

---

# Numerical Analysis of Section Width of Coal Roadway in Three Section of Zhao Zhuang Coal Mine in China

Zhang Yi<sup>1,2</sup>, Liu Dong<sup>1</sup>, Bai Wei<sup>1</sup>, Wang Hanjun<sup>3</sup>, Tian Qianjin<sup>1</sup>, Li Tie<sup>1</sup>

<sup>1</sup>School of Mechanics and Architecture Engineering, China University of Mining and Technology (Beijing), Beijing, China

<sup>2</sup>State Key Laboratory for Geomechanics and Deep Underground Engineering, China University of Mining and Technology (Beijing), Beijing, China

<sup>3</sup>Department of Architecture Engineering, Beijing Polytechnic College, Beijing, China

## Email address:

songshu770209@126.com (Zhang Yi), dongliu231@163.com (Liu Dong)

## To cite this article:

Zhang Yi, Liu Dong, Bai Wei<sup>1</sup>, Wang Hanjun, Tian Qianjin, Li Tie. Numerical Analysis of Section Width of Coal Roadway in Three Section of Zhao Zhuang Coal Mine in China. *Science Discovery*. Vol. 4, No. 6, 2016, pp. 450-455. doi: 10.11648/j.sd.20160406.27

Received: September 30, 2016; Accepted: November 9, 2016; Published: December 12, 2016

**Abstract:** In this paper, the three set of 3307 coal roadway in the coal mine of Zhao Zhuang coal mine is the research object. By using the numerical analysis method of FLAC3D, the limit value of the section width of the coal roadway in the three set of the coal mine in the coal mine is determined. Numerical analysis shows that when the roadway width less than 4.8m tunnel is most can maintain roadway surrounding rock stability and control of plastic zone, roadway surrounding rock plastic area is small, small deformation, when the roadway width is greater than 4.8m roadway plastic zone increases suddenly and to the depth development of surrounding rock, the angle of stress sets in, surrounding rock breakage is serious.

**Keywords:** Coal Roadway, Numerical Simulation, The optimal Value, Large Section Roadway

---

## 中国赵庄矿三盘区煤巷断面宽度取值数值分析

张毅<sup>1,2</sup>, 刘东<sup>1</sup>, 白伟<sup>1</sup>, 王汉军<sup>3</sup>, 田前进<sup>1</sup>, 李铁<sup>1</sup>

<sup>1</sup>力学与建筑工程学院, 中国矿业大学(北京), 北京, 中国

<sup>2</sup>深部岩土力学与地下工程国家重点实验室, 中国矿业大学(北京), 北京, 中国

<sup>3</sup>建筑工程系, 北京工业职业技术学院, 北京, 中国

## 邮箱

songshu770209@126.com (张毅), dongliu231@163.com (刘东)

**摘要:** 文以赵庄煤矿三盘区煤巷为研究对象, 通过FLAC 3D数值模拟方法, 分析了在等效支护强度条件下, 宽度对煤巷顶板跨中挠度的影响程度, 并进而确定了赵庄煤矿煤巷宽度的理论最优值。数值分析结果表明, 当巷道宽度小于4.8m时巷道最能保持巷道围岩稳定及控制塑性区, 巷道围岩塑性区较小, 变形量小, 当巷道宽度大于4.8m时, 巷道塑性区突然增大, 且向围岩深度发展, 顶角应力集中, 围岩破碎严重。

**关键字:** 煤巷, 数值模拟, 最优值, 大断面巷道

---

### 1. 前言

近年来，随着煤矿开采规模的增加，为了满足矿井运输、通风的要求以及机械化施工的需要，煤巷的宽度不断加大[1-3]，目前，一些大型煤矿的煤巷断面宽度达到6m，断面面积达20-30m<sup>3</sup>。宽度的增加降低了煤巷围岩的整体稳定性，增加了煤巷的支护难度，给煤巷的支护带来了一系列挑战[4-6]。由此引起的顶板冒顶事故约占全国煤矿事故的50%左右[7]，顶板造成的煤巷灾害问题已经越来越受到煤矿企业的重视，而合理的煤巷宽度值能够在一定程度上起到抑制顶板冒顶的能力[8]。

山西晋煤集团赵庄矿三盘区是一个具有久远开采历史的大型煤矿，年生产量为600万吨，其复杂的地质构造条件、“三软”煤层问题一直都是阻碍煤矿日常开采的难题，且煤巷断面面积普遍达20m<sup>2</sup>，甚至有些断面面积达30m<sup>2</sup>，而工程上一般将断面面积超过16m<sup>2</sup>的巷道划分为大断面巷道，因此赵庄矿三盘区煤巷为典型的大断面煤巷[9]。由于赵庄矿三盘区煤巷围岩地质条件差、空顶距小，使得机械化掘进难以发挥其优势，掘进速率受到严重的影响，掘进速率低于300m/月。而且已采用锚杆（索）网支护体系的煤巷均出现不同形式的变形，部分区域由于构造应力的影响出现严重的顶板冒落、底板底臃、两帮变形的问题。

针对赵庄煤巷三盘区井底煤巷存在的问题，本文通过FLAC 3D数值分析方法分析了宽度对煤巷整体稳定性的影响，确定了赵庄矿三盘区煤巷宽度理论最优值。

### 2. 巷道模型的建立

利用FALC3D进行建模是一个将物理系统转化为单元格与网络节点组成的网格模型的过程，该模型在尺寸上与实际模型一致，在一定程度上能够反映物理系统的各方面的性能。在研究赵庄矿三盘区煤巷理论最优宽度时，将现场煤巷的实际情况转化为FLAC3D模型，利用该软件对煤巷进行模拟，通过研究在等效支护情况下的不同煤巷宽度断面的变形规律，由此分析赵庄矿三盘区煤巷理论最优宽度问题。利用FLAC3D软件进行模拟不仅节约科研成本，而且能够数据化的显现出煤巷变形具体力学问题[10]。

岩土本构关系是指岩土体的在受力变形所表现出来的应力-应变关系曲线，然后通过对其进行补充的假设。在FLAC3D数值模拟中涉及到的本构模型有11种，该本构模型可分为空、弹性、塑性三个组[11-12]，根据赵庄矿三盘区3307大综采煤巷地质条件与模型设计因素，模型采用的库伦-摩尔模型。数值模拟的模型会对数值计算结果的准确性有很大的影响，确定合理的模型规格对数值模拟的有效性有着很重要的作用。岩石力学理论及结合煤巷围岩力学参数如下表1所示。

表1 围岩物理力学参数。

Table 1. Physical and mechanical parameters of surrounding rock.

煤(岩)层名称	弹模(GPa)	泊松比	单轴抗压/抗拉强度(MPa)	密度(g/mm <sup>3</sup> )	粘聚力(MPa)	内摩擦角(°)
顶板岩石	71.8	0.199	113/9.92	2.64	12.54	47.14
煤	14.74	0.39	11.37/0.425	1.37	3.03	12.89
底板岩石	58.56	0.242	38.19/3.37	2.54	30.71	10.71

为了排除边界应力影响，煤巷在开挖后，需保证煤巷围岩宽度为煤巷的3-5倍。由于赵庄矿三盘区3307煤巷断面规格为5×4.5m，为排除边界应力影响，可确定模型为45×45×10m，巷道开挖高度为4.5m。赵庄矿三盘区地应力测试结果，如表2所示。

表2 原岩应力测量结果。

Table 2. Situ stress measurement partial results.

主应力	实测/MPa	仰角/(°)	方位角/(°)
$\sigma_1$	13.41	5.76	335.025
$\sigma_2$	12.40	89.09	89.38
$\sigma_3$	9.69	-0.70	179.34

第一主应力 $\sigma_1$ 、第三主应力 $\sigma_3$ 分别为13.41MPa、9.69MPa，方向为5.76°、-0.7°，说明 $\sigma_1$ 、 $\sigma_3$ 应力方向为大致水平方向，且两力的方向夹角约90°。第二主应力 $\sigma_2$ 大小为12.4MPa，方向89.09°，说明第二主应力为竖直应力，方向约垂直于第一、第三主应力。由于煤巷上覆岩层厚度为359.5-438m，模型中煤巷上覆岩层的厚度约为20m，为此取实际煤巷上覆岩层厚度为400m，减去模型中的上覆岩层的厚度20m，于是在模型的顶部岩层还应受到380m的岩层。于是可通过公式 $SZZ=H \times 2.6 \times 10^4 Pa$ 计算出

剩余岩层的应力为9.8MPa。通过上述方法对模型施加应力，运算至应力平衡后的初始应力状态如图1。由图所示的SZZ的应力层状分布，在模型的顶部的应力为9.8MPa，底部的应力为10.37MPa，其他两个方向的应力分别为： $SXX=13.5MPa$ 、 $SYY=9.7MPa$ ，该初始应力设置基本符合地应力测试结果。

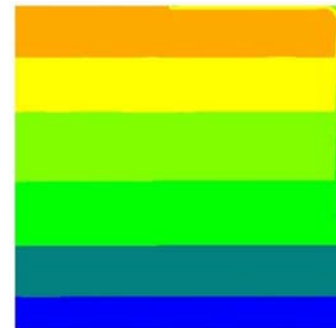


图1 模型初始应力。

Fig. 1. Model initial stress.

煤巷在施加初始应力的基础上进行煤巷的开挖过程，由于本文主要研究不同宽度情况下煤巷顶板沉降的规律

性，为了保证不同煤巷宽度下支护方案的一致性，特采用“等效支护强度”对顶板进行支护，即理想状态下把煤巷所有支护强度按面积进行均匀分布简化处理。为了实施等效支护强度的支护方案，在煤巷开挖之后在煤巷的直接顶处施加数值向上的均布荷载，形成一个类似锚网的支护形式。为研究赵庄矿三盘区煤巷理论最优宽度问题，得出不同宽度情况下的煤巷顶板沉降规律，特以下煤巷宽度：4.5m，4.8m，5.0m，5.2m，5.6m，6.0m，高度为4.5m进行研究。

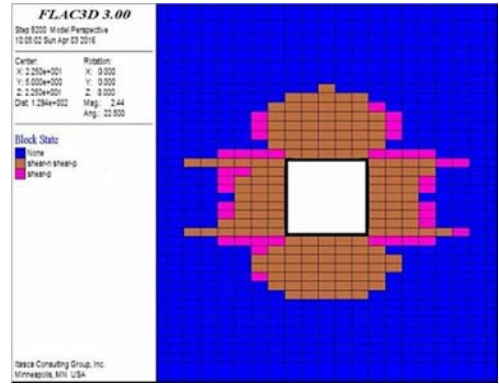
### 3. 数值模拟结果分析

为了数值研究的一致性，在煤巷初始模型、初始应力、围岩参数、支护参数一直的情况下，研究不同宽度对煤巷顶板沉降变化规律，特对煤巷宽度为4.5m，4.8m，5.0m，5.2m，5.6m，6.0m进行分析。

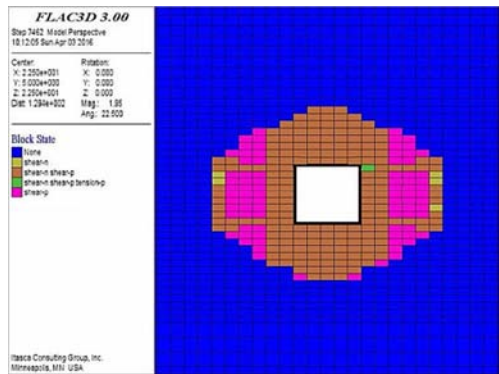
#### 3.1. 塑性区对比分析

模型的弹塑性区域代表着煤巷破坏与安全区域，煤巷围岩处于弹性状态时，说明煤巷围岩安全能够保持良好的物理性能（抗压强度、抗拉强度、剪切强度等）；若是煤巷处于塑性状态时，说明煤巷围岩已经处于破坏阶段，不能承受上部围岩施加的自重应力。为此在进行支护方案设计时应该着重对塑性区域进行加大支护强度。

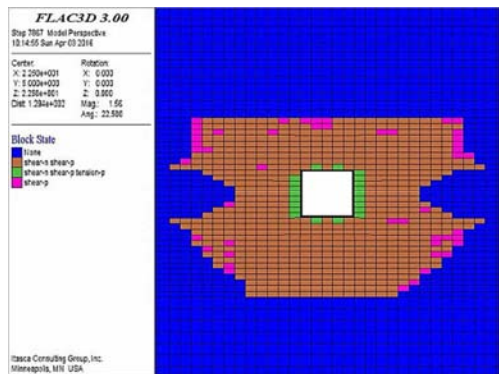
图2为煤巷宽度为4.5m，4.8m，5.0m，5.2m，5.6m，6.0m的开挖后的弹塑性区，由图可知：塑性区主要分布在煤巷周围，随着煤巷宽度的增加，塑性区域趋于变大，并且有向岩层深处延续的趋势。煤巷宽度为4.5m时的塑性区与4.8m的塑性区域类似，均匀分布在煤巷顶底板及两帮，这说明该宽度下的煤巷顶板围岩破坏不明显。顶角处塑性区分布不明显，说明顶角的应力集中情况不明显，围岩在一定情况下，还能保持围岩物理性能；当煤巷宽度为5m时，煤巷两帮的塑性区域扩大，且顶角处的塑性区域已连续，说明煤巷两帮及顶板变形充分；当煤巷宽度为5.2m的模型弹塑性区域中顶板的塑性区域已连续，说明围岩应力分布在煤巷周围，围岩破碎；当煤巷宽度为5.8m时，塑性区域面积扩大，并且围绕在煤巷周围，已经深入岩层，说明煤巷围岩已发生部分破坏，且有向深入发展的趋势。



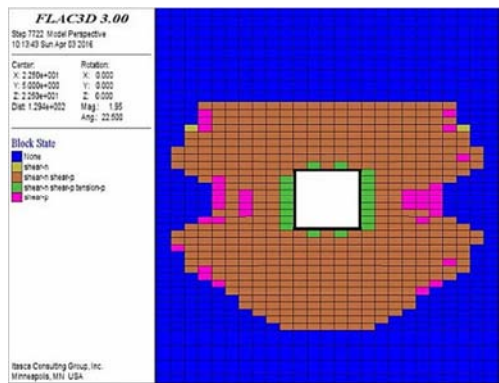
(b) 煤巷宽度为 4.8m时的弹塑性区



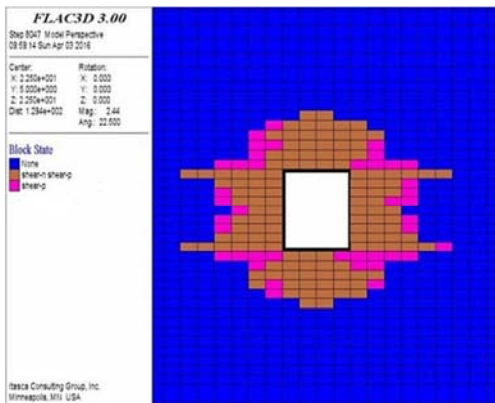
(c) 煤巷宽度为5m时的弹塑性区



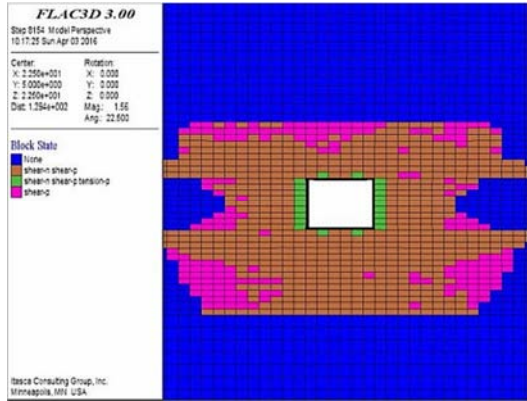
(d) 煤巷宽度为5.2m时的弹塑性区



(e) 煤巷宽度为5.6m时的弹塑性区



(a) 煤巷宽度为 4.5m时的弹塑性区



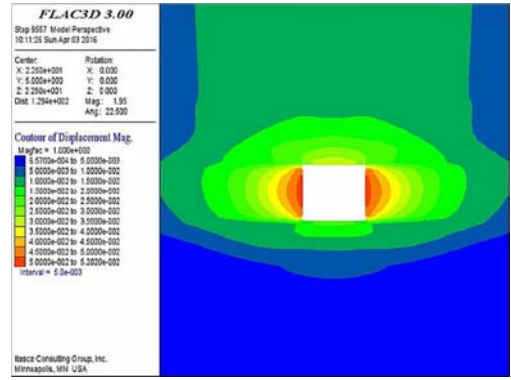
(f) 煤巷宽度为6.0m时的弹性塑性区

图2 不同煤巷宽度时的弹性塑性区

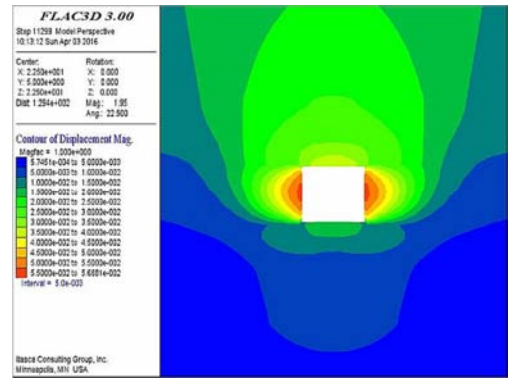
Fig. 2. Elastic plastic zone in different coal lane width.

### 3. 2. 煤巷总体位移对比分析

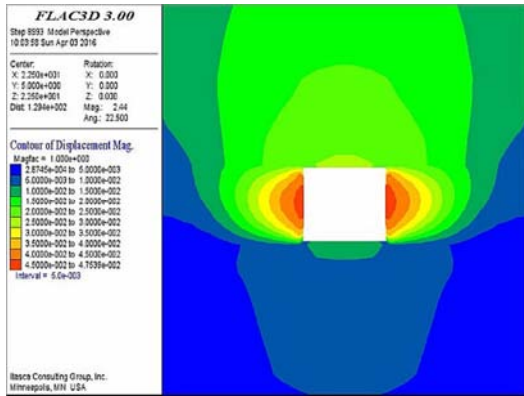
煤巷总体位移是指煤巷围岩位移分布情况，煤巷在开挖成洞之后，由于煤巷内部岩石被掏出，煤巷顶板失去下部岩体的支撑，导致煤巷围岩应力重分布。随着开挖时间的推移，煤巷围岩逐步出现变形情况，煤巷总体位移指的就是该围岩变化情况。煤巷总体位移分布图通过不同深浅的色块代表位移的大小，如图4所示。



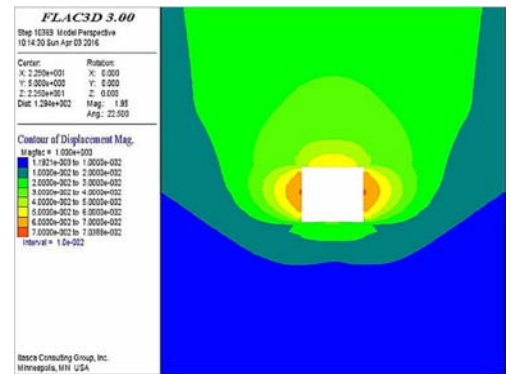
(e) 煤巷宽度为5.0m时的总体位移



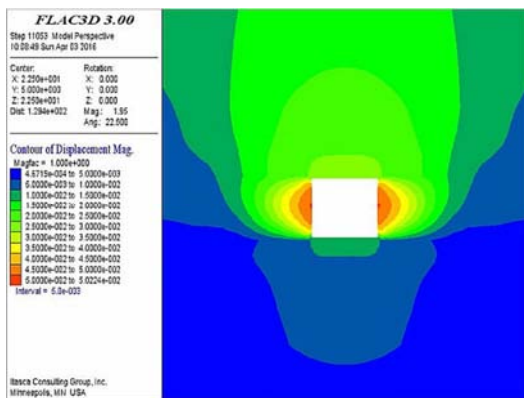
(f) 煤巷宽度为5.2m时的总体位移



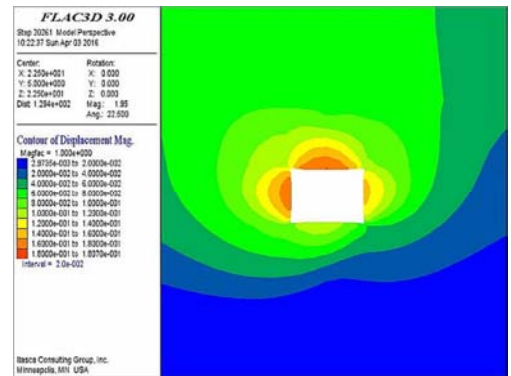
(c) 煤巷宽度为4.5m时的总体位移



(g) 煤巷宽度为5.6m时的总体位移



(d) 煤巷宽度为4.8m时的总体位移



(h) 煤巷宽度为6.0m时的总体位移

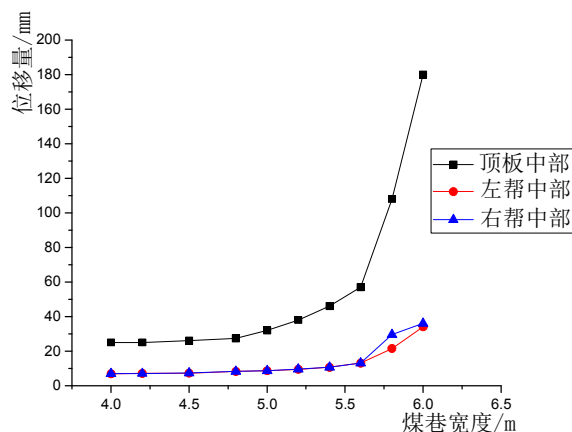
图3 不同煤巷宽度时的总体位移

Fig. 3. General displacement of different coal roadway width.

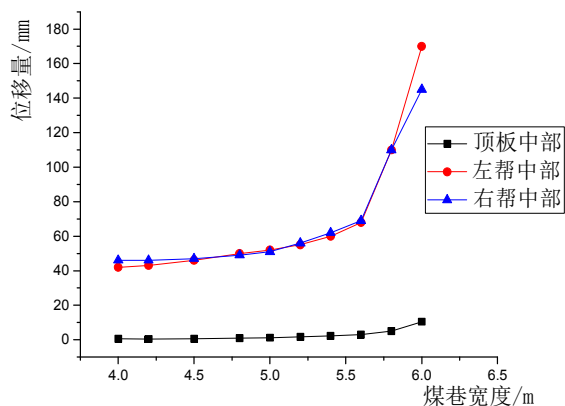
通过对比分析不同宽度下的总体位移云图表明:煤巷在开挖之后,围岩变形主要发生在煤巷的顶板,煤巷宽度在小于5m时,两帮的总体位移主要保持在52mm以内。当煤巷宽度大于5.2m时,煤巷两帮总体位移开始增大,宽度为5.2m时两帮总体位移为56mm。当宽度增加到6m时,两帮位移增大到180mm,该情况表明煤巷宽度大于5m时,煤巷围岩开始发生突变,围岩变形逐渐增加;随着煤巷宽度的不断增加,顶板顶部色块逐渐变深,说明顶板出逐渐出现变形情况,煤巷宽度在小于5m时,顶帮总体位移基本上维持在32mm以下,随着煤巷宽度的增大,顶板总体位移逐渐增大。当煤巷宽度为6m时,顶板的总体位移已达170mm;煤巷底板围岩较安全,随着煤巷宽度增加,在该模拟宽度范围内煤巷底板均未出现明显变形。煤巷宽度为4.5m时,底板总体位移为10mm,当宽度为5m时,底板总体位移为12mm,当煤巷宽度增加到6m时,煤巷底板总体位移为15mm。通过整体对不同宽度下的围岩总体位移分析,煤巷围岩位移总体上随着煤巷宽度增加而变大,顶板位移最为明显,煤巷宽度小于5m时,煤巷围岩维持在安全范围,当煤巷宽度大于5m时,煤巷围岩变化逐渐变大,且有突变的趋势。

### 3.3. 两帮及顶板位移对比分析

图3为模型监测点位移曲线,结合本论文研究的内容及上述分析,特对煤巷顶板中部、两帮中部设立位移监测点,位移监测点分X、Z方向,主要记录煤巷顶板中部的竖直位移及两帮的水平位移。由图3所示,Z方向上的位移主要发生在顶板中部。由图4.8.b可知煤巷宽度在5.0m以内时z方向位移还保持在较小的范围内变化,增长趋势较为平缓;当煤巷宽度大于5.2m时,z方向位移有突然变化;煤巷宽度大于5.6m时,z方向位移发生突变,位移量近60mm,随着煤巷宽度的增加,z方向位移量突变较明显,该曲线说明煤巷宽度在5.0m以内,煤巷比较安全,当宽度大于5.0m时,随着煤巷宽度增加,顶板的z方向的位移逐渐变大,当煤巷宽度大于5.6m时,煤巷顶板发生突变,且表现出脆性破坏特征;两帮中部的z方向的位移均维持在较小的范围内。由图3(a)可知煤巷宽度在5.2m以内时两帮中部x方向位移均保持在稳定的范围内,但随着宽度的增加,有增长的趋势;当煤巷宽度大于5.2m时,x方向的位移量增长率明显变大;当煤巷宽度大于5.6m时,煤巷两帮中部的x方向位移表现出与顶板中部变化情况类似,位移量明显变大,且有突变,说明煤巷宽度大于5.6m时,达到了煤巷两帮围岩发生脆性破坏的最大值点,在煤巷宽度设计时应尽量使设计宽度不大于5.6m。



(a) 各监测点X方向位移



(b) 各监测点Z方向位移

图4 各监测点位移

Fig. 4. Displacement of each monitoring point.

## 4. 结论

(1) 经对不同煤巷宽度的围岩变化对比分析,当赵庄矿三盘区3307煤巷的宽度4.8~5.0m时,跨中沉降增加较慢,顶板处于预压状态,顶板岩层相对稳定,沉降量大小也符合煤巷顶板安全有效的离层值,此时的煤巷宽度是最有利的煤巷宽度选择。

(2) 当煤巷宽度大于5.2m且小于5.6m时,煤巷围岩变形随着煤巷宽度的增加而快速增大,此时的煤巷宽度为煤巷围岩变化极限的预警值,此时的围岩已经破碎,脆性破坏表现不明显。

(3) 当煤巷宽度大于5.6m时,煤巷围岩变形量随着煤巷宽度的增加而急剧增大,且带有突变性质,脆性破坏变形较明显,此时的煤巷宽度为破坏宽度,即煤巷发生脆性破坏的最小值。

(4) 经过对比分析不同宽度下的煤巷围岩变形情况及位移量,可确定赵庄矿三盘区3307煤巷宽度极限留设值5.0m。该极限值宽度内的煤巷围岩能够保持围岩的整体性,应力重分布的煤巷围岩具有一定的自承力,不仅在一定程度上遏制煤巷变形,还能为赵庄矿三盘区节省支护开支。

## 致谢

本文所研究内容受到中国中央高校基本科研业务费专项资金(2010QL04)资助,中国国家自然科学基金面上项目(51274204)资助以及中国“国家大学生创新训练项目资助”。

## 参考文献

- [1] 张念超. 我国煤矿机电一体化技术的发展现状浅析[J]. 北京: 商业文化, 2008:97-98
- [2] 张玮, 张东升, 王旭峰等. 大断面回采巷道锚梁网索联合支护效果分析[J]. 北京: 煤炭工程, 2008:64-66
- [3] 魏文彬. 大断面巷道锚网索支护技术的研究与应用[D]. 内蒙古: 内蒙古科技大学, 2015:1-5
- [4] 张占涛, 鞠文君. 大断面煤巷变形破坏规律与支护对策[J]. 北京: 煤矿开采, 2009:86-89
- [5] 周志利, 柏建彪, 肖同强等. 大断面煤巷变形破坏规律及控制技术[J]. 北京: 煤炭学报, 2011:556-561
- [6] 杨双锁. 回采巷道围岩控制理论及锚固结构支护原理[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2004: 1-50
- [7] Eisenstein Z D. Large undersea tunnels and the progress of tunnelling technology[J]. Tunnelling & Underground Space Technology, 1994, 9(3):283-292.
- [8] Pelizza S, S P, Pelizza S, et al. Soil and rock reinforcements in tunnelling[J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 1993, 8:357 - 372.
- [9] 张占涛. 大断面巷道围岩变形破坏特征分析[D]. 北京: 煤炭科学研究总院, 2009:14-15
- [10] 林航, 曹平, 周正义. FLAC3D模拟全长注浆锚杆的作用效果[J]. 武汉: 岩土力学, 2005:167-168
- [11] 彭文斌. FLAC3D实用教程[M]. 北京: 机械工业出版社, 2007:1-2
- [12] 陈育民, 徐鼎平. FLAC3D基础与工程实例[M]. 北京: 中国水利水电出版社, 2013:1-10