中国煤炭期刊网 www.chinacaj.net

第 46 卷第 2 期 煤炭科学技术 Vol. 46 No. 2
2018 年 2 月 Coal Science and Technology Feb. 2018

基于正交试验的深部岩巷稳定性数值分析

刘希亮,王蒙蒙,王新宇,于建新,郭佳奇
(河南理工大学 土木工程学院,河南 焦作 454000)

摘 要:为了解决深部岩巷稳定性问题,基于正交试验方法,采用大型有限元软件建立了 25 个正交试验模型,以巷道两帮、顶板、底板变形量及稳定安全系数 4 个指标作判据,研究了锚杆长度、锚索长度以及喷层厚度 3 个因素不同水平下对深部岩巷围岩稳定性的影响,并采用方差分析和多元回归分析法拟合了巷道两帮、顶板、底板变形量及稳定安全系数 4 个指标与 3 个影响因素之间的数学表达式。结果表明:喷层厚度是影响巷道拱顶变形量和稳定安全系数的关键因素,锚杆长度是影响巷道帮部和拱底变形量的关键因素,且当锚杆长度为 2.5~3.0 m、锚索长度为 8~9 m、喷层厚度为 100~150 mm 时,岩巷稳定性得到明显提高。

关键词:深部岩巷;围岩稳定性;巷道稳定性;支护参数优化
中图分类号:TD353 **文献标志码**:A **文章编号**:0253-2336(2018)02-0138-07

Numerical analysis on stability of deep rock roadway based on orthogonal test

LIU Xiliang, WANG Mengmeng, WANG Xinyu, YU Jianxin, Guo Jiaqi
(*School of Civil Engineering, Henan Polytechnic University, Jiaozuo* 454000, *China*)

Abstract: In order to solve the problems of the stability of deep rock roadway, based on the orthogonal test method, 25 orthogonal experimental models were established by large-scale finite element software, with the four indices of the deformation of two-sides, roof and floor of the roadway and the buckling safety factor as the criterion, the effect of bolt, anchor cable and shotcrete layer three factors on stability of surrounding rock of deep rock was studied. Besides, the methods of variance analysis and multiple regression analysis were applied to fit the mathematical expression between the four indices of the deformation of two-sides, roof and floor of the roadway and the buckling safety factor and the three factors. The results showed that the shotcrete thickness is the key factor affecting the deformation of the roof and the buckling safety factor, the bolt length is the key factor affecting the deformation of two sides and the bottom the roadway. It can significantly improve the stability of the rock roadway while the bolt length is 2.5~3.0 m, anchor cable length is 8~9 m and shotcrete thickness is 100~150 mm.

Key words: deep rock roadway; surroundding stability; roadway stability; support parameters optimization

0 引 言

随着我国浅部可采煤炭资源的快速消耗,煤矿开采深度以每年 8~12 m 的速度增加[1-2],大批深部高应力岩石巷道不断涌现。高地应力作用下深部岩巷所发生的非线性大变形,造成喷层剥落、锚杆拉断、锚索失效等支护结构破坏[3-4],严重影响巷道稳定,威胁施工人员安全;此外,由于深部岩巷围岩的稳定性受到高地应力、高渗透压力和高温度梯度三者的综合作用,使得巷道的破坏机理与支护结构选取均与浅部有较大的区别[5-6]。为此,对深部巷道支护结构参数进行优化以保障巷道稳定,已成为深部煤炭安全开采所面临亟待解决的难题。

锚网索联合支护技术作为煤矿巷道常见的主要支护形式之一,已经广泛应用于深部巷道施工过程[7]。而锚网索联合支护机理以及锚杆和锚索支

收稿日期:2017-08-13;**责任编辑**:杨正凯 **DOI**:10.13199/j.cnki.cst.2018.02.018
基金项目:国家自然科学基金资助项目(51474097)
作者简介:刘希亮(1964—),男,山东寿光人,教授,博士生导师。E-mail:xlliu@hpu.edu.cn
引用格式:刘希亮,王蒙蒙,王新宇,等.基于正交试验的深部岩巷稳定性数值分析[J].煤炭科学技术,2018,46(2):138-143,181.
LIU Xiliang, WANG Mengmeng, WANG Xinyu, *et al*. Numerical analysis on stability of deep rock roadway based on orthogonal test[J]. Coal Science and Technology, 2018, 46(2): 138-143, 181.

中国煤炭期刊网 www.chinacaj.net

护之间的耦合作用亦引起了相关学者的长期关注并对此进行了大量研究[8-10]。近年来,在诸多研究方法中,数值正交试验方法更是被广泛应用。如采用正交数值分析方法文献[11-12]对巷道断面锚网索支护参数进行了优化决策,并采用灰色理论中的关联度分析法进行了最佳方案的关联度分析;文献[13-14]研究了深部巷道锚网索支护参数对巷道稳定性的影响程度,并采用极差分析法对试验结果进行分析,得出了影响锚网索支护的关键因素;文献[15]就巷道的锚杆锚索支护参数进行了模拟分析,并应用多元回归分析法,拟合了巷道断面收敛系数与不同因素的关系式;文献[16]针对金川二矿区深部高应力采场巷道,进行了正交数值试验和锚索支护参数的优化设计。文献[17-18]以深部巷道为研究对象,研究了锚杆支护参数对巷道变形与破坏的影响。现有的基于正交数值试验方法的研究主要集中在单一的锚杆支护参数、锚索支护参数或者锚杆锚索复合结构支护参数方面,而对于锚杆锚索和喷层三者耦合作用下支护参数的优化研究鲜见。

笔者采用数值正交试验方法,以岩巷两帮、顶底板变形量及围岩安全系数为判定指标,对锚杆长度、锚索长度和喷层厚度 3 个因素不同水平下的组合进行计算分析,以期得到锚杆长度、锚索长度和喷层厚度三者耦合作用下的最优支护参数,为深部岩巷安全施工提供技术支撑。

1　工程概况

赵固二矿井田位于新乡、焦作两市交界处,位于河南省辉县境内,矿井设计生产能力为 180 万 t/a,全矿井设计可采储量为 1.46 亿 t。该试验段水平岩巷埋深-800 m 左右,掘进地层位于二叠系下统山西组下部砂质泥岩、泥岩等层段,岩层力学参数见表 1。

表 1　岩石力学参数

Table 1　Rock mechanics parameters

岩性	容重/(kN·m^{-3})	泊松比	黏聚力/MPa	弹性模量/GPa	内摩擦角/(°)
泥岩	24.0	0.33	1.2	8.75	29
砂质泥岩	24.5	0.30	1.5	10.50	36
砂岩	26.0	0.25	3.2	13.50	38
灰岩	26.1	0.28	1.0	7.30	40

巷道支护方式为锚网喷+全封闭工钢棚+注浆联合支护。原支护结构中,锚杆规格:ø20 mm×2 000 mm,间排距 800 mm×800 mm,锚索规格:ø21.6 mm×6 300 mm,间排距 1 600 mm×800 mm。注浆工艺为打 ø42 mm×500 mm 注浆孔安装 500 mm 长注浆管注浆。

由于大埋深、破碎围岩等特殊地质条件,导致现有的支护方案无法有效地控制巷道变形,巷道开挖后 20 d 内变形剧烈,变形速率最大达 2 mm/d,且 2.5~3.0 m 的围岩内存在一定的离层。可见巷道施工过程中岩体扰动范围较大,原设计支护结构不能满足控制围岩变形的需要,需对其参数进行优化。

2　正交试验数值模拟分析

2.1　试验模型建立

采用大型有限元软件建立巷道的二维平面应变数值模型。模型尺寸为 60 m×60 m,巷道净断面为 5.2 m×5.1 m(宽×高)的马蹄形。模型上表面施加均匀的垂直压应力(施加应力值采用地应力实测值:800 m 埋深处实测平均垂直主应力为 19.25 MPa),侧压系数为 2.24。边界条件为左右两侧固定水平向位移,下部水平向和竖向位移同时固定,上部为自由边界。计算采用摩尔-库仑弹塑性材料模拟岩层,计算范围底部以及左右两侧各取 5 倍硐室跨度,模拟过程中不考虑岩层中的节理和层理,巷道断面一次开挖。网格划分情况如图 1 所示。

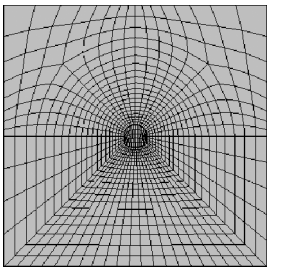

图 1　试验模型网格划分

Fig.1　The mesh generation of experimental model

巷道的岩层容重取 24.5 kN/m^3,弹性模量为 10.5 GPa,泊松比为 0.3,内摩擦角为 36°,黏聚力为 1.5 MPa。锚杆、锚索均采用梁单元模拟,锚杆的直径为 20 mm,锚固长度为 1 m,间距 800 mm;锚索的直径为 21.6 mm,锚固长度为 2 m,间距 1 600 mm,施加预应力为 150 kN;喷层采用 C25 混凝土的强度计算。

2.2　巷道稳定性分析

巷道围岩控制效果直接体现在围岩的变形

中国煤炭期刊网 www.chinacaj.net

情况,将巷道两帮、顶底板位移量和围岩稳定性安全系数作为判定指标。从现场巷道的变形破坏情况来看,岩体变形主要发生在距离顶板 2~3 m 的范围内,在保持其他支护形式参数不变的情况下,选取以下巷道支护参数进行优化,见表 2。

根据正交试验法[19],在考虑水平均匀性、搭配均匀性的前提下,将锚杆长度,锚索长度和喷层厚度这 3 个因素列成正交试验表,每个试验取 5 个水平,按照正交规划表 $L_{25}(5^6)$ 开展了 25 组正交试验,进行不同参数组合的正交模拟试验,试验方案和计算结果见表 3。其中方案 18 与方案 22 的安全系数小于 1,说明巷道已经失稳,其相应的支护形式不能满足围岩的变形要求。

表 2　正交试验影响因素和参数

Table 2　Influence factors and parameters of orthogonal test

影响因素	水平				
	1	2	3	4	5
锚杆长度/m	1.9	2.2	2.5	2.8	3.1
锚索长度/m	6	7	8	9	10
喷层厚度/mm	100	125	150	175	200

表 3　巷道稳定性正交试验参数及模拟结果

Table 3　Orthogonal test parameters of roadway stabitity and simulation results

试验方案	锚杆长度/m	锚索长度/m	喷层厚度/mm	顶板变形量/mm	两帮移近量/mm	底板变形量/mm	安全系数
1	1.9	6	100	17.628	47.901	61.888	0.977
2	1.9	7	125	14.834	38.253	53.983	1.177
3	1.9	8	150	14.743	34.026	46.825	1.114
4	1.9	9	175	11.907	30.102	36.643	1.375
5	1.9	10	200	11.956	32.900	41.298	1.076
6	2.2	6	125	13.622	31.694	42.692	1.465
7	2.2	7	150	12.414	29.954	39.102	1.408
8	2.2	8	175	12.866	31.086	36.279	1.358
9	2.2	9	200	11.132	29.807	33.850	1.325
10	2.2	10	100	16.652	33.459	46.570	1.465
11	2.5	6	150	12.733	31.894	39.031	1.408
12	2.5	7	175	11.782	30.279	38.054	1.365
13	2.5	8	200	10.847	29.737	33.826	1.358
14	2.5	9	100	16.441	33.305	46.528	1.464
15	2.5	10	125	14.634	32.857	42.886	1.383
16	2.8	6	175	11.400	30.184	38.019	1.386
17	2.8	7	200	10.969	29.620	34.421	1.359
18	2.8	8	100	13.466	24.981	30.879	0.884
19	2.8	9	125	14.506	31.878	42.824	1.440
20	2.8	10	150	12.910	31.092	39.173	1.394
21	3.1	6	200	10.829	29.548	34.388	1.358
22	3.1	7	100	11.919	25.639	30.490	0.479
23	3.1	8	125	14.227	32.011	42.800	1.443
24	3.1	9	150	12.815	31.311	41.468	1.358
25	3.1	10	175	11.747	30.473	38.094	1.365

3　巷道稳定性正交试验结果分析

正交数值模拟试验结果采用方差分析和多元回归分析。方差分析是通过分析试验数据研究因素对试验结果的影响是否显著,将因素水平变化所引起的试验结果之间的差异与误差波动所引起的试验结果的差异区分开来的一种数学方法[20]。方差分析是通过 F 值检验来判定因素的显著水平的。试验

中国煤炭期刊网 www.chinacaj.net

因素对指标影响显著性的判断规则如下:

$F > F_{0.01}(f_1,f_2)$ 时,试验因素对指标影响特别显著,记为“**”;当 $F_{0.01}(f_1,f_2) > F > F_{0.05}(f_1,f_2)$ 时,试验因素对指标的影响显著,记为“*”;当 $F_{0.05}(f_1,f_2) > F > F_{0.10}(f_1,f_2)$ 时,试验因素对指标的影响较显著,记为“(*)”;当 $F_{0.10}(f_1,f_2) > F > F_{0.25}(f_1,f_2)$ 时,试验因素对指标不显著但有影响,记为“[*]”;当 $F \leqslant F_{0.25}(f_1,f_2)$ 时,试验因素对指标影响不显著,不做记号。

回归分析是通过确定研究因素变量和判定指标之间的关系来确定它们之间的数学表达式,根据回归方程可以在确定几个因素变量时预测其他变量的取值。

3.1 试验结果方差分析

对影响拱顶变形量的 3 个因素进行方差分析,计算结果见表 4。

表 4 拱顶变形量试验结果的方差分析

Table 4 Variance analysis of experiment results of vault deformation

位置	方差来源	偏差平方和 S	自由度 f	平均偏差平方和 S/f	F 值	显著性
顶板	锚杆长度	10.723	4	2.681	2.169	[*]
	锚索长度	4.154	4	1.038	0.840	—
	喷层厚度	56.211	4	14.053	11.372	**
	误差	14.829	12	1.236	—	—
	总和	85.917	24	3.580	—	—
两帮	锚杆长度	164.247	4	41.062	2.769	(*)
	锚索长度	47.586	4	11.897	0.802	—
	喷层厚度	40.173	4	10.043	0.677	—
	误差	177.942	12	14.828	—	—
	总和	429.949	24	17.915	—	—
底板	锚杆长度	400.665	4	100.166	3.048	(*)
	锚索长度	79.515	4	19.879	0.605	—
	喷层厚度	312.911	4	78.228	2.380	[*]
	误差	394.419	12	32.868	—	—
	总和	1187.511	24	49.480	—	—
稳定系数	锚杆长度	0.268	4	0.067	1.810	[*]
	锚索长度	0.172	4	0.043	1.164	—
	喷层厚度	0.363	4	0.091	2.458	[*]
	误差	0.444	12	0.037	—	—
	总和	1.247	24	0.052	—	—

注:$F_{0.01}(4,12)=5.41$,$F_{0.05}(4,12)=3.26$,$F_{0.1}(4,12)=2.48$,$F_{0.25}(4,12)=1.55$。

由表 4 可知,由巷道拱顶处的方差分析结构可得,锚杆长度、锚索长度和喷层厚度的 F 值分别为 2.169、0.840、11.372,其中喷层厚度的 F 值最大,锚索长度的 F 值最小。当喷层厚度取不同水平时,对巷道拱顶变形量的影响程度为特别显著,而锚杆长度和锚索长度取不同水平时,对巷道拱顶变形量的影响程度依次为有影响和不显著,因此,影响巷道拱顶变形量的第 1 影响因素为喷层厚度,且为主要影响因素,而锚杆长度和锚索长度为次要影响因素。同样,对于巷道两帮变形量来说,锚杆长度为主要影响因素,锚索长度和喷层厚度为次要影响因素;对于巷道拱底变形量和围岩稳定性安全系数来说,锚杆长度和喷层厚度为主要影响因素,锚索长度为次要影响因素。

3.2 直观分析图分析

为了更直观分析各因素对巷道稳定性的影响,根据巷道两帮、拱顶底板变形量方差分析中的统计结果,分别以各个因素水平为横轴、以对应的平均值为纵轴做出各个因素对巷道两帮及顶底板移近量的直观分析图,如图 2 所示。

中国煤炭期刊网 www.chinacaj.net

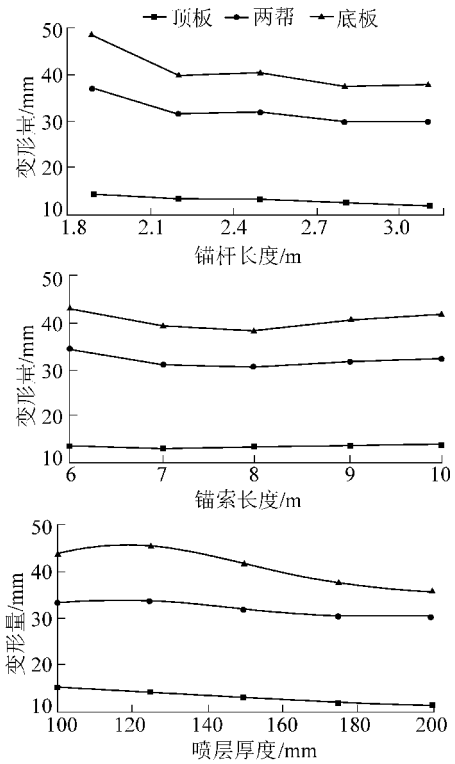

图 2　巷道变形直观分析结果

Fig. 2　Analysis diagram of roadway deformation

由图 2 可知,锚杆长度变化时,巷道两帮及顶底板变形受影响程度均很大,但巷道两帮及拱底变形受影响程度均远大于巷道拱顶变形受影响程度;锚索长度变化时,巷道两帮、顶底板变形受影响程度均很小,但巷道两帮变形受影响程度最大;喷层厚度变化时,巷道顶底板变形受影响程度较大,而巷道两帮变形受影响程度很小。

3.3　各指标与各影响因素回归分析

大量的实践表明,高阶的交互作用常常不存在或很小,可以忽略。在试验设计的统计推断中,普遍采用如下的原则:保证估计诸因素主效应,尽量能估计两两因素间的交互作用,当先验知识不足以给出交互作用的特殊结构时,用多项式回归来拟合常常取得不错的效果,特别是中心化二次回归模型[21]。根据数据中心化处理和筛选变量法拟合得到如下公式:

$$Y_1 = -2.53\times10^{14}X_1+7.55\times10^{13}X_2-3\times10^{15}X_3-3.87\times10^{13}X_{12}-3.48\times10^{12}X_2^2-5.6\times10^{15}X_3^2-2.32\times10^{13}X_1X_2+9.3\times10^{14}X_1X_3+2.78\times10^{14}X_2X_3-19.28X_1X_2\times X_3-3.87\times10^{14} \quad (1)$$

$$Y_2 = -6.17\times10^{14}X_1+1.85\times10^{14}X_2-7.41\times10^{15}X_3-9.49\times10^{13}X_1^2-8.55\times10^{12}X_2^2-1.37\times10^{16}X_3^2-5.7\times10^{13}X_1X_2+2.28\times10^{15}X_1X_3+6.84\times10^{14}X_2X_3-66.33\times X_1X_2X_3-9.5\times10^{14} \quad (2)$$

$$Y_3 = -6.25\times10^{14}X_1-1.88\times10^{14}X_2+7.5\times10^{15}X_3+9.62\times10^{13}X_{12}+8.66\times10^{12}X_2^2+1.39\times10^{16}X_3^2+5.77\times10^{13}X_1X_2-2.31\times10^{15}X_1X_3-6.93\times10^{14}X_2X_3-102.72\times X_1X_2X_3+9.62\times10^{14} \quad (3)$$

$$Y_4 = 1.83\times10^{13}X_1+5.5\times10^{12}X_2-2.2\times10^{14}X_3-2.82\times10^{12}X_1^2-2.54\times10^{11}X_2^2-4.06\times10^{14}X_3^2-1.69\times10^{12}X_1X_2+6.77\times10^{13}X_1X_3+2.03\times10^{13}X_2X_3-2.12X_1\times X_2X_3-2.82\times10^{13} \quad (4)$$

式中:Y_1为巷道拱顶变形量;Y_2为巷道帮部变形量;Y_3为巷道拱底变形量;Y_4为巷道安全系数;X_1为锚杆长度;X_2为锚索长度;X_3为喷层厚度。

回归分析是通过确定研究因素变量和判定指标之间的关系来确定它们之间的数学表达式,根据回归方程可以在确定几个因素变量时预测其他变量的取值。

4　工程应用分析

在实际工程中,考虑到支护费用和施工的难易程度,并根据研究获得的支护关键因素影响程度,对支护结构参数进行优化,具体为:锚杆直径 20 mm,长度 2.5 m,间排距 800 mm×800 mm;锚索直径 21.6 mm,长度 7.5 m,间排距 1 600 mm×1 600 mm,喷层厚度 150 mm。施工过程中,锚杆的锚固长度不小于 1.2 m,锚索的锚固长度不小于2.4 m;在成巷 15~20 d 后进行工钢棚支护及对注浆孔进行封孔与注浆。注浆材料采用普通硅酸盐水泥配置而成,水灰比为 0.7~0.8(质量比),注浆压力为 3~4 MPa。底板处铺设碎石并浇筑混凝土,强度为 C25。具体支护方案如图 3 所示。

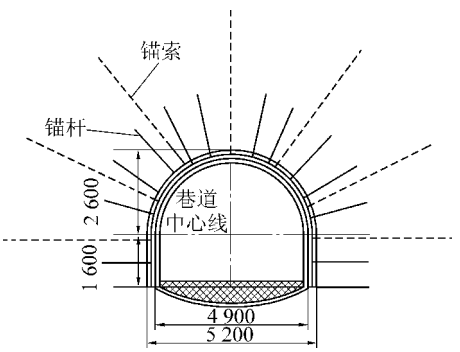

图 3　巷道支护方案

Fig.3　Roadway support scheme

中国煤炭期刊网 www.chinacaj.net

支护方案实施后,对支护试验段进行了 90 d 的巷道变形监测。支护参数优化前和优化后的监测结果如图 4 所示。由图 4 可知,支护参数优化前,20 d 时围岩变形速率逐渐减小,变形量不断增加,90 d 时最大变形量达到 63 mm,且围岩变形量仍有不断增加的趋势。支护参数优化后,15 d 时围岩变形速率逐渐减小,30 d 时巷道趋于稳定,最大变形量达到 37 mm。由此可知,支护参数优化后巷道围岩稳定性得到了明显改善。

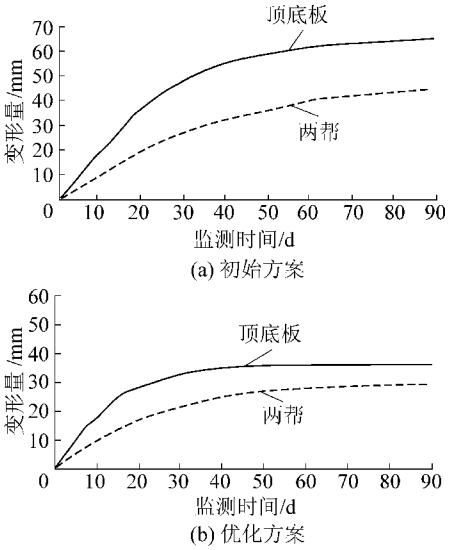

图 4　巷道变形曲线

Fig.4　Deformation curve of roadway

5　结　　论

1) 巷道原支护采用的锚杆长度短,锚索预应力小,使之在巷道围岩内形成的承载结构不足以抵抗围岩压力,易发生较大变形。

2) 确定了影响该水平岩巷锚杆-锚索-喷层耦合支护效果的主次影响因素,适当增加锚杆长度,可有效减少巷道两帮和底部变形量;适量增加喷层厚度,可有效减少巷道拱顶变形量。

3) 结合工程实践可知,当锚杆长度范围在 2.5~3.0 m、锚索长度为 8~9 m、喷层厚度为 100~150 mm 时,巷道围岩的稳定性得到较大提高。

参考文献(References):

[1] 刘泉声,高　玮,袁　亮.煤矿深部岩巷稳定控制理论与支护技术及应用[M].北京:科学出版社,2010.

[2] 陈旭光,张强勇,杨文东,等.深部巷道围岩分区破裂现象的试验与现场监测对比分析研究[J].岩土工程学报,2011,33(1):70-76.
CHEN Xuguang,ZHANG Qiangyong,YANG Wendong,*et al*.Comparative analyses of model tests and in-situ monitoring of zonal disintegration of rock mass in deep tunnels [J].Chinese Journal of Geotechnical Engineering,2011,33(1):70-76.

[3] 李德忠,李冰冰,檀远远.矿井深部巷道围岩变形浅析及控制[J].岩土力学,2009,30(1):109-112.
LI Dezhong,LI Bingbing,TAN Yuanyuan.Analysis and control of distortion of surrounding rock of roadway at deep ground of mine [J].Rock and Soil Mechanics,2009,30(1):109-112.

[4] 康红普.深部煤巷锚杆支护技术的研究与实践[J].煤矿开采,2008,13(1):1-5.
KANG Hongpu.Research and practice of bolting support technology in deep coal roadways [J].Coal Mining Technology,2008,13(1):1-5.

[5] 王　峰,余　庆,张　建.深部大断面软岩硐室支护技术优化及应用[J].煤炭科学技术,2016,44(2):133-138.
WANG Feng,YU Qing,ZHANG Jian.Application and optimization of support technology in deep large section soft rock chamber [J].Coal Science and Technology,2016,44(2):133-138,143.

[6] CARRANZA TORRES C,Fairhurst C.The elastic plastic response of underground excavations in rock masses that satisfy the hock-brown failure criterion[J].International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences,1999,36(6):777-809.

[7] 孟庆彬,韩立军,张帆舸,等.深部高应力软岩巷道耦合支护效应研究及应用[J].岩土力学,2017,38(5):1-14.
MENG Qingbin, HAN Lijun, ZHANG Fange, *et al*. Coupling support effect on high-stress deep soft rock roadway and its application[J].Rock and Soil Mechanics,2017,38(5):1-14.

[8] 孙晓明,何满潮,杨晓杰.深部软岩巷道锚网索耦合支护非线性设计方法研究[J].岩土力学,2006,27(7):1061-1065.
SUN Xiaoming, HE Manchao, YANG Xiaojie. Research on nonlinear mechanics design method of bolt-net-anchor coupling support for deep soft rock tunnel [J].Rock and Soil Mechanics,2006,27(7):1061-1065.

[9] 余伟健,高　谦,朱川曲.深部软弱围岩叠加拱承载体强度理论及应用研究[J].岩石力学与工程学报,2010,29(10):2134-2142.
YU Weijian,GAO Qian,ZHU Chuanqu.Study of strength theory and application of overlap arch bearing body for deep soft surrounding rock [J].Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2010,29(10):2134-2142.

[10] 孟庆彬,韩立军,乔卫国,等.极弱胶结地层煤巷锚网索耦合支护效应研究及应用[J].采矿与安全工程学报,2016,33(5):770-778.
MENG Qingbin,HAN Lijun,Qiao Weiguo,*et al*.Supporting effect and application of bolt-net-anchor coupling support under extremely weak cementation formation [J].Journal of Mining & Safety Engineering,2016,33(5):770-778.

[11] 吴顺川,高　谦,刘福军.二次动压巷道支护设计与参数优化[J].北京科技大学学报,2006,28(3):215-218.
WU Shunchuan,GAO Qian,LIU Fujun.Reinforcement design and parameters optimization for a secondary dynamic pressure tunnel

(下转第 181 页)

中国煤炭期刊网 www.chinacaj.net

773,788.

[9] 时国庆,胡方坤,王德明,等.采空区自燃“三带”分布规律的四维动态模拟[J].中国矿业大学学报,2014,43(2):189-194.
SHI Guoqing,HU Fangkun,WANG Deming,*et al*.Unsteady simulation on distribution of three zones for spontaneous combustion in goaf areas [J]. Journal of China University of Mining & Technology,2014,43(2):189-194.

[10] 李宗翔,贾进章,周志林.工作面反风时采空区场量分布变动的数值模拟 [J].北京科技大学学报,2010,32(6):691-696.
LI Zongxiang,JIA Jinzhang,ZHOU Zhilin.Numerical simulation of the change process of field variables distribution in goaf caused by air reversing in working faces[J].Journal of University of Science and Technology Beijing,2010,32(6):691-696.

[11] 李宗翔,顾润红,张晓明,等.基于 RNG k-ε 湍流模型的 3D 采空区瓦斯上浮贮移[J].煤炭学报,2014,39(5):880-885.
LI Zongxiang,GU Runhong,ZHANG Xiaoming,*et al*.Simulation of gas migration in 3D goaf based on RNG k-ε turbulence model [J].Journal of China Coal Society,2014,39(5):880-885.

[12] 高光超,李宗翔,张 春,等.基于三维“O”型圈的采空区多场分布特征数值模拟[J].安全与环境学报,2017,17(3):931-936.
GAO Guangchao,LI Zongxiang,ZHANG Chun,*et al*.Numerical simulation for multi-field distribution characteristic features of the goaf based on 3D “O” type circle[J].Journal of Safety and Environment,2017,17(3):931-936.

[13] 刘 宇.采空区瓦斯与自燃灾害关联 3D 数值模拟研究[D].阜新:辽宁工程技术大学,2014.

[14] 邓 军,徐精彩,徐通模,等.煤自燃性参数的测试与应用[J].燃料化学学报,2001,29(6):553-556.
DENG Jun,XU Jingcai,XU Tongmo,*et al*.Test and application of the spontaneous combustibility parameters of coal[J].Journal of Fuel Chemistry and Technology,2001,29(6):553-556.

[15] 秦跃平,刘 伟,杨小彬,等.基于非达西渗流的采空区自然发火数值模拟[J].煤炭学报,2012,37(7):1177-1183.
QIN Yueping, LIU Wei, YANG Xiaobin, *et al*. Numerical simulation of impact of non-Darcy seepage on spontaneous combustion in goaf [J]. Journal of China Coal Society, 2012, 37(7):1177-1183.

[16] 李宗翔,温永宇,张金玉.煤样封闭耗氧试验及其参数测定分析[J].安全与环境学报,2009,9(1):116-119.
LI Zongxiang,WEN Yongyu,ZHANG Jinyu.An experiment with oxygen consumption and parameter-defining for sealed coal samples [J]. Journal of Safety and Environment, 2009, 9(1):116-119.

[17] 李宗翔,刘 宇,吴邦大,等.基于封闭耗氧实验的窒熄带氧临界体积分数研究[J].煤炭学报,2017,42(7):1776-1781.
LI Zongxiang,LIU Yu,WU Bangda,*et al*.Critical oxygen volume of smothering quenched zone based on closed oxygen consumption experiment[J]. Journal of China Coal Society, 2017, 42(7):1776-1781.

[18] 李宗翔,刘 宇,贾进章,等.煤氧化实验精度改进及封闭耗氧实验方法[J].中国矿业大学学报,2017,46(2):273-278.
LI Zongxiang,LIU Yu,JIA Jinzhang,*et al*.Precision improvement of coal oxidation experiment and experimental method of closed oxygen consumption [J].Journal of China University of Mining & Technology,2017,46(2):273-278.

(上接第 143 页)

[J].Journal of University of Science and Technology Beijing, 2006,28(3):215-218.

[12] 高 谦,刘福军,赵 静.一次动压煤矿巷道预应力锚索支护设计与参数优化[J].岩土力学,2005,26(6):859-864.
GAO Qian,LIU Fujun,ZHAO Jing.Prestressed anchor supporting design and parameters optimization for a coal tunnel affected by first mining [J].Rock and Soil Mechanics,2005,26(6):859-864.

[13] 赵 明,黄 侃,林 佳,等.大采高碎裂煤巷软弱围岩控制优化研究[J].岩土力学,2016(S2):589-596.
ZHAO Ming,HUANg Kan,LIN Jia,*et al*.Optimization research on weak rock control in coal roadway of large mining height [J]. Rock and Soil Mechanics,2016(S2):589-596.

[14] 常聚才,谢广祥.深部巷道锚网索支护参数关键因素分析[J].煤炭科学技术,2014,42(3):1-3.
CHANG Jucai,XIE Guangxiang.Analysis on key support parameters factors of bolting and anchoring with wire mesh in deep mine roadway [J].Coal Science and Technology,2014,42(3):1-3.

[15] 韦四江,孙 闯.深部回采巷道支护参数的正交数值模拟[J].河南理工大学学报:自然科学版,2013,32(3):270-276.
WEI Sijiang, SUN Chuang. Research on support parameters of mining roadway of deep mining with orthogonal numerical simulation [J]. Journal of Henan Polytechnic University: Natural Science,2013,32(3):270-276.

[16] 杨志强,高 谦,王正辉.预应力锚索支护参数优化研究在金川二矿区的应用[J].岩土力学,2008,29(5):5-9.
YANG Zhiqiang,GAO Qian,WANG Zhenghui.Research on prestressed cable parameters optimization designs and its application to Jinchuan Mine No.2[J].Rock and Soil Mechanics,2008,29(5):5-9.

[17] 高富强,王兴库.回采巷道锚杆支护参数敏感性正交试验分析[J].煤炭科学技术,2007,35(11):68-72.
GAO Qiangfu,WANG Xingku.Analysis on sensitive normal test of bolt support parameters for mining gateway[J].Coal Science and Technology,2007,35(11):68-72.

[18] 梁春会,强 辉,王其洲.深部破碎软岩巷道锚网支护参数优化分析[J].煤炭技术,2015,34(9):76-78.
LIANG Chunhui,QIANG Hui,WANG Qizhou.Parameter optimization analysis of bolt-mesh support of broken deep soft rock roadway[J].Coal Technology,2015,34(9):76-78.

[19] 中国科学院数学研究所数理统计组.正交试验法[M].北京:人民教育出版社,1978.

[20] 张建伟.Origin 9.0 科技绘图与数据分析超级学习手册[M].北京:人民邮电出版社,2014.

[21] 方开泰.正交与均匀试验设计[M].北京:科学出版社,2001.