

井下抽采钻孔瓦斯浓度控制机理及方法研究

黄瑞峰^{1,2}, 张志刚^{1,2}, 程波^{1,2}

(1. 瓦斯灾害监控与应急技术国家重点实验室, 重庆 400037; 2. 中煤科工集团重庆研究院有限公司, 重庆 400037)

摘要:为解决煤矿现场瓦斯抽采浓度偏低的问题,给出了封孔深度确定方法,揭示了空气摄入主控截面位置,提出了考虑吸附作用影响的瓦斯流量控制方程,以及采用多级调节抽采负压控制瓦斯抽采浓度的方法。结果表明:最小封孔深度应超越应力峰值位置;空气摄入主控截面可分为封孔改性区、破裂区、塑性区、弹性损伤区和原岩应力区;煤岩缺陷周围表现出显著应力集中现象的原因为,有效应力较名义应力大,随着瓦斯压力的增大,有效应力有所减小;相同孔隙度条件下,随着名义应力增加,孔隙周围应力集中系数增大;空气摄入量与封孔有效半径表现出负相关关系,与抽采负压表现出正相关关系;工程实践表明,采用优化封孔深度和合理多级调节负压的方法可有效控制钻孔瓦斯抽采浓度。

关键词:瓦斯;抽采浓度;抽采负压;钻孔封孔深度

中图分类号:TD712

文献标志码:A

文章编号:0253-2336(2017)05-0128-08

Study on control mechanism and method of gas concentration in gas drainage borehole of underground mine

Huang Ruifeng^{1,2}, Zhang Zhigang^{1,2}, Cheng Bo^{1,2}

(1. State Key Lab of Gas Disaster Monitoring and Control and Emergency Technology, Chongqing 400037, China;

2. Chongqing Research Institute, China Coal Technology and Engineering Group, Chongqing 400037, China)

Abstract: In order to solve a problem of low gas drainage concentration at the mine site, a method to determine a sealing depth of the borehole was provided, a location of the air intake at the main control cross section was revealed, a gas flow control equation was provided in a consideration of the gas adsorption effect influence and a method to control the gas drainage concentration with a multi stage adjusted drainage negative pressure was provided. The results showed that, a minimum sealing depth of the borehole should be over the location of the stress peak. The main control section of the air intake could be divided into a modification zone of the sealed borehole, cracking zone, plastic zone, elastic failure zone and in-situ rock stress zone. There was an obvious stress concentrated phenomenon around the coal and rock failures, because the effective stress was higher than the nominal stress and with the gas pressure increased, the effective stress would be reduced. Under the condition of the same porosity, with the nominal stress increased, the stress concentrated coefficient around the pores would be increased. The air intake volume and the effective radius of the sealed borehole would be in a negative correlation and the air intake volume and the drainage negative pressure would be in a positive correlation. The engineering practices showed that a method to optimize the borehole sealing depth and the rational multi stage adjusted negative pressure could be applied to effectively control the gas drainage concentration in the borehole.

Key words: gas; drainage density; drainage negative pressure; borehole sealing depth

0 引言

以甲烷为主并以吸附和游离态赋存于煤基质表面和煤层孔、裂隙之中的瓦斯,属非常规天然气,已

成为推动我国能源生产和消费革命的重要载体。瓦斯不仅是一种清洁高效能源,还是制约煤炭资源安全开采的重大隐患之一^[1],井下瓦斯抽采是解决这一矛盾的重要方法,然而我国瓦斯赋存条件呈现出

收稿日期:2016-11-19;责任编辑:王晓珍 DOI:10.13199/j.cnki.est.2017.05.022

基金项目:国家科技重大专项资助项目(2011ZX05040-003-003)

作者简介:黄瑞峰(1989—),男,内蒙古包头人,硕士。Tel:15124808501, E-mail:573764630@qq.com

引用格式:黄瑞峰,张志刚,程波.井下抽采钻孔瓦斯浓度控制机理及方法研究[J].煤炭科学技术,2017,45(5):128-135.

Huang Ruifeng, Zhang Zhigang, Cheng Bo. Study on control mechanism and method of gas concentration in gas drainage borehole of underground mine[J]. Coal Science and Technology, 2017, 45(5): 128-135.

“三低一高”的特点,即低饱和度、低渗透率、低储层压力、高变质程度^[2],这直接导致瓦斯抽采浓度偏低,难以有效利用,随着煤矿开采深度的不断增加,使得这一问题更加严峻。渗透率是影响瓦斯抽采的重要指标,其与有效应力、煤基质收缩和煤岩力学状态关系密切^[3-7]。增大煤岩层渗透率可有效提高瓦斯抽采浓度,许多学者对此进行了研究,取得了较好的效果^[8-12]。此外,文献^[13-14]还从调节负压和封孔工艺等方面进行了分析。

虽然瓦斯抽采理论取得了较大发展,然而提高抽采浓度这一技术瓶颈一直没有得到有效突破,究其原因主要为:①封孔深度选取不科学,致使抽采浓度不高,材料不能有效利用;②抽采过程中空气摄入主控截面位置没有确定,空气摄入机制尚未摸清;③抽采钻孔瓦斯流动广泛采用达西定律,未考虑吸附作用影响;④缺乏抽采浓度调节手段。鉴于此,笔者首先对封孔深度确定方法进行了研究,给出了抽采过程中空气摄入主控截面位置及其面积计算公式,根据流动理论,得到了抽采过程中空气摄入量控制方程;采用考虑吸附作用的非线性渗流方程,获得了抽采过程中瓦斯渗流控制方程。基于上述结果,采用控制变量法解释了抽采负压和封孔有效半径对空气摄入量的影响机制,研究了抽采负压对瓦斯流量的作用,揭示了井下瓦斯抽采浓度控制机理和方法。

1 封孔深度确定方法

1.1 钻孔施工前后作业空间煤壁应力分布

地下工程开挖会打破原有力学平衡状态,使得应力发生二次分布。巷道开挖诱发其周围岩体发生不可避免的损伤和塑性破坏;密集的抽采钻孔施工会对巷道围岩产生进一步的破坏,使采动应力向深部转移:一方面是由于钻孔施工本身是对巷道围岩进行卸压的有效方式^[15],另一方面是由于抽采钻孔孔径较大,一般直径为94 mm以上,密集地施工将使围岩破坏更加严重。为便于分析,绘制钻孔施工前后作业空间周围煤岩体应力分布图并建立直角坐标系,如图1所示。

图1中,点 a 、 b 为应力增高区任一点, a' 、 b' 为其在 x 坐标轴上的投影;点 M 为钻孔施工前的应力峰值点, l 为其在 x 坐标轴上的投影;点 N 为钻孔施工后的应力峰值点, l' 为其在 x 坐标轴上的投影; M' 为原岩应力区起始位置, l'' 为其在 x 坐标轴上的

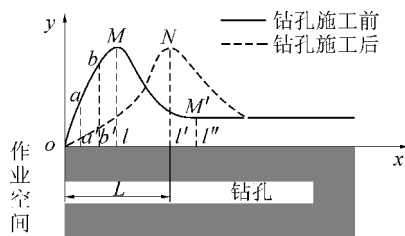


图1 作业空间煤岩体应力分布

Fig. 1 Stress distribution of coal and rock mass in working face projection.

规定坐标原点为 $(0,0)$,由图1可知:

1) 沿钻孔走向,应力分布呈现出明显的分区特征,即应力增高区 $0 \leq x \leq l$,应力降低区 $l < x \leq l''$,原岩应力区 $x > l''$ 。

2) 受钻孔及其施工过程中的震动等因素影响,钻孔施工后,作业空间煤岩集中应力会向深部转移,集中应力峰值由点 M 移动到点 N 位置,其主要原因是钻场施工导致 $0 \leq x \leq l$ 段煤岩进一步破坏难以承压,而迫使集中应力转移到深部可以承受压力的煤岩体之上。

3) 应力增高区煤岩体全部发生塑性破坏,用反证法证明这一观点。

假设应力增高区任一区域 $a' \leq x \leq b'$ 煤岩体处于弹性变形阶段,则该阶段任一点应力应变关系服从式(1):

$$\sigma_p = E\varepsilon \quad (1)$$

式中: σ_p 为应力,MPa; E 为煤岩体弹性模量,GPa; ε 为煤岩体弹性应变。

根据图1,钻孔施工前,位置 a' 处应力小于位置 b' 处,即 $\sigma_{a'} < \sigma_{b'}$,将之代入式(1)可得 $\varepsilon_{a'} < \varepsilon_{b'}$,这显然不成立,因此假设为伪命题,原命题成立。

在现场实际中,封孔深度存在一个阈值,在该值下,继续增加封孔深度对于提高抽采效果影响甚微,这很好地解释了上述问题。

1.2 封孔深度确定

塑性破坏区孔、裂隙较大,当封孔深度位于塑性区时,不利于保障较高的抽采浓度。而弹性区孔、裂隙相对较少,因此,封孔深度应超过塑性区,进入弹性区域。基于以上分析,封孔段深度应超越应力增高区范围,可采用应力监测、位移监测和钻屑指标法等矿压观测方法获得应力增高区范围。需要说明的是,应力增高区除与原岩应力和采掘部署相关外,还与采掘扰动和支护方式关系密切。因此,对于布置抽采钻孔的巷道、硐室,应综合优化采掘部署,采用

合理的掘进方式,如光面爆破、综掘、连采等工艺减弱对其周围煤岩体的扰动,并采用科学合理的支护方式,协同减小应力增高区范围,以降低封孔深度和减少空气摄入量,提高抽采浓度。

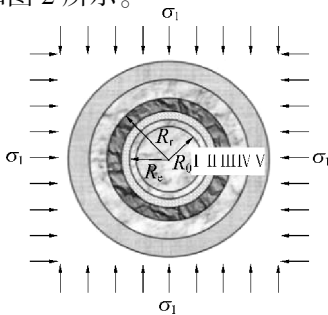
2 负压影响下空气摄入量控制方程

抽采钻孔浓度由空气摄入量和瓦斯流量共同决定,要摸清浓度控制机理,必须对空气摄入量进行分析。研究认为,负压作用下空气摄入存在一主控截面,通过研究空气摄入主控截面位置,并剖析其应力状态,即可根据弹塑性力学计算其面积,进而根据流动理论得出其流量控制方程,以摸清抽采过程中的空气摄入机制。

2.1 空气摄入主控截面及其应力状态

1) 空气摄入主控截面。在抽采负压与大气压力的压差驱动下,空气会沿煤岩裂隙流入钻孔,然而不论煤岩破裂程度如何,从空气流动角度来看,在合理的封孔深度条件下,空气最终流入钻孔的截面位于封孔段末端,而与煤岩其他位置破裂情况关系不大,该截面煤岩力学性质、物性参数和面积大小直接影响空气摄入量,将该截面称为影响空气摄入的主控截面。

2) 主控截面应力状态。受载煤岩体的破坏是一个由细观微裂隙和微裂纹等萌生、扩展和贯通,最终导致宏观破坏的过程,目前基于声发射与损伤相关性的研究表明,煤岩在弹性变形阶段仍存在损伤现象^[16-17]。假设处于原岩应力状态的未受扰动煤岩体各向同性,且尚未发生损伤。为了更科学地描述封孔段周围煤岩体所处力学状态,可以将其分为5个区域,如图2所示。



σ_1 —钻孔周围应力; R_0 —钻孔半径;I—封孔改性区,由封孔材料进入钻孔周围裂隙所致,该区域半径 R_e 应大于钻孔半径 R_0 ;II—破裂区;III—塑性区, R_r 为其半径;IV—弹性损伤区;V—原岩应力区

图2 封孔段周围煤岩力学状态

Fig.2 Mechanical state of coal and rock mass around hole sealing segment

2.2 主控截面面积

随着材料科学的不断发展,封孔材料可以完全封闭封孔段,由封孔材料引起的抽采钻孔封孔段密闭空间(封孔改性区)在负压作用下的空气摄入量可忽略。弹性损伤区损伤破裂程度较小,所形成的横向贯通裂隙不多,在计算负压引起的空气摄入中可以不计,然其内部径向裂隙,对于瓦斯向钻孔内部运移却起着重要的积极作用。因此,所涉及的空气摄入截面由两部分构成,即破裂区II和塑性区III。

由图2可知,主控截面是一个环形截面,其面积由封孔有效半径 R_e 和塑性区半径 R_r 控制,由弹塑性理论可知,塑性区应力计算式见式(2)和式(3)。

$$\sigma_r = C \left[\left(\frac{R}{R_0} \right)^{\frac{2 \sin \varphi}{1 - \sin \varphi}} - 1 \right] \cot \varphi \quad (2)$$

$$\sigma_\theta = C \left[\frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi} \left(\frac{R}{R_0} \right)^{\frac{2 \sin \varphi}{1 - \sin \varphi}} - 1 \right] \cot \varphi \quad (3)$$

式中: σ_r 为径向应力,MPa; σ_θ 为切向应力,MPa; C 为黏聚力,MPa; φ 为内摩擦角,(°); R 为塑性区任一点距圆心距离,m; R_0 为钻孔半径,m。

假设钻孔处于双向等压状态且受上覆岩层重力作用,应力集中系数为 λ ,则:

$$\xi_1 = \lambda \gamma H \quad (4)$$

式中: ξ_1 为主应力,MPa; γ 为煤岩容重, MN/m^3 ; H 为埋深,m。

在半径为 R_r 处,由极限平衡条件可知:

$$\sigma_\theta + \sigma_r = 2\sigma_1 \quad (5)$$

联立式(2)一式(5)可以求得塑性区半径:

$$R_r = R_0 \left[\frac{(\lambda \gamma H + C \cot \varphi) (1 - \sin \varphi)}{C \cot \varphi} \right]^{\frac{1 - \sin \varphi}{2 \sin \varphi}} \quad (6)$$

据此,可计算影响空气摄入的主控截面面积为

$$S_1 = \pi R_r^2 - \pi R_e^2 = \pi \left\{ \left[\frac{(\lambda \gamma H + C \cot \varphi) (1 - \sin \varphi)}{C \cot \varphi} \right]^{\frac{1 - \sin \varphi}{\sin \varphi}} R_0^2 - R_e^2 \right\} \quad (7)$$

2.3 空气摄入量控制方程

设封孔段深度为 h ,抽采瓦斯段长度为 l_1 ,瓦斯压力为 p ,抽采负压为 p_1 ,作业空间空气压力为 p_2 ,建立瓦斯抽采模型,如图3所示。

文献[18]认为,空气在破碎煤岩体内的流动服从式(8):

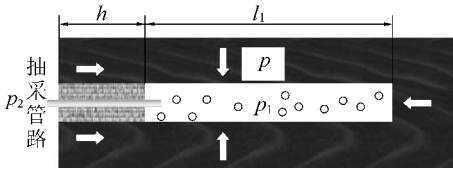


图3 瓦斯抽采模型

Fig. 3 Gas drainage model

$$\frac{\partial p_k}{\partial l_2} = -\frac{\mu}{K}v - \psi v^2 \quad (8)$$

式中:二次项 ψv^2 是对线性项 $\mu v/k$ 的修正;系数 ψ 为达西流偏离因子, kg/m^4 ; v 为渗流速度, m/s ; μ 为流体动力黏度, $\text{MPa} \cdot \text{s}$; K 为煤岩体渗透率, m^2 。

进入钻孔的空气摄入量为

$$Q_1 = v_1 S_1 \quad (9)$$

式中: Q_1 为空气摄入量, m^3/min ; v_1 为渗流速度, m/min ; S_1 为主控截面面积, m^2 。

规定主控截面渗透率为 K_1 , 结合式(7)、式(8)、式(9), 并对式(8)进行积分, 可得 Q_1 为

$$Q_1 = 60\pi \frac{-\frac{\mu h}{K_1} + \sqrt{\left(\frac{\mu h}{K_1}\right)^2 + 4\psi h(p_2 - p_1)}}{2\psi h} \times \left\{ \left[\frac{(\lambda \gamma H + C \cot \varphi)(1 - \sin \varphi)}{C \cot \varphi} \right]^{\frac{1 - \sin \varphi}{\sin \varphi}} R_0^2 - R_e^2 \right\} \quad (10)$$

根据式(10), 影响空气摄入量的因素为钻孔半径、主控截面渗透率、动力黏度、达西流偏离因子、封孔段深度、抽采负压、作业空间空气压力、煤岩容重、应力集中系数、埋深、黏聚力、内摩擦角等。

3 考虑吸附作用的瓦斯流量控制方程

3.1 考虑吸附作用的渗流微分方程

对于瓦斯在钻孔周围煤体内的流动规律, 多数学者采用达西定律描述, 然其没有考虑吸附作用对渗流的影响, 此处采用考虑吸附作用影响的非线性渗流模型^[19-21]。

$$\frac{k_0}{\mu} \frac{\Delta p}{\Delta y} = -v \left(1 + \frac{\mu_{ap}}{\mu} w \right) \quad (11)$$

式中, $\Delta p/\Delta y$ 为压力梯度; k_0 为极限渗透率, 表征煤样内吸附气体含量为 0 时的渗透率, 可通过氦气条件下渗透试验测得, m^2 ; w 为吸附瓦斯量, m^3/t ; μ_{ap} 为影响因子, 表征气体流动孔道特征参数, 反映了煤体渗透特征随吸附气量改变的敏感性大小。

将该模型进行简化处理^[20], 得:

$$-v = \frac{1}{1 + \beta \sqrt{p}} \frac{k_0}{\mu} \frac{\partial p}{\partial y} \quad (12)$$

式中, β 为吸附气体含量转换系数, 其值可以通过实验确定, $\text{m}^3/\text{t} \cdot \text{MPa}^{1/2}$ 。

3.2 瓦斯流量控制方程

进入钻孔的瓦斯流量为

$$Q_2 = v_2 S_2 \quad (13)$$

式中: Q_2 为钻孔瓦斯流量, m^3/min ; v_2 为瓦斯渗流速率, m/min ; S_2 为钻孔瓦斯渗流面积, m^2 。

根据图 3, S_2 可以写为

$$S_2 = 2\pi R_0 l_1 + \pi R_0^2 \quad (14)$$

设钻孔内缘各点涌入的瓦斯量均相等, 瓦斯抽采半径为 L_1 , 结合式(12)、式(13)、式(14), 并对式(12)进行积分, 可以求得 Q_2 如下:

$$Q_2 = -\frac{120k_0}{\mu L_1} (2\pi R_0 l_1 + \pi R_0^2) \left[\frac{1}{\beta^2} \ln \frac{\beta \sqrt{p} + 1}{\beta \sqrt{p_1} + 1} + \frac{1}{\beta} (\sqrt{p_1} - \sqrt{p}) \right] \quad (15)$$

因此, 影响钻孔瓦斯流量的因素为极限渗透率、动力黏度、抽采半径、吸附气体含量转换系数、抽采负压、瓦斯压力、钻孔半径、抽采瓦斯段钻孔长度等。

3.3 基于煤岩有效应力原理的极限渗透率

式(15)中, 极限渗透率 k_0 需在氦气条件下的渗透试验测得, 使用起来较不方便, 因此, 得到更加实用的表达式具有现实意义。瓦斯抽采过程中, 极限渗透率受到有效应力和煤基质收缩的综合作用, 而方程(11)对于煤基质收缩对渗流速度的影响已有所考虑, 此处仅就有效应力对极限渗透率的作用进行分析。

3.3.1 煤岩有效应力原理

在对多孔介质进行力学平衡分析的过程中, 名义应力 σ 与瓦斯压力 p 及有效应力 σ_T 有关^[22]。规定煤岩多孔介质的面积为 ΔS ; 内部固体颗粒接触面积为 S_i , 则固体颗粒接触总面积为 $\sum S_i$; 因此, 该煤岩多孔介质的力学平衡可以写为

$$\sigma \Delta S = p(\Delta S - \sum S_i) + \sigma^T \sum S_i \quad (16)$$

$$\frac{\sum S_i}{\Delta S} = 1 - f \quad (17)$$

其中, f 为煤岩孔隙度, %。

将式(17)代入式(16)可得:

$$\sigma = pf + \sigma_T(1 - f) \quad (18)$$

式(18)即煤岩有效应力表达式。

3.3.2 极限渗透率表达式

极限渗透率 k_0 为

$$k_0 = \frac{\sigma - \sigma_T}{a_1(p - \sigma_T)} \tag{19}$$

式中, a_1 为取决煤岩孔隙结构几何特征的系数, 其值为煤样的孔隙度与氦气条件下的渗透率之比, m^{-2} 。

观察式(19)可知, 有效应力为未知量, 对其直接应用存在困难, 需对其进行改进。

根据式(18), 令名义应力 $\sigma=5.0、7.5、10.0\text{ MPa}$, 图4为孔隙度为5%时, 瓦斯压力 p 与有效应力 σ_T 的关系。

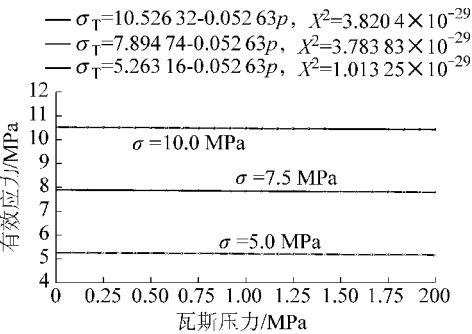


图4 有效应力随瓦斯压力变化曲线

Fig.4 Change curves of effective stress with gas pressure

由图4可知:①煤岩有效应力较名义应力大;②相同名义应力条件下,随着瓦斯压力的增大,有效应力降低。③随着名义应力的增大,相同瓦斯压力下孔隙周围应力集中程度相应增大,当瓦斯压力为2 MPa,名义应力 σ 分别为5.0、7.5、10.0 MPa时,应力集中系数分别为1.032、1.039、1.042。

σ_T 与 P 的拟合公式如图4所示,其残差平方和 χ^2 达到 10^{-29} 量级,拟合效果较好。 σ_T 与 p 之间的关系可用式(20)表示。

表1 空气摄入段基本参数

Table 1 Basic parameters of air intake segment

K_1/m^2	$\mu/(\text{MPa} \cdot \text{s})$	R_0/m	h/m	λ	$\psi/(\text{kg} \cdot \text{m}^{-4})$	γH 原岩应力/MPa	C/MPa	$\varphi/(^\circ)$
3.88×10^{-13}	1.79×10^{-11}	0.046	10	1.5	3.54×10^4	5	0.5	21

表2 抽采瓦斯段基本参数

Table 2 Basic parameters of gas drainage segment

σ/MPa	c	d	a_1/m^{-2}	$\mu/(\text{mPa} \cdot \text{s})$	l_1/m	$\beta/(\text{m}^3/\text{t} \cdot \text{MPa}^{1/2})$	L_1/m
7.5	7.894 74	0.052 63	1.17×10^{13}	1.35×10^{-11}	70	9.49	3.046

4.1.1 负压对空气摄入和瓦斯流量影响

基于表1、表2,取瓦斯压力2.5 MPa,作业空间空气压力0.1 MPa,封孔有效半径0.069 m,当初始抽采负压为13~49 kPa时,空气摄入量和瓦斯流量

$$\sigma_T = c + dp \tag{20}$$

式中, $c、d$ 为拟合系数。

因此,式(19)可以修正为

$$k_0 = \frac{\sigma - c - dp}{a_1(p - c - dp)} \tag{21}$$

由上述分析可知,式(18)能够更好地反映“煤岩体”名义应力和有效应力间的关系,即有效应力实际上要比名义应力大。随着试验科学和计算科学的深入发展,发现围压作用下煤岩缺陷(裂隙、孔隙等)周围容易出现应力集中,损伤破坏往往从缺陷处开始,这实际上就是应力集中所致。格里菲斯强度理论就指出,在力的作用下,裂隙端部将产生应力集中现象^[23];宏观上巷道、钻孔周围的应力集中,微观上孔隙、裂隙周围的应力集中现象均表明式(18)的科学性。

相对于式(19)、式(21)消除了未知量的影响,对其应用更加方便。

4 井下抽采钻孔浓度控制机理和方法

根据式(10)、式(15),可以确定影响空气摄入量和瓦斯流量的因素,通过分析某个因素对浓度的控制机理,即可得到井下抽采钻孔浓度控制方法。影响抽采浓度的因素甚多,此处仅对抽采负压和封孔有效半径进行研究。结合图3,空气摄入段和抽采瓦斯段主要参数见表1、表2。

4.1 抽采钻孔浓度控制机理

抽采钻孔浓度处于动态变化之中,其受空气摄入量 and 瓦斯流量协同控制,因此,研究某因素对抽采钻孔浓度控制机理就是研究其对于空气摄入量和瓦斯流量的作用。

的变化规律如图5所示。

由图5可知,不同的抽采负压对于瓦斯渗透流量影响较小,然对空气摄入量影响极大,具体表现为:当初始负压为49 kPa时,空气摄入量为0.001 6

m^3/min ,瓦斯流量为 $0.000\ 93\ \text{m}^3/\text{min}$;当初始负压为 $p_1 = 13\ \text{kPa}$,空气摄入量为 $0.000\ 7\ \text{m}^3/\text{min}$,瓦斯流量为 $0.000\ 89\ \text{m}^3/\text{min}$;空气摄入量之比为 2.3,而瓦斯流量之比为 1.05。其内在机理是:瓦斯初始压力较大,抽采负压改变引起的压力差变化较小,流量变化不大;而对于空气摄入来讲,抽采负压的改变对于封孔段两端压差影响极大,致使其流量发生极大变化。因此,在抽采过程中可以采用多级调节负压的方法,使得空气摄入量和瓦斯流量始终处于动态平衡之中,保障瓦斯抽采浓度长期处于安全范围。

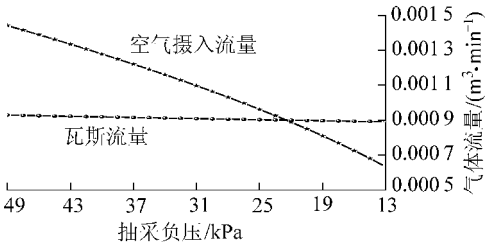


图 5 不同抽采负压下的气体流量变化曲线
Fig. 5 Change curves of gas flow with drainage negative pressure

4.1.2 空气摄入量与封孔有效半径和负压关系

图 6 表示不同抽采负压条件下空气摄入量随封孔有效半径变化曲线。

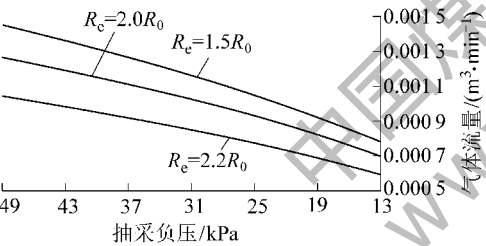


图 6 不同有效半径和抽采负压下的气体流量变化曲线
Fig. 6 Change curves of gas flow with effective radius and drainage negative pressure

由图 6 可知,封孔有效半径和抽采负压对空气摄入量影响显著,随着封孔有效半径的增大,空气摄入量减小;随着抽采负压的增大,空气摄入量增加。据此可以发现,增大封孔有效半径对于保障瓦斯抽采浓度具有显著意义,可通过科学选择、研发优质封孔材料和改进封孔工艺等措施实现。

4.2 井下瓦斯抽采浓度控制方法

基于上述分析,增大封孔有效半径对于提高封孔质量、保障瓦斯抽采浓度具有显著意义,然其与封孔材料及工艺密切相关,涉及范围较广,还需进一步深入研究。

在封孔材料和工艺一定的情况下,可采用优化

封孔段深度和合理多级调节负压的方法实现对井下瓦斯抽采钻孔浓度进行控制。

5 工程实例

五虎山煤矿主采 9、10 和 12 号煤,将所抽采的瓦斯直接用于发电,含煤地层为石炭统太原组和下二叠统山西组,井田地层平缓,走向近南北,倾向东。10 号煤平均厚度为 2.31 m,实测瓦斯含量为 $6.853\ \text{m}^3/\text{t}$,透气性系数 $20.97\ \text{m}^2/(\text{MPa}^2 \cdot \text{d})$,普氏系数 1.5,与 9 号煤平均间距 3.25 m。该矿 011010 工作面准备期于 010908 运输巷采用千米定向钻机施工了下行低位钻孔,用以抽采 011010 工作面范围瓦斯,1 号钻场布置如图 7 所示。

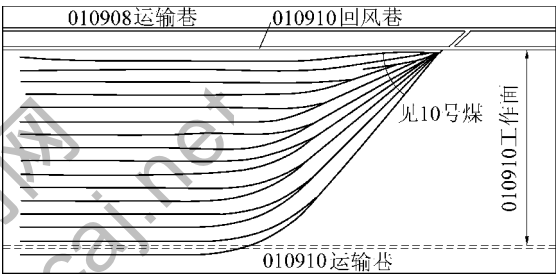


图 7 1 号钻场布置
Fig. 7 Arrangement of No.1 drilling field

5.1 封孔深度确定

为了减弱采动影响和降低应力增高区范围,使用综掘机进行掘进,断面积 $10.8\ \text{m}^2$,采用锚网+U 型钢支护;对于应力峰值位置,现场主要采用多点位移计和钻孔应力计进行监测,通过变形和应力直接判定,现场实测应力峰值位于煤壁内 10~13 m,鉴于封孔深度要超过该范围,因此,确定封孔深度为 15 m。

5.2 逐级多次调节负压

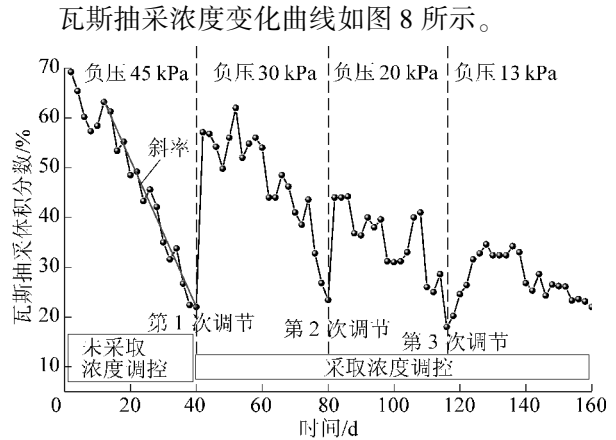


图 8 瓦斯抽采浓度曲线
Fig. 8 Drainage curve of gas drainage concentration

1)初始接抽期间瓦斯压力大、含量高,流量大,空气摄入量占混合流量的比例较小,在45 kPa 高压条件下取得了较好的抽采效果。

2)随着抽采的进行,孔口瓦斯浓度衰减极快,衰减曲线斜率约为-1.5,在接抽36 d后,其体积分数就从69.2%下降到26.7%,这主要是因为该煤层钻孔瓦斯流量衰减系数较高,达到 $0.033\ 5\ \text{d}^{-1}$ 。

3)抽采浓度的迅速降低是瓦斯有效利用的一大障碍,经分析和研究,前期采用8 m封孔深度时,其初始抽采浓度较低,故可排除封孔深度影响,确定导致瓦斯抽采浓度下降的直接原因是瓦斯流量的减小和空气摄入量过大,决定采用降低负压的方式对抽采瓦斯浓度进行调控。现场于接抽第40天将负压调至30 kPa,调整后抽采浓度迅速发生反弹,由22%增加到57.1%。虽然降低负压导致弹性损伤区部分裂隙闭合,在一定程度上减少了瓦斯流量,然与空气摄入量减少程度相比,其影响甚微。

4)随着接抽时间的延长,瓦斯压力和浓度逐渐降低,渗透流量逐步减小,需采取逐级多次调控才能保证其抽采浓度长时间保持在安全和可利用范围,就该钻场而言,在接抽的前160天中,共进行了3次负压调节,使得抽采体积分数长期保持在30%以上,提高了瓦斯利用效益。

6 结 论

1)从抽采钻孔施工前后作业空间煤岩体应力分布角度出发,对应力增高区应力状态进行了研究,给出了最小封孔深度判别方法。

2)揭示了空气摄入主控截面位置,并将其分为封孔改性区、破裂区、塑性区、弹性损伤区和原岩应力区,结合弹塑性理论和流动理论,给出了负压影响下空气摄入量控制方程。

3)得到了考虑吸附作用影响的瓦斯流量控制方程,给出了煤岩有效应力原理,解释了煤岩缺陷周围出现应力集中的内在原因:有效应力较名义应力大,随着瓦斯压力的增大,有效应力有所减小;相同孔隙度条件下,随着名义应力增加,孔隙周围应力集中系数同时增大。

4)采用控制变量法研究了抽采负压和封孔有效半径对井下瓦斯抽采浓度的作用机理;采用优化封孔深度、合理多级调节抽采负压的方法对现场瓦斯抽采进行指导,取得了较好的效果。

参考文献 (References):

- [1] 周 勇,张占国,程 波,等.基于双重卸压效应的煤层气开发模式的研究[J].中国安全生产科学技术,2014,10(S1):259-264.
Zhou Yong, Zhang Zhanguo, Cheng Bo, *et al.* Study on development technology mode of coalbed methane based on the effect of double depressurization[J]. Journal of Safety Science and Technology, 2014, 10(S1): 259-264.
- [2] 袁 亮,薛俊华,张 农,等.瓦斯抽采和煤与瓦斯共采关键技术现状与展望[J].煤炭科学技术,2013,41(9):6-11,17.
Yuan Liang, Xue Junhua, Zhang Nong, *et al.* Development orientation and status of key technology for mine underground coal bed methane drainage as well as coal and gas simultaneous mining [J]. Coal Science and Technology, 2013, 41(9): 6-11, 17.
- [3] 孟召平,张纪星,刘 贺,等.考虑应力敏感性的瓦斯井产能模型及应用分析[J].煤炭学报,2014,39(4):591-599.
Meng Zhaoping, Zhang Jixing, Liu He, *et al.* Productivity model of CBM wells considering the stress sensitivity and its application analysis [J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(4): 591-599.
- [4] 马 东.煤层渗透率变化规律和气润湿反转方法提高瓦斯产量研究[D].荆州:长江大学,2013.
- [5] 尹光志,李铭辉,李生丹,等.基于含瓦斯煤岩固气耦合模型的钻孔抽采瓦斯三维数值模拟[J].煤炭学报,2013,38(4):353-541.
Yin Guangzhi, Li Minghui, Li Shengdan, *et al.* 3D numerical simulation of gas drainage from boreholes based on solid-gas coupling model of coal containing gas [J]. Journal of China Coal Society, 2013, 38(4): 353-541.
- [6] 冉启全,李士伦.流固耦合油藏数值模拟中物性参数动态模型研究[J].石油勘探与开发,1997,24(3):61-65.
Ran Qiquan, Li Shilun. Study on dynamic model of reservoir parameters in the coupling simulation of multiphase flow and reservoir deformation [J]. Petroleum Exploration and Development, 1997, 24(3): 61-65.
- [7] 李培超,孔祥言,卢德唐.饱和多孔介质流固耦合渗流的数学模型[J].水动力学研究与进展,2003,30(10):419-426.
Li Peichao, Kong Xiangyan, Lu Detang. Mathematical modeling of flow in saturated porous media on account of fluid-structural coupling effect [J]. Journal of Hydrodynamics, 2003, 30(10): 419-426.
- [8] 王振锋,周 英,孙玉宁,等.基于负压影响因子观点的抽采负压优化[J].煤矿安全,2015,46(2):12-16.
Wang Zhenfeng, Zhou Ying, Sun Yuning, *et al.* Drainage negative pressure optimization based on negative pressure influence factor [J]. Safety in Coal Mines, 2015, 46(2): 12-16.
- [9] 陈学习,常忠乾,胡华磊,等.本煤层瓦斯抽采钻孔气囊封堵带压注浆密封技术[J].煤炭工程,2014,46(10):134-136.
Chen Xuexi, Chang Zhongqian, Hu Hualei, *et al.* Air bag sealing and pressurized grouting seal technology of gas drainage borehole in mining seam [J]. Coal Engineering, 2014, 46(10): 134-136.
- [10] 韩 颖,宋德尚.低渗煤层高压水射流割缝增透技术试验研究

- [J].中国安全生产科学技术,2014,10(12):35-39.
- Han Ying, Song Deshang. Experimental study on permeability improvement technology by cutting seam using high pressure water jet in coal seam with low permeability [J]. Journal of Safety Science and Technology, 2014, 10(12): 35-39.
- [11] 常利铭.水力压裂技术在煤矿瓦斯治理方面的应用[J].矿业安全与环保,2015,42(2):96-99.
- Chang Liming. Application of hydraulic fracturing technology in coal mine gas control [J]. Mining Safety & Environmental Protection, 2015, 42(2): 96-99.
- [12] 林柏泉,张其智,沈春明,等.钻孔割缝网络化增透机制及其在底板穿层钻孔瓦斯抽采中的应用[J].煤炭学报,2012,37(9):1425-1430.
- Lin Boquan, Zhang Qizhi, Shen Chunming, et al. Permeability-increasing mechanism of network slotting boreholes and application in crossing borehole gas drainage [J]. Journal of China Coal Society, 2012, 37(9): 1425-1430.
- [13] 佐江宏.低透气性煤层深部复杂地质高瓦斯区域深孔预裂爆破技术[J].煤矿安全,2013,44(10):69-71.
- Zuo Jianghong. Deep-hole pre-splitting blasting technology for high gassy deep complex geology area and low permeability coal seam [J]. Safety in Coal Mines, 2013, 44(10): 69-71.
- [14] 蔡峰,刘泽功,张朝举,等.高瓦斯低透气性煤层深孔预裂爆破增透数值模拟[J].煤炭学报,2007,32(5):499-503.
- Cai Feng, Liu Zegong, Zhang Chaoju, et al. Numerical simulation of improving permeability by deep-hole presplitting explosion in loose soft and low permeability coal seam [J]. Journal of China Coal Society, 2007, 32(5): 499-503.
- [15] 谭云亮.矿山压力与岩层控制[M].北京:煤炭工业出版社,2010.
- [16] 刘保县,黄敬林,王泽云,等.单轴压缩煤岩损伤演化及声发射特征研究[J].岩石力学与工程学报,2009,28(S1):3234-3238.
- Liu Baoxian, Huang Jinglin, Wang Zeyun, et al. Study on damage evolution and acoustic emission character of coal-rock under uniaxial compression [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2009, 28(S1): 3234-3238.
- [17] 孙超群,程国强,李术才,等.基于SPH的煤岩单轴加载声发射数值模拟[J].煤炭学报,2014,39(11):2183-2189.
- Sun Chaoqun, Cheng Guoqiang, Li Shucai, et al. Numerical simulation of coal uniaxial loading acoustic emission based on SPH [J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(11): 2183-2189.
- [18] 李顺才,陈占清,缪协兴,等.破碎岩体中气体渗流的非线性动力学研究[J].岩石力学与工程学报,2007,26(7):1372-1380.
- Li Shuncai, Chen Zhanqing, Miao Xiexing, et al. Nonlinear dynamic study on gas flow in broken rock mass [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007, 26(7): 1372-1380.
- [19] 张志刚,程波.含瓦斯煤体非线性渗流模型[J].中国矿业大学学报,2015,44(3):453-459.
- Zhang Zhigang, Cheng Bo. Study on a non-linear seepage model of coal containing gas [J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2015, 44(3): 453-459.
- [20] 张志刚,程波.考虑吸附作用的煤层瓦斯非线性渗流数学模型[J].岩石力学与工程学报,2015,34(5):1006-1012.
- Zhang Zhigang, Cheng Bo. Nonlinear equations of gas seepage in coal considering adsorption effect [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2015, 34(5): 1006-1012.
- [21] 张志刚.预抽煤层瓦斯浓度主控因素及控制方法研究[D].青岛:山东科技大学,2015.
- [22] 徐献芝,李培超,李传亮.多孔介质有效应力原理研究[J].力学与实践,2001,23(4):42-45.
- Xu Xianzhi, Li Peichao, Li Chuanliang. Principle of effective stress based on porous medium [J]. Mechanics in Engineering, 2001, 23(4): 42-45.
- [23] 钱鸣高,石平五,许家林.矿山压力与岩层控制[M].徐州:中国矿业大学出版社,2010.

(上接第64页)

- capsule in the underground coal mine [J]. Journal of China Coal Society, 2011, 36(5): 713-718.
- [17] 刘建,朱华,郑之曾,等.煤矿救援机器人的通信系统设计[J].煤炭科学技术,2009,37(8):87-90.
- Liu Jian, Zhu Hua, Zheng Zhizeng, et al. Design on communication system of coal mine rescue robot [J]. Coal Science and Technology, 2009, 37(8): 87-90.
- [18] 武丹琛,丁青青,刘志高,等.基于RSSI方法的井下人员定位系统原理设计与研究[J].工矿自动化,2010,36(12):76-79.
- Wu Danchen, Ding Qingqing, Liu Zhigao, et al. Principle design and research of underground personnel positioning system based on RSSI [J]. Industry and Mine Automation, 2010, 36(12): 76-79.
- [19] 王缓缓,胡爱娜.RSSI和距离区间映射的测距方法[J].电子科技大学学报,2012,41(4):522-526.
- Wang Huanhuan, Hu Aina. Ranging method based on the mapping between RSSI and distance scope [J]. Journal of University of Electronic Science and Technology of China, 2012, 41(4): 522-526.
- [20] 任维证,徐连明,邓忠亮,等.基于RSSI的测距差分修正定位算法[J].传感技术学报,2008,42(2):1247-1250.
- Ren Weizheng, Xu Lianming, Deng Zhongliang, et al. Distance difference localization algorithm based RSSI for wireless sensor networks [J]. Chinese Journal Sensors and Actuators, 2008, 42(2): 1247-1250.