

文章编号:0253-9993(2011)12-2002-05

构造型近距离煤层群底板瓦斯抽放巷控制机理与应用

潘立友¹ 张若祥² 黄寿卿³ 陈理强¹ 孔繁鹏²

(1. 山东科技大学 采矿工程研究院, 山东 泰安 271019; 2. 山东科技大学 资源与环境工程学院, 山东 青岛 266510; 3. 贵州盘江投资控股(集团)有限公司, 贵州 贵阳 550001)

摘 要:针对构造型近距离煤层群的地质条件,建立了构造区底板瓦斯抽放巷屈曲破坏的力学模型。通过计算得出结论:当巷道顶底板所受轴向压力大于0.8倍使梁达到屈曲的最小轴向压力时,变形明显增大;顶底板变形破坏导致两帮出现压缩破坏;巷道围岩破坏的发展与支承压力转移程度密切相关。结合力学分析、理论研究和矿井巷道围岩与开采环境条件,提出了煤层群开采动压产生裂隙导通上煤层瓦斯通道的底板瓦斯抽放巷控制机理与支护新技术,确定近距离煤层群两工作面巷道的相对距离为35 m,达到了近距离煤层群巷道掘进与工作面开采的瓦斯立体抽采的要求,既控制了瓦斯浓度,实现了安全开采,又保证了民用瓦斯用量。

关键词:构造; 近距离煤层群; 瓦斯; 底板

中图分类号:TD712.61 **文献标志码:**A

Control mechanism and application of floor gas drainage roadways in tectonic type of closed distance seam group

PAN Li-you¹ ZHANG Ruo-xiang² HUANG Shou-qing³ CHEN Li-qiang¹ KONG Fan-peng²

(1. Institute of Mining Engineering, Shandong University of Science and Technology, Taian 271019, China; 2. College of Natural Resources and Environmental Engineering, Shandong University of Science and Technology, Qingdao 266510, China; 3. Panjiang Investment Holding (Group) Co., Ltd. of Guizhou, Guiyang 550001, China)

Abstract: According to the geological conditions of tectonic type closed distance seam group, established a mechanical model for the buckling failure of floor gas drainage roadways in tectonic type of closed distance seam group. Obtained the conclusion by calculation: the deformation of roof and floor in roadway obviously increases when the axial pressure of roof and floor in roadway being 0.8 times of the minimum axial pressure will make beam to be buckling failure; the deformation of roof and floor causes compressive failure of the roadway's sides; the development of the deformation of surrounding rocks and the transfer of abutment pressure is closely related. Combined with mechanics analysis, theoretic research, the surrounding wall of mines and conditions of mining environment, put forward the control mechanism and new support technology of floor gas drainage roadways which is the gas channels that the gas pass by fractures made by dynamical pressure of bottom coal mining, determined the relative distance of two faces' roadway of closed distance seam group is 35 m, reached the requirement of gas stereo drainage between roadway excavation and working face mining of closed distance seam group, so the new technology can control the concentration of gas, achieve the mining safety and ensure the consumption of civil gas.

Key words: structure; closed distance seam group; gas; floor

对于地处高原、构造特别复杂的高瓦斯矿井,地质构造对煤层赋存作用明显。随着煤矿产量和采深的增加,煤层瓦斯压力和含量越来越高,煤与瓦斯突

出^[1-5]的危险性也随之加大。

盘江矿区煤田地处云贵高原西部,具有单一煤层薄、煤层多、层间距小、瓦斯含量高、地质构造复杂、原

发性与次发性地质灾害严重等特点。

为解决回风流瓦斯超限问题,在盘江矿区月亮田矿 1118₁7 工作面回采中采用 1118₂7 工作面回风巷作底抽巷抽采试验,进行了巷道支护控制与创新研究,在复杂应力场底板巷道控制方面进行了力学分析,并进行了实际观测,获得了初步成果。

1 构造区巷道变形破坏机理

1.1 构造应力引起围岩破坏

盘江矿区月亮田矿构造区域底板瓦斯抽放巷在水平挤压应力作用下,其顶底板岩层承受水平构造应力作用,而巷道两帮围岩由于解除了应力,处于弹性恢复状态。因此构造应力主要引起巷道顶板岩层和底板岩层的屈曲破坏。

1.1.1 构造区巷道变形破坏力学模型构建

构造区域巷道力学模型的构建主要根据巷道变形显现和地应力观测结果进行模型的建立。

(1) 巷道变形显现。盘江月亮田矿构造区域巷道的变形破坏呈现出明显的构造痕迹,顶底板变形严重,常规支护效果不佳。

(2) 地应力观测。浅部煤层地应力观测作用不大,但随着采矿规模的不断扩大和不断向深部发展,地应力影响逐渐严重^[6-8],不考虑地应力影响进行设计和施工,会造成地下巷道和采场坍塌破坏、冲击地压等矿井动力现象的发生,造成人员伤亡和财产损失。通过对地应力的初步观测,发现水平应力较大。

在模型的构建过程中,充分考虑了顶底板岩层变形严重,两帮岩层变形较小,主要考虑水平压力对顶底板的影响。

1.1.2 顶板岩层破坏

(1) 力学模型。巷道顶板岩层受自重和水平轴向推力 N 的作用。顶板岩层稳定性问题为岩层在自重 g 及轴推力 N 共同作用下复合弯曲时的失稳问题。如图 1 所示,岩梁在自重作用下弯曲变形,轴向压力 N 在岩梁各个截面又产生分布弯矩 W_n 。弯矩作用使梁弯曲进一步加剧。岩梁变形后 W_n 又将产生新的弯曲变形。当轴向压力 N 达到一定限度后,由 N 产生的弯曲变形将是一个恶性循环,岩梁将无法达到新的平衡状态而破坏,这就是顶板岩层屈曲破坏。

(2) 破坏准则。在 N 及自重作用下,梁的弯曲变形方程为

$$\frac{d^2 w}{dx^2} = -\frac{M_x}{EJ} \quad (1)$$

式中 μ 为轴向压力在岩梁各截面上的弯矩, $\text{kN} \cdot \text{m}$; x 为分布弯矩所在截面的水平距离, m ; M_x 为水平方

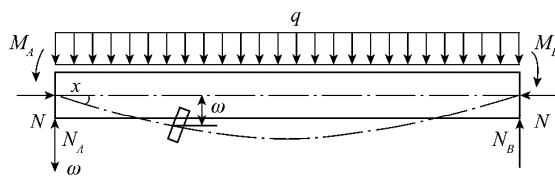


图 1 顶板岩层受力示意

Fig. 1 The schematic diagram of forces to roof strata

向弯矩, $\text{kN} \cdot \text{m}$; E 为弹性模量, MPa ; J 为惯性矩, m^4 。

解得最大挠度 ω_0 为

$$\omega_0 = \frac{1}{384} \frac{ql^4}{EJ} \quad (2)$$

式中 ω_0 为最大挠度, m ; q 为均布载荷, kN/m ; l 为长度, m 。

$$\frac{\omega_{\max}}{\omega_0} = -\left(\frac{4}{Kl}\right)^2 \left\{ 6\left(\frac{2}{Kl}\right)^2 \left[1 - \sec\left(\frac{Kl}{2}\right) \right] + 2\sec\left(\frac{Kl}{2}\right) + 1 \right\} > 1 \quad (3)$$

式中 $\omega_{\max}$ 为极限挠度, m 。

解得使梁达到屈曲时最小轴向压力 N_{cr} 为

$$N_{cr} = \frac{\pi^2 EJ}{l^2} \quad (4)$$

若将 $\frac{1}{2}Kl$ 用 N_{cr} 表示, 则

$$\frac{\omega_{\max}}{\omega_0} = -\left(\frac{4}{\pi \sqrt{\frac{N_{cr}}{N}}}\right)^2 \times \left\{ 6\left(\frac{2}{\pi \sqrt{\frac{N_{cr}}{N}}}\right)^3 \left[1 - \sec\left(\frac{\pi}{2} \sqrt{\frac{N}{N_{cr}}}\right) \right] + 2\sec\left(\frac{\pi}{2} \sqrt{\frac{N}{N_{cr}}}\right) + 1 \right\} \quad (5)$$

式中 N_{cr} 为使梁达到屈曲时极限轴向压力, kN ; N 为巷道顶板岩层实际所受轴向压力, kN 。

当 $N/N_{cr} < 0.6$ 时, $\omega_{\max}/\omega_0$ 变化很小; $0.6 < N/N_{cr} < 0.8$ 时变化幅度增大; 而当 $N/N_{cr} \geq 0.8$ 时, $\omega_{\max}/\omega_0$ 明显增大, 以致趋于无穷大。这就是说, 巷道顶板岩层所受轴向压力 $N > 0.8N_{cr}$ 时, 变形(下沉)明显增大, 严重时产生冒落。

在构造应力释放前, 巷道变形呈现为屈曲破坏形式, 变形破坏随松动圈的增大呈现平方关系增大(如式(4))。因此在月亮田矿为防止顶板松动圈增大加剧顶板破坏, 采用锚杆(索)和注浆加固的综合支护方法进行工作面巷道加固, 以控制松动圈的范围, 加固巷道, 取得了较好的支护效果。

1.1.3 底板岩层破坏

(1) 模型(水平构造应力作用下的屈曲破坏)。

底板模型与顶板相同, 只是力矩方向相反。当底

板承受的轴向力超过其允许限度后,会因底板岩层失稳而引起底臃、底板岩层破裂等严重后果。

(2) 破坏准则。由顶板破坏类推可得使梁达到屈曲时的最小轴向压力 N 同式(4)。

当巷道底板岩层所受轴向力 $N \geq 0.8N_{cr}$ 时,将发生屈曲现象,即产生明显底臃、破裂现象。

月亮田煤矿由于巷道水平应力大,使得巷道底板底臃严重,通过对巷道围岩进行加强支护,控制了底板的变形破坏。

1.1.4 两帮岩体破坏

采动后围岩应力重新分布,两帮岩体承受较高应力作用。根据莫尔-库仑准则求得两帮岩体不发生剪切破坏的条件为

$$\sigma_1 < \frac{2C \cos \varphi}{1 - \sin \varphi} \quad (6)$$

式中, σ_1 为最大主应力, MPa; φ 为煤体内摩擦角, ($^\circ$); C 为黏结力, MPa。

假设支架为两帮岩体提供一侧向应力,使两帮岩体由单向应力转化为双向应力,可以阻止破坏。岩体处于稳定状态时条件为

$$\sigma_3 > \frac{\sigma_1(1 - \sin \varphi) - 2 \cos \varphi}{1 + \sin \varphi} \quad (7)$$

式中 σ_3 为最小主应力, MPa。

构造应力导致顶底板岩体发生破坏,使一定范围内构造应力得到释放^[9-13]。巷道围岩主要承受重力场作用,在巷道两帮形成支承压力,两帮出现压缩破坏,两帮破坏随支承压力向深部转移而逐渐发展,到支承压力达到稳定后,两帮围岩趋于稳定。

1.2 巷道围岩破坏发展和应力转移过程

(1) 破坏发展过程。在构造应力作用下,顶底板岩层发生挤压与屈曲破坏,构造应力逐步得到释放;促使巷道围岩发生破坏的力转化为重力,分布于巷道两帮的支承压力导致两帮岩层的压缩破坏或维持稳定,破坏的发展与支承压力的转移程度密切相关。

(2) 应力转移过程。顶底板大范围破坏(鼓出),使得构造运动残余水平应力得到充分释放。重力场随围岩构造应力的释放(解除)发展成为促使围岩向已采空间运动的主动动力。随着围岩周边破坏向深部发展,岩石破裂范围不断增大,应力高峰向深部转移。

2 动态应力场影响分析

煤层开采后,原始重力重新分布。重新分布的应力场按应力大小分为“低应力区”($\sigma < \gamma H$),包括“内应力场”和塑性破坏区应力小于原始应力的一部分;“高应力区”包括弹塑性区中应力超过原始应力的部

分;以及未受采动影响的“原始应力区”等 3 个部分。在一定采深的采动应力场中,不同部位开掘的巷道,围岩应力的大小将有重大差异。如在高应力区开掘巷道,发生动力现象的“临界开采深度”可能比在原始应力场中开掘的巷道大幅度减少。相反,在稳定的内应力场中开掘的巷道,可有效避免动力现象发生。

在采动形成的应力场中开掘巷道,避免应力超限,不仅取决于巷道开掘的位置,而且必须注意巷道开掘的时间。具体到月亮田煤矿,由于煤柱区域的开采时间比较长,岩层运动已经结束,关键是巷道位置的选择。通过对动态应力场的分析确定了近距离煤层巷道的平距 x 。

3 巷道围岩控制机理与技术

构造应力明显区域的巷道顶板发生厚度较大顶板岩层离层的屈曲破坏(图 2),且这种层破坏随构造应力的增加而加剧。图 3 是将岩层进行穿层加固的示意图,由于增加了岩层的抗屈曲破坏的厚度及增加了抗弯强度,将加固前的层状剥离破坏范围大的状况,改变为厚度大、抗弯曲能力强、破坏范围小的状态。

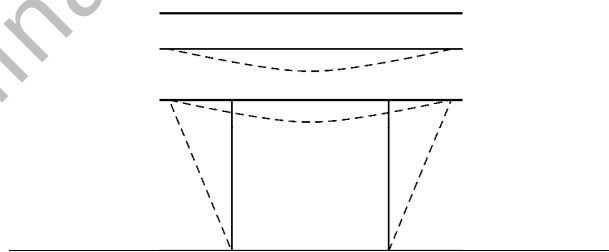


图 2 层破坏示意

Fig. 2 The schematic diagram of layer failure

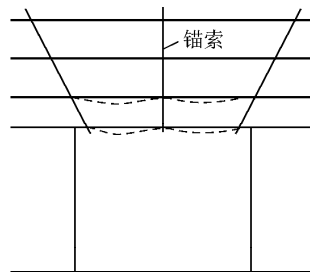


图 3 局部破坏示意

Fig. 3 The schematic of local failure

在月亮田矿的构造区域,巷道掘进时增加了锚索支护的密度和强度,提高了围岩的强度,减小了顶板的下沉量和破坏。

4 试验研究

贵州盘江矿区高瓦斯矿井月亮田矿存在成本高、工期长、接续紧张等问题。通过 1118₁₇ 工作面回采

中采用 1118₂7 回风巷作底抽巷抽采试验,有效地降低了成本、缩短了工期,缓解了接续紧张。

4.1 1118₁7 与 1118₂7 工作面基本情况

1118₁7 工作面走向均长 570 m,平均面长 148 m,瓦斯绝对涌出量 16.22 m³/min,配风 840 m³/min,风排瓦斯量 5.04 m³/min,上隅角埋管抽采与利用专用瓦斯排放巷抽采 11.18 m³/min。1118₂7 采煤工作面走向长 600 m,与地表最大垂深 300 m,只安排一个掘进队掘进,因此在 1118₁7 采煤工作面回采期间,同时掘进该工作面,才能保证正常接续。

4.2 1118₁7 工作面回采对 1118₂7 工作面回风巷的压力影响

4.2.1 1118₁7 采煤工作面回采与 1118₂7 采煤工作面工程平面布置关系及顶底板岩性

1118₂7 回风巷距 1118₁7 运输巷(中-中) 35 m,如图 4 所示。通过巷道揭露 18₁上距 18₂层间距(底-底)为 9.4 m,煤层倾角均为 8°~9°,为缓倾斜煤层。

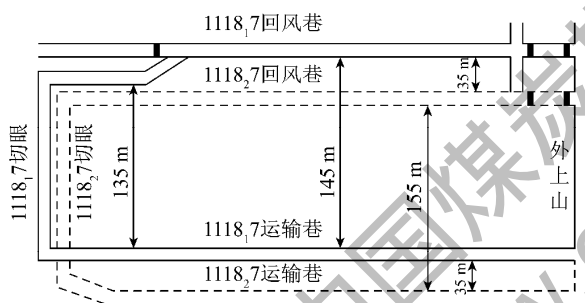


图 4 1118₁7 与 1118₂7 采煤工作面平面位置关系

Fig. 4 The relation graph of plane position of 1118₁7 coal face and 1118₂7 coal face

1118₂7 工作面垂深 150~300 m;煤层顶板:直接顶为灰色粉砂岩,厚 1.2~2.0 m,岩石坚固性系数 $f=3\sim5$,属 II 类顶板;煤层直接底为灰色细粉砂岩,含植物根部化石,坚固性系数 $f=2$,易膨胀。

4.2.2 1118₁7 回风巷变形速度及其与 18₂7 运输巷平距 x 的合理确定

(1) 按围岩性质。根据邻近煤巷变形速度 v 同巷道与上部煤柱边缘之间水平距离 x 有密切的关系,且紧靠上部煤柱边缘巷道,围岩变形速度最大,随着巷道远离煤柱,围岩变形速度按负指数衰减,即 $v=c+ae^{-bx}$,其中 a 、 b 、 c 取决于上部煤层采动状况和围岩性质的张力,上部煤柱荷载 p 取决于开采深度及煤柱周围采动情况。 x 值同巷道上部煤层之间垂距 z 的比值关系为 $x/z=0.7\sim1.4$ ^[14-15]。由于 18₂煤层顶板较稳定,但受采动压力影响,按 $x/z=1.4$ 则

$$x=1.4z=10.08\text{ m} \quad (8)$$

(2) 按围岩性质和采动状况等选择 x 值。

$$v=[1-0.003(H_k-300)]Ac \times [1.15z^{-0.96}e^{-0.139x}]=0.8642^{-0.139x} \quad (9)$$

式中 v 为邻近煤巷受采动影响围岩移近速度,mm/d; H_k 为开采深度,取 290~300 m; x 为巷道与上部煤柱边缘之间水平距离; z 为巷道与上部煤柱之间垂距,取 7.2 m; A 为巷道围岩稳定影响系数,取 1; c 为煤柱周围采动影响系数,取 3。

根据上式得出 $v-x$ 曲线(图 5),当 $x>15$ m 时, $v\leq 0.107$ mm/d,且因 18₂顶底板较稳定,在上部邻近层 1118₁7 回采后,压力相对稳定,1118₂7 回风巷也处于稳定期,设计时为确保 1118₂7 回风巷的使用,结合 1118₂7 靠近大巷保护煤柱等因素,确定 $x=35$ m。

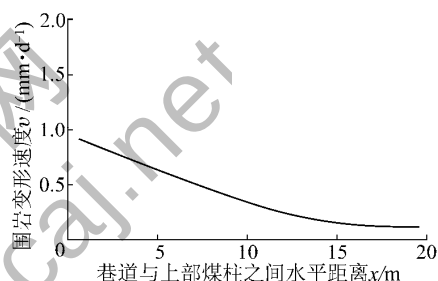


图 5 围岩变形速度与水平距离的关系

Fig. 5 The relationship between deformation velocity and horizontal distance of surrounding rocks

(3) 采用实测方法选择 x 值。根据实际测量的外应力场明显影响范围选择平距 x 值^[15]。

4.2.3 跨巷开采期 1118₂7 回风巷变形情况

根据观测,当掘进工作面与采煤工作面平面投影位置相交后,在 1118₂7 回风巷内,因采煤工作面超前压力致使巷道顶板来压,但仅棚顶木背板被压裂压断,矿工钢棚梁腿无变形,巷道底板采煤工作面超前 30 m 范围内最大底臌量达 0.8 m 后趋于稳定。在靠 1118₂7 回风掘进工作面方向 20 m 范围外巷道趋于稳定。1118₂7 全回采完毕,启封 1118₂7 回风巷进行安装时,回风最大底臌量 0.85 m,平均 0.4 m。巷道支护的 11 号棚梁腿无变形,仅有 8 架棚巷道下净宽减小 0.2 m。

通过以上观测,若利用 1118₂7 回风巷作 1118₁7 采煤工作面底抽巷,作为 1118₁7 采煤工作面的接续面,1118₂7 回风巷仅通过巷道适当拉底后即可满足设计要求。

4.3 1118₁7 采煤工作面瓦斯治理情况

(1) 1118₁7 配风 840 m³/min,风流瓦斯浓度实测 0.6%,风排瓦斯量 5.04 m³/min;

(2) 1118₁7 采煤工作面上隅角留管抽采量 6 m³/

min;

(3) 利用 1118₁7 采空区使用专用瓦斯巷排采量为 5.18 m³/min。

1118₁7 采煤工作面瓦斯治理将 1118₂7 运输巷及已报废的外上山作为瓦斯排放巷,为其瓦斯治理创造了有利的条件,否则虽其瓦斯绝对涌出量仅 16.22 m³/min,但治理难度很大。特别是 1118₂7 上隅角治理难度更大。1118₂7 回风巷掘进到位进行封闭后 24 h,检查密闭内瓦斯达 95%,通过对其进行抽采保证民用瓦斯用量,同时也促进了 1118₂7 采煤工作面瓦斯治理。通过分析,首先是因两层煤层间距较小,经采动压力影响后,1118₂7 回风巷顶产生大量裂隙,导致 1118₁7 采空区瓦斯大量涌入,其次由于上采煤工作面动压影响,18₂号煤层内瓦斯涌入巷道,实现了近距离煤层群巷道掘进与工作面开采的瓦斯立体抽采。

1118₂7 回风巷掘进时瓦斯涌出量情况见表 1。通过控制风量,实现了瓦斯浓度不超限。

表 1 1118₂7 回风巷掘进时瓦斯涌出量
Table 1 Gas emission of 1118₂7 return airway during tunneling

日期	风量/ (m ³ ·min ⁻¹)	瓦斯涌出量/ (m ³ ·min ⁻¹)	回流瓦斯 浓度/%	工作面与 1118 ₁ 7 回风超前距离/m
10 月 4 日	360	2.56	0.71	30
10 月 16 日	510	3.67	0.72	180
11 月 6 日	800	6.48	0.71	460

5 结 论

(1) 构造区域巷道变形破坏类型为屈曲破坏,构造应力越大,岩层分层越明显,强度越低,其破坏范围越大,表现为顶板的大幅度下沉与底板的明显鼓起。

(2) 近距离煤层群布置底抽巷,需要根据煤层具体条件选择巷道合理位置,并采取强力支护,以保证在动压作用下工作面回风能满足使用。

(3) 月亮田矿的试验工作面,因布置在 1118₂煤层中的巷道将随 1118₁工作面回采受到动压影响,虽然其顶底板岩性较稳定,利用锚杆支护在巷道受回采动压影响后,围岩松动圈将扩展,甚至造成锚杆支护失效,采用锚索加固顶板技术,控制了构造应力对巷道的变形破坏程度。

(4) 近距离煤层群的下层煤工作面回风作底抽巷时,由于层间距较小,在上层煤工作面动压作用下,巷道顶板将产生大量裂隙导通采空区,因此可不用打钻,实现瓦斯抽采,且效果显著。

参考文献:

- [1] 谢生荣,武华太,赵耀江,等.高瓦斯煤层群“煤与瓦斯共采”技术研究[J].采矿与安全工程学报,2009,26(2):173-178.
Xie Shengrong, Wu Huatai, Zhao Yaojiang, et al. Technology of coal and gas simultaneous extraction for high gassy coal seams group[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2009, 26(2): 173-178.
- [2] Paterson L. A model for outbursts in coal[J]. Int. J. Rock Mech. Sci. & Geomech. Abstr., 1986, 23(4): 327-332.
- [3] Hudecek V. Solution of coal and gas outbursting problematics[J]. Ostrava: Technical University, 2004.
- [4] Odintsev V N. Sudden outburst of coal and gas failure of natural coal as a solution of methane in a solid substance[J]. Journal of Mining Science, 1997, 33(6): 117-119.
- [5] Li S, Zhang H W. Coal and gas outburst model recognition and regional prediction[A]. Proceedings in Mining Science and Safety Technology[C]. Beijing: Science Press, 2002: 331.
- [6] 祖自银. 近距离煤层群保护层开采瓦斯治理技术[J]. 煤炭工程, 2009(8): 56-57.
Zu Ziyin. Study on the released range and the critical interlayer spacing of upper protective coal seam with closed distance[J]. Coal Engineering, 2009(8): 56-57.
- [7] 梁运培. 邻近层卸压瓦斯越流规律的研究[J]. 矿业安全与环保, 2000, 27(1): 32-37.
Liang Yunpei. Study on cross-flowing regularity of released gas from adjacent coal seams[J]. Mining Safety and Environmental Protection, 2000, 27(1): 32-37.
- [8] 翟成. 近距离煤层群采动裂隙场与瓦斯流动场耦合规律及防治技术研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2008: 6-7.
- [9] 汪有清. 底抽巷上向穿层钻孔抽放远程卸压瓦斯技术研究[D]. 淮南: 安徽理工大学, 2006: 15-19.
- [10] 胡国忠, 王宏图, 范晓刚. 邻近层瓦斯越流规律及其卸压保护范围[J]. 煤炭学报, 2010, 35(10): 1654-1659.
Hu Guozhong, Wang Hongtu, Fan Xiaogang. The law of methane gas leak flow in adjacent layer and its relief-pressure protection region[J]. Journal of China Coal Society, 2010, 35(10): 1654-1659.
- [11] 孙森, 夏仕柏, 张安福. 下邻近层卸压瓦斯的涌出与治理[J]. 矿业安全与环保, 2000, 27(3): 16-17.
Sun Sen, Xia Shibao, Zhang Anfu. Control of pressure-released gas emission from lower adjacent seam[J]. Mining Safety and Environmental Protection, 2000, 27(3): 16-17.
- [12] 胡殿明. 煤层瓦斯赋存规律及防治技术[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2006: 20-31.
- [13] 张铁岗. 矿井瓦斯综合治理技术[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2001: 25-29.
- [14] 王海锋, 程远平, 吴冬梅, 等. 近距离上保护层开采工作面瓦斯涌出及瓦斯抽采参数优化[J]. 煤炭学报, 2010, 35(4): 590-594.
Wang Haifeng, Cheng Yuanping, Wu Dongmei, et al. Gas emission and parameter optimization of gas extraction in mining face of short distance protective seam[J]. Journal of China Coal Society, 2010, 35(4): 590-594.
- [15] 蒋金泉, 韩继胜, 石永奎. 巷道围岩结构稳定性与控制设计[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1999: 15-24.