



移动扫码阅读

刘彦青,孙永新,赵 灿,等.采空区密闭联络巷埋管抽采瓦斯技术参数优化及应用[J].煤炭科学技术,2020,48(12):131-140. doi:10.13199/j.cnki.cst.2020.12.016
LIU Yanqing, SUN Yongxin, ZHAO Can, et al. Optimizing and application of technical parameters of gas drainage by buried pipe in closed connection roadway of gob[J]. Coal Science and Technology, 2020, 48(12): 131-140. doi: 10.13199/j.cnki.cst.2020.12.016

采空区密闭联络巷埋管抽采瓦斯技术参数优化及应用

刘彦青^{1,2}, 孙永新³, 赵 灿^{1,2}, 张 浪^{1,2}, 李 伟^{1,2}

(1.煤炭科学技术研究院有限公司 安全分院,北京 100013;2.煤炭资源高效开采与洁净利用国家重点实验室,北京 100013;
3.山西天地王坡煤业有限公司,山西 晋城 048000)

摘 要:为解决工作面上隅角瓦斯超限难题,模拟采空区瓦斯涌出过程、工作面推进过程、采空区漏风过程,提出了采空区漏风携瓦斯有效深度及有效区域理论,根据采空区漏风携瓦斯有效深度极限值,准确合理计算工作面后方进行埋管抽采瓦斯所需采空区密闭联络巷数量。利用 Fluent 软件构建寺河二号井 94313 采空区漏风流场数值计算模型,对比工作面风量气压实测结果与数值模拟结果反演试算采空区渗透特性参数,并模拟分析了工作面推进速度与配风量对采空区漏风携瓦斯有效深度及有效区域的影响规律,采用数值分析方法构建了以工作面推进速度、配风量为自变量的采空区漏风携瓦斯有效深度极限值计算公式,引入以 30 d 为计算周期的实际工作面日推进速度和平均配风量计算公式,使采空区漏风携瓦斯有效深度极限值计算公式具备了现场实用性,根据每日的采空区漏风携瓦斯有效深度极限值计算结果,实时调整进行埋管抽采瓦斯的采空区密闭联络巷数量,现场应用期间采空区漏风携瓦斯有效深度极限值在 142~236 m,抽采的密闭联络巷数量为 2~4,上隅角瓦斯体积分数为 0.18%~0.40%,研究结果表明,通过优化布置采空区密闭联络巷埋管抽采瓦斯措施能够确保上隅角瓦斯不超限,同时降低工作面配风量,提高工作面推进速度,达到安全、节能、增产的目的。

关键词:采空区漏风;工作面推进速度;采空区密闭联络巷;上隅角瓦斯浓度

中图分类号:TD712 文献标志码:A 文章编号:0253-2336(2020)12-0131-10

Optimizing and application of technical parameters of gas drainage by buried pipe in closed connection roadway of gob

LIU Yanqing^{1,2}, SUN Yongxin³, ZHAO Can^{1,2}, ZHANG Lang^{1,2}, LI Wei^{1,2}

(1. Institute of Coal Safety and Technology, China Coal Research Institute, Beijing 100013, China; 2. State Key Laboratory of Coal Efficient Mining and Clean Utilization, Beijing 100013, China; 3. Shanxi Tiandi Wangpo Coal Mining Co., Ltd., Jincheng 048000, China)

Abstract: In order to effectively solve the problem of gas overrun in the upper corner of the working face, combined with the gas emission process of the gob, the working face propulsion process, and the air leakage process of the gob, the effective depth and effective area theory of air leakage carrying gas in the gob were established. The number of closed connection roadway of gob behind coal face for gas extraction by buried pipe was according to the limit value of effective depth of air leakage carrying gas in the gob. Fluent software was used to construct the numerical calculation model of air leakage flow field in No. 94313 gob of Sihe No. 2 Mine. The parameters of air leakage characteristics in gob were calculated by inversion of the coincidence between the measured results and the numerical simulation results of air volume and pressure changes. The influence law of advancing speed and air distribution on effective depth and effective area of air leakage carrying gas in gob was analyzed quantitatively. The calculation formula introduces the calculation formula of the daily advance speed and the average air distribution of the actual working face with the calculation period of 30 d, so that the calculation formula of the effective depth limit value of air leakage carrying gas in the gob has the practicality on the spot. According to the calculation results of effective depth limit value of air leakage carrying gas in the gob, the number of closed connection roadway of gob behind coal face for gas extraction

收稿日期:2020-05-25;责任编辑:王晓珍
基金项目:国家科技重大专项资助项目(2016ZX05067-001-002,2016ZX05045-007-004)
作者简介:刘彦青(1989—),男,山西忻州人,助理研究员,硕士。E-mail:lyqing0906@163.com

by buried pipe was adjusted in real time. During the field application, the effective depth limit value of air leakage carrying gas in gob is 142~236 m, and the number of lanes is between 2 and 4, and the gas volume fraction of the upper corner is 0.18% to 0.40%.The study results showed that by optimizing the arrangement of gas drainage in the closed contact roadway of the gob can ensure that the gas in the upper corner does not exceed the limit, reduce the air distribution in the working face, improve the advancing speed of coal face and achieve the purpose of safety, energy saving and production increase.

Key words:air leakage in gob; advancing speed of working face;closed connection roadway of gob; gas concentration in upper corner

0 引 言

高瓦斯矿井回采工作面上隅角瓦斯极易超限,高瓦斯矿井回采工作面通常采用非 U 型通风方式对上隅角瓦斯超限问题进行治理,但采用 U+L 型、双 U 型、U+I 型等存在采空区通风或沿空留巷瓦斯易超限等新问题,采用 Y 型通风时存在工程造价偏高的问题,为了降低生产成本和提高工作面通风瓦斯安全性,越来越多的高瓦斯矿井采用多巷 U 型通风与采空区瓦斯抽采相结合的方法治理工作面上隅角瓦斯超限问题。目前治理上隅角瓦斯超限的采空区瓦斯抽采措施主要包括高抽巷、高位钻孔、穿透钻孔、上隅角插埋管、采空区密闭联络巷埋管,不同措施均取得了一定的治理效果。高抽巷具有投资成本和维护费用高、瓦斯抽采量大等特点^[1];基于井下定向钻进技术高位钻孔措施具有轨迹可控、施工成本低、覆盖区域广、适用性强、能耗大等特点^[2-6];大直径穿透钻孔措施具有布设灵活、成孔速率快、钻孔维护难度大等特点^[7-9];上隅角插埋管措施具有投资成本低、布置灵活、操作流程复杂、作业区域危险高等特点^[10-14];工作面后方采空区密闭联络巷埋管措施具有操作流程便捷、作业区域相对安全、投资成本相对较低、适用性强等特点^[15-17],具有显著的应用推广价值,因此笔者将对该措施进行深入研究,优化该措施,以提高其上隅角瓦斯治理效率。

采空区密闭联络巷埋管抽采瓦斯措施的作用机理主要包括 2 点:①对上隅角附近采空区瓦斯进行高效抽采;②抑制采空区深部区域瓦斯涌向上隅角,消除上隅角附近采空区瓦斯补给源。实际生产矿井的上隅角瓦斯抽采系统抽采能力有一定限度,如果进行埋管抽采瓦斯的采空区密闭联络巷数量过多,会导致靠近距离上隅角最近的采空区密闭联络巷瓦斯抽采效率降低,无法对上隅角附近采空区区域进行高效抽采;如果进行埋管抽采瓦斯的采空区密闭联络巷数量过少,又无法抑制采空区深部瓦斯向上隅角运移,而上隅角附近采空区含瓦斯混合气体会以扩散方式溢出到上隅角区域。笔者以晋煤集团寺河二号井 94313 回采工作面为研究对象,该工作面

采用 U 型通风方式,笔者通过研究该工作面采空区漏风、瓦斯涌出、工作面推进三者之间的耦合作用机制,对进行埋管抽采瓦斯的采空区密闭联络巷的数量进行合理优化,通过抽采合理数量的采空区密闭联络巷解决上隅角瓦斯超限问题。

1 回采工作面概况

寺河二号井属于高瓦斯矿井,94313 综采工作面采用“两进一回”U 型通风方式,943131 巷为辅助进风巷,943133 巷为主要进风巷,943132 巷为回风巷,巷道沿煤层底板掘进,为半煤岩巷,工作面回风侧联络巷间距为 50 m,工作面通风系统如图 1 所示,该工作面开采 9 号煤层,平均煤厚为 1.52 m,前人实测该矿同类工作面采空区垮落带高度约为 5.50 m,顶板裂隙带高度为 21.5 m,采空区瓦斯主要来源为上邻近层 8 号煤层和 7 号煤层、本煤层回采遗煤。该工作面回采初期上隅角瓦斯浓度较低,但具有持续上升趋势,回采 78 d、回采总进尺达到 285 m 之后,上隅角瓦斯体积分数增大至 0.6% 以上,出现瓦斯超限隐患,开始投入使用工作面后部采空区密闭联络巷埋管瓦斯抽采系统,治理上隅角瓦斯,埋管高度为距巷道底板 1.5 m,如图 1 所示。

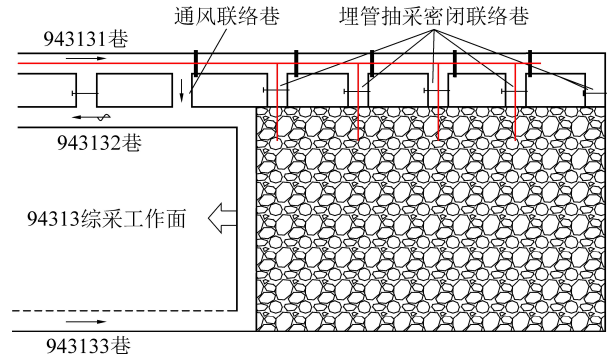


图 1 94313 综采工作面通风系统示意
Fig.1 Diagram of ventilation system of No.94313 coal mining face

2 采空区密闭联络巷埋管抽采瓦斯理论分析

在瓦斯压力梯度作用下,上邻近层瓦斯经采空区顶板岩层渗流涌入采空区垮落带内,同时处于采

空区垮落带内的回采遗煤向采空区释放瓦斯,采空区垮落带内的瓦斯主要以游离形式存在,采空区垮落带内的瓦斯在采空区漏风流场作用下,一部分随采空区漏风涌出到工作面,剩余部分被滞留在采空区内。采空区漏风流是采空区瓦斯涌出的主要动力,瓦斯自由扩散为次要动力,采空区内漏风流场决定了采空区漏风携瓦斯能力,基于此提出了采空区漏风携瓦斯有效深度及有效区域理论。

采空区漏风流场分布主要取决于采空区垮落状态和工作面配风量,当采空区垮落状态和工作面配风量确定时,距离工作面一定深度范围内的采空区漏风流场可近似为稳态分布^[18],工作面回采过程会导致采空区范围发生改变,只有工作面推进距离与漏风流场推移距离相等,才能保证距离工作面一定深度范围内的采空区漏风流场近似为稳态分布。采空区漏风携瓦斯有效区域和有效深度的具体内涵描述为:随着工作面推进,工作面后方不断有新采空区产生,新采空区产生的速度与工作面推进速度相同,而采空区内携瓦斯风流以一定流速向工作面方向流动,距离工作面越远的采空区位置处的携瓦斯风流速度越小,当采空区内漏风流风速沿工作面推进方向分速度小于工作面推进速度时,理论上该位置处瓦斯将无法被风流携带至工作面,因此存在采空区漏风携带瓦斯有效深度,采空区漏风携带瓦斯有效深度位置处漏风流风速沿工作面推进方向分速度按式(1)计算:

$$V_L = V_d/86\ 400 \tag{1}$$

式中: V_L 为采空区漏风携带瓦斯有效边界位置处漏风流风速沿工作面推进方向分量, m/s ; V_d 为工作面推进速度, m/d 。

采空区漏风携瓦斯有效深度位置与工作面推进速度、采空区漏风强度分布密切相关,采空区流场分布不规则,导致工作面不同位置处采空区漏风携带瓦斯有效深度不同,构成采空区漏风携瓦斯有效深度曲线,如图 2 所示,采空区漏风携瓦斯有效深度曲线、进回风巷切顶线、工作面与采空区界面构成了采空区漏风携瓦斯有效区域,且该区域随工作面推进而动态移动(图 2)。采空区漏风携带瓦斯有效深度的最大值为采空区漏风携瓦斯有效深度极限值。利用采空区漏风携瓦斯有效深度极限值对工作面后部采空区密闭联络巷埋管抽采措施进行优化布置,因此选择埋管高度对应的采空区平面进行采空区漏风携带瓦斯有效深度研究。

由采空区垮落带漏风携瓦斯有效深度理论可

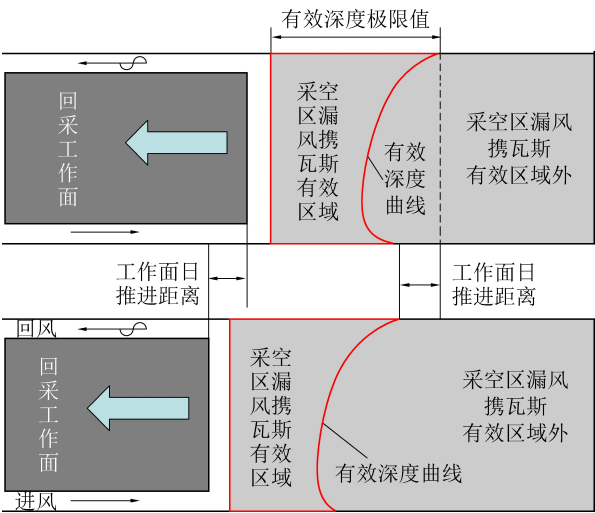


图 2 回采工作面推进过程中采空区漏风携带瓦斯有效区域移动示意

Fig.2 Sketch of effective area movement of gas carried by air leakage in goaf during advancing of coal face

知,采空区漏风携瓦斯有效区域之外的采空区瓦斯理论上无法涌出到工作面,采空区回风联络巷埋管抽采瓦斯措施的重点抽采区域应该为采空区垮落带漏风携瓦斯有效区域,基于此对该措施进行优化布置,如图 3 所示,在不改变当前抽采系统能力的前提下,优化布置之后能够大幅减少采空区回风联络巷,同时抽采数量,提高单管抽采瓦斯量,降低抽采能耗。根据采空区漏风携瓦斯有效深度极限值和回风联络巷间距,可以确定工作面后方采空区密闭联络巷同时抽采管路数量

$$m = L_L/d \tag{2}$$

式中: L_L 为采空区漏风携瓦斯有效深度极限值, m ; d 为采空区回风联络巷间距, m 。

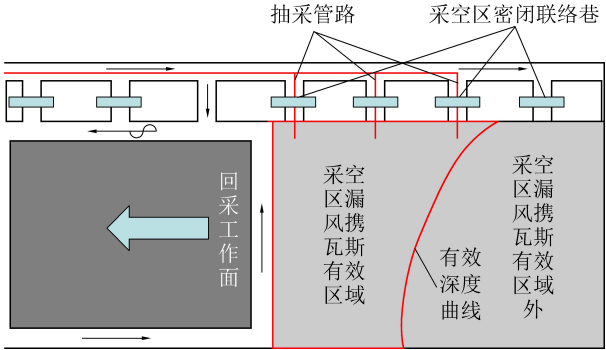


图 3 采空区密闭联络巷埋管抽采瓦斯措施优化布置

Fig.3 Optimum arrangement of gas extraction measures by buried pipe in closed contact roadway in goaf

3 采空区漏风流场计算模型构建

以 94313 综采工作面实际物理几何参数为基础,利用 Fluent 软件中多孔介质模型构建采空区漏

风流场计算模型。

3.1 采空区几何模型与边界条件

为避免因计算区域范围小而导致的计算结果不准确,采空区计算区域选择较大,计算区域后方边界到工作面距离设定为 300 m,采空区几何模型与边界条件如图 4 所示,具体几何尺寸如下:

94313 工作面长度/m	195.0
943131 进风巷高度/m	2.5
943131 进风巷宽度/m	4.0
943132 回风巷高度/m	2.5
943132 回风巷宽度/m	4.0
94313 回采工作面高度/m	1.5
94313 回采工作面长度/m	195
94313 回采工作面最大控顶距/m	4.5
94313 回采工作面最小控顶距/m	3.0
采空区垮落带高度/m	5.5
采空区裂隙带高度/m	21.5

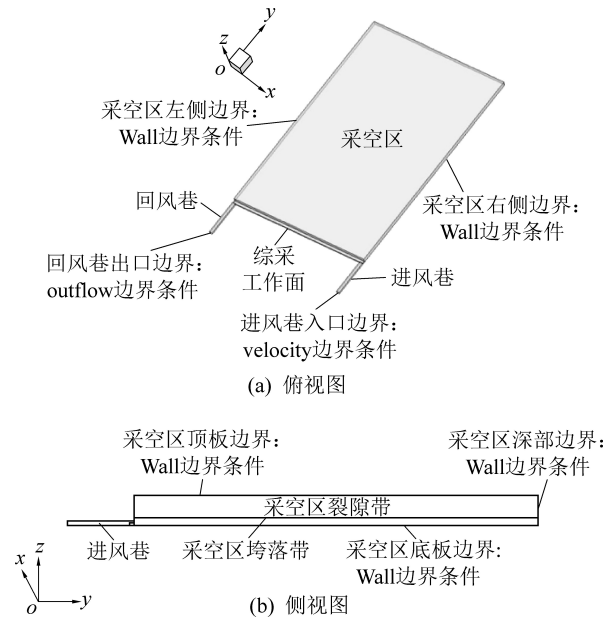


图 4 采空区漏风流场计算几何模型与边界条件
Fig.4 Geometric model and boundary conditions of air leakage flow field in gob

3.2 采空区漏风流场计算模型初步构建

采空区垮落带内岩层结构层位完全破坏,在水平方向上形成自然垮落区、上覆岩层载荷影响区、重新压实区域,将垮落带近似为非均质型多孔介质区域,如图 5a 所示。采空区垮落带碎胀系数符合“O”形圈分布规律,分布函数见式(3),空隙率与碎胀系数之间关系表达式见式(4),采空区垮落带岩块粒径不均一,按式(5)计算垮落带岩块平均粒径。将垮落带岩块平均粒径、垮落带自然堆积区内最大碎胀系数、垮落带压实稳定区内最小碎胀系数代入式(3)一式(7),

可获得采空区垮落带空隙率分布函数、采空区垮落带黏性阻力系数、惯性阻力系数分布函数。

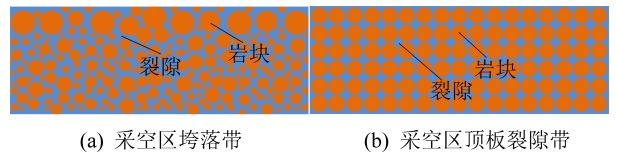


图 5 采空区多孔介质渗流模型
Fig.5 Model of heterogeneous porous media seepage in gob

$$\begin{cases} k_p = k_{p,\min} + (k_{p,\max} - k_{p,\min}) \times e^{-x(1-0.233y)(1-0.233z)} & y \in [0, \frac{L}{2}) \\ k_p = k_{p,\min} + (k_{p,\max} - k_{p,\min}) \times e^{-x[1-0.233(L-y)](1-0.233z)} & y \in [\frac{L}{2}, L] \end{cases} \quad (3)$$

$$n = 1 - \frac{1}{k_p} \quad (4)$$

$$D_p = \sum_{i=1}^M m_i D_{p,i} \quad (5)$$

$$\alpha = \frac{D_p^2}{150} \frac{n^3}{(1-n)^2} \quad (6)$$

$$C = \frac{3.5}{D_p} \frac{(1-n)}{n^3} \quad (7)$$

式中: k_p 为采空区垮落带内碎胀系数; L 为回采工作面长度, m ; $k_{p,\max}$ 、 $k_{p,\min}$ 分别为采空区垮落带自然堆积区内最大、最小碎胀系数; n 为采空区内空隙率; α 为采空区内渗透阻力系数, m^2 ; C 为采空区内惯性阻力系数, m^{-1} ; D_p 为采空区垮落带内岩块平均粒径, m ; m_i 为采空区垮落带内某粒径岩块占总岩块的百分比, %; M 为采空区垮落带内岩块粒径数量; $D_{p,i}$ 为采空区垮落带内岩块粒径, m , 通过现场数据与数值模拟计算结果反演获得。

采空区垮落带的空隙率、黏性阻力系数及惯性阻力系数的分布函数均通过 UDF 二次开发宏添加到非均质多孔介质模型中。

采空区顶板裂隙带的岩层破坏程度远小于垮落带,岩层结构层位未被破坏,大量岩层纵向裂隙与横向裂隙发育,裂隙之间贯通性好,形成网状裂隙,顶板裂隙带岩层结构可简化为裂隙-岩块结构模型,假定裂隙-岩块结构模型中岩块粒度均相同,采空区顶板裂隙带可视为均质型多孔介质模型,如图 5b 所示。将顶板裂隙带的岩块粒径、顶板裂隙带空隙率直接代入式(6)、式(7),计算得到采空区顶板裂隙带黏性阻力系数与惯性阻力系数。

式(8)为透气性系数公式,采空区垮落带和裂

隙带内空气流动均属于高速非线性渗流过程,用福希海默方程来描述,见式(9),联立连续性方程,见式(10),形成采空区漏风流场计算数学模型。

$$\begin{cases} \lambda_{x-f} = \frac{2\alpha C}{2\mu_f C + u\rho_f \alpha} \\ \lambda_{y-f} = \frac{2\alpha C}{2\mu_f C + v\rho_f \alpha} \\ \lambda_{z-f} = \frac{2\alpha C}{2\mu_f C + w\rho_f \alpha} \end{cases} \quad (8)$$

$$\begin{cases} \rho_f \beta u + \frac{\rho_f}{\lambda_{x-f}} u^2 = - \frac{\partial P_f}{\partial x} \\ \rho_f \beta v + \frac{\rho_f}{\lambda_{y-f}} v^2 = - \frac{\partial P_f}{\partial y} \\ \rho_f \beta w + \frac{\rho_f}{\lambda_{z-f}} w^2 = - \frac{\partial P_f}{\partial z} \end{cases} \quad (9)$$

$$\frac{\partial(\rho_f u)}{\partial x} + \frac{\partial(\rho_f v)}{\partial y} + \frac{\partial(\rho_f w)}{\partial z} = 0 \quad (10)$$

式中: λ_{x-f} 、 λ_{y-f} 、 λ_{z-f} 分别为采空区某点 x 、 y 、 z 方向上的透气性系数, $\text{m}^2/(\text{MPa}^2 \cdot \text{d})$; μ_f 为空气动力黏性系数, $\text{Pa} \cdot \text{s}$; ρ_f 为空气密度, kg/m^3 ; P_f 为气压, Pa ; u 、 v 、 w 分别为 x 、 y 、 z 方向上的空气渗流速度, m/s ; β 为湍流系数, m^{-1} 。

3.3 采空区渗透特性参数合理取值

采空区漏风流场分布由综采工作面摩擦阻力系数、工作面配风量、采空区渗透特性、工作面通风方式共同决定,其中工作面摩擦阻力系数、工作面配风量能够通过现场实测得到,工作面通风方式为 U 型通风,工作面配风量为 $1\,116\,\text{m}^3/\text{min}$,综采工作面摩擦阻力系数为 $0.045\,98\,\text{kg}/\text{m}^3$,采空区渗透特性很难通过直接实测得到。

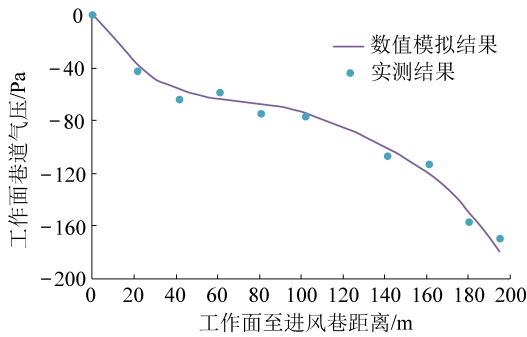
为使 94313 综采工作面采空区漏风流场计算模型的数值模拟结果真实反映 94313 综采工作面采空区漏风情况,需要对采空区渗透特性参数进行合理取值。采空区漏风流场计算数学模型中的采空区渗透特性参数主要包括采空区垮落带非均质多孔介质岩块平均粒径、采空区垮落带自然堆积区内最大碎胀系数、采空区垮落带压实稳定区内最小碎胀系数、采空区裂隙带均质多孔介质岩块粒径、采空区裂隙带均质多孔介质空隙率等 5 个参数。

工作面沿程风量变化、气压变化能够直接反映采空区漏风流场分布情况,采用试算反演的方法,根

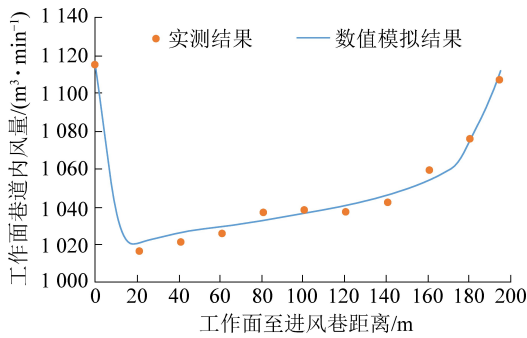
据实测结果与模拟结果之间的吻合度对采空区渗透特性参数进行合理取值,经过多次“采空区渗透特性参数取值-采空区漏风流场模拟计算-工作面沿程风量气压变化实测结果与模拟结果对比”过程得到了合理的采空区渗透特性参数值如下:

顶板裂隙带均质多孔介质岩块粒径/m	0.025
顶板裂隙带均质多孔介质空隙率	0.07
垮落带非均质多孔介质岩块平均粒径/m	0.23
垮落带自然堆积区内最大碎胀系数	1.50
垮落带压实稳定区内最小碎胀系数	1.15

工作面沿程风量、气压变化实测结果与模拟结果对比情况如图 6 所示。



(a) 气压



(b) 风量

图 6 工作面沿程气压、风量变化实测结果与模拟结果对比情况

Fig.6 Comparisons between measured results and simulated results of variation of pressure and air volume along coal face

4 采空区漏风携瓦斯有效区域及有效深度极限值分析

4.1 采空区漏风携瓦斯有效区域及有效深度极限值数值模拟

笔者重点研究不同工作面推进速度和配风量条件下 94313 工作面采空区漏风携瓦斯有效区域及有效深度极限值的变化规律。笔者选择埋管高度 1.5 m

所对应的采空区平面进行采空区漏风携带瓦斯有效深度研究。采空区漏风速度场、采空区漏风速度沿 y 轴负方向的分量场模拟结果如图 7 所示, y 轴负方向为工作面推进方向。

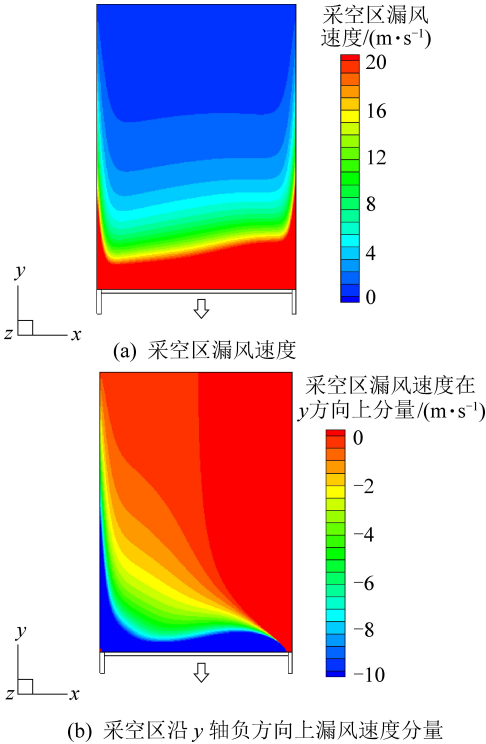


图 7 工作面配风量 $1\,500\text{ m}^3/\text{min}$ 情况下采空区漏风速度模拟结果

Fig.7 Simulation results of air leakage speed in gob with air distribution of $1\,500\text{ m}^3/\text{min}$

由图 7 可得, U 型通风方式下沿工作面推进方向存在速度分量的漏风流主要集中在采空区回风侧, 越靠近回风巷切顶线位置, 采空区漏风沿工作面推进方向速度分量越大, 采空区漏风携带瓦斯有效深度越大, 漏风携瓦斯能力越强, 因此将回风巷切顶线位置处的采空区漏风携带瓦斯有效深度作为采空区漏风携瓦斯有效深度极限值。

根据采空区漏风携瓦斯有效深度定义可得, 采空区内漏风速度沿 y 轴负方向分量绝对值大于工作面推进速度的区域为采空区漏风携瓦斯有效区域, 分别模拟 500 、 $1\,000$ 、 $1\,500$ 、 $2\,000$ 、 $2\,500\text{ m}^3/\text{min}$ 五种工作面配风量与 2 、 4 、 6 、 8 、 10 m/d 五种推进速度情况下采空区漏风携瓦斯有效区域范围, 工作面推进速度为 6 m/d 情况下采空区携瓦斯漏风涌出有效区域(蓝色区域)如图 8 所示, 配风量为 $1\,500\text{ m}^3/\text{min}$ 情况下采空区漏风携带瓦斯涌出有效区域(蓝色区域)如图 9 所示, 不同工作面推进速度与配风量下采空区漏风携带瓦斯有效极限深度模拟结果见表 1, 由表 1 中数据可得回采工作面推进速度越小, 工作面配风量越大, 采空区漏风携瓦斯有效深度极限值越大。

4.2 采空区漏风携瓦斯有效深度极限值计算公式

为了构建以工作面推进速度、工作面配风量为自变量的采空区漏风携瓦斯有效深度极限值计算公式, 采用 Originlab 数值分析软件进行二元非线性函

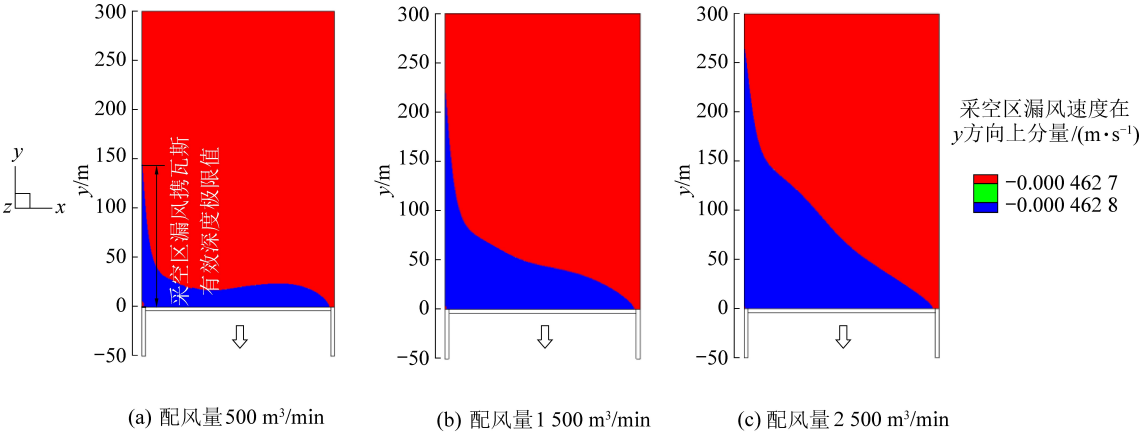


图 8 工作面推进速度 6 m/d 情况下采空区漏风携瓦斯涌出有效区域(蓝色区域)

Fig.8 Effective range of gas-carrying air leakage and gushing in gob with 6 m/d advancing speed of coal face(Blue area)

数拟合, 拟合曲线如图 10 所示, 拟合函数见式 (11), 该拟合函数可用于计算 94313 工作面不同工作面配风量 Q 与推进速度 V_d 条件下采空区漏风携带瓦斯有效深度极限值

$$L_L(V_d, Q) = AV_d + BQ + CV_d^2 + DQ^2 + EV_dQ + F$$

(11)

式中: A 、 B 、 C 、 D 、 E 、 F 均为拟合系数, 取值分别为 -24.02 、 $0.212\,06$ 、 $0.714\,29$ 、 $-0.000\,048\,285\,7$ 、 $0.003\,7$ 、 92.7 。

第 i 天上隅角瓦斯涌出情况取决于第 i 天采空区瓦斯流场分布, 第 i 天采空区瓦斯流场分布主要取决于第 i 天工作面配风量、第 i 天工作面推进度、

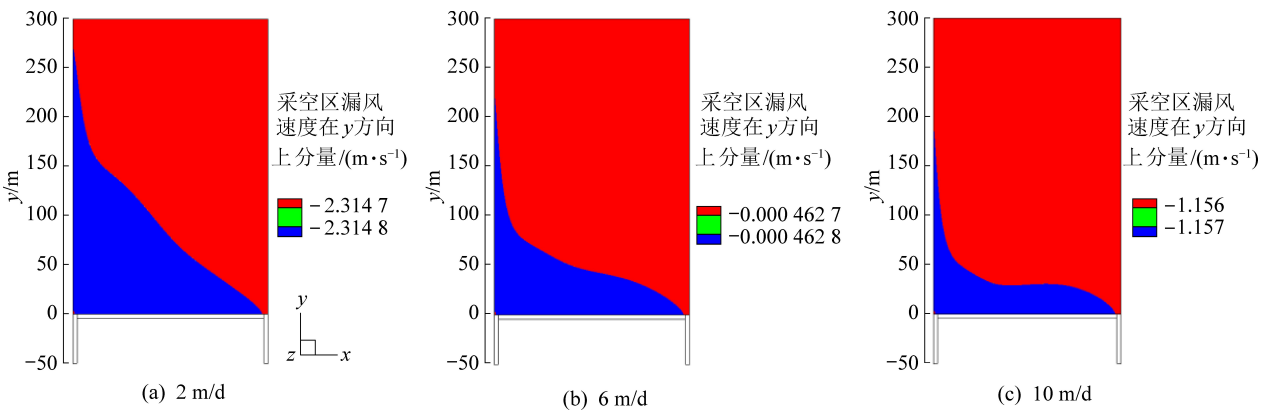


图9 配风量为1 500 m³/min 情况下采空区漏风携带瓦斯涌出有效区域(蓝色区域)

Fig.9 Effective range of gas emission from air leakage in gob with air distribution of 1 500 m³/min(Blue area)

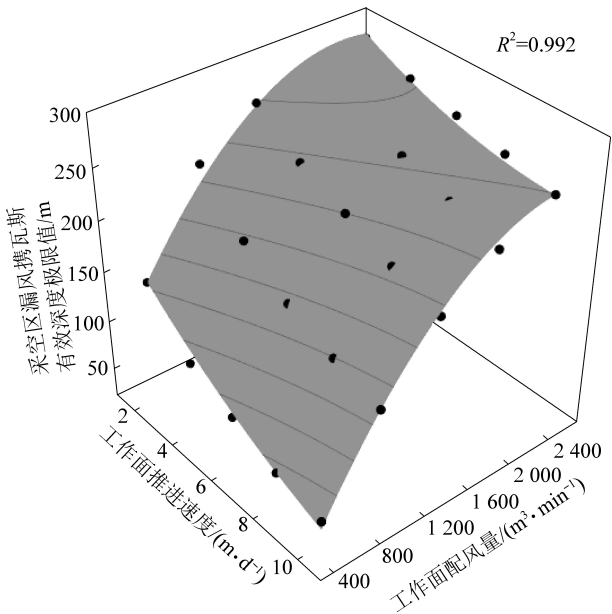


图10 采空区漏风携瓦斯有效深度极限值与工作面推进速度与配风量的拟合曲线

Fig.10 Variation curves of effective depth limit value of air leakage carrying gas of gob with advancing speed and air volume of coal face

表1 不同工作面推进速度与工作面配风量条件下采空区漏风携带瓦斯有效深度极限值

Table 1 Value of effective depth limit value of gas carried by air leakage in gob under conditions of different advancing speed and air distribution of coal face

配风量/ (m ³ ·min ⁻¹)	不同推进速度下的采空区漏风携带瓦斯有效深度/m				
	2 m/d	4 m/d	6 m/d	8 m/d	10 m/d
500	145	95	75	55	45
1 000	235	190	160	140	125
1 500	270	240	220	200	185
2 000	285	265	250	235	220
2 500	290	275	265	255	245

第*i*-1天采空区瓦斯流场分布(作为第*i*天采空区瓦斯流场分布的初始条件),而第*i*-1天采空区瓦斯流场分布取决于第*i*-1天工作面配风量、第*i*-1天工作面推进度、第*i*-2天采空区瓦斯流场分布,依次类推,第*i*天上隅角瓦斯涌出情况与第*i*天之前一段时期内的工作面配风量、工作面推进度密切相关,因此采用一段时期内工作面平均日推进度和工作面配风量平均值来代替式(11)中的工作面推进速度与配风量。采空区漏风携瓦斯有效深度极限值范围内的采空区区域决定上隅角瓦斯涌出,决定上隅角瓦斯涌出的采空区漏风携瓦斯有效深度极限值与工作面30 d内的工作面推进距离较为接近,故选择30 d作为工作面日推进度平均值和配风量平均值的计算周期。第*i*天工作面平均推进速度为最近30 d内的工作面总推进度除以总时间,第*i*天工作面平均配风量为最近30 d内的工作面配风量平均值,按式(12)、式(13)计算。

$$V_i = \sum_{j=i-T}^i d_j/T \tag{12}$$

$$Q_{e-i} = \sum_{j=i-T}^i Q_j/T \tag{13}$$

式中:*T*为平均计算周期,d,取值为30 d;*V_i*为第*i*天工作面平均推进速度,m/d;*d_j*为第*j*天工作面实际推进度,m;*Q_{e-i}*为第*i*天工作面平均配风量,m³/min;*Q_j*为第*j*天工作面实际配风量,m³/min。

将式(12)、式(13)代入式(11),得到以实际推进度、配风量、日平均值计算周期为自变量的采空区漏风携带瓦斯有效深度极限值跟踪计算公式,根据当天工作面平均推进速度与工作面平均配风量,计算当天采空区漏风携带瓦斯有效深度极限值,利用式(2)计算得到当天工作面后方采空区密闭联络巷数量,对现场进行及时调整,从而时刻保证上隅角瓦斯治理效率。

5 现场应用

文献[19]中现场实测数据表明:工作面上隅角瓦斯浓度主要取决于采空区瓦斯涌出,实际生产期间 94313 工作面上隅角区域内支架移动及时,上隅角区域通风状况良好,上隅角区域不存在微风或无风情况,工作面巷道内携瓦斯风流无法导致上隅角区域瓦斯积聚,上隅角瓦斯浓度升高是由于采空区瓦斯涌出量增大而导致的,现场实测上隅角瓦斯浓度变化能够直接反映采空区瓦斯涌出情况。

94313 综采工作面回采初期上隅角瓦斯浓度低,采空区密闭联络巷埋管抽采系统未投入使用,当回采78 d、累计进尺为 285 m 时,回风隅角瓦斯体积分数超过 0.6%,开始投入使用抽采系统。根据式(2)、式(11)、式(12)、式(13)计算每天工作面平均日推进速度、工作面平均配风量、采空区漏风携瓦斯极限深度、措施密闭联络巷数量,实时增加或减少措施密闭联络巷数量,治理上隅角瓦斯超限问题。回采期间工作面平均日推进度和工作面平均配风量变化情况如图 11 所示,回采期间采空区漏风携瓦斯有效深度极限值变化情况与措施联络巷数量变化情况

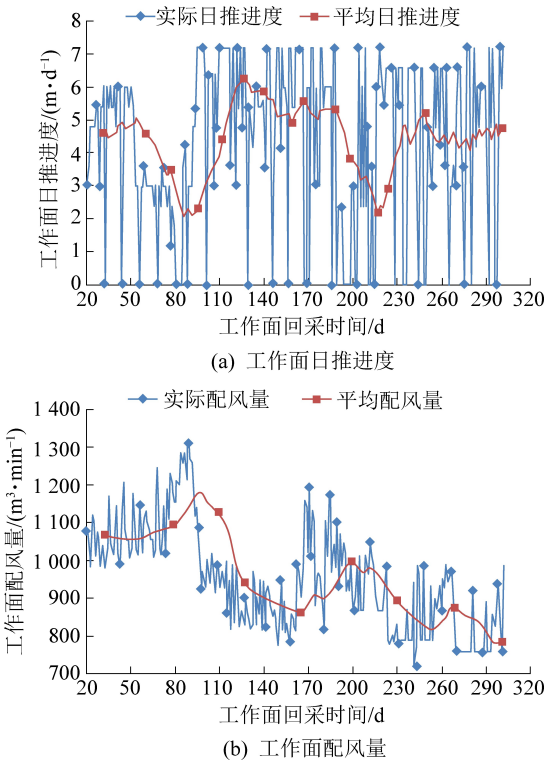


图 11 94313 综采工作面回采期间工作面日推进度与配风量变化曲线
Fig.11 Daily advancing speed and air distribution curves of No.94313 fully-mechanized mining face during mining period

如图 12 所示,采取措施前后工作面回风隅角瓦斯浓度变化情况如图 13 所示。由图 11—图 13 可得,采空区漏风携瓦斯有效深度极限值为 142~236 m,措施密闭联络巷数量在 2~4 波动,提高了工作面日推进速度、降低了工作面配风量,同时上隅角瓦斯体积分数降低至 0.4% 以下。

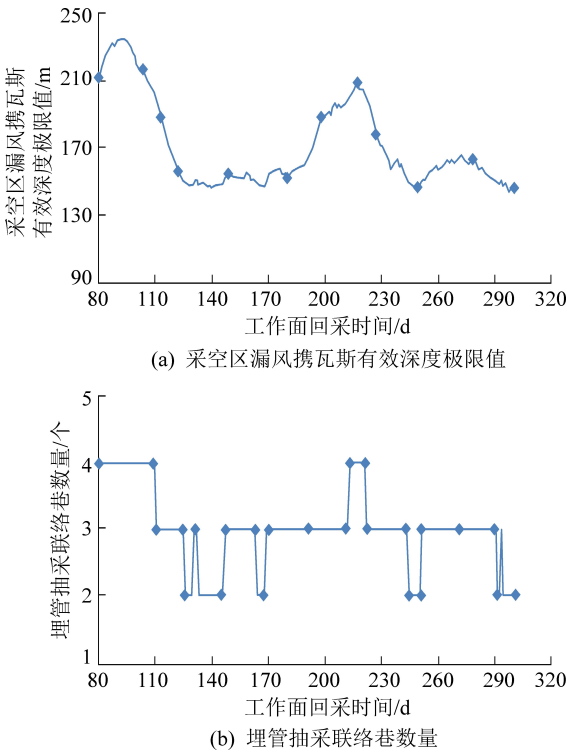


图 12 94313 综采工作面回采期间采空区漏风携瓦斯有效深度极限值与埋管抽采联络巷数量变化曲线
Fig.12 Curve of effective depth limit value of gas carrying air leakage in gob and number change of connecting roadway for buried pipe drainage in No.94313 fully-mechanized mining face during mining period

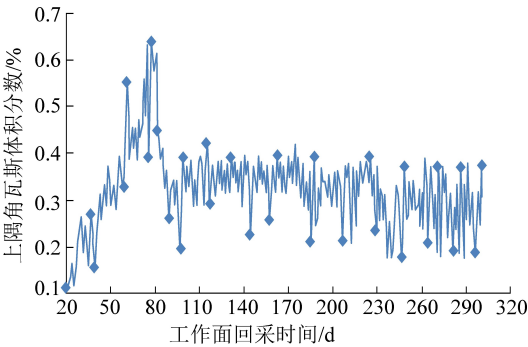


图 13 措施优化前后 94313 综采工作面回风隅角瓦斯体积分数变化情况
Fig.13 Changes of gas concentration in return corner of No.94313 fully-mechanized mining face before and after optimization of measures

6 结 论

1)根据回采工作面推进、采空区瓦斯涌出、采空区漏风三者之间作用关系,建立了采空区漏风携瓦斯有效深度及有效区域理论,对回采工作面采空区后部密闭联络巷埋管抽采数量进行优化。

2)以寺河二号井 94313 综采工作面为研究对象,利用 Fluent 软件构建采空区漏风流场数值计算模型,对比工作面风量气压实测结果与数值模拟结果,反演计算得到采空区渗透特性参数,模拟分析了工作面推进速度与配风量对采空区漏风携瓦斯有效深度及有效区域的影响规律,基于模拟结果拟合得到以工作面推进速度、工作面配风量为自变量的采空区漏风携瓦斯有效深度极限值计算公式。

3)引入工作面日平均推进速度和平均配风量计算公式,构建了适用于实际生产的采空区漏风携瓦斯有效深度极限值计算公式,实时跟踪计算 94313 工作面回采期间采空区漏风携瓦斯有效深度极限值,实时调整工作面采空区密闭措施联络巷数量,现场应用期间确保了工作面上隅角瓦斯不超限,同时一定程度上降低了工作面配风量,提高了工作面推进速度,达到了节能增产的目的。

参考文献 (References) :

[1] 秦汝祥,郁亚楠.保护层开采工作面采空区瓦斯分层治理[J].安全与环境学报,2016,16(5):108-113.
QIN Ruxiang, YU Yanan. On the gas control of the hierarchical goal by protecting the coal seam mining face[J]. Journal of Safety and Environment, 2016, 16(5): 108-113.

[2] 程志恒,卢云,苏士龙,等.采空区顶板高位走向长钻孔高效抽采瓦斯机理研究[J].煤炭科学技术,2020,48(2):136-142.
CHENG Zhiheng, LU Yun, SU Shilong, et al. Mechanism study on high efficiency gas drainage of high level strike long boreholes in gob roof[J]. Coal Science and Technology, 2020, 48(2): 136-142.

[3] 毕慧杰,邓志刚,赵善坤,等.高瓦斯综采工作面定向高位钻孔瓦斯抽采技术研究[J].煤炭科学技术,2019,47(4):134-140.
BI Huijie, DENG Zhigang, ZHAO Shankun, et al. Research on gas drainage technology of directional high-level borehole in high gassy fully-mechanized mining face[J]. Coal Science and Technology, 2019, 47(4): 134-140.

[4] 王鲜,许超,李泉新.淮南矿区顶板复杂地层中高位定向钻孔钻进工艺研究[J].煤炭科学技术,2018,46(11):145-160.
WANG Xian, XU Chao, LI Quanxin. Study on high-level directional borehole technology in complex roof stratum of Huainan Mining Area[J]. Coal Science and Technology, 2018, 46(11): 145-160.

[5] 李彦明.基于高位定向长钻孔的上隅角瓦斯治理研究[J].煤炭科学技术,2018,46(1):215-218.
LI Yanming. Upper corner gas control based on high level directional long borehole[J]. Coal Science and Technology, 2018,

46(1):215-218.

[6] 刘振明,年军,吕晓波,等.斜沟煤矿高位钻孔合理终孔位置模拟与试验研究[J].煤炭科学技术,2018,46(5):210-129.
LIU Zhenming, NIAN Jun, LYU Xiaobo, et al. Numerical and experimental study on reasonable bottom location of high level boreholes in Xiegou Mine[J]. Coal Science and Technology, 2018, 46(5): 210-129.

[7] 年军,高巍,李润芝,等.以孔代巷瓦斯抽采布孔间距模拟及试验研究[J].中国安全科学学报,2019,29(5):117-123.
NIAN Jun, GAO Wei, LI Runzhi, et al. Simulation and experimental study on space between boreholes for gas drainage instead of roadway[J]. China Safety Science Journal, 2019, 29(5): 117-123.

[8] 高宏,杨宏伟.超大直径钻孔采空区瓦斯抽采技术研究[J].煤炭科学技术,2019,47(2):77-81.
GAO Hong, YANG Hongwei. Super large diameter borehole gob gas extraction technology[J]. Coal Science and Technology, 2019, 47(2): 77-81.

[9] 徐玉胜,李春元,张勇,等.大采高采场瓦斯治理模型分析及通风系统优化研究[J].煤炭科学技术,2019,47(3):142-149.
XU Yusheng, LI Chunyuan, ZHANG Yong, et al. Study on gas control model analysis and ventilation system optimization in large mining height mines[J]. Coal Science and Technology, 2019, 47(3): 142-149.

[10] 吴兵,雷柏伟,华明国,等.回采工作面上隅角瓦斯拖管抽采技术参数研究[J].采矿与安全工程学报,2014,31(2):315-321.
WU Bing, LEI Baiwei, HUA Mingguo, et al. Rameters of gas tube extraction technology in the upper corner of working face[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2014, 31(2): 315-321.

[11] 李英明,杨明东,付永刚.U型工作面上隅角埋管瓦斯抽采数值模拟研究[J].中国安全生产科学技术,2013,9(12):16-22.
LI Yingming, YANG Mingdong, FU Yonggang. Numerical simulation on gas drainage with buried pipe in corner of U-type working face[J]. Journal of Safety Science and Technology, 2013, 9(12): 16-22.

[12] 于宝种.上隅角不同插管深度瓦斯抽采效果研究[J].煤矿安全,2017,48(7):169-172.
YU Baozhong. Research on gas drainage effect with different depth of cannula in upper corner[J]. Safety in Coal Mines, 2017, 48(7): 169-172.

[13] 刘垒.高瓦斯综采工作面采空区长立管理管瓦斯抽采技术[J].煤矿安全,2018,49(1):148-152.
LIU Lei. Gas drainage technology with long vertical pipe in gob of fully mechanized coal working face[J]. Safety in Coal Mines, 2018, 49(1): 148-152.

[14] 李树刚,乌日宁,赵鹏翔,等.综采工作面上隅角瓦斯流动活跃区形成机理研究[J].煤炭科学技术,2019,47(1):207-213.
LI Shugang, WU Rining, ZHAO Pengxiang, et al. Study on formation mechanism of gas flow active area in upper corner of fully-machanized mining face[J]. Coal Science and Technology, 2019, 47(1): 207-213.

[15] 赵灿,张浪,刘彦青.偏Y型通风下采空区瓦斯涌出规律及超限治理研究[J].煤炭科学技术,2019,47(4):127-133.

ZHAN Can, ZHANG Lang, LIU Yanqing. Study on gob gas emission laws and control of gas exceeding limit under Inclined Type Y-Ventilation[J]. Coal Science and Technology, 2019, 47(4):127-133.

[16] 谢生荣,何富连,张守宝,等.尾巷超大直径管路横接采空区密闭抽采技术[J].煤炭学报, 2012, 37(10):1688-1692.

XIE Shengrong, HE Fulian, ZANG Shoubao, *et al.* Closed gas drainage technique by extra large diameter pipeline connected with goaf transversely in tailing roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2012, 37(10):1688-1692.

[17] 杨前意,罗伙根,石必明,等.基于 COMSOL 的采空区埋管抽采参数优化数值研究[J].中国安全生产科学技术, 2019, 15(4):90-95.

YANG Qianyi, LUO Huogen, SHI Biming, *et al.* Numerical study on drainage parameters optimization of buried pipe in goaf based on COMSOL[J]. Journal of Safety Science and Technology, 2019, 15(4):90-95.

[18] 朱建芳,蔡卫,秦跃平.基于移动坐标的采空区自然发火模型研究[J].煤炭学报, 2009, 34(8):1095-1099.

ZHU Jianfang, CAI Wei, QIN Yueping. Mathematical model for spontaneous combustion in goaf in the moving coordinates[J]. Journal of China Coal Society, 2009, 34(8):1095-1099.

[19] 林柏泉,张仁贵.U 型通风工作面采空区瓦斯涌出及其治理[J].煤炭学报, 1998, 23(2):155-159.

LIN Baiquan, ZHANG Rengui. Methane emission from the mined-out area and its control in a face with U type air ventilation[J]. Journal of China Coal Society, 1998, 23(2):155-159.