

下伏煤层开采对上方运输巷支承压力分布的影响

康付如¹, 朱川曲^{1,2}, 李青锋^{1,2}, 付亚男¹, 欧懿¹

(1. 湖南科技大学 能源与安全工程学院, 湖南 湘潭 411201; 2. 湖南科技大学 煤矿安全开采技术湖南省重点实验室, 湖南 湘潭 411201)

摘要:以山脚树矿 22189 工作面回采对 22155 运巷支承压力影响为工程背景, 根据工作面的工程地质情况及煤层群上下工作面开采关系, 分别采用压力测量仪测量的方法和利用 FLAC^{3D} 软件对采后运输大巷所处位置应力分布情况模拟的方法, 研究了山脚树矿 22189 工作面回采对 22155 运巷的支承压力分布的影响. 结果表明: 受 22189 回采工作面的采动影响, 上部 22155 运输巷前方支承压力大致呈抛物线分布, 在距煤壁大约 15 m 位置处, 支承压力达到峰值, 并且 22155 运输巷支承压力峰值稍微滞后 22189 回风巷压力峰值.

关键词:运输巷; 采动影响; 支承压力; 数值计算

中图分类号:TD326

文献标识码:A

文章编号:1672-9102(2013)04-0011-05

我国对影响巷道围岩稳定性的主要因素和巷道围岩控制的基本途径及技术已经基本掌握, 然而在下伏煤层开采对上方巷道采动影响方面的研究却并不多^[1-2]. 由于下伏煤层开采必定导致其围岩应力分布产生变化, 巷道围岩破碎, 在工作面回采过程中, 巷道围岩会出现顶板下沉严重、底板大量鼓起、两帮鼓起等情况, 严重影响了煤矿的高效安全生产^[3-4]. 为了有效地控制这类巷道的稳定性, 实现安全高效生产, 有必要对这类巷道的围岩受力变化特点及巷道围岩移动变形规律进一步研究^[3-5].

1 工程概况

22155 运输巷是在 22189 工作面的上方, 22123 工作面采空区的下面. 其巷道群布置关系及各煤层开采情况如图 1 所示. 15# 煤层为复杂结构、块状构造, 半暗型煤, 较软, 平均厚度 3 m, 直接顶为 2.0 ~ 5.0 m 粉砂岩与菱铁质粉砂岩互层, 老顶为 3.0 ~ 6.

0 m 的菱铁质细砂岩, 直接底为 0.15 ~ 0.5 m 粉砂质泥岩, 老底为 2.5 m 的细砂岩. 22155 运输巷支护形式采用锚网梁 + 锚索联合支护.

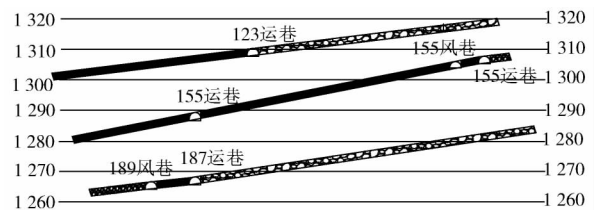


图 1 22155 运输巷位置图

Fig. 1 22155 transporting long lane site plan

2 工作面矿压观测

2.1 观测设备

主要采用监测设备 YHY-60 型单体柱压力测量仪, 配合矿用手持采集器对巷道进行支承压力的测量. 测量仪表及原理如下图 2.

收稿日期: 2013-09-02

基金项目: 国家自然科学基金(51274096; 51174086)

通信作者: 朱川曲(1962-), 男, 湖南望城县人, 博士, 教授, 主要从事采矿工程研究. E-mail: cqzhu@hnust.edu.cn



YHY-60型单体柱压力测量仪 矿用手持采集器

图2 数据存储、采集、上传系统分析实物图

Fig. 2 Analysis real diagram of data storage, acquisition, upload system

2.2 支承压力的监测方案

在22189工作面回采过程中,通过对22189风巷及22155运巷支承压力的实时观测记录并统计分析,找出22189工作面回采对22155运巷支承压力的影响.具体测点布置如下:

1)在22189工作面停采线处安装2[#]测力仪,停采线位置往里30 m安装1[#]测力仪.每隔3~5 d用手持采集器采集并存储数据,同时将测力仪清零.重复上述工作,直至本工作面回采结束.

2)22155运输巷:在22155运输巷中对应于22189工作面风巷2[#],1[#]测力仪位置布置4[#],3[#]测力仪,两个测力计之间的间隔约30 m.每隔3~5 d用采集器采集并存储数据,同时将测力仪清零,重复上述工作,直至22189工作面回采结束.具体测点布置如下图3红色部分标出.

由于测点位置,工作面推进速度,顶底板性质不同,应对每个编号的测力仪按距离、周期分别记录,整理好数据后方可分析.

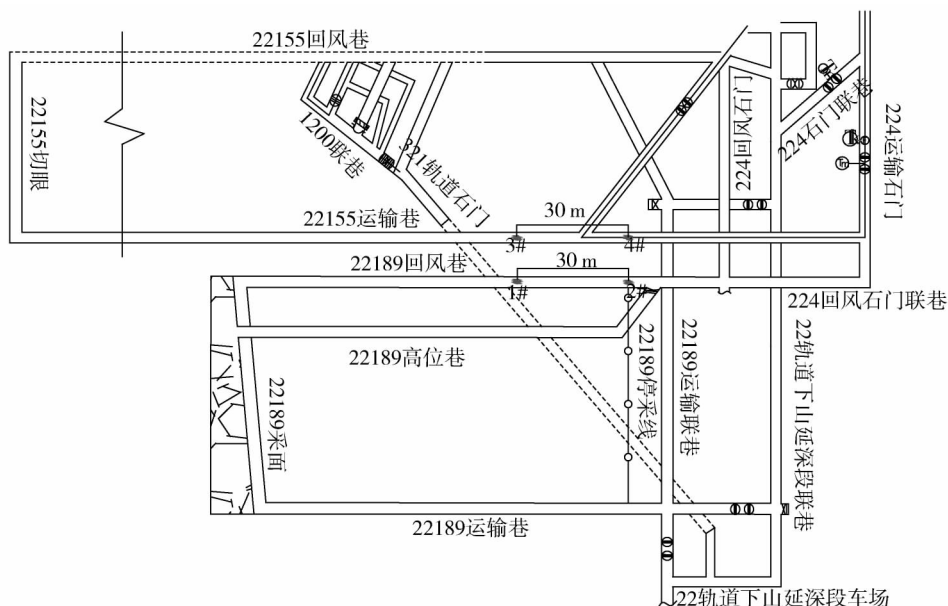


图3 单体柱测压表测点布置

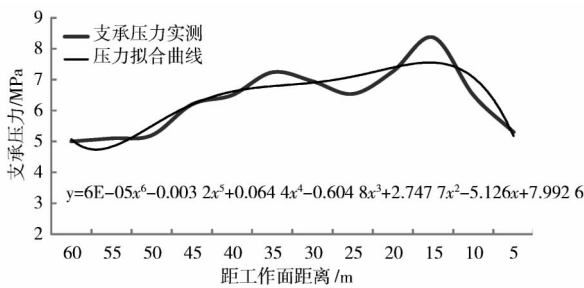
Fig. 3 Measuring point arrangement of monomer column

2.3 现场压力表实测数据统计分析

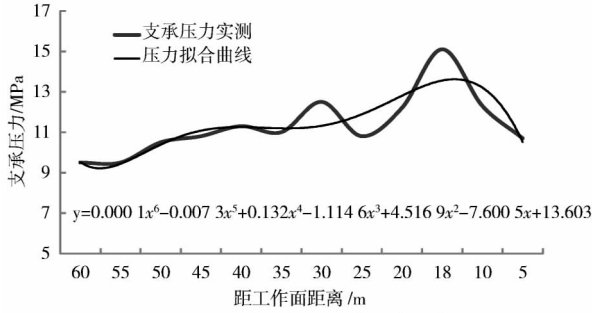
图4(a)为本工作面回采对22189回风巷超前支承压力的影响,随着工作面的不断推进,测力仪距煤壁距离越来越近,支承压力的不断增加,在距煤壁18 m位置处,支承压力的达到峰值15.1 MPa,其支承压力的拟合曲线呈6次多项式分布^[6-7].从拟合曲线图可以看出,随着工作面的不断推进,支承压力的不断增加,最终达到一个峰值,随后又开始下降直达到原岩应力为止;图4(b)为22189工作面回采对22155运输巷超前支承压力的影响,随着22189工作面的不断推进,22155运输巷支承压力的也随之不断增加,在距煤壁15 m位置处,支承压力的达到峰值8.37 MPa.其支承压力的拟合曲线也大致呈6次多项式分

布.从拟合曲线图可以看出,随着22189工作面不断推进,其支承压力的不断增加,最终达到一个峰值,随后又开始下降直至达到稳定值.

图5为22189回风巷及22155运输巷超前支承压力的对比曲线图,可以看出,22189回风巷超前支承压力的影响范围为55 m,22155运输巷超前支承压力的实测影响范围为50 m.随着22189回风巷支承压力的不断增加,22155运输巷也随之增大,曲线分布走势大致相同.从支承压力的峰值对比可以看出,22155运输巷支承压力的峰值稍微滞后22189回风巷压力的峰值.受到下部22189工作面的采动影响,上部22155运输巷在距煤壁大约15 m位置处,支承压力的达到峰值.



(a)22189回风巷支承压力分布规律



(b)22155运输巷支承压力分布规律

图4 支承压力分布规律及拟合曲线

Fig. 4 Regulation of abutment pressure distribution and fitting curve

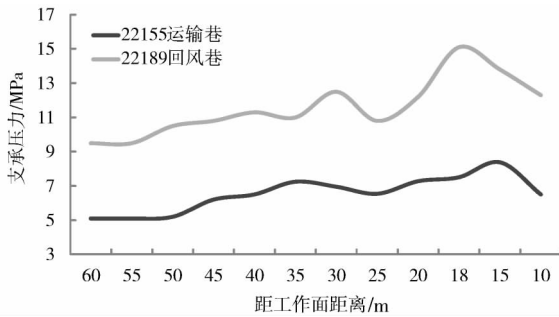


图5 支承压力对比曲线图

Fig. 5 Abutment pressure comparison curve

3 数值计算分析

采用FLAC^{3D}软件模拟计算巷道开挖,并采用分步开挖的方式,模拟22189工作面推进过程中22155运输巷的应力分布.煤岩体物理力学参数如表1所示.

3.1 最大主应力变化

从图6最大主应力分布云图可知,随着22189工作面不断推进,距工作面距离不断减小的过程中,22155运输巷围岩最大主应力分布在不断变化,其底板应力集中最为明显,易发生底鼓现象,且在5~15 m范围内,上帮最大主应力分布范围要大于下帮,对于上帮要加强支护.图7为巷道表面的一个特

征点,在22189工作面推进过程中对其进行监测,从最大主应力变化情况看,随着距离不断减小,其应力大致呈抛物线分布,在15 m附近,其最大主应力达到峰值.

表1 煤岩层岩石力学参数

Tab. 1 Mechanic parameters of rock mass

编号	岩性	密度/ (kg/m ³)	体积模 量/GPa	内聚力 /MPa	内摩擦 角/(°)	切变模 量/GPa	抗拉强 度/MPa
1	粉砂岩	2 560	1.55	0.75	25	0.65	0.48
2	15 [#] 煤层	1 500	0.89	0.48	20	0.33	0.18
3	粉砂岩	2 560	1.55	0.75	25	0.65	0.48
4	16 [#] 煤层	1 500	0.89	0.48	20	0.33	0.18
5	粉砂岩	2 560	1.55	0.75	25	0.65	0.48
6	17 [#] 上煤层	1 500	0.89	0.48	20	0.33	0.18
7	粉砂岩	2 560	1.55	0.75	25	0.65	0.48
8	砂质泥岩	2 550	1.10	0.51	29	0.48	0.22
9	细砂岩	2 500	1.55	0.84	32	0.83	0.36
10	17 [#] 煤层	1 500	0.67	0.35	20	0.23	0.16
11	砂质泥岩	2 550	1.10	0.51	29	0.48	0.22
12	18 [#] 煤层	1 500	0.67	0.35	20	0.23	0.16
13	粉砂岩	2 560	1.55	0.75	25	0.65	0.48

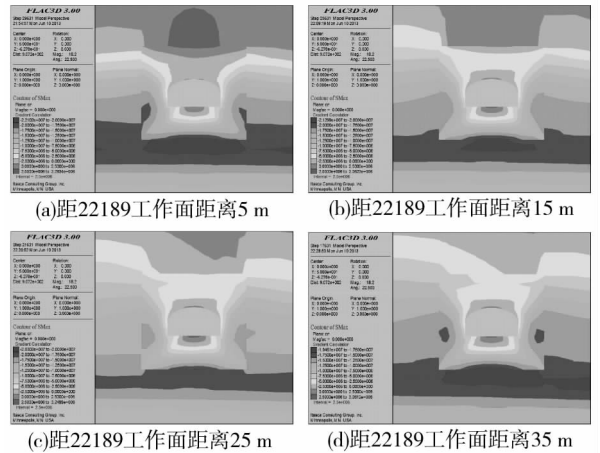


图6 最大主应力分布云图

Fig. 6 Nephogram of maximum principal stress distribution

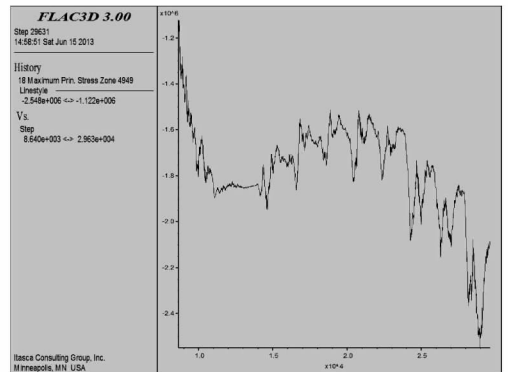


图7 最大主应力变化图

Fig. 7 Change maps of maximum principal stress

3.2 垂直应力分布

从图8垂直应力分布云图可知,随着22189工作面不断推进,距工作面距离不断减小的过程中,22155运

输巷围岩垂直应力分布在不断改变,在距离35 m时,应力集中范围最大,且顶底板应力集中小于两帮应力集中程度;在距离15 m时,垂直应力达到峰值。

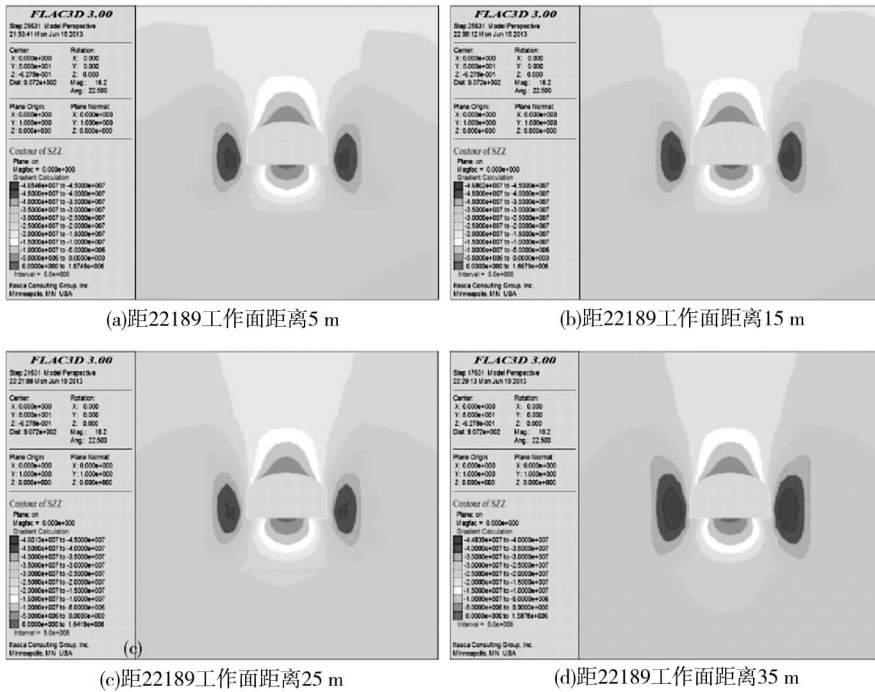


图8 垂直应力分布云图

Fig. 8 Nephogram of vertical stress distribution

3.3 水平应力分布

从图9水平应力分布云图可知,随着22189工作面不断推进,距工作面距离不断减小的过程中,

22155运输巷围岩水平应力分布在不断改变,在距离25 m左右时,巷道底板应力集中范围较大,在5~15 m附近,水平应力达到峰值。

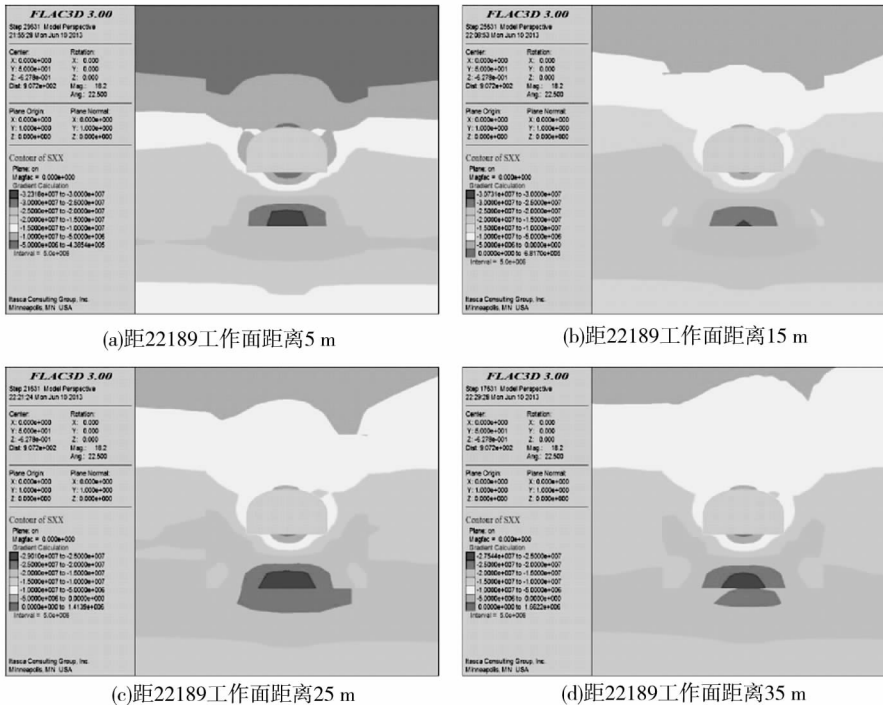


图9 水平应力分布云图

Fig. 9 Nephogram of horizontal stress distribution

4 结论

通过对比分析,现场实测数据和数值计算结果基本一致,结论如下:

1)随着 22189 工作面的不断推进,上部 22155 运输巷前方支承压力也随之发生变化,其应力大致呈抛物线分布,在距煤壁大约 15 m 位置处,支承压力达到峰值。

2)受到下部 22189 工作面的采动影响,22155 运输巷支承压力峰值稍微滞后 22189 回风巷压力峰值。

3)本文分析了采动应力影响范围,为超前支护提供了依据。22189 回风巷其超前支承压力影响范围为 55 m,22155 运输巷其超前支承压力实测影响范围为 50 m。

参考文献:

- [1] 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.
Qian M G, Miao X X, Xu J L, et al. Key stratum in ground control [M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 2003.
- [2] 钱鸣高,石平五.矿山压力与岩层控制[M].徐州:中国矿业大学出版社,2003.
Qian M G, Shi P W. Mining pressure and strata control [M].

- Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 2003.
- [3] 涂敏,张向阳,张华磊.下保护层开采对上覆煤巷的动态影响及控制研究[J].采矿与安全工程学报,2008(4):426-429.
Tu M, Zhang X Y, Zhang H L. Dynamic effect on overlying coal entry in using lower protective seam mining and its controlling measures[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2008(4): 426-429.
- [4] 孟武峰,赵忠明,吴建帮,等.下伏煤层开采对上方运输大巷的采动影响研究[J].煤炭科学技术,2011(3):6-10.
Meng W F, Zhao Z M, Wu J B, et al. Study on underlying seam mining affected to upward mine transportation roadway [J]. Coal Science and Technology, 2011(3):6-10.
- [5] 李学华,杨宏敏,张东升.下伏煤层开采引起的大巷变形规律模拟研究[J].煤炭学报,2006(1):1-5.
Li X H, Yang H M, Zhang D S. Simulation analysis of surrounding rock deformation law of main entry with the below seam mined[J]. Journal of China Coal Society, 2006(1):1-5.
- [6] 李学华,杨宏敏,郑西贵,等.下部煤层跨采大巷围岩动态控制技术研究[J].采矿与安全工程学报,2006(4):393-397.
Li X H, Yang H M, Zheng X G, et al. Study of dynamic control technology over surrounding rocks in main roadways with the underlying coal seams mined [J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2006(4):393-397.
- [7] 张宏伟,韩军,海立鑫,等.近距煤层群上行开采技术研究[J].采矿与安全工程学报,2013(1):64-67.
Zhang H W, Han J, Hai L X, et al. Study on closed multiple-seam in the ascending mining technology[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2013(1):64-67.

Study on underlying seam mining affected to the abutment pressure distribution of upward mine transportation roadway

KANG Fu - ru¹, ZHU Chuan - qu^{1,2}, LI Qing - feng^{1,2}, FU Ya - nan¹, OU Yi¹

(1. School of Energy and Safety Engineering, Hunan University of Science and Technology, Xiangtan 411201, China;

2. Hunan Provincial Key Laboratory of Safety Mining Techniques of Coal Mines, Hunan University of Science and Technology, Xiangtan 411201, China)

Abstract: The mining of Shanjiaoshu Mine 22189 working face affect 22155 transportation roadway was taken as the engineering background, according to the engineering geology condition of the working face and the relation of upper and lower working face mining in coal seam group, using pressure measurement instrument to measure abutment pressure and using the method of FLAC^{3D} software simulation on the stress distribution of 22155 transportation roadway. The effect was studied that of the mining of Shanjiaoshu Mine 22189 working face to 22155 transportation roadway abutment pressure distribution. The results show that in the mining influence of 22189 working face, the front abutment pressure of upper 22155 transport roadway is approximately parabola distribution, it is about 15m from the coal wall position, the abutment pressure reaches a peak, and 22155 transport roadway supporting pressure peak slightly lag 22189 return airway pressure peak.

Key words: mine transportation roadway; mining influence; abutment pressure; numerical calculation