

渗水巷道掘进工作面冒顶机理及控制技术

万海鑫¹ 陈冬冬² 张 猛²

(1. 山西晋煤集团沁秀煤业有限公司 岳城煤矿 山西 晋城 048000;
2. 中国矿业大学 煤炭资源与安全开采国家重点实验室 江苏 徐州 221008)

摘要: 为解决渗水巷道掘进工作面易发生冒顶事故的问题, 基于化乐煤矿3号轨道石门发生渗水并且掘进后发生大面积冒顶的现象, 采用岩石体力学试验、X射线检测和理论分析的方法研究此类巷道的冒顶机理。结果表明: 围岩中含有易崩解膨胀的物质, 巷道渗水出现岩石泥化的现象, 导致围岩力学性能显著降低, 不能有效支承顶板, 针对该问题提出注浆控制技术、强力锚网索支护技术、喷浆技术, 并采用浅孔注浆和深孔注浆工艺, 使巷道顶底板和两帮移近量分别控制在122、106 mm以下, 围岩稳定后锚索、锚杆锚固工作阻力分别达224、83~90 kN, 有效控制巷道变形, 保证围岩的稳定性。

关键词: 巷道冒顶; 渗水巷道; 浸水试验; 围岩稳定性

中图分类号: TD332 文献标志码: A 文章编号: 0253-2336(2015)04-0011-04

Roof falling mechanism and control technology of heading face in mine seepage roadway

WAN Hai-xin¹, CHEN Dong-dong², ZHANG Meng²

(1. Yuecheng Mine, Qinxiu Coal Industry Company Limited, Shanxi Jincheng Anthracite Mining Group, Jincheng 048000, China;
2. National Key Lab of Coal Resources and Safety Mining, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221008, China)

Abstract: In order to solve the roof falling accident problem easily occurred in the heading face of mine seepage roadway, based on seepage occurred in a cross-cut of No. 3 roadway in Huale Mine and a large area roof falling phenomenon occurred after the heading operation, the rock mechanics experiment, X-ray detection and theoretical analysis method were applied to study the large area roof falling mechanism. The results showed that there were disintegration and swelling materials in the surrounding rocks and rock mudding phenomenon occurred when seepage caused in the mine roadway, thus mechanics performances of the surrounding rock were obviously reduced and could not support the roof effectively. According to the problems, the grouting control technology, the powerful bolt/steel mesh/anchor support technology and shotcreting technology were provided. With applications of a shallow borehole grouting and deep borehole grouting techniques and series technology conducted, the convergence values between the roof and floor and the two sidewalls were controlled within 122 and 106 mm individually. When the surrounding rocks were stable, the anchor and bolt force reached 224, 83~90 kN respectively. The deformation of the mine roadway was effectively controlled and the stability of the rock was ensured.

Key words: roof falling of mine roadway; seepage roadway; water immersion test; surrounding rock stability

0 引言

关于采煤工作面冒顶机理前人已对其开展了大量研究工作, 袁永等^[1]针对三软大采高综采工作面煤壁稳定性及其控制技术进行研究, 建立了采场煤

壁“楔形”滑动体稳定性分析力学模型; 汪锋等^[2]通过现场实测和FLAC^{3D}数值模拟软件分析了祁东煤矿7131工作面局部冒顶原因及机理; 刘洪涛等^[3]针对无法及时发现回采巷道内高冒顶风险区域的难题, 建立了顶板岩层稳定跨距判别公式; 马念杰

收稿日期: 2014-10-21; 责任编辑: 杨正凯 DOI: 10.13199/j.cnki.cst.2015.04.003

基金项目: 中央高校基本科研业务费专项资金资助项目(2011QNA12)

作者简介: 万海鑫(1973—), 男, 山西晋城人, 工程师, 现任山西晋煤集团沁秀煤业有限公司岳城煤矿副矿长。

引用格式: 万海鑫, 陈冬冬, 张 猛 等. 渗水巷道掘进工作面冒顶机理及控制技术[J]. 煤炭科学技术 2015, 43(4): 11~14, 77.

WAN Hai-xin, CHEN Dong-dong, ZHANG Meng. Roof falling mechanism and control technology of heading face in mine seepage roadway[J].

Coal Science and Technology 2015, 43(4): 11~14, 77.

等^[4]为了解决困难条件下巷道顶板下沉大、易冒顶的难题,提出了用对接长锚杆取代锚索的支护技术;文献[5]针对高瓦斯近距离煤层群、松软低透以及软弱围岩等复杂地质赋存条件导致矿井在煤炭资源开采过程中采场端面冒顶事故和巷道垮冒等一系列的难题,提出并研究了采场支架—围岩控制技术与采动煤巷围岩主动支护技术;谢建林等^[6]提出了针对离层型顶板的“冒顶机理研究—顶板控制设计—支护质量与顶板动态监测—顶板事故预警”的顶板事故防控体系;罗文^[7]提出了浅埋大采高综采工作面未采压架冒顶处理技术。这些研究成果都极大地丰富了顶板岩层控制理论体系,但是关于渗水巷道冒顶机理的分析尚不多,在掘进过程中遇到有承压水或者是裂隙水对顶板的破坏影响更大,水进入岩体中将引起其力学承载能力的降低和整体结构的软化,特别是当膨胀性、崩解性矿物质在岩石体中含量较大时^[8],水会导致岩石体支承性能急剧恶化。同时也使得自身承载能力迅速衰减,引起巷道发生大变形,严重的产生大冒顶,这对矿井的安全高效生产十分不利。基于此,笔者针对化乐煤矿3号轨道石门掘进后发生渗水,并且发生大面积冒顶的现象^[10],在现场冒顶区采取具有代表性的岩石样本进行力学性能测试和X射线检测研究的基础上,分析冒顶机理,并提出围岩控制技术,以期为类似条件围岩控制技术提供参考依据。

1 工程概况

1.1 地质条件

化乐煤矿3号轨道石门,埋深510 m,石门穿过的各个岩层围岩不稳定。主要为细砂岩呈浅灰色、泥质粉砂岩呈深灰色、粉砂质泥岩,局部出现泥质粉砂岩和粉砂质泥岩互层,大部分呈泥质结构;粉砂质泥岩中含大量蠕虫状黄铁矿,岩层层理较清晰,节理发育,裂隙面、滑面较多;局部有裂隙水,岩体裂隙部分地段较为发育,岩层间胶结不完整,部分地段遇到断层落差0.5~3.0 m,由于断层带的影响岩体结构较为松散。

1.2 冒顶事故概况

化乐煤矿3号轨道石门掘进至109 m时发生冒顶,冒落的石门顶板长度约为8.1 m,垮落带的一侧距掘进工作面13.1 m,最大冒落高度达3.5 m。冒顶处巷道支护参数:采用φ20 mm×2 200 mm的左旋无纵筋锚杆,间排距800 mm×800 mm,每排13

根,所有锚杆均垂直于围岩壁面布置,蝶形托盘的长、宽、厚为分别12、120、12 mm,采用长、宽分别为2.0、1.0 m的12号铁丝制成的菱形金属网护表;采用12号工字钢进行加强支护,排距800 mm,每架工字钢与两侧的锚杆距离为400 mm,架棚地点要滞后掘进工作面3 m布置。

在冒顶位置及其附近的顶板均发生渗水、滴水现象,冒顶所在巷道其他部分并未发生渗水现象,由此可见3号轨道石门冒顶处的渗水状况是由于巷道掘进引起围岩裂隙沟通岩层水^[11],在有渗水的巷道段顶板下沉和两帮移近较为明显,且锚杆托盘处十分松动,锚杆没有起到支护巷道的作用;多处12号工字钢在接头处折断,工字钢扭曲变形、扎底现象较严重。

2 巷道冒顶影响因素分析

2.1 掘进工艺

3号轨道石门采用放炮掘进工艺,采用该工艺导致巷道断面成型不完整,围岩壁面凹凸不平使得锚杆托盘受力不均匀,同时会因为凹凸不平导致托盘围岩之间产生应力集中,围岩渗水软化势必会引起接触面处围岩发生塑性破坏,锚杆预紧力无法维持达不到支护围岩的效果;放炮震动易使巷道围岩原有的裂隙扩展并产生新的裂隙,裂隙的产生和扩展会导致岩体承载压力的性能显著降低,同时裂隙沟通水体引起围岩壁面渗水进一步导致围岩破碎^[12]。

2.2 巷道围岩体成分测试

本次使用的X射线衍射仪为D/Max-3B型,测试鉴定结果发现,所测岩石体中高岭石含量较高,并含有部分伊利石蒙皂石及伊蒙混层,对3个样品的岩石体组分定量分析。其中样品1为粉砂质泥岩、样品2为泥岩、样品3为泥质粉砂岩。样品1粉砂质泥岩中含有55%的高岭石(K)、26%的蒙皂石与伊利石及伊蒙混层(I,S,IS)、10%的绿泥石(Cl)、5%的长石(F);样品2泥岩中高岭石占48%、蒙皂石比例较高达到21%、绿泥石比例较低占6%;样品3泥质粉砂岩中含有高岭石52%、伊利石蒙皂石及伊蒙混层含量占36%。这3类样品的岩石中所含的矿物遇水容易软化,膨胀、崩解,显著降低岩石体力学性能,使得巷道极难支护。

2.3 水对泥岩抗压强度弱化程度试验

为了研究水对泥岩类岩石的抗压强度的影响程度和影响速度,取现场未经浸水的泥岩及泥质粉砂

岩样品放在水中浸泡进行抗压强度试验。测试时间间隔为 60 min, 测试结果如图 1 所示。

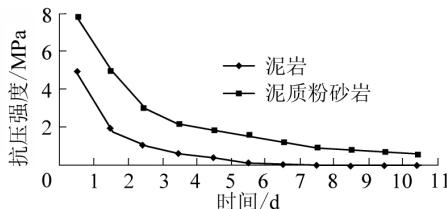


图 1 岩石浸水后抗压强度衰减曲线

由试验测试结果得出, 泥岩浸泡在水中, 抗压强度衰减主要发生在前 1 h, 1~4 h 抗压强度衰减较少, 6~7 h 之后抗压强度几乎为 0, 也就是水可以使泥岩抗压强度迅速衰减, 在几个小时内可以使得泥岩崩解; 浸泡在水中的泥质粉砂岩抗压强度迅速衰减期主要发生在前 2 h, 2 h 之后抗压强度降低较少, 基本维持在 0.6 MPa 左右。

3 巷道掘进后冒顶机理分析

3.1 爆破扰动裂隙的产生和扩展

由于 3 号轨道石门采用炮掘工艺, 爆破产生的震动波会增加岩体裂隙的产生和扩展, 不仅会导致巷道围岩体强度的降低, 而且裂隙的增多会连通地下水体, 巷道外围的水体通过裂隙进入巷道周边, 巷道周边围岩体受到水体的侵蚀进一步增大岩体裂隙, 导致岩体力学性能的大幅降低, 不断弱化岩体承压能力。

3.2 围岩和锚固剂力学性能弱化

3 号轨道石门围岩体以泥质粉砂岩、粉砂质泥岩、泥岩为主, 这些岩体中含有遇水发生膨胀和崩解的黏土类矿物达 70%, 其中完全浸泡在水中的泥岩在 2 h 后抗压强度迅速降低, 5 h 后抗压强度接近 0, 6~7 h 后泥岩抗压强度为 0, 即水已经使得泥岩完全弱化崩解; 完全浸泡在水中的泥质粉砂岩在 3 h 后抗压强度降低明显, 7 h 后抗压强度降低缓慢, 但是抗压强度已经处在较低水平。

同时巷道渗水使得树脂锚固剂的锚固能力降低明显^[13], 这显然会导致锚杆无法发挥出加固巷道围岩的目的。失水后, 原岩体中的起到胶结物的矿物质随着渗出的水流失, 失水使得岩体松散、破碎。

3.3 支护方式不合理

原支护方式采用 $\phi 20 \text{ mm} \times 2.2 \text{ m}$ 的左旋锚杆, 锚固长度只有 1 m, 显然锚杆支护体系的强度和刚度都较低, 提供给围岩的支护阻力较小; 同时锚固体

系的锚固深度较浅, 巷道围岩塑性区较大, 锚杆没有锚固到稳定岩层中, 无法维护巷道的稳定; 加之在泥质巷道渗水的情况下, 锚杆的预紧力较低, 同时树脂锚固剂的锚固性能显著降低。

通过自然平衡拱理论^[14~15]计算围岩的支承压力, 得出巷道轴向 0.8 m 范围内岩体没有受到水的侵蚀时, 围岩支承总压力为 723 kN; 巷道渗水条件下岩石力学性能显著降低, 围岩支承总压力为 995 kN。显然在巷道渗水引起岩体泥化情况下, 锚杆支护能力会显著降低, 12 号工字钢无法支撑围岩, 从而导致巷道松动范围不断扩大、顶板离层严重, 最终导致巷道掘后冒顶。

4 围岩控制技术及支护效果分析

4.1 围岩控制技术

针对爆破诱导围岩裂隙产生、扩展从而连通含水岩层导致巷道渗水, 严重消弱泥化围岩承压能力, 以致巷道掘进后发生渗水而引起大冒顶的严重问题。笔者提出注浆挤排水、注浆堵水、注浆加固与强力锚杆、锚索形成有效承载结构, 喷浆封闭巷道壁面防止围岩风化技术。

1) 注浆控制技术。①疏水前注浆封闭裂隙, 对于巷道未发生渗水的区段, 提前注浆, 浆液填充岩体裂隙, 有效阻断围岩裂隙的渗水通道, 同时有效加固围岩, 显著提高围岩的力学性能。②疏水后注浆可及时对围岩裂隙进行胶结, 对于已经发生渗水的巷道区段, 可以采取钻孔疏水, 并且对已经疏水段进行注浆, 以提高围岩黏聚力、内摩擦角、抗拉强度, 整体增加围岩抗压性能。

浅孔注浆: 浅孔采取低压注浆, 目的是首先加固浅部较大裂隙, 在围岩表层形成止浆层。注浆参数为: 1 个断面均匀布置 5 根注浆管, 注浆管排距为 3.6 m, 两帮最下部的注浆管离底板 150 mm, 向下倾斜 40°, 对基角也进行充分注浆, 其他注浆管垂直断面布置, 注浆孔深 2 m, 注浆压力 1~2 MPa, 封孔采用快硬水泥药卷, 封孔长度 0.8 m。浅孔注浆 7 d 后浆液基本凝固胶结完整, 此时进行深孔注浆。

深孔注浆: 在浅孔注浆形成止浆层后, 进行深孔注浆, 由此达到增强巷道较大范围内的岩体承载性能的目的。注浆参数为: 一个断面均匀布置 7 根注浆管, 注浆管排距 1.6 m, 注浆孔深 5 m, 注浆压力 4~6 MPa。两帮最底部锚杆离底板 100 mm, 向下倾斜 45°, 以此对巷道基角的深部进行注浆加固, 其余

注浆管垂直断面布置。

2) 强力锚网索支护技术。强力全长锚固锚杆可以有效封闭锚杆钻孔渗水通道,提高树脂锚固剂锚固性能,提高锚杆支护体系锚固承载能力,强力锚索补强耦合加固有效控制巷道冒顶。金属网钢筋梯子梁护表,防止围岩表面破碎、松动。其中,采用 $\phi 22\text{ mm} \times 2.4\text{ m}$ 的左旋高强锚杆,间、排距均为700 mm,用1卷K2335、2卷Z2360实现全长锚固,每排13根垂直围岩壁面布置,两帮最下部的锚杆距底板100 mm且向下方与水平方向成40°夹角,蝶形托盘的长、宽、厚分别为130、130、12 mm; $\phi 16\text{ mm}$ 钢筋梯子梁,菱形金属网采用14号铁丝制成,长2.5 m、宽1.0 m;6.8 m的钢绞线锚索直径为17.8 mm,用3卷Z2360树脂药卷实现1.8 m的端头锚固,每排3根垂直于壁面布置,排距2.1 m,巷道顶板中心线布置1根,另外2根锚索与巷道顶板中心线的夹角为45°。每排锚索与相邻两排锚杆的距离为350 mm。

3) 喷浆技术。全断面浆。喷浆配比为石子:沙子:水泥为2:2:1,水灰比为0.43,水泥为425号普通硅酸盐水泥,沙子为中粒沙,石子粒径不大于13 mm,喷射厚度120 mm,新掘巷道在安装锚网索后喷浆厚度50 mm,掘后离掘进工作面20 m左右再次喷浆至少70 mm。

4.2 支护效果分析

巷道变形量曲线如图2所示,锚杆、锚索锚固力检测结果如图3所示。

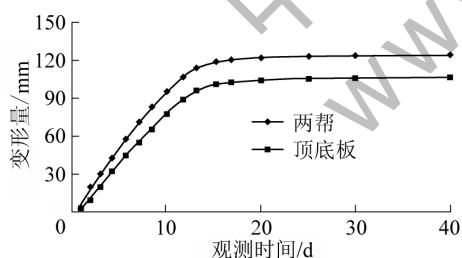


图2 巷道变形量曲线

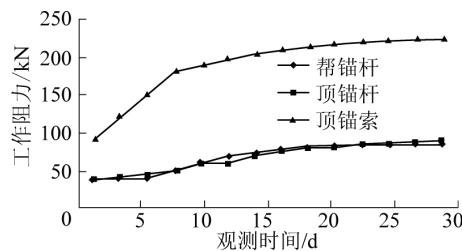


图3 锚杆、锚索锚固力检测结果

1) 由图2可知,采用新支护技术后巷道的两帮

最大变形量为122 mm,顶底板最大变形量106 mm;巷道在支护的前10 d变形速度略大,12 d之后顶底、两帮变形速度显著降低,移近量很小,15 d之后围岩基本稳定,采用新支护技术后共观测了40 d,围岩已处在稳定状态。

2) 由图3可知,帮锚杆和顶锚杆的初始锚固力均为38 kN,锚索初始锚固力为92 kN,按照上述支护技术后锚杆锚索初始工作状态良好;采用新技术方案后,巷道处在应力和应变调整期,围岩注浆封堵、加固岩体裂隙,全长锚固锚杆和高性能锚索较快承载,在支护前5 d锚索支护阻力显著增长,在支护前10 d锚杆锚固力有较多增长。30 d后围岩基本稳定,锚索锚固力达224 kN,锚杆锚固力达83~90 kN。这表明深浅孔注浆、及时喷浆技术使锚杆、锚索工作状态良好,注、喷、锚网索技术可以较好的协同维护巷道稳定。

5 结语

通过岩石体力学试验、X射线检测和理论分析,岩体中含有大量的遇水膨胀崩解的矿物质,在巷道支护阻力较小的情况下,随着时间的增加岩体不断泥化、弱化,逐渐失去承压能力,锚杆锚固范围内锚固剂锚固能力降低明显,锚杆支护体系支护能力衰减最终导致巷道掘后冒顶。提出有针对性疏水,深浅孔注浆,强力全长锚固锚杆、高性能锚索支护系统与围岩壁面喷浆的综合控制技术。现场应用效果表明,巷道最大变形量小于122 mm,采用深浅孔注浆、锚网索、喷浆技术,有效发挥了锚杆锚索支护系统在水泥化围岩中的支护能力,工程试验效果较好。

参考文献:

- [1] 袁永,屠世浩,马小涛,等.“三软”大采高综采面煤壁稳定性及其控制研究[J].采矿与安全工程学报,2012,29(1):21~25.
- [2] 汪锋,许家林,王晓振.祁东煤矿7131工作面局部冒顶原因及机理分析[J].煤炭科学技术,2013,41(2):24~27.
- [3] 刘洪涛,马念杰,王建民,等.回采巷道冒顶隐患级别分析[J].煤炭科学技术,2012,40(3):6~9.
- [4] 马念杰,赵志强,冯吉成.困难条件下巷道对接长锚杆支护技术[J].煤炭科学技术,2013,41(9):117~121.
- [5] 何富连,杨绿刚,谢生荣,等.复杂地质条件下综采面安全高效开采关键技术[J].采矿与安全工程学报,2013,30(2):218~222.
- [6] 谢建林,许家林,朱卫兵.离层型顶板事故的临界离层面积预警判据研究[J].采矿与安全工程学报,2012,29(3):396~399.

(下转第77页)

开始分析,分析结束后分析软件将自动录入的信息进行计算并显示试验结果,把此结果添加到“Void Volume Calibration”中。由此可见2个仪器的空间体积校准方法不同对试验结果有影响。

3) 吸附气体是否被完全吸附。HCA高压容量吸附装置所用煤样质量为50 g,iSorb HP2高压气体吸附分析仪所用煤样质量为3 g,在相同的吸附平衡时间条件下,质量越小,吸附越充分,故煤样质量大小的差别可能会造成试验数据有所差别。

4) 平衡压力点设置不同。HCA高压容量吸附装置的平衡压力点设定为6个,只有一个低压力点,且每个压力点不进行重复测试,iSorb HP2高压气体吸附分析仪的平衡压力点同样为6个,每个压力点重复测试5次,直到达到吸附平衡,不同的平衡压力点设置会造成试验数据有所差别。

5) 仪器自身的原因造成试验结果有偏差。由于仪器自身的差异导致试验结果有所差别。

5 结 论

1) HCA高压容量吸附装置测得的吸附常数 a 较iSorb HP2高压气体吸附分析仪小,差别在 $5.5576 \sim 5.9940 \text{ cm}^3/\text{g}$; b 值反之,差别为 $0.5014 \sim 0.6655 \text{ MPa}^{-1}$ 。主要与2种仪器的试验过程不同、吸附气体是否被完全吸附、死空间体积校准方法不同以及平衡压力点设置不同有关。

2) 根据试验测得的 a 、 b 值计算煤层原始瓦斯含量与实验室测得的原始瓦斯含量相比,HCA高压容量吸附装置偏差在 $-0.91 \sim -2.47 \text{ m}^3/\text{t}$,iSorb HP2高压气体吸附分析仪偏差在 $-0.09 \sim -2.92 \text{ m}^3/\text{t}$ 。偏差在允许范围之内。

3) 从试验的对比结果来看,2种仪器均可用于煤的吸附常数测试,并进行煤的原始瓦斯含量计算。iSorb HP2高压气体吸附分析仪测定时间较短,一般不大于60 h,其在测量精度、自动化程度、灵活度方

(上接第14页)

- [7] 罗文.浅埋大采高综采工作面末采压架冒顶处理技术[J].煤炭科学技术,2013,41(9):122-125.
- [8] 彭涛,何满潮,马伟民.煤矿软岩的黏土矿物成分及特征[J].水文地质工程地质,1995(2):40-48.
- [9] 曾佑富,伍永平,来兴平,等.复杂条件下大断面巷道顶板冒落失稳分析[J].采矿与安全工程学报,2009,26(4):423-427.
- [10] 周翠英,彭泽英,尚伟,等.论岩土工程中水:岩相作用研究的焦点问题-特殊软岩的力学变异性[J].岩土力学,2002,23(1):124-128.

面较好;另外HCA高压容量吸附试验装置的工艺及设备测定时间较长,测定时间一般不小于72 h,但是其测定成本较低。

参考文献:

- [1] 陈青,杨宏民,王兆丰,等.高压容量法测定吸附常数-低压点对甲烷吸附常数测定结果的影响[J].煤矿安全,2012,43(9):150-153.
- [2] 王文林,谭蓉晖,王兆丰.吸附平衡时间对瓦斯吸附常数测试的影响[J].河南理工大学学报:自然科学版,2013,32(5):112-114.
- [3] 李树刚,赵鹏翔,潘宏宇,等.不同含水量对煤吸附甲烷的影响[J].西安科技大学学报,2011,31(4):125-130.
- [4] 谢振华,陈绍杰.水分及温度对煤吸附甲烷的影响[J].北京科技大学学报,2007,29(2):42-44.
- [5] 张占存,马丕梁.水分对不同煤种瓦斯吸附特性影响的试验研究[J].煤炭学报,2008,33(2):144-147.
- [6] 张晓东,桑树勋,秦勇,等.不同粒度的煤样等温吸附研究[J].中国矿业大学学报,2005,34(4):112-114.
- [7] 张天军,许鸿杰,李树刚.粒径大小对煤吸附甲烷的影响[J].湖南科技大学学报,2009,24(1):9-12.
- [8] 王刚,程卫民,潘刚.温度对煤体吸附瓦斯性能影响的研究[J].安全与环境学报,2012,12(5):100-103.
- [9] 张天军,许鸿杰,李树刚,等.温度对煤吸附性能的影响[J].煤炭学报,2009,34(6):153-158.
- [10] 钟玲文,郑玉柱,员争荣,等.煤在温度和压力综合影响下的吸附性能及气含量预测[J].煤炭学报,2002,27(6):163-170.
- [11] 张群,崔永君,钟玲文,等.煤吸附甲烷的温度-压力综合吸附模型[J].煤炭学报,2008,33(11):179-184.
- [12] 张庆玲,曹利戈.煤的等温吸附测试中数据处理问题研究[J].煤炭学报,2003,28(2):131-135.
- [13] 张庆玲,崔永君,曹利戈.煤的等温吸附试验中各因素影响分析[J].煤田地质与勘探,2004,32(2):179-184.
- [14] 李树刚,安朝峰,林海飞.多因素影响下煤层吸附甲烷特性试验研究[J].煤炭科学技术,2014,42(6):40-42.
- [15] 雷红艳,李保东,张军.浅谈吸附罐死空间体积对瓦斯吸附常数测定结果的影响[J].煤矿安全,2009,40(11):168-172.

- [11] 许兴亮,张农,曹胜根.动压巷道围岩渗流场的空间分布特征[J].煤炭学报,2009,34(2):163-168.
- [12] 勾攀峰,陈启永,张盛.钻孔淋水对树脂锚杆锚固力的影响分析[J].煤炭学报,2004,29(6):680-683.
- [13] 康红普,王金华,林建.煤矿巷道锚杆支护应用实例分析[J].岩石力学与工程学报,2010,29(4):649-655.
- [14] 侯朝炯.巷道金属支架[M].北京:煤炭工业出版社,1989.
- [15] 康红普,王金华.煤巷锚杆支护理论与成套技术[M].北京:煤炭工业出版社,2007:72-75.