

安全技术及工程

单一低透气性煤层采空区卸压带防突范围确定

张明杰^{1,2}, 付 帅¹, 谭志宏^{1,2}

(1. 河南理工大学 安全科学与工程学院 河南 焦作 454003;

2. 河南省瓦斯地质与瓦斯治理重点实验室——省部共建国家重点实验室培育基地 河南 焦作 454003)

摘 要: 针对单一低透气性煤层具有瓦斯预抽难度大、防突效果差等特点, 为准确确定卸压带范围, 实现单一低透气性煤层卸压带内的快速掘进, 以古汉山矿为例, 采用多种方法综合考察法来考察卸压带范围。结果表明: 通过测定其邻近采空区煤层内残存瓦斯含量、压力并结合数值模拟, 综合确定该矿井有效防突卸压带范围为 8 m, 在该范围内, 瓦斯涌出初速度、钻屑量和钻屑瓦斯解吸指标均小于临界值, 说明卸压带内无突出危险性, 可实现在单一低透气性煤层卸压带的安全快速掘进。

关键词: 煤与瓦斯突出; 残存瓦斯量; 残存瓦斯压力; 卸压带

中图分类号: TD713

文献标志码: A

文章编号: 0253-2336(2014)08-0025-04

Determination on Range of Stress-relaxed Area in Goaf of Low Permeability Single Coal Seam

ZHANG Ming-jie^{1,2}, FU Shuai¹, TAN Zhi-hong^{1,2}

(1. School of Safety Science and Engineering, Henan Polytechnic University, Jiaozuo 454003, China; 2. Henan Provincial Key Laboratory of

Gas Geology and Gas Control—State Key Laboratory Education Base Co-sponsored by Province and Ministry, Jiaozuo 454003, China)

Abstract: According to the features of difficult gas pre-drainage and inefficient outbursts control in a low permeability single coal seam, in order to accurately determine the stress-relaxed area and realize fast driving in the stress-relaxed area of low permeability single coal seam, taking Guhanshan Coal Mine as an example, this paper used many methods to determine the stress-relaxed area. The results showed that according to the determination of residual gas content and pressure in the coal seam of adjacent goaf, in combination with numerical simulation, the range of the stress-relaxed area without outburst danger was 8 m, and in the stress-relaxed area, gas emission initial speed and value of drilling cuttings weight as well as desorption index for drilling cuttings were all below the critical value, which illustrated the stress-relaxed area had no outburst danger, the fast and safe driving could be realized in the stress-relaxed area of low permeability single coal seam.

Key words: coal and gas outburst; residual gas content; residual gas pressure; stress-relaxed area

0 引 言

随着矿井开采深度的延深, 煤层瓦斯含量、瓦斯压力逐渐升高, 开采期间煤与瓦斯突出危险性日益严重。而煤巷掘进期间的瓦斯动力现象的发生, 造成突出煤层煤巷掘进速度逐步下滑, 采掘关系日趋紧张, 严重制约煤矿生产效率。为有效防治瓦斯突出事故, 国内外相关研究机构和煤炭行业针对防突

理论和技术进行了深入和广泛的研究, 取得了一定的成果。但由于突出的影响因素众多, 发生原因复杂, 到目前为止, 对各种地质、开采条件下突出发生的规律还没有完全掌握, 尤其是在突出煤层煤巷的安全掘进的难度更大。《防治煤与瓦斯突出规定》所规定的 2 种区域防突措施, 即开采保护层、预抽煤层瓦斯^[1], 以及在实际生产过程中常采用的超前钻孔、深孔松动爆破、水力压裂煤体等可使巷道掘进速

收稿日期: 2014-03-27; 责任编辑: 王晓珍 DOI: 10.13199/j.cnki.cst.2014.08.008

作者简介: 张明杰(1968—), 男, 河南平舆人, 教授级高级工程师。Tel: 13303911694, E-mail: hmzmj@163.com

引用格式: 张明杰, 付 帅, 谭志宏. 单一低透气性煤层采空区卸压带防突范围确定[J]. 煤炭科学技术, 2014, 42(8): 25-28.

ZHANG Ming-jie, FU Shuai, TAN Zhi-hong. Determination on Range of Stress-relaxed Area in Goaf of Low Permeability Single Coal Seam[J].

Coal Science and Technology, 2014, 42(8): 25-28.

度提高的措施^[2-4]。对于单一低透气性煤层来说,投入大且效果不理想。因此,笔者通过研究采空区周围煤体内的残存瓦斯含量、压力,及对采空区周围煤体应力分布情况的数值模拟结果,综合确定邻近采空区煤体无突出危险卸压带范围,在卸压带内消除了煤体的突出危险性,可实现邻近采空区煤巷在无突出危险性区的安全快速掘进,解决了相当比例的煤巷掘进防突工作^[5-7]。

1 煤体卸压带理论

回采巷道开挖后,采掘作业破坏了煤层的原始应力和瓦斯压力平衡,产生煤体流变破坏和瓦斯流动^[5]。巷道围岩应力重新分布,巷道周边一定范围内会产生应力集中现象,其应力大于煤体极限应力时,巷道周边一定范围的煤体就会发生变形破坏,该范围内的应力就会降低^[8-9]。采掘空间附近的集中应力使该部分煤体首先发生破裂变形,集中应力向煤体深部转移,形成卸压带、应力集中带和原岩应力带,俗称应力“三带”^[10-12],如图 1 所示。在这 3 个区域中,煤体所受应力和变形性质各有差异^[13-14]。在卸压带内,由于集中应力的作用使煤体边缘首先被压酥,形成裂隙,导致煤体抗压强度显著降低,只能承受低于原岩应力的载荷,也叫做应力降低区。由于煤体被压酥,使集中应力的作用点向煤体深部转移。卸压带通常被认为是无突出危险的区域。

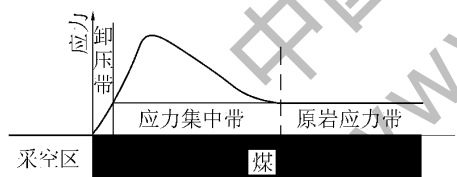


图 1 采空区周围煤体的应力分布

2 数值模拟卸压带范围

2.1 模型的建立

RFPA 是一种简便快速的应力分析工具,其最大特点是在可以充分考虑岩体介质的非均匀性的基础上,尽可能地还原真实地质条件。笔者采用 RFPA 对古汉山矿 13091 工作面进行了数值模拟。

在尽量还原现场工作面的基础上,对地质情况进行一定简化,建立相关数值模型。模型长 180 m,高 60 m。开采煤层平均厚 5 m,其中下部 0.6 m 为软煤,上部为硬煤,煤层厚度不发生变化,煤层倾角 13°。模拟剖面垂直于煤层走向,工作面沿倾向长度为 118 m,巷道简化为宽度 3 m、高度 3 m 的正方形

断面。直接顶厚度 2 m,直接底厚度 1 m,最上部为基本顶,最下部为基本底,不考虑基本顶和基本底以外的区域。建立的数值模型如图 2 所示。

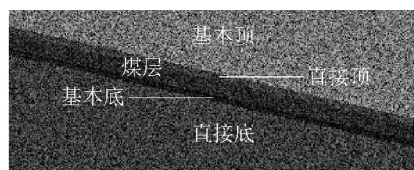


图 2 数值模型

模型网格共计划分 97 200 个单元,采用平面应变模型,在模型底部边界,采用零位移约束(即边界上的单元不发生移动),上部和左右两侧为自由边界,采用载荷加载,竖直方向上施加载荷 20 MPa 模拟垂直地应力,水平方向施加载荷 8 MPa 模拟侧向应力。在模型的上表面载荷应力均匀分布。模型从上到下共分为 6 层不同性质的煤岩层,各煤岩层数值模拟参数见表 1。

表 1 13091 工作面煤岩层数值模拟参数

层序	岩层	厚度/m	抗压强度/MPa	弹性模量/GPa	容重/(10 ⁻⁵ N·mm ⁻³)
1	细砂岩	4.0(左上部)	156	42.6	2.6
2	砂质泥岩	2.0	59	25.5	2.4
3	硬煤分层	4.4	20	20.0	1.5
4	软煤分层	0.6	12	14.0	1.3
5	炭质泥岩	1.0	58	16.0	2.2
6	砂质泥岩	7.0(右下部)	59	25.5	2.4

由于古汉山煤层比较厚,但其开采方式主要以分层开采为主,因此仅对分层开采的卸压效果进行模拟。其中,分层开采主要为上分层开采后的卸压情况。

2.2 数值模拟结果分析

对顶分层开采前后,拉应力和剪应力在煤层中的分布变化进行了模拟,压应力和剪应力分布情况基本相同。回风巷剪应力、压应力集中带向煤层内部迁移了 10 m,拉应力集中带向内迁移了 8.6 m;运输巷剪应力、压应力、拉应力集中带向煤层内部分别迁移了 6.3、5.7、5.7 m。

经对比发现,邻近采空区煤体存在剪应力、压应力集中带,其位置基本一致,且较拉应力集中带更加深入煤层内部,预计多深入 1~3 m。采空区上部煤体卸压范围在 8~10 m,应力峰值 11~13 m;采空区下部煤体卸压范围在 7~8 m。应力峰值 9~11 m。开采上分层条件下,采空区上部煤体卸压范围大于

采空区下部煤体卸压范围 2 ~ 3 m, 煤体受剪应力和压应力的卸压效果要优于受拉应力的卸压效果。整体来讲, 采空区上部煤体卸压范围均大于采空区下部煤体卸压范围。

理论研究表明, 应力集中带煤体没有完全破坏, 煤体还保存较高的瓦斯含量, 且较高的集中应力使煤层瓦斯压力提高 0.3 ~ 0.5 MPa。综上所述, 数值模拟结果表明邻采空区煤体的卸压范围为 7 ~ 10 m, 而此处以里煤体正是瓦斯压力含量恢复最大值处, 因此, 依据数值模拟结果确定的采空区卸压防突效果考察范围应定为 7 ~ 8 m。但是, 其集中应力峰值位置大于 9 m, 考虑到随着时间增加煤岩体具有一定的流变性, 而沿采空区布置掘进巷道时, 新掘巷

道又可以造成集中应力峰值的内部转移, 所以在确定卸压带影响范围防突效果时可适当将集中应力峰值向深部多考虑 1 ~ 2 m。因此, 依据数值模拟结果确定的采空区卸压防突效果考察范围应定为 9 m。

3 基于残存瓦斯含量、压力确定卸压带范围

3.1 残存瓦斯含量考察

同一矿井同一煤层在标高接近情况下其邻近采空区卸压范围通常相差不大。因为古汉山矿 13091 工作面与 14001 工作面标高近似, 选择 14001 运输巷作为下部邻近采空区的试验地区, 考察沿空卸压排放带内残存瓦斯含量和瓦斯压力, 残存瓦斯含量和瓦斯压力测定结果见表 2。

表 2 14001 运输巷残存瓦斯含量和瓦斯压力测定结果

孔深/ m	残存瓦斯含量/($\text{m}^3 \cdot \text{t}^{-1}$)						残存瓦斯压力/MPa					
	1 号 160 m	2 号 160 m	3 号 260 m	4 号 260 m	5 号 320 m	6 号 320 m	1 号 160 m	2 号 160 m	3 号 260 m	4 号 260 m	5 号 320 m	6 号 320 m
3	5.43	—	5.96	2.90	7.23	4.06	0.41	—	0.47	0.19	0.62	0.28
5	3.39	5.17	6.29	6.31	7.40	5.64	0.22	0.38	0.50	0.51	0.64	0.43
7	5.44	7.24	5.43	4.33	6.69	7.96	0.41	0.62	0.41	0.30	0.55	0.72
9	6.99	9.39	5.59	5.61	7.83	7.59	0.59	0.97	0.42	0.43	0.71	0.67
11	7.49	14.34	6.24	5.46	8.44	8.75	0.66	2.60	0.50	0.41	0.80	0.85
13	8.60	8.81	6.22	6.21	8.70	8.66	0.83	0.86	0.50	0.50	0.84	0.84
15	9.53	9.13	7.33	5.43	9.31	8.93	0.99	0.92	0.64	0.41	0.95	0.88

注: 160、260、320 m 分别指从运输巷开口向工作面方向的距离; 1—6 号指钻孔编号。

由表 2 可知, 从孔深 7 m 处开始, 煤层残存瓦斯含量已普遍达到或接近瓦斯含量临界值 $8 \text{ m}^3/\text{t}$, 具备发生煤与瓦斯突出的瓦斯含量条件; 如果此处发育有较厚的构造煤, 在集中采动应力作用下, 巷道掘进到此处时, 发生煤与瓦斯突出的危险性很大。

3.2 残存瓦斯压力考察

本次考察采用间接法测定煤层瓦斯压力。根据表 2 中测定的煤层残存瓦斯含量 W 、煤的吸附常数 a 、 b 以及各个瓦斯含量测定点的煤质工业分析结果, 按照朗格缪尔方程可以计算对应的残存瓦斯压力 $P^{[15]}$ 。

$$W = \frac{abP}{1 + bP} \frac{1}{1 + 0.31M_{\text{ad}}} \frac{100 - M_{\text{ad}} - A_{\text{d}}}{100} + \frac{10KP}{\gamma} \quad (1)$$

式中: M_{ad} 为煤的水分, %; A_{d} 为煤的灰分, %; K 为煤的孔隙率; γ 为煤的密度, t/m^3 。

14001 运输巷吸附常数及煤质工业分析结果见表 3。由式(1)与表 3 间接测定的煤层残存瓦斯压

力见表 2。

表 3 吸附常数及煤质工业分析结果

$a/$ ($\text{m}^3 \cdot \text{t}^{-1}$)	$b/$ MPa $^{-1}$	真密度/ ($\text{t} \cdot \text{m}^{-3}$)	视密度/ ($\text{t} \cdot \text{m}^{-3}$)	$M_{\text{ad}}/$ %	$A_{\text{d}}/$ %	挥发分 $V_{\text{daf}}/$ %	K
36.695	0.945	1.605	1.53	1.66	13.96	8.765	4.67

在 14001 运输巷实测得到的沿空煤体瓦斯含量分布结果表明, 从采空区煤壁起, 向煤体深部一定范围内, 煤层瓦斯含量逐渐增加, 且逐渐趋于稳定。此次在孔深 7 m 处开始煤层残存瓦斯含量已达 $8 \text{ m}^3/\text{t}$, 据此间接测定的该处残余瓦斯压力约为 0.74 MPa; 孔深 9 m 处, 煤层残存瓦斯含量已超过 $8 \text{ m}^3/\text{t}$, 残余瓦斯压力也超过 0.74 MPa。因古汉山煤田煤变质程度高, 具有低压力、高含量的实际情况, 在孔深 7 m 处已具有突出危险性, 但考虑到煤岩体的流变特性, 随时间推移卸压范围会更加深入煤体, 瓦斯会进一步缓慢释放, 但是在孔深 9 m 处瓦斯含量、压力远大于临界值, 即使瓦斯随时间推移进一步

释放也难以消除其突出危险性。依据瓦斯含量、压力测定结果确定卸压带防突考察范围应为8 m。

4 卸压带范围的确定及防突效果分析

4.1 卸压带范围综合考察

确定的卸压带考察结果需能满足巷道设计和布置的要求。设定煤巷掘进与采空区的煤柱宽度为1.5 m,巷道宽度为4.0 m,掘进过程中允许偏离采空区的最大宽度为1.5 m,则卸压带考察结果不应小于7.0 m。

依据数值模拟结果确定的采空区卸压防突效果考察范围应定为9 m;依据残存瓦斯含量测定结果确定无突出危险卸压带范围应为8 m。基于安全考虑,将采空区无突出危险卸压带范围定为8 m。

4.2 卸压带防突效果分析

根据卸压带防突效果范围考察结果,以14001运输巷为例,在其无突出危险卸压带内对邻近采空区的14001运输巷距开口处160~212 m、265~318 m的距离(212~265 m巷道过老巷无法预测),共计110 m长的巷道进行突出危险预测指标瓦斯涌出初速度 q 、钻屑量 S 、钻屑瓦斯解吸指标 Δh_2 的测定。每10 m布置2个测试孔,孔深8 m,每2 m对3个参数进行1次测定,每个孔取其最大值 q_{\max} 、 S_{\max} 和 $\Delta h_{2,\max}$ 进行分析,结果如图3所示。

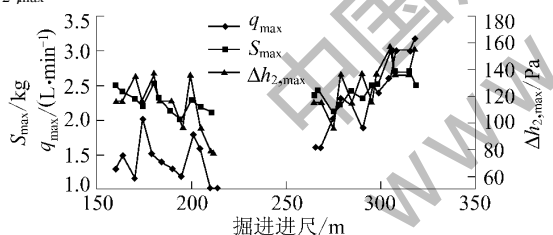


图3 卸压带突出危险预测指标测定结果

由图3可以看出,在根据数值模拟及残存瓦斯含量、压力综合确定的卸压带范围内,突出危险性指标瓦斯涌出初速度 q 、钻屑量 S 、钻屑瓦斯解吸指标 Δh_2 均未超过规定的临界值,并且在14001运输巷掘进过程中从未发生过瓦斯动力现象。由此可得,确定的8 m的无突出危险性卸压带范围是可靠的,在此范围内可实现煤巷安全快速掘进。

5 结 论

1) 根据数值模拟结果分析可得,随着破坏向煤岩体内部扩展,破坏区域的集中应力得以释放,应力集中带向煤岩体内部迁移。采空区上部煤体破坏情

况比采空区下部煤体严重,破坏后的卸压范围也要大于下部煤体。

2) 运用 q 、 S 及 Δh_2 等突出危险性指标,对14001运输巷110 m长煤巷突出危险性跟踪测定结果显示,8 m卸压带范围内3个指标均未超限,属无突出危险区域,可在其中实现煤巷安全快速掘进。

3) 根据残存瓦斯含量、压力测定结果,在钻孔深度达到7 m时,煤层残存瓦斯含量、压力已接近临界值,孔深9 m处开始,煤层残存瓦斯含量、压力已超过临界值。因此,确定卸压带防突考察范围应为8 m。根据数值模拟结果确定的采空区卸压防突效果考察范围应定为9 m;依据瓦斯含量测定结果确定卸压带防突考察范围应为8 m。因此,综合确定采空区卸压防突效果考察范围为8 m。

参考文献

- [1] 国家安全生产监督管理总局. 防治煤与瓦斯突出规定[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2009.
- [2] 杜江明, 徐晓萌, 李 振, 等. 煤与瓦斯突出工作面掘进速度的合理控制[J]. 煤炭科学技术, 2013, 41(12): 43-45.
- [3] 王玉宝, 单仁亮, 蔡炜凌, 等. 西山矿区煤巷掘进速度影响因素因子分析[J]. 煤炭学报, 2011, 36(6): 925-929.
- [4] 魏国营, 张书军, 辛新平. 突出煤层掘进防突技术研究[J]. 中国安全科学学报, 2005, 15(6): 100-104.
- [5] 廖志强, 陈东春, 刘 鑫. 采煤工作面卸压带宽度确定及分析[J]. 能源技术与管理, 2012(3): 18-20.
- [6] 郭晓亮, 张 干. 采场矿山压力理论发展现状与趋势[J]. 陕西煤炭, 2011, 30(2): 29-30.
- [7] 王铁波, 齐黎明, 马尚权, 等. 煤巷两帮卸压瓦斯带宽度理论分析及应用[J]. 中国煤炭, 2009, 35(2): 59-61.
- [8] 张春雷, 李太任, 熊琦华. 煤岩结构与煤体裂隙分布特征的研究[J]. 煤田地质与勘探, 2000, 28(5): 26-30.
- [9] 丁守根, 李德参. 煤层抽放钻孔合理封孔深度的确定[J]. 淮南职业技术学院学报, 2009, 9(1): 4-6.
- [10] 张九零, 郭立稳. 马家沟矿0521工作面卸压带的测定研究[J]. 中国矿业, 2006, 15(6): 52-53.
- [11] 何虎军, 孙利辉, 杨本生, 等. 孤岛工作面回采巷道围岩松动圈测试与应用[J]. 煤炭科学技术, 2009, 37(9): 11-13.
- [12] 谢晋珠, 彭呈喜. 突出煤层巷旁卸压带宽度的测定研究[J]. 江西煤炭科技, 2004, 33(3): 259-263.
- [13] 林柏泉, 周世宁, 张仁贵. 煤巷卸压带及其在煤和瓦斯突出危险性预测中的应用[J]. 中国矿业大学学报, 1993, 22(4): 47-55.
- [14] 付江伟, 蒋玉玺. 单一低透气性煤层卸压带瓦斯抽采技术[J]. 煤矿安全, 2011, 42(3): 26-29.
- [15] 刘明举, 牟全斌, 魏建平, 等. 煤层突出区域预测指标及临界值探讨[J]. 煤炭工程, 2007(10): 67-69.