

文章编号: 1673-3363-(2014)05-0665-09

深井综放沿空掘巷围岩变形破坏机制及控制对策

王德超^{1,2}, 王琦^{1,2,3}, 李术才¹, 王富奇³, 阮国强³, 邵行¹, 刘文江³, 王新¹

(1. 山东大学岩土与结构工程研究中心, 山东 济南 250061; 2. 山东省矿山灾害预防控制
国家重点实验室培育基地, 山东 青岛 266590; 3. 兖矿集团有限公司博士后科研工作站, 山东 邹城 273500)

摘要 通过对赵楼煤矿综放沿空掘巷现场调查和变形监测, 分析了巷道围岩变形破坏特征, 深入揭示了围岩变形破坏机制, 认为围岩强度低, 地应力高, 围岩松动破坏范围大, 支护结构及参数不合理, 巷道围岩应力环境复杂和断面尺寸大是围岩变形破坏的主要原因。基于强力让压耦合支护和关键部位加强支护的围岩控制原理, 提出了顶板锚网带索、纵向钢带+两帮锚网梯索、纵向钢筋梯+窄煤柱帮部锚索加强和喷浆+实体煤帮钻孔卸压的支护对策并进行现场试验。结果表明: 掘巷稳定后, 巷道围岩控制效果良好; 锚杆、锚索受力最大值均在其屈服范围内, 并为回采期间留够了充足的余量。研究结果为类似复杂难支护巷道提供了借鉴。

关键词 深井; 综放沿空掘巷; 破坏机制; 控制原理; 现场试验

中图分类号 TD 32

文献标志码 A

Mechanism of rock deformation and failure and its control technology of roadway driving along next goaf in fully mechanized top coal caving face of deep mines

WANG Dechao^{1,2}, WANG Qi^{1,2,3}, LI Shucui¹, WANG Fuqi³, RUAN Guoqiang³,
SHAO Xing¹, LIU Wenjiang³, WANG Xin¹

(1. Research Center of Geotechnical and Structural Engineering, Shandong University, Jinan, Shandong 250061, China;
2. State Key Laboratory of Mining Disaster Prevention and Control, Qingdao, Shandong 266590, China;
3. Post-Doctoral Scientific Research Station, Yankuang Group Company Limited, Zoucheng, Shandong 273500, China)

Abstract According to field investigation and deformation monitoring of roadway driving along goaf in fully mechanized top coal caving face in Zhaolou mine, failure characteristics of roadway surrounding rock have been analyzed and its deformation failure mechanism has been deeply revealed. Results indicates that low surrounding rock density, high in-situ stress, large destruction scope, unreasonable supporting structure and parameters, complex stress environment and large section size are the main reasons of surrounding rock failure and deformation. Based on control principle of intensive-yielding-coupling support and key parts reinforced support, supporting measures of roof bolt net strip cable, longitudinal strip + two sides anchor net ladder cable, longitudinal steel ladder + narrow coal pillar cable reinforcement and gunite + entity coal side drilling to relief stress are proposed. In addition, field test

收稿日期: 2013-09-22

基金项目: 国家自然科学基金项目(51304125, 41102184); 中国博士后科学基金项目(2013M540548, 2012M511028); 山东省博士后创新项目(201301004); 高等学校博士学科点专项科研基金项目(20130131120090); 矿山灾害预防控制国家重点实验室培育基地开放基金项目(MDPC2012KF11)

作者简介: 王德超(1984—), 男, 山东省聊城市人, 博士, 主要从事深部煤巷支护理论与技术方面的研究。

通信作者: 王琦

E-mail: wangqi@sdu.edu.cn

Tel: 13583120068

has been implemented. After roadway driving along next goaf stability, the effect of roadway surrounding rock is good. The maximum force of bolts and anchors are within their yield range, and set aside a sufficient margin for the recovery period. The results can provide a reference for similar complex and difficult supporting roadway.

Key words deep mine; roadway driving along next goaf in fully mechanized top coal caving face; failure mechanism; control principle; field test

随着浅部煤炭资源的日渐枯竭,煤矿开采逐渐向深部发展^[1]。矿井进入深部开采后在“三高一扰动”的应力环境下,出现大量的复杂难支护巷道,包括深部高应力巷道、围岩松软膨胀巷道、极破碎围岩巷道、特大断面巷道、沿空巷道等^[2]。这些巷道的共同特点是围岩变形强烈、破坏范围大,极易出现冒顶、片帮和底鼓等;巷道往往需要多次翻修,安全得不到保障。针对这些复杂难支护巷道,国内外众多学者从巷道围岩变形破坏机理及控制对策方面进行了大量的研究工作。

柏建彪、杨军、陈晓祥等^[3-5]对深部高应力回采巷道围岩变形特征进行了分析,提出相应的巷道围岩控制技术。李海燕、孟庆彬、张后全等^[6-8]根据地质力学测试技术手段,揭示了深部膨胀软岩巷道围岩变形破坏机理,提出“三锚”联合支护体系对此类巷道围岩进行支护的对策。刘泉声、宗义江等^[9-11]对极破碎软岩巷道的围岩变形规律和支护构件受力特征进行了分析,根据信息化方法对支护方案进行了优化完善。李术才、王琦等^[12-13]针对深部厚顶煤巷道的围岩变形破坏特点,提出了让压型锚索箱梁支护系统,有效地解决了深部厚顶煤巷道支护难题,并根据不同地质条件给出了相应的支护方案。肖同强、周志利等^[14-15]探讨了大断面煤巷围岩变形破坏机理,在此基础上制定了相应的围岩控制对策。张农、王猛、李磊等^[16-18]针对中深部矿井沿空掘巷围岩变形特点,提出了合理的围岩控制技术。

以上研究大都针对单一复杂条件下围岩变形破坏特征进行分析,而深井综放沿空掘巷处于高地应力环境,顶板及两帮为松软破碎煤体,留设窄煤柱使巷道围岩应力环境更加复杂,且巷道要受到上工作面侧向支承压力和本工作面超前采动应力的双重影响。这些综合因素导致该类巷道围岩控制极其困难,但其在深井厚煤层巷道开掘中特有的优越性,使其成为近年来巷道支护研究领域的热点问题。因此,本文以千米深井赵楼煤矿综放沿空掘巷 11302 轨道巷为工程背景,对巷道围岩变形破坏特

征及机制进行分析,提出具有针对性的围岩控制对策,并进行现场试验,为认识类似条件下巷道围岩变形破坏机制及提出合理的控制对策提供参考。

1 地质概况

赵楼煤矿位于巨野煤田中部,煤田内褶曲发育,断层多,地质构造复杂,煤层顶底板多为泥岩、页岩、泥质胶结中砂岩和粉细砂岩等软弱岩层(见图 1)。该矿十一采区平均开采深度 970 m;回采煤层厚度 4.3~8.3 m,平均厚度 6.6 m;普氏系数 $f=1.6$;密度 1.45 g/m^3 ;倾角 $2^\circ\sim9^\circ$,平均倾角 5° ;煤层赋存相对稳定、结构简单,部分区段中间夹杂 0.95 m 灰黑色泥岩。11302 工作面位于十一采区中部,西侧为采完 1 a 的 11301 采空区,工作面煤层采高为 3 m,采放比基本为 1:1.2。图 2 为沿空巷道布置平面图。







岩性	综合柱状	厚度/m	埋深/m	岩性描述
泥岩		2.62~10.39 6.51	934.40	灰黑色泥岩,质较纯,含大量植物碎屑化石及黄铁矿散晶,发育少量裂隙,未充填,较破碎,参差状断口
中砂岩		24.1~25.7 24.89	959.29	灰白色中砂岩,成分以石英为主,次为长石,泥质胶结,下部含少量煤线,局部发育张裂隙,未充填
泥岩		0~8.30 5.14	964.43	黑色泥岩,质较纯,局部含少量的砂质及植物碎屑化石,间夹煤线
3煤		4.30~8.30 6.60	970.93	3煤,黑色,亮煤为主,暗煤次之;块状,内生裂隙发育,局部夹薄层泥岩;煤层普氏系数 $f=0.8\sim2.3$,平均 1.6;局部分岔为 3 ₁ 煤、3 ₂ 煤
泥岩		0.80~1.00 0.90	971.83	同顶板泥岩
粉细砂岩		9.00~12.50 11.95	983.78	灰白色细砂岩与灰黑色粉砂岩互层,上部以细砂岩为主,下部以粉砂岩为主,局部岩芯破碎,RQD值约为 55%

图 1 十一采区煤层顶底板综合柱状图
Fig.1 Column chart of coal roof and floor of eleven area

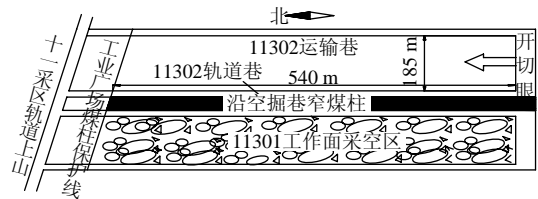


图 2 沿空巷道布置平面图
Fig.2 Schematic diagram of roadway driving along next goaf layout

2 巷道围岩变形破坏特征

11302 工作面轨道巷沿煤层底板掘进，沿空掘巷煤柱留设宽度为 5 m。巷道断面为矩形，尺寸宽×高为 4800 mm×3500 mm。原支护方案采用锚网带索进行支护：顶板采用 $\Phi 22$ mm×L2400 mm 的 KMG500 左旋无纵筋螺纹钢锚杆，预紧力 120 N·m，帮部采用 $\Phi 20$ mm×L2000 mm 的 KMG400 左旋无纵筋全螺纹锚杆，预紧力 60 N·m，每孔均使用 CK25100 锚固剂 1 支，间排距均为 800 mm×800 mm；顶锚索规格为 $\Phi 22$ mm×L6200 mm，采用“2-1-2”五花型布置，预紧力 100 kN，每孔使用 CK25100 锚固剂 2 支，间排距 1600 mm×1600 mm；顶板采用 4600 mm×100 mm×10 mm 的 T 型钢带，帮部采用 8# 钢筋梯护表。原支护条件下巷道掘进 100 m 后围岩矿压显现规律如下：

1) 巷道围岩变形速度快，变形量大。巷道掘进 100 m 后，顶板下沉量最大达到 507 mm，底鼓量 274 mm，顶板离层达到 150 mm，超出离层仪量程；两帮鼓出严重，两帮移近量达到 843 mm，其中沿空帮内移量为 546 mm；围岩表面位移呈现沿空帮内移>顶板下沉>实体帮内移>底鼓的规律。

2) 支护构件失效严重。在两帮底角、肩窝及实体煤侧顶板等关键部位出现锚杆崩断、滑脱及托盘压裂现象。采用原支护方案的 100 m 巷道范围内，锚杆崩断 18 根，崩断位置多位于自由端与锚固端的交界处；12 根锚杆穿过托盘及钢带进入煤体，锚索托盘多处出现反弯或压裂；顶板及两帮金属网网兜现象严重甚至被撕裂，失去护表作用。

3) 围岩松散破碎范围大。巷道采用锚网带索支护结构，支护材料和参数与松散破碎的围岩特性及大断面巷道的支护要求不匹配，难以形成稳定、有效的承载结构，使沿空巷道在高应力与上覆岩层支承压力的作用下形成大范围的松散破碎带，超出锚杆锚固范围。

4) 围岩流变性显著。巷道开挖后，除底板外三面均为软弱破碎煤体，且顶底板多为泥岩、泥质胶结中砂岩和粉细砂岩等软弱岩层，掘巷稳定期间围岩流变性较为显著，变形量持续增加，流变期间顶底板随推进距离的平均移近速度达到 6.8 mm/m，两帮达到 8 mm/m；且受本工作面超前支承压力的影响，围岩变形再次急剧增大。现有支护对策无法保证沿空掘巷的稳定性。

3 围岩变形破坏机制分析

3.1 围岩强度低，承载能力弱

巷道所处煤层裂隙发育、煤质松软破碎，顶底板分别为泥岩、泥质胶结砂岩和粉细砂岩，节理和裂隙发育，围岩呈现松散破碎和软硬不均的特性，整体性较差，承载能力较低。煤层及顶底板岩石力学参数见表 1。

表 1 煤层及顶底板岩石力学参数
Table 1 Material parameter of rock layers

围岩类型	容重 $\gamma/(\text{kN}\cdot\text{m}^{-3})$	弹性模量 E/GPa	抗压强度 σ_c/MPa	抗拉强度 σ_t/MPa	泊松比 μ	黏聚力 C/MPa	内摩擦角 $\psi/(^\circ)$
中砂岩	25	8.4	43.3	4.8	0.28	10.9	30
泥岩	20	3.0	25.6	1.8	0.32	3.5	24
煤	15	2.4	8.6	1.2	0.35	2.5	25
粉细砂岩	26	9.6	56.5	6.4	0.25	12.2	32

3.2 地应力高，地质构造发育

赵楼煤矿处于曹县-郓城活动断裂带上，区内地质构造复杂。利用水压致裂法对矿区内 2 个垂直地质钻孔进行了地应力测试^[19]，结果表明：矿区以水平构造应力为主，-800 m 水平以下，最大水平主应力为 36.66~45.75 MPa，是垂直应力的 1.34~1.59 倍；主应力方向为 NE73°。

最大水平应力理论认为：与最大水平应力方向垂直的巷道受水平应力影响最大，顶底板稳定性最差。11302 工作面轨道巷与最大主应力方向的夹角为 107°，基本呈垂直状态，对巷道的稳定极为不利；巷道开挖后，围岩由三向应力状态调整为二向应力状态，围岩强度急剧降低，高应力与围岩低强度之间的矛盾更加突出，导致围岩破碎严重，且顶底板软弱岩层及两帮煤体在高构造应力和侧向支承压力作用下，巷道围岩变形破坏剧烈。

3.3 围岩松动破坏范围大

巷道围岩稳定性与围岩状态密切相关，巷道围岩松动圈的演化规律直接反映了巷道围岩从变形破坏直至稳定的全过程^[20]。采用地质雷达进行巷道围岩松动破坏范围探测。

现场选择了 3 个监测断面，综合各监测断面得到的松动范围如表 2 所列。部分巷道松动圈地质雷达探测剖面图如图 3。

探测结果表明：沿空掘进巷道由于受深部高地应力和上覆关键块载荷的双重作用，两帮煤体的塑性破坏区范围大于顶底板，局部达到 3.6 m，沿空

帮 5 m 窄煤柱基本处于脆性破坏或塑性状态, 承载能力减弱, 造成实体煤帮需承受更多的上覆岩层载荷, 松动破坏范围达到 3.2 m。巷道顶板围岩松动破坏范围与顶煤厚度基本相同, 说明顶煤比较破碎, 容易与上覆岩层产生离层; 底板虽为强度较大的粉细砂岩, 但由于其未采取有效加固措施, 基本处于敞开状态, 因此破坏较为严重。围岩松动破坏范围均在锚杆锚固范围之外, 原支护条件下预紧力不足, 无法形成有效的预应力承载结构, 造成锚固

范围内的围岩产生离层、滑动和裂隙张开并逐渐向深部扩展, 围岩松动圈进一步扩大。

表 2 围岩松动破坏范围探测结果
Table 2 Results of loose ring test of surrounding rock

探测位置	围岩松动范围/m	测线长度
底板	2.4~2.7	巷道横向 3.3 m
沿空帮	3.2~3.6	帮中纵向 5.5 m
实体帮	2.7~3.2	帮中纵向 5.5 m
顶板	2.3~2.8	巷中纵向 5.5 m

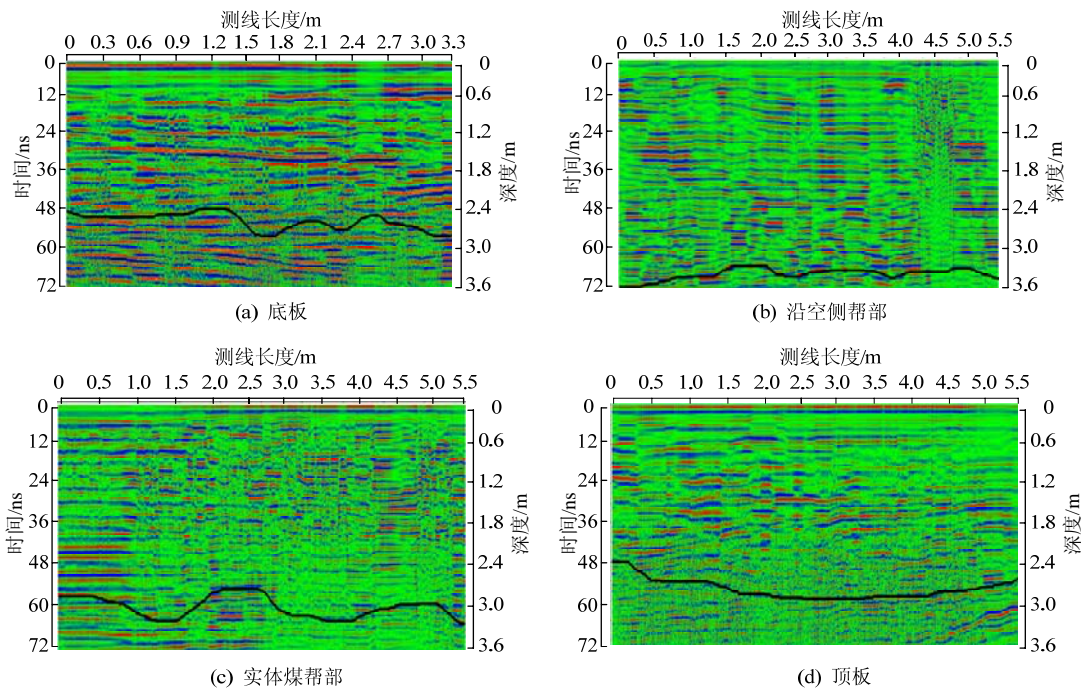


图 3 巷道围岩松动范围
Fig.3 Destruction scope of surrounding rock

3.4 支护材料及参数选择不合理

巷道采用锚网带索支护方式时锚杆、锚索预紧力较低, 顶锚杆预紧力 20 kN 左右, 帮锚杆 10 kN 左右, 锚杆的主动承载性能没有得到充分发挥。巷道开挖后, 围岩的离层、滑动、裂隙张开及扩展等扩容变形没有得到及时有效的控制, 造成巷道表面围岩在高应力作用下快速劣化, 裂隙由表及里快速萌生与扩展, 锚固区范围内的围岩破坏失稳进入残余强度阶段, 并逐渐向深部转移; 对于深部巷道而言, 围岩除产生破碎、离层等扩容性非连续变形外, 还存在弹性变形、峰值强度前的塑性变形等不可控的连续变形^[2]。对此, 应允许围岩在一定范围内产生变形; 而现有支护方式仅利用构件的延伸率进行让压, 无法使围岩内部的高应力得以释放, 造成支护构件在高应力作用下发生滑脱、崩断现象。

同时, T 型钢带护表面积小, 预应力扩散效果差, 不能有效地将锚杆预应力扩散到锚杆之间的区域, 使顶板存在面积较大的受拉区, 造成顶板弯曲下沉严重、离层明显。另外, 支护结构没有对沿空掘巷中两帮底角、肩窝及沿空侧顶板等变形破坏的关键部位进行加强支护, 造成这些区域破坏严重, 进而影响巷道的整体稳定性。

3.5 巷道围岩应力环境复杂

综放沿空掘巷在服务年限内可以分为巷道掘进期、巷道稳定期和回采影响期 3 个阶段。如图 4 所示, 在掘进期和稳定期, 巷道既处于深部高应力环境中, 又处于上区段工作面回采造成的上覆岩层在侧向煤体形成的支承压力影响区内, 围岩变形剧烈且流变性显著。在回采影响期, 巷道受到本工作面回采造成的超前支承压力影响, 围岩应力环境更

加复杂,巷道不仅要保持掘巷期间的稳定性,同时还要使支护构件留有一定的强度余量,保证巷道在工作面回采过程中满足生产要求。

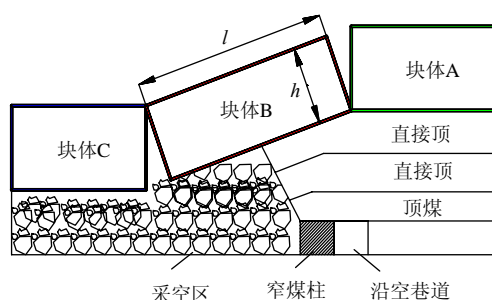


图4 综放沿空掘巷结构模型剖面图

Fig.4 Structural model profiles of roadway driving along goaf in fully mechanized top coal caving face

3.6 巷道断面尺寸大,支护难度大

研究表明:巷道断面尺寸存在临界宽度,一般为4 m;超过临界值后,巷道宽度对顶板下沉量影响显著^[15]。11302工作面轨道巷净宽4.8 m,净高3.5 m,且巷道掘进过程中存在超挖现象,宽度基本达到5.0 m,高度达到3.8 m,部分地段巷道断面面积超过22 m²。根据我国煤巷的总体特征分析,确定净断面面积超过16.5 m²的综放或大采高巷道为特大断面巷道^[21],因此,该巷道属于典型的特大断面巷道。巷道宽度的增加使顶板在两帮的跨度加大,导致巷道顶板弯曲下沉,极易发生冒顶事故;巷道高度的增加减弱了煤帮的承载力,进一步增大了巷道的支护难度。

4 沿空掘巷围岩控制原理

提高围岩强度、改善围岩应力状态是减小塑性破坏区范围、保证巷道围岩稳定性的关键。根据综放沿空掘巷围岩变形特征及变形机制,基于以上2点,提出强力让压耦合支护和关键部位加强支护的围岩控制原理。

4.1 强力让压耦合支护

1) 利用高预应力强力支护控制锚杆锚固区范围内围岩的离层、滑动、裂隙张开和新裂纹产生等非连续扩容变形,使围岩处于受压状态,提高围岩峰后强度,抑制围岩弯曲变形、拉伸与剪切破坏,使围岩成为承载主体,进而在锚固区内形成预应力承载结构,阻止锚固区外离层的产生,改善深部围岩的应力状态。同时,利用高预应力锚索将预应力承载结构锚固到深部稳定岩层中,保证整个围岩结构的稳定性。

2) 支护结构应具有一定的让压功能,以释放围岩内积聚的应变能,充分调动围岩的承载能力,使支护结构起到吸收和转移能量的作用。利用支护结构进行让压的同时,在实体煤帮打卸压孔,将高应力转移到更深部的围岩中,有助于降低作用于巷帮浅部的围岩应力,保证巷道围岩的稳定性。

3) 支护系统中各组合构件强度、刚度、延伸量等参数之间要相互匹配,使支护系统各构件能够耦合协调、共同承载;同时支护构件的强度、刚度及锚杆(索)的延伸量等参数应当与围岩的受力变形特性耦合,才能避免支护与围岩的不协调变形,有效发挥围岩自承能力,达到控制围岩变形的目的。

4.2 关键部位加强支护

巷道整体结构的稳定性取决于最薄弱部位的稳定性与否,其失稳总是从一个或几个部位首先发生变形破坏,然后扩展至整个围岩。当巷道围岩中存在薄弱环节时,往往成为巷道破坏的突破口,巷道支护时必须加强关键部位支护,从而提高围岩整体稳定性。

窄煤柱稳定是控制沿空掘巷围岩稳定性的重要因素,上区段回采与巷道开挖造成窄煤柱两侧均存在破碎区,煤柱整体处于塑性破坏状态,承载能力弱。提高窄煤柱宽度,能够减弱上覆岩层载荷造成的实体煤帮应力集中,抑制煤帮破碎范围增大,从而防止顶板跨度增大、下沉严重,影响顶板的稳定性。

在深部高应力及顶煤较大下沉产生的附加水平应力作用下,顶煤和直接顶之间的层理面发生剪切破坏,并引起其附近煤体破坏,导致顶煤在两肩窝部位产生范围较大的塑性区。在肩窝部位斜向上打锚索,与顶板锚索共同作用,对该区域进行加强支护,将顶煤锚固到深部稳定岩层中。

巷道容易在两帮底角部位产生剪切滑移变形,处于自由状态的底板将会出现失控变形,进而影响到帮部和顶板的稳定性;因此,应对两帮底角部位进行加强支护,防止由于底部岩层产生剪切滑移造成严重底鼓现象。

5 现场工业性试验

5.1 支护方案优化

基于强力让压耦合支护及关键部位加强支护的围岩控制原理,对原支护方案进行了优化,提出顶板锚网带索、纵向钢带+两帮锚网梯索、纵向钢筋梯+窄煤柱帮部锚索加强和喷浆+实体煤帮钻孔

卸压的支护方案。支护断面如图 5 所示。

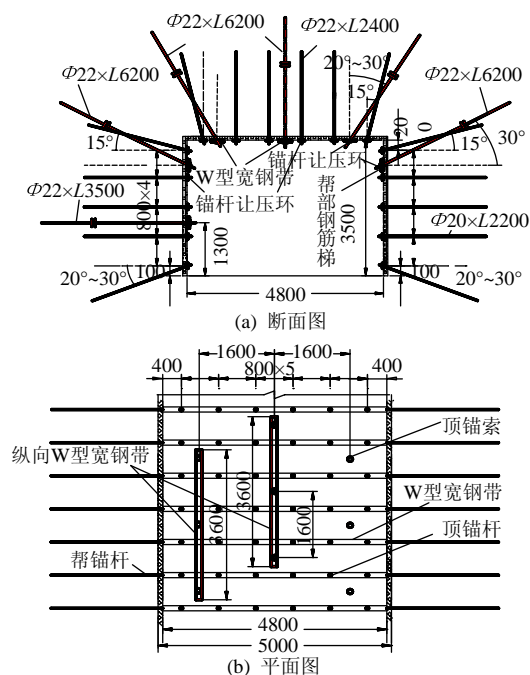


图 5 巷道支护方案布置图 (mm)

Fig.5 Cross-section diagram of roadway support

5.1.1 顶板支护

原支护方案锚杆、锚索预紧力小, 支护强度低, 优化方案中将锚杆和锚索的预紧力分别提高到 200 N·m(40~60 kN)和 150 kN; 顶板两侧锚索均向帮部倾斜 20°~30°, 抑制顶煤与直接顶的塑性区扩展。T 型钢带护表面积小, 现采用 4600 mm×275 mm×3.75 mm 的 W 型宽钢带, 加大支护系统护表面积, 有利于预紧力在围岩中的扩散。同时, 在巷中和沿空侧顶板布置 2 排纵向 W 型宽钢带锚索梁, 对沿空侧顶板及肩窝关键部位进行加强支护, W 型钢带长度为 3 600 mm, 锚索梁间排距为 1600 mm×1200 mm。

5.1.2 帮部支护

锚杆与锚索的预紧力与顶板相同。为增大两帮锚固范围, 将帮锚杆长度增加到 2 200 mm; 同时, 为加强两帮肩窝及底角部位的支护强度, 首先在两帮距顶板 600 mm 处各布置 1 排纵向 Φ16 mm 钢筋梯, 钢筋梯长 2 400 mm, 1 梯 2 索, 钢筋梯排距 800 mm, 锚索规格为 Φ22 mm×L6200 mm, 与水平方向呈 30°仰角向顶板倾斜, 每孔使用 CK25100 锚固剂 2 支; 其次将帮角锚杆向底板的倾斜角度加大到 20°~30°, 抑制该部位围岩的剪切滑移。

5.1.3 窄煤柱帮加强支护

距底板 1 300 mm 布置 1 排纵向 Φ16 mm 钢筋梯锚索梁, 锚索水平布置, 规格 Φ22 mm×L3500

mm, 每孔使用 CK25100 锚固剂 1 支。支护构件完成后在窄煤柱侧进行喷浆, 喷浆材料采用 PO42.5R 早强水泥、坚硬碎石和细河砂, 质量比为 1:2.16:2.15, 水灰比为 0.42, 速凝剂型号为 J85, 用量为水泥的 3%~5%。喷浆提高窄煤柱的承载能力, 减小窄煤柱帮塑性流动, 一定程度上避免了高支承压力向实体煤帮转移造成实体煤帮失稳。

5.1.4 实体煤帮部钻孔卸压

距底板 1 200 mm, 每隔 3 m 进行钻孔卸压, 钻孔深度 20 m, 钻孔直径 110 mm。窄煤柱处于塑性破坏状态, 承载能力降低, 围岩应力转移到实体煤帮, 相关研究表明, 实体煤帮应力集中系数为沿空帮 3~4 倍^[22]。因此, 实体煤帮为上覆岩层载荷的承载主体, 采取钻孔卸压的方式将高应力向深部转移, 有利于维护巷道围岩的稳定性, 同时有助于预防冲击地压灾害的发生。

锚杆、锚索支护附件包括锚杆(索)让压环、托盘、金属网等。为了使锚杆与锚索之间的变形协调并达到支护系统让压的目的, 根据锚杆锚索受力及其屈服强度, 确定锚杆采用单泡让压环, 让压点和让压量分别为 15 t 和 25 mm; 锚索采用双泡让压环, 让压点和让压量分别为 20 t 和 45 mm; 锚杆托盘为 150 mm×150 mm×12 mm 的钟形托盘, 锚索托盘为 300 mm×300 mm×12 mm 碟形托盘, 托盘处增设调心装置; 顶板、两帮菱形金属网保持搭接长度不小于 100 mm, 联网间距不大于 20 mm。

5.2 围岩控制效果分析

巷道内每隔 100 m 布置 1 个监测断面, 对巷道表面位移、顶板离层和锚杆、锚索受力进行监测。

5.2.1 巷道围岩表面位移监测

为反映优化后支护方案的围岩控制效果, 对巷道表面位移进行了实时量测。图 6 为巷道表面位移监测曲线。

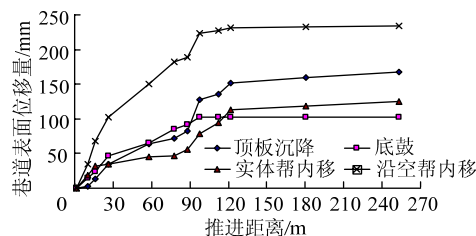


图 6 巷道表面位移监测曲线

Fig.6 Monitoring curves of roadway surface displacement

由图 6 可以看出:

1) 巷道开挖 0~90 m 范围内, 巷道围岩表面变

形速率较大, 其中沿空侧帮部随工作面推进距离的变形速率达到 9 mm/m。这是由于巷道开挖导致围岩快速卸荷, 应力场调整使围岩切向荷载大大提高, 岩体承受的偏应力远远超过岩体抗剪强度, 使得围岩由外向里快速破裂扩展, 岩体碎胀扩容导致掘巷初期围岩位移迅速增加。

2) 监测断面距迎头 120 m 后围岩变形逐渐趋于平缓, 巷道沿空侧帮部的变形速率仅为 0.7 mm/m, 此时围岩应力重分布完成, 支护系统作用下围岩主动承载能力得以发挥, 变形受巷道开挖的影响越来越小, 围岩变形趋于平缓。

3) 至巷道稳定后, 顶板下沉量最大为 168 mm, 底鼓量最大为 103 mm, 实体帮内移量最大为 125 mm, 沿空帮内移量最大为 234 mm, 围岩变形量仅为原支护方案的 33.1%~42.8%。优化后的支护方案能够较好地控制巷道围岩变形, 抑制围岩稳定期的塑性流变。

5.2.2 顶板离层监测

为监测巷道顶板离层, 在每个监测断面顶板巷中位置布置顶板离层仪。图 7 为顶板离层监测曲线。

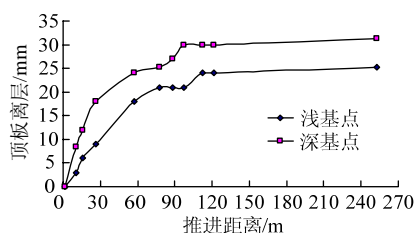


图7 顶板离层监测曲线

Fig.7 Monitoring curves of roof separation

由图 7 可以得出: 顶板离层的变化与巷道表面位移具有大致相同的规律, 巷道掘进初期离层速率较大, 随巷道掘进顶板离层逐渐趋于稳定, 稳定后深基点的离层量为 30 mm, 仅为原支护方案的 20%。

5.2.3 锚杆、锚索受力监测

为掌握锚杆、锚索支护构件的受力状态, 采用锚杆、锚索测力计对其受力进行了监测。图 8 为断面内典型锚杆、锚索受力监测曲线。

由图 8 可以看出: 锚杆、锚索受力在巷道掘进 0~30 m 范围内增速较快, 这是因为在高预应力强力支护系统作用下, 支护构件迅速发挥主动承载能力; 巷道开挖 30~90 m 范围内, 随着支护构件受力增加, 实体煤帮锚杆、锚索受力分别在 150 kN 和 200 kN 左右时出现短暂的稳定阶段然后又有所增加, 让压环体现出明显的让压特性; 巷道掘进 90 m

左右时锚杆、锚索受力基本趋于稳定, 且均呈现出实体帮>顶板>沿空帮的受力特点, 表明沿空巷道中实体煤帮是承载上覆岩层的主体。锚杆、锚索受力稳定后的最大值分别为 165 kN 和 225 kN, 均在其屈服范围内, 并为回采期间留够了充足的余量。沿空掘巷稳定后的围岩控制效果如图 9 所示。

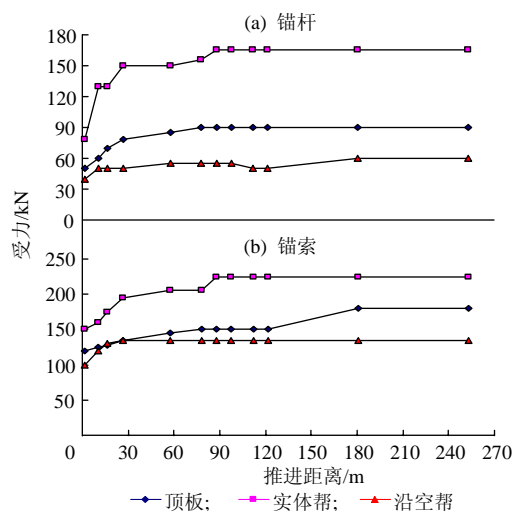


图8 支护构件受力监测曲线

Fig.8 Monitoring curves of bolts and cables



图9 巷道围岩控制效果

Fig.9 Support effect of roadway control

6 结 论

1) 基于赵楼煤矿深井综放沿空掘巷围岩变形破坏特征, 认为围岩强度低、承载能力弱, 地应力高, 围岩松动破坏范围大、支护参数选择不合理, 围岩应力环境复杂和巷道断面尺寸大是造成该类巷道围岩变形破坏的重要原因。基于此, 从提高围岩强度和改善围岩应力环境出发, 提出了强力让压耦合支护和关键部位加强支护的围岩控制原理。

2) 现场试验表明: 巷道掘进期间, 顶底板移近量最大为 271 mm, 两帮移近量最大为 359 mm, 顶板离层量最大为 30 mm, 分别为原支护方案的 34.7%, 42.6%和 20%, 巷道围岩得到有效控制; 锚杆、锚索让压环作用明显, 锚杆、锚索受力最大值分别为 165 kN 和 225 kN, 均在其屈服范围内, 并

为回采期间留够了充足的余量。

3) 采用顶板锚网带索、纵向钢带+两帮锚网梯索、纵向钢筋梯+窄煤柱帮部锚索加强和喷浆+实体煤帮钻孔卸压的支护方案,成功地解决了赵楼煤矿深井综放沿空掘巷支护技术难题,研究结果为类似复杂难支护巷道提供了有益借鉴。

参考文献:

- [1] 何满潮, 谢和平, 彭苏萍, 等. 深部开采岩体力学研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(16): 2803-2813.
HE Manchao, XIE Heping, PENG Suping, et al. Study on rock mechanics in deep mining engineering[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(16): 2803-2813.
- [2] 王琦. 深部厚顶煤巷道围岩破坏控制机理及新型支护系统对比研究[D]. 济南: 山东大学, 2012.
- [3] 柏建彪, 侯朝炯. 深部巷道围岩控制原理与应用研究[J]. 中国矿业大学学报, 2006, 35(2): 145-148.
BAI Jianbiao, HOU Chaojiong. Control principle of surrounding rocks in deep roadway and its application [J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2006, 35(2): 145-148.
- [4] 杨军, 孙晓明, 王树仁. 济宁 2[#]煤深部回采巷道变形破坏规律及对策研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2009, 28(11): 2280-2285.
YANG Jun, SUN Xiaoming, WANG Shuren. Study of deformation and failure laws of deep roadway and countermeasures in Jining Coal Mine No.2[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2009, 28(11): 2280-2285.
- [5] 陈晓祥, 勾攀峰, 范增哲, 等. 深井高应力高突区域回采巷道变形特征及控制[J]. 采矿与安全工程学报, 2013, 30(3): 363-368.
CHEN Xiaoxiang, GOU Panfeng, FAN Zengzhe, et al. Deformation characteristics and controlling of tailgate in high stress high gas and outburst region of deep mine [J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2013, 30(3): 363-368.
- [6] 李海燕, 李术才. 膨胀性软岩巷道支护技术研究及应用[J]. 煤炭学报, 2009, 34(3): 325-328.
LI Haiyan, LI Shucui. Study and application of support technology on swelling soft rock roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2009, 34(3): 325-328.
- [7] 孟庆彬, 韩立军, 乔卫国, 等. 赵楼矿深部软岩巷道变形破坏机理及控制技术[J]. 采矿与安全工程学报, 2013, 30(2): 165-172.
MENG Qingbin, HAN Lijun, QIAO Weiguo, et al. The deformation failure mechanism and control techniques of soft rock in deep roadways in Zhaolou mine [J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2013, 30(2): 165-172.
- [8] 张后全, 韩立军, 贺永年, 等. 构造复杂区域膨胀软岩巷道底鼓控制研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2011, 28(1): 16-27.
ZHANG Houquan, HAN Lijun, HE Yongnian, et al. Floor heave control in roadways with soft-and-swelling rocks in complicated structural area[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2011, 28(1): 16-27.
- [9] 刘泉声, 张伟, 卢兴利, 等. 断层破碎带大断面巷道的安全监控与稳定性分析[J]. 岩石力学与工程学报, 2010, 29(10): 1954-1962.
LIU Quansheng, ZHANG Wei, LU Xingli, et al. Safety monitoring and stability analysis of large-scale roadway in fault fracture zone[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2010, 29(10): 1954-1962.
- [10] 刘泉声, 康永水, 白运强. 顾桥煤矿深井岩巷破碎软弱围岩支护方法探索[J]. 岩土力学, 2011, 32(10): 3097-3104.
LIU Quansheng, KANG Yongshui, BAI Yunqiang. Research on supporting method for deep rock roadway with broken and soft surrounding rock in Guqiao coal mine[J]. Rock and Soil Mechanics, 2011, 32(10): 3097-3104.
- [11] 宗义江, 韩立军, 郅建明. 极破碎软岩巷道失稳机理与动态迭加耦合支护技术研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2013, 30(3): 355-362.
ZONG Yijiang, HAN Lijun, GAO Jianming. Instability mechanisms and dynamic superposition coupling support in extremely fractured and soft rock roadway[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2013, 30(3): 355-362.
- [12] 李术才, 王琦, 李为腾, 等. 深部厚顶煤巷道让压型锚索箱梁支护系统现场试验对比研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2012, 31(4): 1-11.
LI Shucui, WANG Qi, LI Weiteng, et al. Comparative field test study of pressure relief anchor box beam support system in thick top coal roadway[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, 31(4): 1-11.
- [13] 王琦, 李术才, 李为腾, 等. 深部厚顶煤巷道让压型锚索箱梁支护系统布置方式对比研究[J]. 岩土力学, 2013, 34(3): 842-848.
WANG Qi, LI Shucui, LI Weiteng, et al. Comparative study of arrangement mode of pressure relief anchor cable box beam support system in deep thick top coal roadway[J]. Rock and Soil Mechanics, 2013, 34(3): 842-848.
- [14] 肖同强, 柏建彪, 王襄禹, 等. 深部大断面厚顶煤巷道围岩稳定原理及控制[J]. 岩土力学, 2011, 32(6): 1874-1880.
XIAO Tongqiang, BAI Jianbiao, WANG Xiangyu, et al. Stability principle and control of surrounding rock in

- deep coal roadway with large section and thick top-coal [J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2011, 32(6): 1874-1880.
- [15] 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]. *煤炭学报*, 2011, 36(4): 556-561. ZHOU Zhili, BAI Jianbiao, XIAO Tongqiang, et al. Deformation and failure law and its control technology of roadway with large section[J]. *Journal of China Coal Society*, 2011, 36(4): 556-561.
- [16] 赵洪亮, 姚精明, 何富连, 等. 大断面煤巷预应力桁架锚索的理论与实践[J]. *煤炭学报*, 2007, 32(10): 1061-1065. ZHAO Hongliang, YAO Jingming, HE Fulian, et al. Application of prestress truss cable in large cross section coal roadway[J]. *Journal of China Coal Society*, 2007, 32(10): 1061-1065.
- [17] 张农, 李学华, 高明仕. 迎采动工作面沿空掘巷预拉力支护及工程应用[J]. *岩石力学与工程学报*, 2004, 23(12): 2100-2105. ZHANG Nong, LI Xuehua, GAO Mingshi. Pretensioned support of roadway driven along next gob and heading adjacent advancing coal face and its application[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2004, 23(12): 2100-2105.
- [18] 王猛, 柏建彪, 王襄禹, 等. 迎采动面沿空掘巷围岩变形规律及控制技术[J]. *采矿与安全工程学报*, 2012, 29(2): 197-202. WANG Meng, BAI Jianbiao, WANG Xiangyu, et al. The surrounding rock deformation rule and control technique of the roadway driven along goaf and heading for adjacent advancing coal face[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2012, 29(2): 197-202.
- [19] 李磊, 柏建彪, 徐营, 等. 复合顶板沿空掘巷围岩控制研究[J]. *采矿与安全工程学报*, 2011, 28(3): 376-383. LI Lei, BAI Jianbiao, XU Ying, et al. Research on rock control of roadway with complex roof driven along goaf [J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2011, 28(3): 376-383.
- [20] 彭华, 马秀敏, 姜景捷, 等. 赵楼煤矿 1000 m 深孔水压致裂地应力测量及其应力场研究[J]. *岩石力学与工程学报*, 2011, 30(8): 1638-1645. PENG Hua, MA Xiumin, JIANG Jingjie, et al. Research on stress field and hydraulic fracturing in-situ stress measurement of 1000 m deep hole in Zhaolou Coal Mine [J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2011, 30(8): 1638-1645.
- [21] 宋宏伟, 王闯, 贾颖绚. 用地质雷达测试围岩松动圈的原理与实践[J]. *中国矿业大学学报*, 2002, 31(4): 370-373. SONG Hongwei, WANG Chuang, JIA Yingxuan. Principle of measuring broken rock zone a round underground roadway with GPR and its application[J]. *Journal of China University of Mining & Technology*, 2002, 31(4): 370-373.
- [22] 殷东平. 特大断面碎裂厚煤层巷道围岩控制机理及支护系统研究[D]. 北京: 中国矿业大学(北京), 2009.

2014 绿色开采理论与实践国际研讨会

7th International Symposium on Green Mining

主办单位: 中国矿业大学

承办单位: 煤炭资源与安全开采国家重点实验室

主要议题:

- (1) 充填材料特性与制备
- (2) 充填开采工艺与设备
- (3) 充填开采沉陷规律与预计
- (4) 充填开采经济评价
- (5) 薄煤层开采工艺及安全保障技术
- (6) 薄煤层机械化与自动化开采技术与装备
- (7) 薄煤层半煤岩巷道快速掘进技术与装备

(8) 薄煤层保护层卸压开采理论与技术

会议语言: 中文, 英语

会议日程:

报到与注册: 2014 年 11 月 21 日

会议与研讨: 2014 年 11 月 22 日-23 日

会议地点: 江苏省徐州市中国矿业大学南湖校区

联系电话: 0516-83885280, 83885753

传 真: 0516-83885606

电子邮箱: xjincumt@163.com

会议网址: <http://greenmining.cumt.edu.cn>