

高位瓦斯抽采巷位置的确定及参数设计模拟研究

朱红青 李 峰 张 悦 高如乐 潘凤龙

(中国矿业大学(北京)资源与安全工程学院 北京 100083)

摘要:为解决常村煤矿工作面巷道采用“两进两回”设计,煤损失量大,瓦斯抽采效率低问题,利用FLAC^{3D}模拟回采过程中上覆岩层破坏规律,确定了距3号煤层顶板31 m处的K8岩层为关键层,采用UDEC模拟回采过程中上覆岩层裂隙发育及分布规律,得到工作面走向方向裂隙发育区域为距开切眼后方5~48 m;竖直方向裂隙发育区域垂高距煤层顶板21~31 m;开切眼上方采空区断裂带宽度约为40 m,工作面上方断裂带宽度约为48 m;巷帮两侧裂隙发育区域宽度略小于40 m。根据现场对2103工作面邻近S-39工作面裂隙带测试结果,表明上覆岩层裂隙发育带位于煤层顶板36 m范围内,与数值模拟结果比较吻合。根据数值模拟与现场测试结果,设计了2103工作面高位瓦斯抽采巷参数:水平层位距回风巷30~45 m,竖直层位距煤层顶板约27 m。

关键词:瓦斯抽采;裂隙发育规律;高位瓦斯抽采巷;冒落带

中图分类号:TD712

文献标志码:A

文章编号:0253-2336(2013)05-0072-03

Simulation Study on Design Parameters and Position Determination of High Level Gas Drainage Gateway

ZHU Hong-qing, LI Feng, ZHANG Yue, GAO Ru-le, PAN Feng-long

(School of Resources and Safety Engineering, China University of Mining and Technology (Beijing), Beijing 100083, China)

Abstract: A design with two air income and two air returning was applied to the gateways of coal mining face in Changcun Mine, the coal lost was high and the gas drainage efficiency was low. The FLAC^{3D} software was applied to simulate the failure law of the overburden strata during the coal mining process. K8 stratum with a distance of 31 m above the roof of No. 3 seam was determined as a key stratum. The UDEC software was applied to simulate the crack development and distribution law of the overburden strata during the coal mining process and the crack development zone along strike direction of the coal mining face was at 5~48 m beyond the open-off cut. The vertical crack development zone was at 21~31 m vertically above the seam roof. The width of the breaking zone in the goaf above the open-off cut was about 40 m and width of the fractured zone above coal mining face was about 48 m. The width of the crack development zone at the two side of the gateway sidewalls was less than 40 m. According to the measured results of the crack zone in a neighboring coal mining face S-39 of No. 2103 coal mining face. The numerical simulation results was consistent with the test results that overlying strata fissure development zone locates in the 36 m range of roof. According to the results of numerical simulation and test results, the parameters of high level gas drainage gateway was designed that the distance between horizontal layer and air return way was 30~45 m, the distance between vertical horizon and coal seam roof was 27 m.

Key words: gas drainage; crack development law; high level gas drainage gateway; falling zone

0 引言

高瓦斯与突出矿井工作面瓦斯涌出量大是制约矿井安全生产的主要因素之一,为消除瓦斯对安全生产的严重影响,国内高瓦斯矿井采用普遍采用以

本煤层预抽、高位裂隙钻孔为主的综合瓦斯治理技术。随矿井采深的不断增加与地质条件的恶化,瓦斯涌出量持续增大,瓦斯威胁工作面安全回采的现象愈趋严重。单纯利用钻孔进行瓦斯治理,难以满足矿井的实际生产需求。高位瓦斯抽采巷由于其巷

收稿日期:2012-11-28;责任编辑:王晓珍

作者简介:朱红青(1969—),男,湖南双峰人,教授,博士生导师。Tel:010-62339296, E-mail:zhqhdd@cumt.edu.cn

引用格式:朱红青,李峰,张悦,等.高位瓦斯抽采巷位置的确定及参数设计模拟研究[J].煤炭科学技术,2013,41(5):72-75,78.

道断面大,抽采效率高,可有效解决高瓦斯回采工作面瓦斯超限的问题^[1-8]。常村煤矿回采的 3 号煤层为单一煤层,透气性较低,瓦斯抽采效果较差,回采过程中上隅角与回风巷时有瓦斯超限的情况产生,严重威胁矿井安全。基于现场实际生产情况与 3 号煤层上覆岩层的分布状态,计划采用高位瓦斯抽采巷以提高瓦斯抽采效果,有效抑制瓦斯超限。笔者基于数值模拟与现场测试相结合的方法,得出了 3 号煤层回采过程中上覆岩层的裂隙发育规律,并据此详细设计了高位瓦斯抽采巷的位置及参数。

1 工作面概况

常村煤矿 3 号煤层 2103 工作面走向长 1 150 m,倾向长 310 m,煤层厚度约 6 m,含夹矸 0~1 层,平均厚度为 0.05 m,可采长度 1 100 m,可采储量 270 万 t,煤层倾角为 0°~8°。该工作面总体形态为背、向斜复合构造,预计相对瓦斯涌出量为 11.43 m³/t。该区域最大水平主应力为 7.45~13.50 MPa,最小水平主应力为 6.49~10.20 MPa,岩石容重 26.5 kN/m³,垂直主应力为 12.93~16.03 MPa。

2 上覆岩层关键层确定

2.1 建立计算模型

上覆岩层关键层的断裂对岩层的裂隙发育状态与分布起着至关重要的作用,是确定高位瓦斯抽采巷层位的关键参数^[1]。采用 FLAC^{3D} 模拟计算煤层和顶板的变形、破坏情况,采用周围稀疏中部密集的划分单元,外部围岩区域的单元划分逐渐增大,建走向长 400 m、倾向长 250 m 的物理计算模型。上覆岩层物理力学参数见表 1。

2.2 模拟结果

2103 工作面实行分步开采,开切眼贯通后,实行采一步放一步的控制模拟过程,共循环 10 步、每步 20 m,回采 200 m 后结束,回采过程中沿工作面中部走向上覆岩层破坏状态如图 1 所示。由图 1 可得:①工作面开采到 40 m 左右时,上覆岩层开始出现剪切破坏,顶板初次垮落;②当工作面开采到 120 m 时,工作面上覆岩层破坏单元急剧增加,由此可知关键层开始断裂,导致竖向岩层破坏范围迅速扩大,此关键层是距离煤层顶板约 31 m 的 K8 岩层,对煤层上覆岩层裂隙的分布具有重要作用;③模拟稳定后上覆岩层裂隙带最大高度为 70.1 m。

表 1 上覆岩层物理力学参数

岩性	K /10 ⁹ Pa	G /10 ⁹ Pa	α / (°)	C /10 ⁶ Pa	R_T /10 ⁶ Pa	密度/ (kg·m ⁻³)	岩层厚 度/m
细砂岩	5.914	4.622	38	5.0	1.03	2 660	5.6
中砂岩	5.833	4.375	38	5.0	0.97	2 610	3.2
煤	1.190	0.368	25	2.0	0.03	1 400	6.0
细砂岩	5.914	4.622	38	5.0	1.03	2 660	6.6
泥岩	1.613	1.260	34	3.5	0.06	2 100	2.7
细砂岩	5.914	4.622	38	5.0	1.03	2 660	2.2
泥岩	1.613	1.260	34	3.5	0.06	2 100	2.2
细砂岩	5.914	4.622	38	5.0	1.03	2 660	6.0
泥岩	1.613	1.260	34	3.5	0.06	2 100	4.0
中砂岩	5.833	4.375	38	5.0	0.97	2 610	3.2
泥岩	1.613	1.260	34	3.5	0.06	2 100	6.7
细砂岩 K8	5.914	4.622	38	5.0	1.03	2 660	9.8
泥岩	1.613	1.260	34	3.5	0.06	2 100	8.3
中砂岩	5.833	4.375	38	5.0	0.97	2 610	4.1

注: K 为体积模量; G 为剪切模量; α 为内摩擦角; C 为黏聚力; R_T 为抗拉强度。

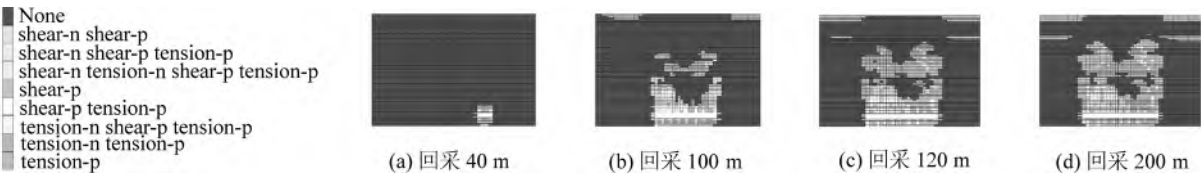


图 1 上覆岩层破坏状态

3 岩层裂隙分布模拟

综放工作面经过初次来压、周期来压等过程的充分采动后,其覆岩椭圆带将不复存在,采动断裂带两侧将形成裂隙发育区域;层面展布的裂隙区仍为近似的椭圆区域,称为“采动裂隙椭圆形圈”(图

2)。由多次模拟试验可以发现^[6]:采动裂隙带不是恒定不变的,而与综放工作面开采时的初次来压步距和周期来压步距有密切关系;即:开切眼上方采空区断裂带宽度 A_1 约等于初次来压步距,而工作面上方断裂带宽度 A_2 则是变化的,其变化范围为 1~2 倍周期来压步距,沿倾向两侧断裂带宽度 B_1 、 B_2 略

小于初次来压步距。

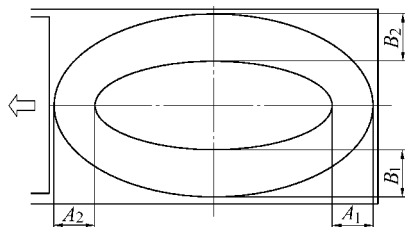


图 2 覆岩采动裂隙椭圆形圈

3.1 建立物理模型

采用 UDEC 模拟计算煤层和上覆岩层的变形、破坏及裂隙分布情况,对计算模型单元进行不等划分,建走向长 300 m,岩层厚度 74 m 的物理计算模型,岩石及节理力学参数见表 2。

3.2 模拟结果

2103 工作面实行分步开采,开完切眼后,采一步放一步,逐步循环,直至回采结束,上覆岩层在工作面回采过程中的裂隙分布规律模拟结果如图 3 所

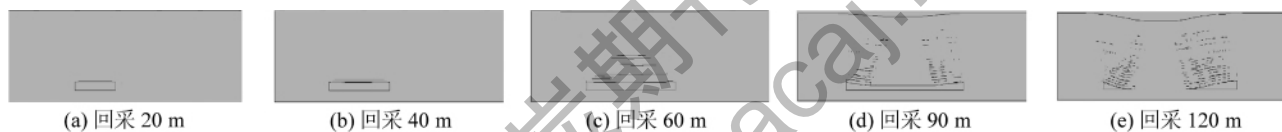


图 3 上覆岩层裂隙分布状态

4 上覆岩层裂隙分布现场测试

常村煤矿 +470 m 水平 2103 工作面处于掘进阶段,因此选取离 +470 m 水平 2103 工作面较近且煤层厚度相同的 S3-9 工作面考察,为研究 S3-9 工作面采空区上覆岩层的发育变化规律,确定出走向高抽巷的层位,在回风巷的煤帮布置 7 个钻孔,开孔间距 2 m,同时考察了煤帮原有的 13 与 14 号钻孔,开孔间距 2 m,通过观察钻孔孔板压差与工作面推进的关系确定上覆岩层发育规律,钻孔参数见表 3,工作面推进距离与各孔孔板压差的关系如图 4 所示。

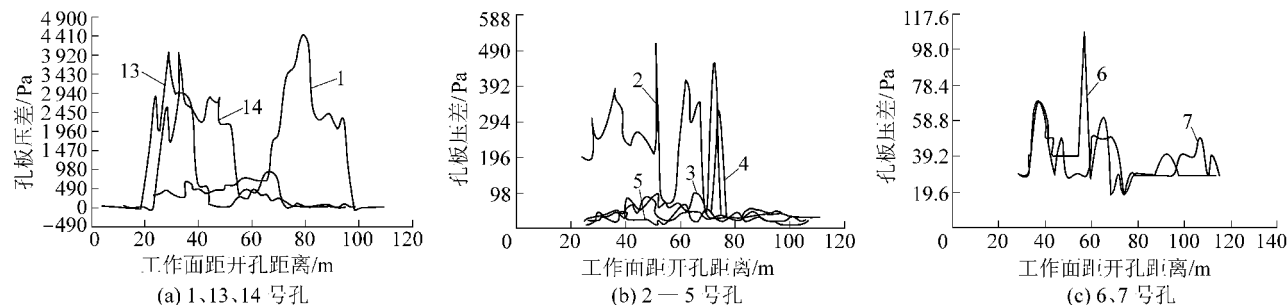


图 4 工作面推进距离与孔板压差关系

示。由图 3 的模拟结果可知,工作面走向方向裂隙发育区域距开切眼 5 ~ 48 m; 竖直方向裂隙发育区域垂高距煤层顶板 21 ~ 31 m; 在工作面回采约 40 m 时,基本顶出现初次来压; 工作面回采过程中,上覆岩层 K8 关键层初次断裂后,上覆岩层中部区域开始压实,裂隙发育部分明显减少; 由以上分析可知,图 2 中开切眼上方采空区断裂带宽度 $A_1 = 40$ m,工作面上方断裂带宽度 $A_2 = 48$ m; 巷帮两侧裂隙发育区域宽度 $B_1 = B_2 < 40$ m^[6]。

表 2 岩石及节理力学参数

岩性	容重/ ($\text{kN} \cdot \text{m}^{-3}$)	体积模 量/GPa	剪切模 量/GPa	黏聚力/MPa		内摩擦角/($^{\circ}$)	
				岩石	节理	岩石	节理
细砂岩	27.0	25.8	17.80	2.6	3.5	36	36
中砂岩	26.6	22.2	16.67	2.4	3.0	38	35
煤	14.0	9.0	5.40	1.2	0.1	25	30
泥岩	25.0	12.0	7.20	1.7	2.2	32	30
砂质泥岩	25.0	12.0	7.20	1.8	2.4	32	32

注:节理的法向刚度和切向刚度均为 15 GPa。

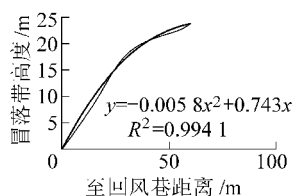
表 3 测试钻孔参数

孔号	孔与巷帮夹角/ ($^{\circ}$)	终孔长 度/m	终孔长 度/m	钻孔在巷道方 向投影长度/m	钻孔垂直 高度/m	钻孔终孔投影 距巷帮距离/m
1	23.6	15.8	90.7	80	24.7	35.0
2	23.6	21.0	93.7	80	33.6	35.0
3	23.6	26.0	97.0	80	42.4	35.0
4	23.6	30.5	101.4	80	51.5	35.0
5	23.6	34.5	106.0	80	59.9	35.0
6	23.6	38.0	111.0	80	68.6	35.0
7	23.6	41.5	116.7	80	77.4	35.0
13	60.0	18.0	150.0	71	42.0	123.5
14	60.0	18.0	150.0	71	42.0	123.5

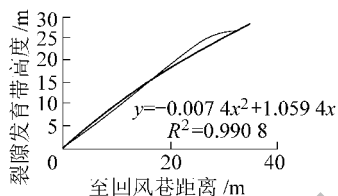
1) 冒落带高度曲线拟合(图 5a)。由图 4a 可

得:1号孔在工作面距开孔位置70与35 m两处时,1号孔在这2处垮落,孔板压差急剧下降;考虑工作面的控顶距为5 m,通过计算得1号孔垮落时倾斜方向距回风巷分别为32.7与17.5 m,距煤层顶板高度分别为19.0与8.2 m。

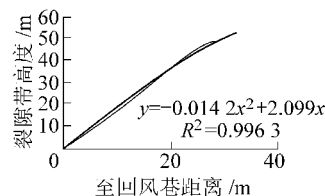
由于基本顶来压,钻孔发生垮落,原有的裂隙带钻孔13号、14号钻孔基本均在工作面距开孔约30 m处,孔板压差急剧减小;计算可得13号与14号孔垮落处,水平方向距回风巷60.6 m,垂高18.34 m;



(a) 冒落带高度



(b) 裂隙发育带高度



(c) 裂隙带高度

图5 上覆岩层冒落带、裂隙发育带、裂隙带高度沿倾向变化规律

2) 裂隙发育带高度曲线拟合(图5b)。由图4a和图4b可得:沿水平方向距回风巷35 m处时,1号孔孔板压差急剧升高,而此时2号孔孔板压差几乎无变化,因此在沿水平方向距回风巷35 m时,上覆岩层裂隙发育带最大值处于1号与2号孔此处垂高之间,此处1号、2号终孔高度分别为20.5与29.4 m,取终孔高度为27.3 m,此处瓦斯抽采效果最好。

2号孔在沿水平方向距回风巷26.4 m处时,孔板压差稳定但不高;在此位置3号孔的孔板压差有所升高。因此,在水平方向距回风巷26.4 m时,上覆岩层裂隙发育带顶部处于2号与3号孔高度之间;在此位置2号、3号孔终孔高度分别为20.9与29.3 m,取高度平均值为24.5 m。

2号孔沿水平方向距回风巷15.7、17.5 m时,孔板压差稳定且3号孔的孔板压差升高,因此,沿水平方向距回风巷15.7与17.5 m时,上覆岩层裂隙发育带最大值处于2号与3号孔终孔高度值之间,即分别处于12.6~18.1与13.0~18.6 m,取高度值分别为14.0与15.8 m。通过对比分析2号、3号孔的数据变化,得出该工作面上覆岩层裂隙发育带位置,拟合上覆岩层裂隙发育带高度曲线,得出上覆岩层裂隙发育带高度沿工作面倾向变化规律。

3) 裂隙带高度曲线拟合(图5c)。由图4b和图4c可得:在工作面距开孔位置74 m处5号孔的孔板压差突然升高,而6号孔的孔板压差一直较低且无明显变化,可得此处裂隙带最大值约为5号钻孔

各钻孔前一次垮落处对应的钻孔垂高为28.9 m,可得上覆岩层冒落带高度最大值在18.3~28.9 m,取23.5 m。

由图4b可得:2号孔在整个测试期间孔板压差没有发生急剧减少,在工作面回采期间2号孔并没有发生垮落;可得在1号孔垮落处,对应2号孔的垂高分别为27.6与12.6 m。由此确定在水平方向距回风巷17.5 m时,上覆岩层冒落带最大值处于8.2与12.6 m之间,取冒落带高度为10.15 m。

所在的终孔高度值(沿水平方向距回风巷32.3 m,终孔高度为52.3 m);工作面距开孔位置57 m处6号孔的孔板压差突然升高,而7号孔的孔板压差一直较低且无明显变化,可得此处裂隙带最大高度约为6号钻孔终孔高度值(沿水平方向距回风巷24.9 m,垂高为45.4 m);工作面距开孔位置40 m处,6号孔孔板压差稳定,而7号孔孔板压差一直较低且无明显变化,可得裂隙带顶部高度约为6号钻孔所在的高度(沿倾斜方向距回风巷17.47 m,垂高为31 m)。通过对比分析6号、7号孔的数据变化可得出该工作面上覆岩层裂隙带高度,拟合上覆岩层裂隙带高度曲线,得出上覆岩层裂隙带高度沿工作面倾向变化规律。

由现场测试结果可知:①上覆岩层裂隙发育带与裂隙带最大垂高分别为36与77 m,与数值模拟结果相吻合;②沿水平方向距回风巷约35 m的位置瓦斯抽采效果最好。

5 瓦斯抽采参数设计

由上覆岩层裂隙发育数值模拟与现场测试结果可得:①距离煤层顶板约31 m,K8层对岩层裂隙分布具有重要作用;②开切眼上方采空区断裂带宽度 $A_1 = 40$ m,工作面上方断裂带宽度 $A_2 = 48$ m,巷帮两侧裂隙发育区域宽度 $B_1 = B_2 < 40$ m;③裂隙发育带与裂隙带最大垂高分别为36与77 m,沿水平方

(下转第78页)

阻 R_{4-7} ;同时减少与工作面采空区相连通的巷道回风风阻,则式(1)可变为 $R_{1-4}/R_{4-8} \leq R_{2-7}/R_{7-8}$ 。可使工作面采空区的CO沿31副巷向31总回风巷排出,改变了采空区CO气体流向,同时,在加快工作面推进速度后,工作面采空区的漏风风阻进一步增大,向采空区漏风减少或呈停流状态,从而可以使工作面采空区的自然发火受到抑制,逐步熄灭。

3) 调节风压具体措施。对与工作面采空区相连通的巷道密闭墙(31副巷石门、8252通路)进行喷浆,尽可能封堵漏风,增加风阻;在8252工作面回风巷建调节风墙,提高8252工作面回风风阻,减少工作面风量至 $500 \text{ m}^3/\text{min}$;在工作面回风风路至31副巷增加风量至 $400 \text{ m}^3/\text{min}$,降低与工作面采空区相连通的巷道回风风阻;在8252轨道巷风门加装风门连锁装置,保证工作面通风系统稳定可靠,同时加快工作面推进速度,根据工作面运输条件,决定工作面推进速度不得小于 1 m/d 。对8252工作面采空区实施黄泥注浆,局部补注阻化液。

3 应用效果

通过利用角联风路的可逆性,采取均压措施,达到抑制工作面采空区自然发火的目的。通过采取角联风路均压防灭火技术,改变了采空区CO气体流

向,工作面采空区的漏风风阻增大,CO涌出总量由 $0.0523 \text{ m}^3/\text{min}$ 逐步减少为 $0.0015 \text{ m}^3/\text{min}$ 。解放了因工作面自燃而被迫密闭的煤炭资源 5.46 万 t ,节约开掘进尺 130 m ,取得经济效益 524.45 万元 。

参考文献:

- [1] 程卫民. 矿井通风与安全[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2009.
- [2] 朱红青, 李峰, 姜元刚, 等. 矿井自动控制均压防灭火系统设计[J]. 煤炭科学技术, 2012, 40(4): 95-99.
- [3] 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, 43(12): 1-5.
- [4] 宋承文, 高顺平. 柳湾煤矿防灭火综合分析[J]. 山西建筑, 2002, 28(1): 92-93.
- [5] 张国枢. 通风安全学[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1999.
- [6] 姜岩石, 张文远, 姜孝文. 小康矿S1W1综采工作面火区启封回撤的防灭火技术[J]. 煤矿安全, 2001, 32(10): 5-6.
- [7] 马超, 赵云峰. 孤岛综放工作面终采及回撤期间防灭火技术[J]. 煤炭科学技术, 2008, 36(11): 39-41.
- [8] 林东才, 耿献文. 均压防灭火技术的应用及效果分析[J]. 矿业安全与环保, 2001, 28(1): 37-38.
- [9] 王标. 对生产采区实施均压灭火的实践[J]. 煤矿安全, 2005, 36(1): 16-17.
- [10] 刘鹏飞. 南山煤矿大范围通透条件下工作面自然发火的防治[J]. 煤矿安全, 2009, 40(5): 25-27.
- [11] 张得矿, 王新民. 均压通风在综放工作面防灭火中的应用[J]. 煤矿安全, 1998, 29(9): 11-12.

(上接第75页)

向距回风巷约 35 m 处位置瓦斯抽采效果最好。根据以上结论, 确定2103工作面高位瓦斯抽采巷的设计参数如下: ①水平距回风巷 $30 \sim 45 \text{ m}$; ②竖直层位距煤层顶板约 27 m ; ③在距离开切眼约 120 m 处, 沿水平向下掘进, 直至抽采巷终点竖直距煤层顶板约 7 m ; ④瓦斯抽采巷在回采过程中以巷道底鼓破坏形式为主, 高抽巷需进行高强度支护, 在巷道两侧底角需使用长 $4 \sim 6 \text{ m}$ 锚索进行支护。

参考文献:

- [1] 俞启香. 中国煤矿区域性瓦斯治理技术的发展[J]. 采矿与安全工程学报, 2007, 24(4): 383-390.
- [2] 宋根祥, 沈润生, 邓云辉. 综采工作面基本顶来压步距的数值模拟研究[J]. 中州煤炭, 2009(10): 3-5.
- [3] 李青柏, 李文洲. 高抽巷布置优化设计及分析[J]. 煤矿开采, 2010, 15(5): 28-30.
- [4] 许福利. 顶板高抽巷在鸡西矿区的应用[J]. 煤炭技术, 2010, 29(3): 127-128.
- [5] 王海东, 李旭, 武晓民, 等. 永安煤矿高瓦斯综放工作面高位

钻孔抽采参数确定[J]. 煤矿安全, 2008, 39(12): 26-28.

- [6] 张国华, 侯凤才. 预留瓦斯抽采场中钻场间距及布孔参数的确定[J]. 煤炭学报, 2007, 33(9): 992-996.
- [7] 曹卫青. 采煤面回风巷上穿层钻孔抽采被保护层瓦斯初探[J]. 煤炭技术, 2010, 29(2): 61-62.
- [8] 俞启香. 煤层群煤与瓦斯安全高效共采体系及应用[J]. 中国矿业大学学报, 2003, 32(5): 471-475.
- [9] 李树刚. 综放开采围岩活动及瓦斯运移[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2000: 127-133.
- [10] 钱鸣高, 缪协兴, 许家林, 等. 岩层控制的关键层理论[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2003.
- [11] 陈荣华, 白海波, 冯梅梅. 综放面覆岩导水裂隙带高度的确定[J]. 采矿与安全工程学报, 2006, 23(2): 220-223.
- [12] 刘增辉, 杨本水. 利用数值模拟方法确定导水裂隙带发育高度[J]. 矿业安全与环保, 2006, 33(5): 16-19.
- [13] 陈育民, 徐鼎平. FLAC/FLAC^{3D}基础与工程实例[M]. 北京: 机械工业出版社, 2010: 10-64.
- [14] 曾垒, 项一凡. 用FLAC^{3D}实现综放工作面三维矿压模拟的探讨[J]. 煤炭工程, 2007(6): 86-88.
- [15] 郝志勇, 林柏泉, 张家山, 等. 基于UDEC的保护层开采中覆岩移动规律的数值模拟与分析[J]. 中国矿业, 2007, 16(7): 81-84.