

深井大断面松软破碎围岩巷道稳定性控制技术

张传恕¹ 杜计平²

(1. 新汶矿业集团有限责任公司 孙村煤矿 山东 新泰 271219; 2. 中国矿业大学 矿业工程学院 江苏 徐州 221116)

摘要: 针对孙村煤矿埋深1 300 m的-1 100 m水平西大巷围岩松软破碎现状,为改善大巷掘进期间矿压显现强烈的状况和降低巷道开掘后围岩的流变速度,使巷道围岩变形得到有效控制,通过采取高强让压锚杆、增加锚杆长度、锚杆安装时施加预紧力等措施,使用快速高预紧力高强度新型锚索实施二次支护,并使用管缝式锚杆对西大巷实施超前支护及先喷后锚的施工顺序。试验结果表明:巷道开掘70 d后,顶板最大下沉量65 mm,最大底鼓量312 mm,两帮最大移近量111 mm,巷道两帮移近速度大多控制在1.0 mm/d以下,极松软破碎段控制在1.5 mm/d以下,埋深1 300 m的大断面松软破碎巷道围岩变形巷道得到有效控制。

关键词: 千米深井; 松软破碎围岩; 大断面巷道; 围岩控制

中图分类号: TD353 文献标志码: A 文章编号: 0253-2336(2013)12-0019-04

Stability Control Technology of Deep Mine Rock Roadway with Large Cross Section and Soft Broken Surrounding Rock

ZHANG Chuan-shu¹, DU Ji-ping²

(1. Suncun Mine Xinwen Coal Mining Group Corporation Limited, Xintai 271219, China;

2. School of Mining Engineering, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China)

Abstract: Based on the soft and broken surrounding rock conditions of the -1 100 m west roadway in depth of 1 300 m in Suncun Mine, in order to change the serious strong condition of the mine strata pressure behaviors occurred during the mine roadway heading period and to reduce the rheologic speed of the surrounding rock after the mine roadway heading completed, the high strength yield bolt, enlarged bolt length, rational pre-tension made during the bolt installed and other measures were applied to effectively control of the surrounding rock deformation in the roadway. The fast high pre-tension and high strength new type anchor was applied to the secondary support. The slit wedge tubing bolt was applied to the advance support and the shotcreting and then bolt construction sequence of west roadway. The trial results showed that after 70 days of the mine roadway excavation and heading, the max subsidence of the roof was 65 mm, the max floor heave was 312 mm and the max convergence of the two sidewalls was 111 mm. The convergence speed of the two sidewalls was controlled below 1.0 mm/d mostly and the ultra soft and broken section of the roadway was controlled below 1.5 mm/d. The surrounding rock deformation of the large cross section roadway with the soft and broken surrounding rock was effectively controlled.

Key words: over 1 000 m deep mine; soft and broken surrounding rock; large cross section roadway; surrounding rock control

0 引言

深部开采带来一系列问题,而巷道矿压显现强烈,维护困难是其中最为突出的问题^[1-2]。在高地应力作用下软岩巷道呈现出大流变特征,坚硬岩石也出现明显的弱化和软化现象,巷道开挖后持续变

形,变形速度居高不下,导致喷层开裂、两帮凸出、底板鼓起、锚杆断裂,存在着因围岩失稳和支护失效引起的大面积漏顶和冒顶的可能,特别是在大断面松软破碎围岩条件下问题更为突出。对于深井巷道围岩控制,生产矿井多采用高预应力锚杆支护^[3-7],有的采用锚注支护^[8-9],有的采用全封闭U型钢可

收稿日期: 2013-06-20; 责任编辑: 曾康生

作者简介: 张传恕(1967—),男,山东东平人,高级工程师,现任新汶矿业集团有限责任公司孙村煤矿副总工程师。E-mail: sdxwzcs@163.com

引用格式: 张传恕,杜计平.深井大断面松软破碎围岩巷道稳定性控制技术[J].煤炭科学技术,2013,41(12):19-22,26.

缩性支架支护或锚网喷加U型钢双层复合支护^[10],一些学者研究了切槽控制机理^[11]和全断面爆破卸压技术^[12],这些措施对我国深部巷道围岩控制起到了积极作用。2008年孙村煤矿开掘的-1100m水平西大巷(以下简称西大巷)埋深已达1300m,掘进断面达到22.55 m²,并且须穿越松软破碎岩层。该大巷的围岩控制技术关系到孙村煤矿能否继续顺利向深部开采发展,基于此,笔者对该条件下的围岩控制技术进行了研究。

1 矿井概况

孙村煤矿-1100m水平西大巷为开采该水平西翼的前后组煤层服务,大巷设计为马蹄形断面,净断面19.35 m²,受落差170m的F₁₅断层影响,西大巷初期开掘在侏罗系红层岩层中掘进,掘巷期间巷道变形急剧,掘后几天内底鼓量达1m以上,两帮开裂,采用较强的支护后仍不能有效地控制变形,被迫调整方位后,该西大巷穿煤系地层重新掘进,大巷所处水平最大主应力为33.12 MPa,布置如图1所示。

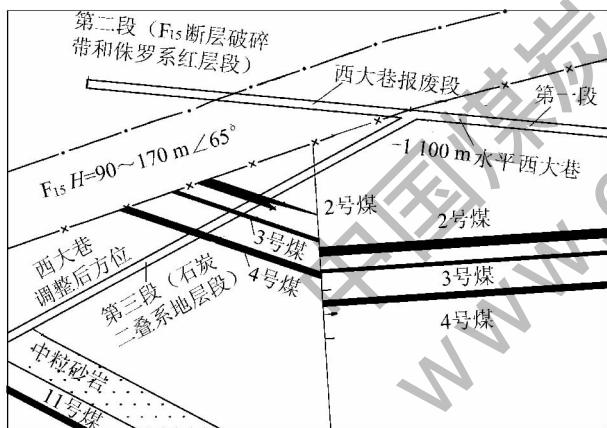


图1 -1100m水平西大巷布置

调整方位后的西大巷需穿过F₁₅断层,有多处被揭露,F₁₅断层的最大落差达到170m,水平断距较大,大巷需再次穿越断层的长度20~60m,由此提出断层破碎带中大断面巷道的围岩控制问题。

调整方位后的西大巷为穿层掘进,在所穿的煤系地层中段,从一层石灰岩底板至11号煤层顶板砂岩,厚度约45m,水平距离75m左右,以81—85号煤为主的极松散破碎软岩段,由5号煤层煤线、根土岩和泥岩组成,岩性较差,浅部开掘此岩层,巷道维护极为困难,在埋深1300m和大断面的条件下,这段大巷的围岩控制难度较大。

2 松软破碎围岩大断面巷道围岩控制分析

2.1 提高围岩强度的途径

巷道上覆岩层引起的自重应力主要由巷道围岩承受,支架只承受很小的一部分。在能够提高松软破碎围岩自承能力的条件下,提高围岩强度是最重要的途径。一般情况下可通过锚喷支护和围岩注浆来提高围岩强度。由于西大巷埋深较大,裂隙多呈移近闭合状态^[13],在泥岩和煤层中注浆效果较差,提高围岩强度主要通过锚喷支护解决。锚杆支护的理论很多,从本质上讲,锚杆对巷道围岩的控制是锚杆支护系统对围岩提供了约束力,特别是巷道开掘后早期就提供了约束力,使巷道围岩由两向应力状态转变为三向应力状态,由此提高了围岩强度。

锚杆安设时,通过施加转矩对锚杆进行预紧,形成锚杆安设时对围岩的预紧力。在构件合理配套的条件下,锚杆对围岩提供的作用力一方面取决于预紧力的大小,另一方面取决于围岩变形大小,而预紧力愈大,锚杆主动支护的作用就愈明显。由于岩石破坏过程是不可逆的,因此,锚杆安装初期的预紧力大小对于锚杆支护的效果是至关重要的。因此,西大巷采用锚喷支护时,要想对围岩施加较大的约束力,就要采用较高强度的锚杆,相应的构件要合理配套,并要施加较大的预紧力,以期最大程度地提高围岩强度。采用锚杆支护对大巷围岩控制的指导思想是^[14-15]:高强高预紧力让压锚杆作为基本支护,高强高预应力锚索加强支护,锚网喷二次支护为主,少数区段实施一次支护。

2.2 释放围岩应力的途径

巷道变形的同时,巷道围岩的应力得到一定程度释放。应力释放后,巷道的维护条件将得到改善。为释放较高的地层应力,对于石炭—二叠系地层中的松软破碎岩层及石炭—二叠系地层为充填物的断层破碎带,拟采用锚喷二次支护,使一次支护后的巷道围岩应力释放到一定程度后再进行二次加固。为使锚杆对巷道围岩提供较大锚固力的同时适应围岩变形,拟采用带让压管的锚杆。在巷道围岩产生的松动压力、膨胀压力和变形压力达到一定值后,让压、锚杆通过让压管被压缩,使锚杆得以保护。

对于可能来自侏罗系地层为充填物的断层破碎带,由于巷道围岩的可锚性较差,成巷时拟采用架U型钢棚支护方式,成巷后通过不断剔除松散的两帮

矸石以减轻围岩对U型钢支架的压力,并使围岩的应力得以释放,即采用架棚并配合壁后放压的控制措施。

3 巷道围岩控制技术应用

3.1 一次支护段支护参数及技术措施

围岩破碎条件下一次支护段采用喷、锚网喷、锚索喷支护顺序。在围岩相对完整的条件下,一次支护段采用锚网喷支护,不再加锚索支护。

1)临时支护。光面爆破后初喷作为临时支护,初喷材料配比水泥:红矸石(来自矸石山)=1:4,速凝剂用量为水泥的3%,初喷厚度不小于30mm。

2)一次支护。使用直径22mm,长2.2m端部细螺纹(Q500)高强让压螺纹钢锚杆13套,底拱处直径20mm,长2m的端部粗螺纹等强锚杆2套,配150mm×150mm×10mm方形托盘,排距900mm,拱部间距850mm,两帮间距900mm。为保证锚杆安装时的预紧力,采用风动扳手拧紧锚杆螺母,安装转矩不小于400N·m,对应的预紧力在50kN以上。新安装锚杆喷浆之前必须用扭矩扳手对转矩检测,达不到要求的采用手动扭矩扳手重新安装。锚固剂K2350型快速树脂锚固剂,每孔2卷。金属网直径6mm点焊接钢筋网,宽1.0m,长1.8m,网孔100mm×100mm,喷层材料及配比同临时支护,一次复喷厚度60~70mm,锚索直径17.8mm钢绞线高预应力高强度“鸟窝”锚索,五花布置,间距850mm,排距900mm,滞后掘进工作面3~5m安装,每根锚索配3卷K2350快速树脂药卷,锚索安装时的初锚力不小于80kN,与锚杆安装时的初锚力接近,以使2种支护安装后就能共同承载,喷层材料及配比同临时支护,二次复喷滞后掘进工作面50~100m,复喷厚度50~60mm,巷道总喷层厚度为150mm。

端部细螺纹(Q500)高强让压螺纹钢锚杆直径22mm,面积380.13mm²,屈服载荷177.9kN,破断载荷234.8kN,单位长度质量3.0kg,延伸率不小于9%,所配的D40-22型让压管可缩量为40mm,在承受160kN的载荷后开始让压,让压管安装位置和高强让压锚杆各构件如图2所示。

高预应力高强度“鸟窝”锚索结构如图3所示,其直径17.80mm,截面积191mm²,最低破断载荷353kN,延伸率不小于3.5%,强度1860MPa,单位长度质量1.5kg。

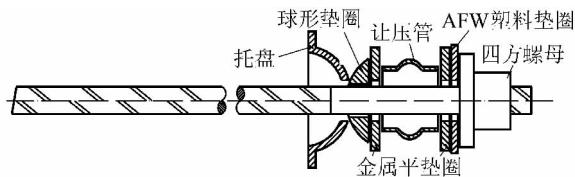


图2 高强让压锚杆

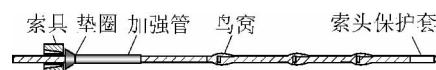


图3 快速安装高预应力高强度“鸟窝”锚索结构

“鸟窝”锚索的索具预先安装在钢绞线上,这可以减少井下操作时间,并根据设计要求确定长度,不得在井下随意剪断钢绞线。鸟窝部位的直径比钻孔小2mm,能保证锚索钢绞线在钻孔中对中,均匀搅拌树脂,使树脂在钢绞线周围均匀分布,可用较少的树脂取得最大的锚固力。索头保护套的作用是防止锚索索头在运输及安装过程中锚索被散股,以保证快速安装,与直径15.24mm的钢绞线相比,新型的“鸟窝”锚索钢绞线直径增加了2.56mm,最低破断载荷增加了93kN。

3.2 二次支护段支护参数及技术措施

1)超前支护与临时支护。在过断层、托顶煤时,顶板一旦暴露后就可能垮冒的条件下,采用管缝式锚杆超前支护。管缝式锚杆由Q235冷扎钢板制成,其壁厚2.5mm,直径33mm,开缝宽度10mm,破断载荷不小于90kN,初锚力达到25kN。每循环紧跟掘进工作面沿顶板周边,以30°~-45°(俯角)向围岩内打入1排超前管缝式锚杆,并压网,每排不少于7根,间距0.5m。光面爆破后初喷作为临时支护,相应的技术参数同一次支护段。

2)二次支护段一次支护。为避免破碎围岩条件下锚杆安装时由于孔口塌孔引起的钻孔报废或锚杆失效,一次支护选用端部粗螺纹等强(20MnSi)螺纹钢锚杆。锚杆直径20mm,长2m的锚杆11套,间排距为1000mm×1000mm,要求安装时的转矩不小于400N·m。Z2835中速树脂锚固剂,每孔2卷。金属网为8号铁丝编织经纬网,网格50mm×70mm,规格1.2m×8.0m。喷层一次复喷厚度80~100mm,材料及配比与临时支护相同。

螺纹钢端部粗螺纹等强(20MnSi)锚杆直径20mm,面积314.16mm²,屈服载荷不小于108kN,破断载荷不小于156kN,单位长度质量2.5kg,延伸率不小于15%,螺距12mm。

3) 二次支护段二次支护。二次支护需要选择好最佳时段,目的是既要使围岩变形后应力得到一定的释放,又要使一次支护充分起到作用。二次支护在滞后掘工作面50~100 m进行,采用端部细螺纹高强螺纹钢锚杆,按一次支护锚杆挂网时所留铁丝标志呈五花布置。锚杆直径22 mm,长2.2 m的端部细螺纹高强锚杆12套,间排距为1 000 mm×1 000 mm。要求预紧力矩不小于400 N·m。金属网直径6 mm的冷拔钢筋点焊网,宽1.0 m,长1.8 m,网孔100 mm×100 mm。Z2835中速树脂锚固剂,每孔2卷。二次支护喷层厚度为20~40 mm,总喷层厚度为150 mm。

4 松软破碎围岩大断面巷道矿压控制效果

西大巷进入F₁₅断层后,由于断层破碎带内的充填物是石炭—二叠系煤系地层中的岩层,因此没有实施架U型钢拱形棚放压支护,而是采用锚网喷二次支护。在大巷掘进的同时,不同段落布置了巷道表面位移观测点,定期进行观测。测点在距掘进工作面后方25 m左右处设定,设点处约在10 d前掘出。西大巷不同区段设观测点后60 d的表面位移观测结果如图4所示。

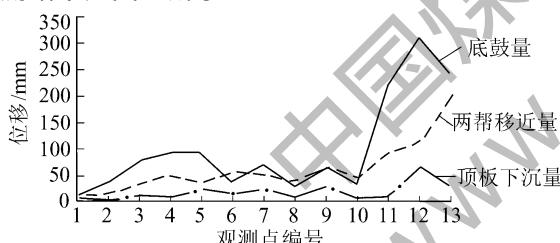


图4 西大巷不同区段60 d后表面位移

通过采用高强让压锚杆,加大锚杆长度,注重安装时的预紧力,采用新型锚索实行二次支护,埋深1 300 m的西大巷松软破碎围岩得到了有效控制,在设点60 d,开掘后的70多天内,绝大多数区段巷道顶板下沉量能控制在30 mm以下,两帮移近量能控制在60 mm以下,底鼓量能控制在100 mm以下;在最松软破碎的极少数位置,12号测点附近,在设点60 d,开掘后的70多天内,顶板最大下沉量65 mm,底板最大底鼓量312 mm,两帮最大移近量111 mm,巷道仍然得到有效的控制。

孙村煤矿-1 100 m水平西大巷从开掘至使用,巷道表面移近速度呈衰减趋势,4号测点底鼓速度和两帮移近速度如图5所示,绝大多数区段能稳定

在1.0 mm/d以下,极松软破碎段表面移近速度能稳定在1.5 mm/d以下,均以底鼓为主,通过挖底后大巷可以正常使用。

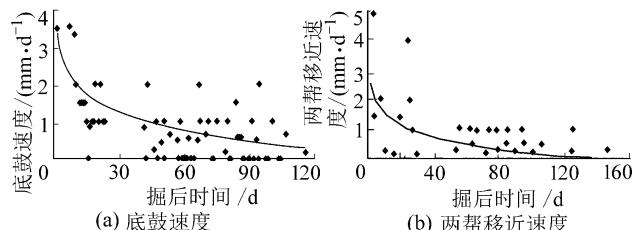


图5 4号测点底鼓速度与两帮移近速度

在已开掘的800多米大巷内的10 000多根锚杆中,只有6根锚杆被拉断,说明整个锚杆支护系统配合完好,锚杆的锚固剂配置合理。

5 结论

- 1) 通过采用高强让压锚杆,加大锚杆长度,注重锚杆安装时的预紧力,使用快速安装高预应力高强度新型锚索,实施二次支护、管缝式锚杆超前支护及先喷后锚的方案,埋深1 300 m的西大巷松软破碎围岩得到有效控制。
- 2) 岩性仍然是影响巷道稳定的最重要因素。岩性差的地段,巷道开掘后的初期和后期持续流变,总的变形量均较大。相反,强度高、整体性好的地段,无论是初期变形量还是后期变形量均较小。
- 3) 极松软破碎围岩段内二次支护效果好于一次强力支护。
- 4) 爆破使破碎围岩进一步破碎,先喷后锚是控制破碎围岩、保证锚杆安装质量的合理支护顺序。

5) 在现有支护条件下,控制深部松软破碎围岩大断面巷道的变形应考虑围岩的流变特性,在持续提供给巷道围岩较大支护力的同时,应容许巷道围岩有一定变形,这可以通过二次支护和采用高强可缩让压锚杆来实现。

6) 由于两帮和顶板均是强力支护,而底板没有支护,在巷道总的变形中,底鼓量最大,两帮次之,顶板下沉量最小。

参考文献:

- [1] 赵辉,熊祖强,王文.矿井深部面临的主要问题及对策[J].煤炭工程,2010(7):11~13.
- [2] 郎庆田,孙春江,邸建友,等.煤矿深井开采技术[M].徐州:中国矿业大学出版社,2006:59~73.

(下转第26页)

层裂隙中分布着注浆体，黏结性较好；注浆加固煤墙后，生产期间减少了片帮事故，从而遏制了“片帮—冒顶一片帮”的恶性循环。同时，统计了工作面2012年9月25日—10月14日注浆前后工作面回采进尺，工作面注浆前后日平均进尺如图3所示。由图3可知，采用集中注浆加固后，工作面推进速度明显增加，观测时间内推进速度由3.2 m/d增加至6.7 m/d，推进速度提高了109%。注浆前，10月2日至4日工作面日平均进尺最低均为1.8 m；而集中注浆加固后，10月5日进尺达5.9 m，之后随注浆加固工艺的连续应用，工作面推进速度逐渐增加，最大时达7.8 m/d，比正常回采进尺7.2 m增加了0.6 m，有效保证了工作面的安全高效回采，可见对薄基岩脆裂煤体采用注浆加固回采技术能够大幅提高工作面的生产效率。

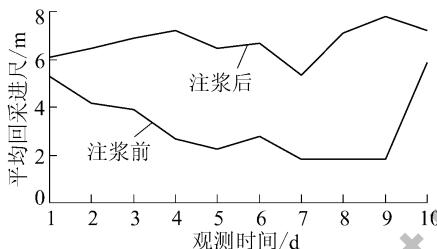


图3 工作面注浆前后平均进尺

5 结语

赵固一矿深部薄基岩破碎顶板脆裂煤体裂隙十分发育，观测得到了煤层裂隙发育及冒落特征，分析了其对煤炭安全高效开采的影响。应用宾汉流体的扩散运动方程计算得出合理的注浆加固参数，提出了计算注浆钻孔仰角的方法，优化了注浆钻孔的布

(上接第22页)

- [3] 陈稼轩.深井复杂条件下底板岩巷预应力锚杆支护技术 [J].煤炭科学技术,2006,33(10):22-24.
- [4] 孙广京,刘玉果.千米深井巷道支护技术研究及推广应用 [J].山东煤炭科技,2002(50):33-36.
- [5] 段红民,范学.复合顶板巷道锚杆支护技术的研究与应用 [J].煤炭科学技术,2010,38(12):36-38.
- [6] 彭巍.大雁矿区深部软岩支护的研究与实践 [J].煤炭科学技术,2010,38(12):39-42.
- [7] 林健.高强度高钢度强力锚固支护体系在深部高应力软岩巷道的应用研究 [J].煤矿开采,2006,11(6):59-62.
- [8] 王元龙,聂羽.深井破碎围岩巷道加固技术 [J].山东煤炭科技,2002(50):21-23.
- [9] 陈大欣,王海龙,刘广美.深井破碎围岩及软岩巷道锚注支护

置形式。结合回采技术提出了合理的煤壁加固措施，在11131工作面注浆加固后工作面推进速度提高了109%以上，确保了矿井的安全高效开采。

参考文献:

- [1] 张淑同,杨志恒,汪华君,等.采场破碎煤体注浆加固渗流规律研究 [J].采矿与安全工程学报,2006,23(3):358-361.
- [2] 杨永辰,刘富明.综放工作面煤壁片帮冒顶机理及防治技术 [J].煤,2001,10(1):14-15.
- [3] 张庆松,韩伟伟,李术才,等.灰岩角砾岩破碎带涌水综合注浆治理 [J].岩石力学与工程学报,2012,31(12):2412-2419.
- [4] 刘晓飞.掘进巷道底板注浆加固防治承压水技术研究 [J].煤炭技术,2012,29(6):125-126.
- [5] 李华奇.煤层底板高承压奥陶系石灰岩水注浆防治 [J].煤矿安全,2012,43(5):101-104.
- [6] 秦勇.常村煤矿砂岩含水层化学注浆堵水应用研究 [J].煤矿开采,2012,17(4):96-97.
- [7] 李云,韩立军,孙昌兴,等.大松动圈破碎围岩二次注浆加固试验研究 [J].煤炭科学技术,2012,40(12):19-23.
- [8] 孟祥阁,谢文兵,荆升国,等.深井软岩巷道底鼓分层锚注支护技术 [J].煤炭科学技术,2011,39(9):22-25.
- [9] 徐香庆,郭文喜.松软破碎围岩巷道注浆加固技术应用研究 [J].煤炭工程,2012,40(7):29-31.
- [10] 满建康,丁可可,任松杰.注浆加固技术在沿空掘巷中的应用 [J].中国煤炭,2011,37(7):60-63.
- [11] 李磊,柏建彪,王襄禹,等.松软破碎煤巷注浆加固技术与应用 [J].煤炭科学技术,2010,38(8):5-10.
- [12] 杨坪,彭振斌,李奋强.巷道注浆加固作用机理及计算模型研究 [J].矿冶工程,2005,25(1):3-5.
- [13] 于新峰,柏建彪.张集矿综采面破碎煤壁注浆加固技术研究 [J].煤炭科学技术,2006,34(2):69-71.
- [14] 冯志强.破碎煤岩体化学注浆加固机理分析及应用 [J].煤炭科学技术,2008,36(10):32-35.
- 实践 [J].煤炭工程,2006(11):34-37.
- [10] 谢清孝,李维华,刘胜利.围岩破碎巷道支护方式的研究与实践 [J].煤炭工程,2007(5):36-37.
- [11] 郭保华.深井巷道底鼓机理及切槽控制技术分析 [J].采矿与安全工程学报,2008,25(1):91-94.
- [12] 王襄禹,柏建彪,李伟.高应力软岩巷道全断面松动卸压技术研究 [J].采矿与安全工程学报,2008,25(1):37-40.
- [13] 代进,蒋金泉.巷道围岩中的裂隙发展与弱结构体 [J].采矿与安全工程学报,2006,23(3):311-315.
- [14] 何长海,姜耀东.深井岩巷高强度高预紧力锚杆支护优化数值模拟 [J].煤矿开采,2010,15(3):50-52.
- [15] 杨永刚,张海燕,解盘石.复杂围岩环境下大断面巷道支护系统研究与实践 [J].采矿与安全工程学报,2009,26(3):354-358.