的应用。王方田等^[10]利用理论计算、离散元法数值模拟的方法研究了下组煤开采覆岩移动规律,确保了下组煤的安全开采。王刚等^[11]利用 Fluent 软件对火区下近距离煤层工作面 CO 异常涌入进行了数值模拟,证明了正压通风对于保障火区下近距离煤层工作面安全回采的重要性。张炜等^[12]对近距离煤层开采后底板破坏深度及遗留煤柱下方应力分布情况进行了力学分析,确定了回采巷道的合理位置。王春桥等^[13]针对榆家梁煤矿 42221 工作面采空区 CO 向工作面大量涌出的问题,利用数值模拟方法研究了风机-风

窗联合调压技术,改变工作面风路上的压力分布,防止采空区 CO 的涌出。武猛猛和王刚^[14]利用 PFC^{2D} 软件对煤矿开采期间上覆岩层裂隙的演化状况进行了模拟,为煤层的安全回采研究提供了新思路。王祥虎^[15]根据火区煤岩实际特性以及研究内容的复杂性选用基于离散元理论的 PFC 颗粒流程序研究了热力耦合下的煤田火区裂隙演化规律。

漏风通道和气压差的存在是近距离煤层开采上部火区有害气体入侵工作面的两个关键性的因素。但由于矿井地质情况复杂并且煤体受力情况难以判断,很难找到有效的方法对煤层开采过程中漏风通道产生情况进行研究。而漏风通道变化情况研究关键在于弄清采空区孔隙率的变化规律。以往对煤层开采过程中裂隙的研究,通常只停留在理论分析阶段,多采用构建孔隙率模型方法进行研究^[16]。这种方法的求解结果仍不能体现孔隙率与时间的关系,对孔隙率的分析过于理想化,与实际情况相比有较大的出入。PFC 离散元颗粒流软件能够对通过合理的接触模型设置以及对个别群体颗粒的属性赋值,直观观测裂隙的起裂、扩展、贯通演化过程,能够满足对于非连续介质、节理岩体的应力分析特征,以及模拟岩层的“离层”和大变形问题的理论需求,可以较为准确的对孔隙率及应力进行测量^[17-18]。

本文利用 PFC 数值模拟软件证明了火区有害气体入侵灾害的产生并判断了灾害产生的时间节点,为灾害发生前的重点监测工作提供了时间依据,同时又为均压通风技术的应用提供了理论依据。以往均压通风技术的应用大都是利用风机、调节风窗等设施来降低井下均压区域内进、回风两侧的压力差,减少采空区漏风量以达到抑制采空区遗煤自燃的目的。而本文根据 30110 工作面的实际情况,在该工作面布置了均压通风系统,并对均压通风系统在试运行和正常运行期间的调节方案进行了研究,确定了均压系统在试运行和正常运行期间调节压差,利用均压通风技术对近距离煤层开采过程中引起的上部火区有害气体入侵灾害进行预防控制,保障了下部工作面的安全回采。

1 工程概况及颗粒流数值模型建立

1.1 工程概况

陕西煤业化工集团孙家岔煤矿有 1 号、2 号、3 号煤层,为近水平煤层,构造简单,现主采的 30110 采煤工作面煤层最大厚度为 6.41 m,最小 3.48 m,平均 4.88 m,厚度稳定,顶板岩性以砂岩为主,较坚硬;煤层总体厚度稳定,局部可采,与 2 煤的层间距 20 ~ 30 m,属于近距离煤层。2 煤已经由小煤窑采用房柱式采煤方法进行开采,采空区的大量遗煤和长期的漏风供氧使得 2 煤采空区形成了大面积煤炭自燃火区,火区探测结果显示,火区形状不规则,呈条带状分布并存在大量以 CO 为主的有害气体。火区在 30110 回风巷上部闭合,向 30110 主运输巷和辅助运输巷方向延伸至 3 煤的其它采煤工作面上部,火区位置如图 1 所示。

为治理 2 煤采空区的大面积煤炭自燃火区,孙家岔煤矿先后采用了注氮、注胶、堵漏风等多种防灭火技术手段,在具备钻孔施工条件的区域,通过施工灭火钻孔向火区注入一定的氮气和胶体后,灭火钻孔附近火区内的 CO 体积分数明显降低,一般可降低到 $500 \times 10^{-6} \sim 1\,000 \times 10^{-6}$,但是在停止注氮和注胶措施一段时间后,火区会发生复燃,20 d 左右 CO 会重新达到 $10\,000 \times 10^{-6}$ 以上,同时在某一区域短时间注入大量氮气后,其他区域 CO 体积分数会明显增大,甚至会造成临近工作面 CO 体积分数的异常变化;堵漏风措施的应用对控制火区发展起到一定作用,但对火区整体治理效果影响不大,孙家岔煤矿前期采用的防灭火技术手段均未取得理想的灭火效果,所以急需找

到一种有效的有害气体入侵灾害防治手段,保证工作面的安全回采。

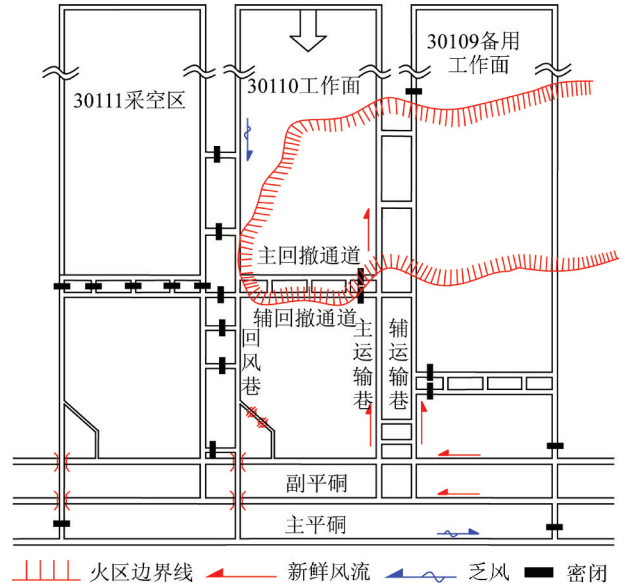


图 1 2 煤采空区火区位置示意

Fig. 1 Coal 2 goaf fire zone location diagram

1.2 细观参数选取

颗粒黏结模型分为接触黏结模型和平行黏结模型^[19]。由于平行黏结模型在拉伸或剪切断裂时能够更逼真地模拟煤体类材料,所以本文中选用平行黏结模型进行模拟。

王涛等^[20]在利用 PFC^{2D} 对煤层水力压裂研究时,进行了大量的单轴压缩和巴西劈裂试验,建立了材料宏观参数与细观参数之间的经验公式。本文以王涛通过数值模拟得到的经验公式为基础,经计算得到相应的细观参数见表 1。

表 1 岩层宏-细观物理力学性质参数

Table 1 Macroscopic-microscopic mechanical parameters of rock mass

层号	岩性	宏观参数					细观参数					
		泊松比	弹性模量	抗拉强度/MPa	黏聚力/MPa	内摩擦角/(°)	K_{rat}	$E_{mod}/$ GPa	$K_n/$ GPa	$K_s/$ GPa	Pb- $K_n/$ GPa	Pb- $K_s/$ GPa
J24	粉砂岩	0.23	9.7	4.66	11.05	36.0	1.76	6.7	13.4	7.5	8.3	4.7
J23	细砂岩	0.21	24.8	3.06	5.77	38.8	1.60	16.9	33.8	21.3	21.1	13.2
J22	中粒砂岩	0.18	15.4	2.58	4.35	35.3	1.39	10.1	20.2	14.5	12.6	9.1
J21	泥岩	0.15	7.2	1.36	6.32	39.4	1.20	4.5	9.0	7.4	5.6	4.7
J20	粉砂岩	0.23	18.2	4.66	11.05	36.0	1.76	12.7	25.4	14.3	15.8	9.0
J19	泥岩	0.15	7.2	1.36	6.32	39.4	1.20	4.5	9.0	7.46	5.6	4.6
J18	粉砂岩	0.23	18.2	4.66	11.05	36.0	1.76	12.7	25.4	14.3	15.8	9.0
J17	细砂岩	0.14	17.4	3.06	5.77	38.8	1.14	10.8	21.6	18.8	13.5	11.8
J16	中粒砂岩	0.18	15.4	2.58	4.35	35.3	1.39	10.1	20.2	14.5	12.6	9.1
J15	泥岩	0.15	7.2	1.36	6.32	39.4	1.20	4.5	9.0	7.46	5.6	4.6
J14	砂质泥岩	0.17	7.4	1.60	7.60	38.8	1.32	4.8	9.6	7.2	6.0	4.5
J13	泥岩	0.15	7.2	1.36	6.32	35.4	1.20	4.5	9.0	7.4	5.6	4.6

层号	岩性	宏观参数					微观参数					
		泊松比	弹性模量	抗拉强度/MPa	黏聚力/MPa	内摩擦角/(°)	K_{rat}	$E_{mod}/$ GPa	$K_n/$ GPa	$K_s/$ GPa	Pb- $K_n/$ GPa	Pb- $K_s/$ GPa
J12	细粒砂岩	0.14	17.4	3.06	5.77	38.8	1.14	10.8	21.6	18.8	13.5	11.8
J11	泥岩	0.15	7.2	1.36	6.32	39.4	1.20	4.5	9.0	7.4	5.6	4.6
J10	中粒砂岩	0.18	15.4	2.58	4.35	34.3	1.39	10.1	20.2	14.5	12.6	9.0
J9	砂质泥岩	0.15	7.4	1.42	7.60	36.4	1.20	4.6	9.2	7.6	5.7	4.7
J8	中粒砂岩	0.18	15.4	2.58	4.35	35.3	1.39	10.1	20.2	14.5	12.6	9.0
J7	砂质泥岩	0.15	7.4	1.60	7.60	35.4	1.20	4.6	9.2	7.6	5.7	4.7
J6	2煤	0.27	6.9	1.33	2.42	42.6	2.13	5.1	9.2	4.7	6.3	2.9
J5	中粒砂岩	0.17	14.4	2.38	4.25	35.3	1.39	10.1	18.2	14.5	12.6	9.1
J4	泥岩	0.16	6.2	1.46	6.42	35.4	1.20	4.5	9	7.4	5.6	4.6
J3	细粒砂岩	0.14	17.4	3.06	5.77	38.8	1.14	10.18	21.6	18.8	13.5	11.8
J2	3煤	0.27	6.9	1.33	2.42	42.6	2.13	5.1	10.2	4.7	6.3	2.9
J1	中粒砂岩	0.18	15.4	2.58	4.35	35.3	1.39	10.1	20.2	14.5	12.6	9.1

注: K_{rat} 为刚度比; E_{mod} 为弹性模量; K_n 为法向刚度; K_s 为切向刚度;Pb- K_n 为平行黏结法向刚度;Pb- K_s 为平行黏结切向刚度。

(1)弹性模量经验公式:

$$E/E_c = a + b \ln(K_n/K_s) \quad (1)$$

式中, E 为弹性模量,GPa; E_c 为杨氏模量,GPa; K_n/K_s 为刚度比; $a=1.652$, $b=-0.395$ 。

(2)泊松比经验公式:

$$\nu = c \ln(K_n/K_s) + d \quad (2)$$

式中, ν 为泊松比; $c=0.209$, $d=0.111$ 。

(3)单轴抗压强度回归性分析:

$$\frac{\sigma_c}{\bar{\sigma}} = \begin{cases} a \left(\frac{\bar{\tau}}{\bar{\sigma}} \right)^2 + b \frac{\bar{\tau}}{\bar{\sigma}}, & 0 < \frac{\bar{\tau}}{\bar{\sigma}} \leq 1 \\ c, & \frac{\bar{\tau}}{\bar{\sigma}} > 1 \end{cases} \quad (3)$$

式中, σ_c 为抗压强度,MPa; $\bar{\sigma}$ 为平行连接法向连接强度,MPa; $\bar{\tau}$ 为平行连接切向连接强度,MPa; $a=-0.965$; $b=2.292$; $c=1.327$ 。

(4)抗拉强度回归性分析:

$$\frac{\sigma_1}{\bar{\sigma}} = \begin{cases} d \left(\frac{\bar{\tau}}{\bar{\sigma}} \right)^2 + e \frac{\bar{\tau}}{\bar{\sigma}}, & 0 < \frac{\bar{\tau}}{\bar{\sigma}} \leq 1 \\ f, & \frac{\bar{\tau}}{\bar{\sigma}} > 1 \end{cases} \quad (4)$$

式中, σ_1 为抗拉强度,MPa; $d=-0.174$; $e=0.463$ 。

1.3 火区下近距离煤层开采数值模型建立

根据如图2所示孙家岔煤矿地质综合柱状图,建立如图3所示的数值模型,模型长190 m,高135 m,共24层,上边界为自由边界,左、右两侧边界固定不可移动,只允许颗粒沿垂直方向移动,底部边界限制垂直方向的移动,各岩层力学参数见表1。颗粒最小粒径0.3 m,粒径比为1.66,由于最短边与模型内平均粒径比值大于40,比例尺寸较为合理^[21]。

煤岩名称	柱状	厚度/m		层号
		层厚	累计	
粉砂岩	5.21	5.21	J24
细砂岩	7.12	12.33	J23
中粒砂岩	7.06	19.39	J22
泥岩	3.54	22.93	J21
粉砂岩	7.52	30.45	J20
泥岩	3.74	34.19	J19
粉砂岩	4.51	38.70	J18
细砂岩	3.72	42.42	J17
中粒砂岩	2.12	44.54	J16
泥岩	3.405	47.945	J15
砂质泥岩	10.13	58.075	J14
泥岩	7.42	65.495	J13
细砂岩	2.84	68.335	J12
泥岩	3.81	72.145	J11
中粒砂岩	4.85	76.995	J10
砂质泥岩	3.33	80.325	J9
中粒砂岩	4.48	84.325	J8
砂质泥岩	2.10	86.905	J7
2煤	■	4.54	91.445	J6
中粒砂岩	5.51	96.955	J5
泥岩	7.81	104.765	J4
细砂岩	3.23	107.995	J3
3煤	■	6.14	114.135	J2
中粒砂岩	20.43	134.565	J1

图2 孙家岔矿煤岩层综合柱状图

Fig. 2 Geological histogram of sunjiacha coal mine

火区下3煤高度为6.14 m,采用厚煤层一次采全高综采工艺开采方式,工作面两侧均未采动,右侧留有煤体25 m。为了模拟火区的产生,对2煤按照作业规程进行逐次开挖,当循环至裂隙不再产生时进行下一次开挖,如此反复,直至开采至终采线并达到稳定状态。以该矿作业规程为依据,确定每次开挖长度分别为12,11,13,12,13,12,10,12,10,16,整个模型共开采10次。



图3 上层煤开挖后垮落压实状态

Fig. 3 Compaction state of top coal after collapse

本文忽略沉积类岩体中的节理裂隙、工作面支护作用及显著的各向异性的影响,单纯研究在火区下近距离煤层开采过程中上覆岩层孔隙率等参数变化规律。

2 近距离煤层开采裂隙演化规律研究

2.1 裂隙演化规律及孔隙率动态变化情况

前期模拟结果显示2煤直接顶初次垮落距离为16 m,工作面初次来压距离为28 m。而3煤的直接顶初次垮落距离为48 m,工作面初次来压距离为83 m。这是由于2煤的推进导致3煤上覆岩层受力大幅减小,只承受2煤采空区矸石的自重,导致3煤直接顶的初次垮落距离和工作面初次来压距离显著增加,模拟结果符合理论分析。

如图4所示,工作面的推进会引引起上覆岩层的受力情况发生变化,岩层会产生细小裂纹向四周延伸-扩展,当裂隙积累到一定程度时,岩层会发生破断,引起上覆岩层的垮落。裂隙的产生会为上部火区有害气体的入侵提供漏风通道,但由于裂隙示意图并不能直观的反映出漏风通道是否真正贯通,因此本文对大量的孔隙率数据进行后处理后,采用等值线图形式对孔隙率的变化情况进行表达,直观、形象的显示出了漏风通道产生的动态过程。

工作面推进36 m时,2煤采空区下部开始出现部分裂隙,但并没有发生上覆岩层的垮落,此时2煤、3煤之间的岩层孔隙率保持在0.06附近,与原始状态相比没有发生太大的变化,说明此时虽有裂隙产生,但并没有贯通形成漏风通道。

工作面推进48 m时,直接顶发生断裂并完全垮落下来,此时基本顶虽然有裂隙产生但仍起着支撑作用。由孔隙率示意图可知,3煤采空区上部区域孔隙率达到0.2左右,孔隙率垂直方向上梯度减小但并没有发生贯通,而且2煤采空区的孔隙率并没有产生太大的变化,这说明火区内有害气体在直接顶发生垮落

时无法入侵到3煤工作面。

推进距离达到83 m时,基本顶积累的裂隙过多,发生破断,2煤中压实的采空区会随3煤推进再次发生垮落。图4(f)能够清楚的表现出在3煤基本顶发生垮落时,上覆岩层垮落过程中裂隙迅速发育并贯通的过程。这说明在3煤上部基本顶发生垮落时,2煤有害气体极有可能会入侵到3煤工作面,为保证工作面的安全回采,应该在工作面推进至火区下方2~3个周期来压前,加强对有害气体浓度的监测工作,减少灾害突发对矿井安全回采所造成的威胁。

图4(g),(h)显示,在工作面结束开采后,3煤采空区上部裂隙分布较为广泛,3煤采空区后方逐渐被压实,孔隙率不断减小,而工作面附近由于顶板的支撑作用孔隙率较大。此时2煤的采空区孔隙率较初次来压时发生了较大的变化,采空区内近岩壁处孔隙率增加,达到0.24左右,整个采空区顶部孔隙率达到0.54左右。此时整个3煤采空区孔隙率大小保持在0.14附近,与原始孔隙率大小相比增大了一倍以上,上覆岩层破碎情况较为严重,证明有大量的漏风通道产生。

2.2 声发射规律研究

利用Fish语言编写特定程序监测覆岩垮落过程中每一时刻平行黏结断裂数目,从原理角度研究分析煤岩损伤演化声发射特征规律,确定有害气体入侵灾害产生的时间节点,为灾害发生前的重点监测预防工作提供了时间依据,减少灾害突发对矿井的安全回采所造成的威胁。

如图5所示,在3煤推进初始阶段,上覆岩层并未产生裂纹,裂隙个数为0。当推进进度为12 m时,模型开始产生细观裂纹,且随着推进进行,裂纹的张开、扩展持续增大,表明模型进入稳定破裂传播阶段A。当推进进度为36 m时,此阶段裂纹数量明显增加,且裂隙个数呈现快速增长趋势,表明模型转向非稳定破裂传播阶段B。推进进度为83 m时,模型进入增长速率减缓阶段C。声发射结果显示,工作面的推进会造造成裂隙个数不断累积,在推进进度为78 m时,裂隙的增长速率达到了最高峰,预示着岩层即将发生垮落,为火区有害气体入侵提供漏风通道。由图4可知当工作面推进到83 m时,基本顶发生垮落,这也就证明了有害气体入侵灾害会在裂隙积累阶段的后期,也就是工作面周期来压时发生。为了确保工作面的安全回采,应该在工作面推进至火区下方2~3个周期来压前对工作面的有害气体浓度进行重点监测,及时采取预防治理工作,以减少灾害突发对矿井的安全回采所造成的威胁,实现安全回采。

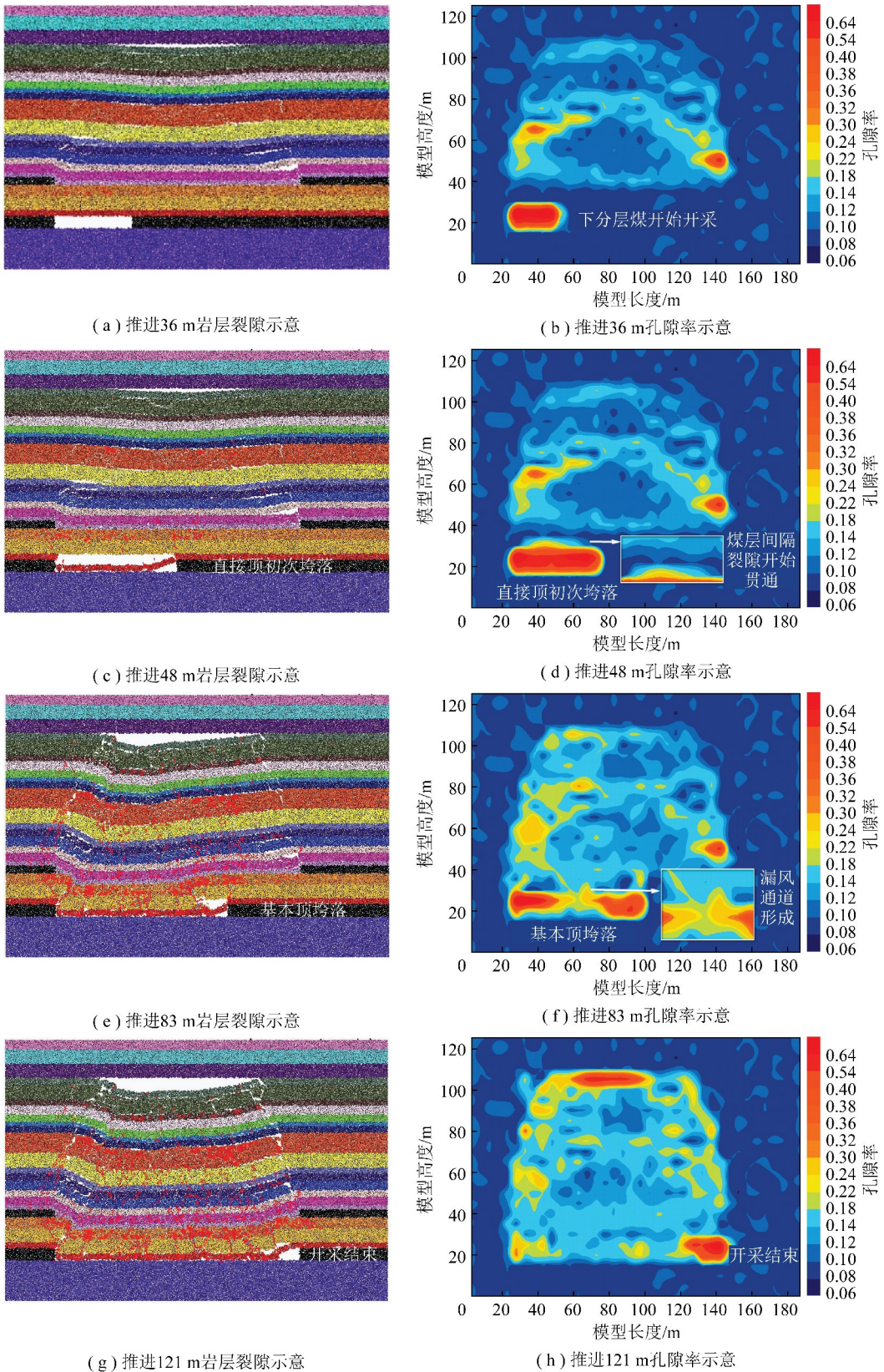


图4 上覆岩层破坏情况及孔隙率动态变化情况示意

Fig. 4 State graphs and dynamic changes cloud of porosity of moving rock stratum in slope

3 30110 工作面均压技术研究

PFC 数值模拟结果表明在 2 煤采空区垮落过程

中,裂隙的产生为有害气体的涌入提供漏风通道,2 煤采空区内大量的有害气体在风流的带动下进入工作面,威胁工作面的安全生产,所以如果在 3 煤工作

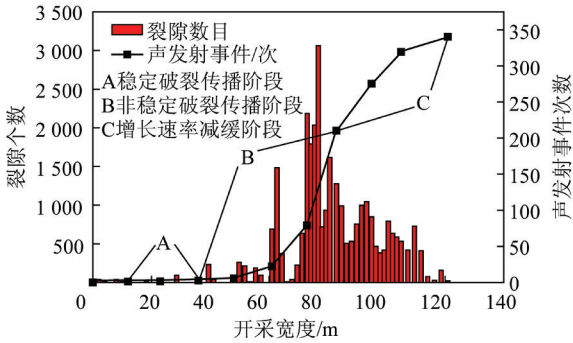


图5 声发射事件及裂隙个数与推进进度的演化曲线

Fig. 5 Evolutions of curves of micro-cracks, acoustic emission event and mining width

面采用负压通风时,矿井具有很大的安全隐患。文献[11]曾采用Fluent软件对30110工作面处于正压通风状态时,上部2煤采空区顶板发生大面积突然垮落后,3煤工作面采空区的漏风流速和CO体积分数进行了模拟分析,模拟结果显示CO并没有涌入到3煤工作面。

由此可见,正压通风可有效防止上部火区有害气体涌入工作面,但如果通风压力过大,新鲜的气流被压入2煤采空区,有可能会引起O₂与CO结合引起火势加大,威胁工作面的安全回采,而均压通风技术能够改变通风系统内的压力分布,达到减少工作面向采空区的漏风、防止有害气体异常涌入工作面的目的^[22],因此,需要对30110工作面进行均压通风技术的研究。

3.1 均压通风系统的构建

在30110工作面实行均压通风的试运行期间,均压通风系统还未稳定运行,相关技术参数还有待确定,为确保工作面在试运行期间的绝对安全(防止上部火区有害气体异常涌入工作面,应将均压通风的压差尽可能的维持在一个较为安全的范围,保证工作面漏风无法进入上部火区,加速火区发展),进而根据实际运行情况对30110工作面均压通风系统进行调节。所以本文选择在试运行期间将回风隅角与上部火区的压力平衡面控制在 $h/2$ 处(h 为2,3煤层间距)。

根据工作面的生产布局和通风系统现状,在30110工作面构建了由局部通风机、风门、调节风窗组成的均压通风系统如图6所示。将30110工作面均压风机前、回风隅角处、调节风窗前和调节风窗后的4个点分别定义为A,B,C,D。

3.2 工作面上部采空区及回风隅角压力计算

在30110工作面实行均压通风,增大工作面压能,可有效防止上部火区的有害气体异常涌入工作

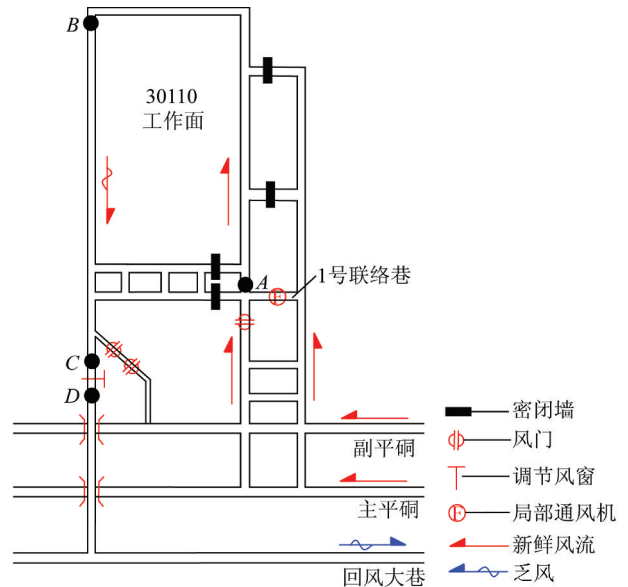


图6 30110工作面均压通风系统

Fig. 6 Pressure balancing ventilation system of 30110 mining face

面。回风隅角是采煤工作面的压能最低区域,故只要确保上部火区的有害气体不能通过回风隅角涌入工作面,即可保证有害气体无法进入工作面。

如图7所示,通过在30110主回撤通道上方进行施工钻孔连通30110工作面主回撤通道与上部2煤采空区,钻孔打通后连接“U”型水柱计对气压差进行测量,忽略上部采空区气压的动态变化,通过连通上部采空区的“U”型水柱计读数结合主回撤通道内的气体压力即可估算出上部采空区气体压力。

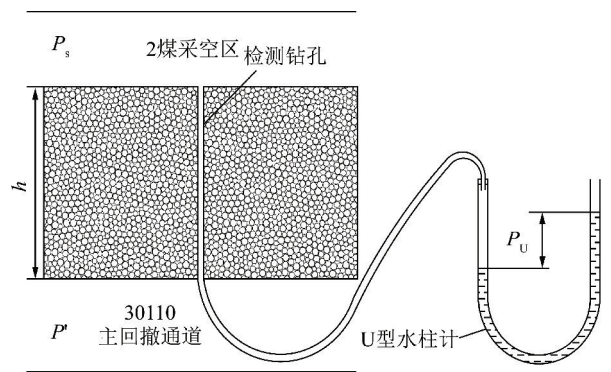


图7 2煤采空区压力计算示意

Fig. 7 Pressure calculation diagram of Coal 2 goaf

在30110工作面回采前期采用负压通风方式时,上部采空区气压高于工作面,上部采空区的气体压力为

$$P_s = P' + P_U - \rho gh \quad (5)$$

式中, P_s 为2煤采空区气体压力,Pa; P' 为主回撤通道内气体压力,Pa; P_U 为“U”型水柱计读数,取绝对差值,Pa; ρ 为井下空气密度,取 1.073 kg/m^3 ; g 为重

力加速度,取 9.8 N/kg; h 为 2, 3 煤层间距,取 22.7 m。

根据现场实测结果, $P' = 87\ 980$ Pa, $P_U = 230$ Pa, 由式(5)求得上部采空区气体压力为 87 970 Pa, 若要将工作面回风隅角与上部采空区的压力平衡面控制在 $h/2$ 处, 回风隅角处的气体压力需满足: $P_B = P_s + 3/2\rho gh$, 故 30110 工作面回风隅角处气体压力 P_B 为 88 330 Pa。

3.3 试运行期间调节方案分析

在 30110 工作面实行均压通风后, 暂不考虑工作面的漏风情况, 根据通风压能损耗计算公式以及如表 2 所示的 ABC 段通风阻力可对 ABC 段巷道的压能损耗进行计算。

表 2 ABC 段通风阻力参数

Table 2 Ventilation resistance parameters of 30110 mining face

测点	绝对压力 P/Pa	巷道面积 S/m^2	风流密度 $\rho/$ $(\text{kg} \cdot \text{m}^{-3})$	标高 z/m
A	88 530(实测)	12.80	1.061	1 094.4
B	88 330	16.46	1.062	1 094.3
C	—	14.90	1.062	1 094.0

AB 段巷道的压能损耗为

$$f_{AB} = (P_A - P_B) + \left(\frac{\rho_A v_A^2}{2} - \frac{\rho_B v_B^2}{2} X \right) + (\rho_A g z_A - \rho_B g z_B) = R_{AB} Q^2 \quad (6)$$

式中, v 为测点的风速, m/s , $v = Q/S$; R_{AB} 为 AB 段摩擦风阻, 实测为 0.234 kg/m^7 ; Q 为工作面风量, m^3/s 。

由式(6)可计算的 Q 为 $28.63 \text{ m}^3/\text{s}$ 。

BC 段巷道的压能损耗为

$$f_{BC} = (P_B - P_C) + \left(\frac{\rho_B v_B^2}{2} - \frac{\rho_C v_C^2}{2} \right) + (\rho_B g z_B - \rho_C g z_C) = R_{BC} Q^2 \quad (7)$$

式中, R_{BC} 为 BC 段摩擦风阻, 经现场实际测量为 0.086 kg/m^7 。

由式(7)可计算得 $P_C = 88\ 256$ Pa。

30110 工作面回风巷调节风窗内外压差为

$$\Delta P = P_C - P_D \quad (8)$$

式中, P_D 为调节风窗后的气体压力, 现场实测为 $87\ 960$ Pa。

由式(8)计算可得 30110 工作面回风巷调节风窗内外压差 $\Delta P = 296$ Pa。因此, 在 30110 工作面实行均压通风的试运行期间, 将回风巷的调节风窗内外压差调节至 296 Pa 左右, 即可确保试运行期间工作面的压力平衡稳定。

3.4 均压通风系统正常运行期间调节方案

将 30110 工作面回风巷的调节风窗内外压差调节至 296 Pa 左右, 可确保 30110 工作面均压通风系统试运行期间工作面压力的平衡稳定。在试运行期间, 根据均压通风系统的实际运行情况及工作面的相关通风参数, 可进一步确定 30110 工作面均压通风系统正常运行期间调节风窗内外压差的安全调节范围。在试运行期间测得 30110 工作面回风隅角和调节风窗前的通风参数见表 3。

表 3 30110 工作面回风隅角、调节风窗前通风参数

Table 3 Ventilation parameters of return airflow corner and before the air regulator in 30110 mining face

测点	绝对压力 P/Pa	密度 $\rho/$ $(\text{kg} \cdot \text{m}^{-3})$	风速 $v/$ $(\text{m} \cdot \text{s}^{-1})$	风量 $Q/$ $(\text{m}^3 \cdot \text{s}^{-1})$
回风隅角	88 380	1.062	0.760 679	13
调节风窗前	88 370	1.062	1.069 351	15.9

为保证 30110 工作面回采期间的安全稳定, 考虑 10% 的浮动区间, 应将回风隅角处与上部采空区的压力平衡面控制在区间 $\left(\frac{2}{5}h, \frac{3}{5}h \right)$ 。在 30110 工作面实行均压通风后, 主回撤通道内与上部 2 煤采空区直接连通的“U”型水柱计读数为 180 Pa, 工作面气压高于上部采空区, 主回撤通道内气压为 88 360 Pa, 计算得出上部采空区气体压力为

$$P_s = P' - P_U - \rho gh = 87\ 941 \text{ Pa}$$

若要将工作面回风隅角处与上部采空区的压力平衡面控制在区间 $\left(\frac{2}{5}h, \frac{3}{5}h \right)$, 回风隅角处的气体压力应满足:

$$P_s + \frac{7}{5}\rho gh < P_B < P_s + \frac{8}{5}\rho gh \quad (9)$$

实测得调节风窗前气体压力为 88 370 Pa, “U”型水柱计显示风窗内外压差为 380 Pa, 故 30110 调节风窗后的气体压力为: $P_D = 88\ 370 - 380 = 87\ 990$ Pa。

由式(3), (4), (5)可得回风风窗压差调节区间为

$$\Delta P > P_s + \frac{7}{5}\rho gh + \left(\frac{\rho_B v_B^2}{2} - \frac{\rho_C v_C^2}{2} + \rho_B g z_B - \rho_C g z_C \right) - R_{BC} Q^2 - P_D$$

$$\Delta P < P_s + \frac{8}{5}\rho gh + \left(\frac{\rho_B v_B^2}{2} - \frac{\rho_C v_C^2}{2} + \rho_B g z_B - \rho_C g z_C \right) - R_{BC} Q^2 - P_D$$

进而计算得出, 30110 工作面均压通风系统正常运行期间调节风窗的压差调节区间为

118 Pa < ΔP < 166 Pa

即在 30110 工作面均压通风系统正常运行期间, 将回风风窗内外压差控制在(118 Pa,166 Pa)的区间范围,即可确保工作面压力的平衡稳定,防止上部火区有害气体异常涌入工作面和工作面漏风进入上部火区。

4 均压通风系统应用效果分析

为考察 30110 工作面均压通风系统的实际应用效果,以有效控制均压通风系统的运行状态,对 30110 工作面回风流的 CO 体积分数进行了监测。通过施工钻孔,在 30110 工作面回风巷的调节风窗处布置 1 号“U”型水柱计对调节风窗前后压差进行监测;同时在 30110 工作面进回风隅角、回风巷和 30 号、60 号、90 号支架处安设了 6 个 CO 传感器,对工作面和回风流的 CO 体积分数进行监测,“U”型水柱计和 CO 传感器的具体布置如图 8 所示。

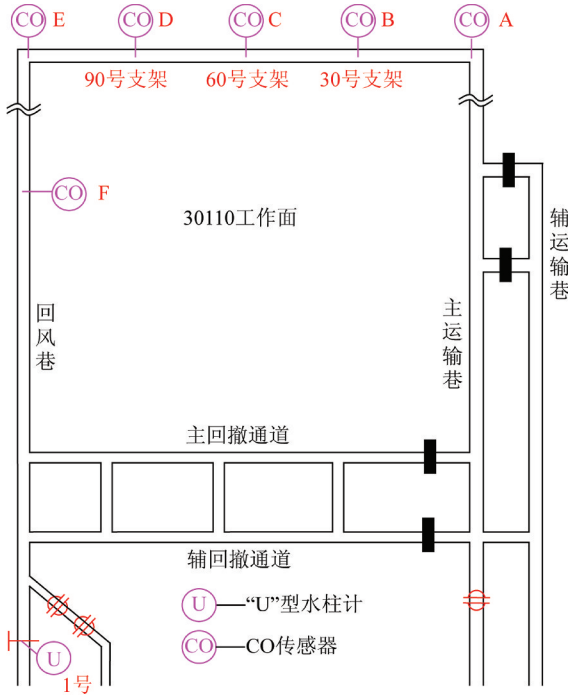


图 8 30110 工作面“U”型水柱计和 CO 传感器布置示意
Fig. 8 Layout of water-column gauge and CO sensor in 30110 mining face

监测结果显示,随着工作面逐渐推进到火区下方,CO 体积分数不断增大,并且出现了明显的异常涌出现象。所以在 30110 工作面推进至距火区边界线 36 m 时开始进行均压通风,56 d 后回采结束并开始回撤,工作面回撤历时 10 d。调节风窗前后压差和 CO 体积分数的变化情况分别如图 9,10 所示。

1 号“U”型水柱计示数是均压通风系统调节的

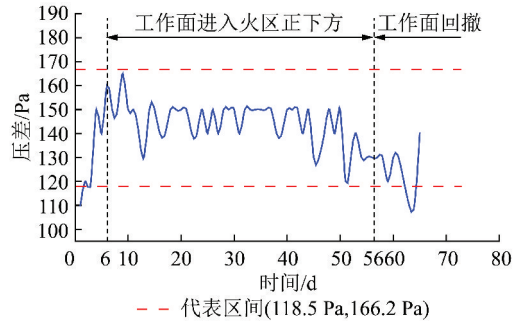


图 9 1 号“U”型水柱计压差变化

Fig. 9 Pressure difference change of No. 1 water-column gauge 直接依据,由图 9 可知,1 号“U”型水柱计示数基本维持在 (120 Pa, 160 Pa) 之间,处于安全区间(118 Pa,166 Pa)内,虽然压差在回撤后 7~8 d 稍有降低,但是经过调节后恢复正常,没有对工作面的回撤造成不良影响,进一步说明了均压通风系统运行的稳定性较好,能够有效地在工作面回采时及回采后隔离火区,避免因工作面新鲜风流压入火区引起煤炭自燃灾害的产生,保证回采工作的安全开展。

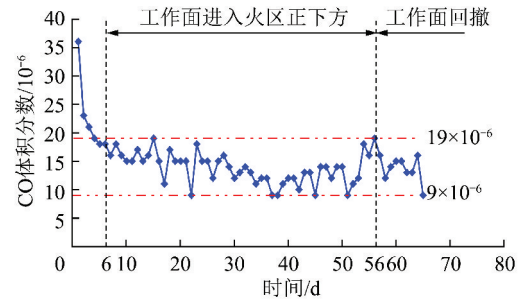


图 10 回风隅角处 CO 体积分数变化

Fig. 10 CO concentration change of return air corners

回风隅角处是采煤工作面压能最低的区域,也是有害气体入侵灾害发生后,CO 体积分数较大的区域。图 10 显示了由工作面进入火区下方到工作面回撤期间,回风隅角处 CO 的体积分数变化情况。在工作面接近火区下方时,CO 体积分数不断增大,在采用均压通风技术后,回风隅角处 CO 体积分数迅速降低,并保持在 $9 \times 10^{-6} \sim 19 \times 10^{-6}$,且波动较小,在整个阶段体积分数保持在 13×10^{-6} 左右,证明了均压通风技术能够有效地控制有害气体的入侵,保证工作面的安全回采。

由图 11 可以发现,在应用均压通风系统后,工作面的 CO 体积分数明显降低,在工作面回采和回撤期间,虽然在工作面和回风流仍可监测到一定体积分数的 CO,且体积分数值存在一定的波动,但是 CO 体积分始终处于 20×10^{-6} 以下,低于《煤矿安全规程》规定的 24×10^{-6} [23]。工作面没有出现上部火区 CO 异

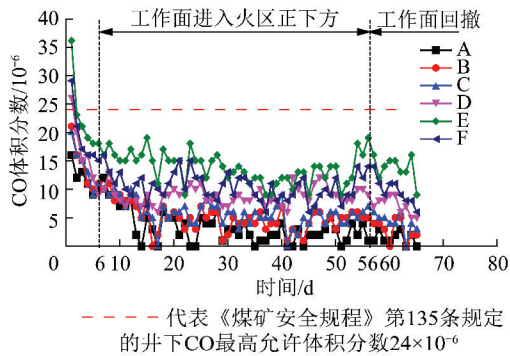


图 11 30110 工作面 CO 体积分数变化

Fig. 11 CO concentration change of 30110 mining face

常涌入的情况,没有发生因工作面 CO 超标而影响工作面正常生产和回撤的情况,均压通风系统有效防止了 CO 异常涌入 30110 工作面,保证了火区下工作面的安全回采。

5 结 论

(1) PFC 离散元软件能够准确的对岩层“离层”和大变形问题进行模拟,并对模型孔隙率的动态变化情况进行实时记录,从而证明了有害气体入侵灾害的产生并判断了灾害产生的时间节点,应该在工作面推进至火区下方前 2~3 个周期来压内,加强对有害气体浓度的监测工作,以减少灾害突发对矿井的安全回采所造成的威胁。

(2) 通过 30110 工作面通风阻力参数计算,确定了均压通风系统试运行期间安全压差为 296 Pa,正常运行期工作面回风风窗压差安全调节区间为(118 Pa, 166 Pa)。

(3) 均压通风应用效果表明,30110 工作面均压通风技术的应用能够将工作面气压控制在安全的范围内,有效的防止上部火区有害气体的异常涌入并避免新鲜风流压入火区,保障了工作面的安全生产。

参考文献 (References):

[1] 张百胜. 极近距离煤层开采围岩控制理论及技术研究[D]. 太原:太原理工大学,2008.
Zhang Baisheng. Study on the surrounding rock control theory and technology of ultra-close multiple-seams mining[D]. Taiyuan: Taiyuan University of Technology, 2008.

[2] 牛立东,王常兴,王俊峰,等. 废弃小煤窑采空区自燃火区治理关键技术的应用研究[J]. 中国煤炭,2010,36(1):91-93.
Niu Lidong, Wang Changxing, Wang Junfeng, et al. A research on the application of key technology for coal spontaneous combustion control in gob areas of an abandoned small coal mine[J]. China Coal, 2010, 36(1): 91-93.

[3] 李庆军. 近距离煤层群开采煤层自燃预测研究[D]. 西安:西安科技大学,2010.

Li Qingjun. Study on Prediction of Coal Spontaneous Combustion in Mining Near-Neighbored Coal Seams[D]. Xi'an: Xi'an University of Science and Technology, 2010.

[4] 任杰,王方田. 火区下近距离煤层安全开采合理错距研究[J]. 煤矿安全,2010,41(2):18-20,24.
Ren Jie, Wang Fangtian. Study on rational staggered distance of closed depth coal seam mining safety with influence of upper fire zones[J]. Safety in Coal Mines, 2010, 41(2): 18-20, 24.

[5] 张向阳,常聚才. 上下采空极近距离煤层开采围岩应力及破坏特征研究[J]. 采矿与安全工程学报,2014,31(4):506-511.
Zhang Xiangyang, Chang Jucai. Stress and failure characteristics of surrounding rock in the extremely close distance coal seams group mining after the upper and lower coal seam mining[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2014, 31(4): 506-511.

[6] Yuan Yong, Tu Shihao, Lu Lianning, et al. Unconventional staggered distance simultaneous mining theory in extremely close and thin coal seams and its application[J]. Procedia Earth and Planetary Science, 2009(1):288-293.

[7] Wang Jiachen, Wu Renlun, Zhang Peng. Characteristics and applications of gas desorption with excavation disturbances in coal mining[J]. International Journal of Coal Science & Technology, 2015, 2(1):30-37.

[8] 金永飞,郭军,文虎,等. 煤自燃高温贫氧氧化燃烧特性参数的实验研究[J]. 煤炭学报,2015,40(3):596-602.
Jin Yongfei, Guo Jun, Wen Hu, et al. Experimental study on the high temperature lean oxygen oxidation combustion characteristic parameters of coal spontaneous combustion[J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(3): 596-602.

[9] 王德明,章永久,张玉良,等. 高瓦斯矿井特大火区治理的新技术[J]. 采矿与安全工程学报,2006,23(1):47-51.
Wang Deming, Zhang Yongjiu, Zhang Yuliang, et al. New technologies for fighting extraordinary fire[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2006, 23(1): 47-51.

[10] 王方田,屠世浩,高杰,等. 火区下煤层群覆岩移动规律及安全开采[J]. 采矿与安全工程学报,2010,27(2):171-174.
Wang Fangtian, Tu Shihao, Gao Jie, et al. Movement law of overlying strata and safety mining of coal seam group under fire zones[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2010, 27(2): 171-174.

[11] 王刚,孙晋安,王海洋. 基于 Fluent 对火区下近距离煤层工作面 CO 异常涌入的数值模拟[J]. 中国矿业,2013,22(6):101-105.
Wang Gang, Sun Jin'an, Wang Haiyang. Abnormal CO intrush numerical simulation of contiguous seams under fire area based on Fluent[J]. China Mining Magazine, 2013, 22(6): 101-105.

[12] 张炜,张东升,陈建本,等. 极近距离煤层回采巷道合理位置确定[J]. 中国矿业大学学报,2012,41(2):182-188.
Zhang Wei, Zhang Dongsheng, Chen Jianben, et al. Determining the optimum gateway location for extremely close coal seams[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2012, 41(2): 182-188.

[13] 王春桥,王云飞,刘万兵,等. 均压通风技术治理采空区 CO 涌出数值模拟[J]. 煤矿安全,2012(12):41-45.

- Wang Chunqiao, Wang Yunfei, Liu Wanbing, et al. Numerical simulation of pressure balancing ventilation technology in treating gob CO emission[J]. *Safety in Coal Mines*, 2012(12):41-45.
- [14] 武猛猛,王刚. 基于颗粒流理论的上覆岩层裂隙演化规律研究[J]. *煤矿安全*, 2016, 47(8):33-36.
- Wu Mengmeng, Wang Gang. Study on the fissure evolution law of overlying strata based on particle flow microscopic test[J]. *Safety in Coal Mines*, 2016, 47(8):33-36.
- [15] 王祥虎. 热力耦合下的煤田火区裂隙演化模拟研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2015.
- Wang Xianghu. Study on the fracture evolution of coal-rock mass of coalfield fire with thermo-mechanical coupling effects [D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2015
- [16] 梁运涛,张腾飞,王树刚,等. 采空区孔隙率非均质模型及其流场分布模拟[J]. *煤炭学报*, 2009, 34(9):1203-1207.
- Liang Yuntao, Zhang Tengfei, Wang Shugang, et al. Heterogeneous model of porosity in goafs and its air flow field distribution[J]. *Journal of China Coal Society*, 2009, 34(9):1203-1207.
- [17] Itasca Consulting Group. PFC3d theory and back-ground[M]. Minnesota, Minneapolis: Itasca Consulting Group, 2004.
- [18] 俞缙,穆康,李宏,等. 砂岩渗透性演化特性的孔隙率分布细观模拟分析[J]. *工程力学*, 2014, 31(11):124-131.
- Yu Jin, Mu Kang, Li Hong, et al. The porosity distribution mesoscopic simulation analysis of the permeability evolution property of sandstone[J]. *Engineering Mechanics*, 2014, 34(11):124-131.
- [19] Cho N, Martin C D, Sego D C. A clumped particle model for rock [J]. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Science*, 2007, 44:997-1010
- [20] Wang T, Zhou W, Chen J, et al. Simulation of hydraulic fracturing using particle flow method and application in a coal mine[J]. *International Journal of Coal Geology*, 2014, 121:1-13.
- [21] 石崇,徐卫亚. 颗粒流数值模拟技巧与实践[M]. 北京: 中国建筑工业出版社, 2015:24.
- [22] 鹿存荣,杨胜强,郭晓宇,等. 采空区渗流特性分析及其流场数值模拟预测[J]. *煤炭科学技术*, 2001, 39(9):55-59.
- Lu Cunrong, Yang Shengqiang, Guo Xiaoyu, et al. Analysis on seepage features in goaf and numerical simulation prediction of flow field[J]. *Coal Science and Technology*, 2001, 39(9):55-59.
- [23] 国家安全生产监督管理总局. 煤矿安全规程[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2016.