

文章编号:0253-9993(2011)01-0043-06

深部高应力岩巷快速钻爆施工技术

张 炜¹,张东升¹,邵 鹏²,王旭锋¹

(1. 中国矿业大学 煤炭资源与安全开采国家重点实验室 矿业工程学院,江苏 徐州 221116;2. 中国矿业大学 深部岩土力学与地下工程国家重点实验室,江苏 徐州 221116)

摘 要:在新汶矿区地应力测试结果的基础上,分析了深部高应力岩巷快速钻爆施工的难点。基于现代爆破理论、断裂力学、岩体力学,通过实施技术创新,采用CMJ17A全液压凿岩钻机代替传统风钻,提出新型岩石定向断裂控制爆破技术、双空孔楔形-筒形复式掏槽技术,形成了一套深部高应力坚硬围岩巷道快速钻爆新技术。工程实践应用表明,该套快速钻爆新技术,可大大减少钻孔数量以及支护和爆破材料消耗,提高炮眼利用率,改善巷道成形效果和围岩稳定性,提高循环进尺和掘进效率,实现平均月进尺122 m,最高月进尺155 m,达到了深部高应力岩巷“长进尺、高效率、弱扰动、少欠挖、小超挖”的快速钻爆施工目的。

关键词:高应力;岩巷;快速钻爆;定向断裂;复式掏槽

中图分类号:TD263.3 **文献标志码:**A

Fast drilling and blasting construction technology for deep high stress rock roadway

ZHANG Wei¹,ZHANG Dong-sheng¹,SHAO Peng²,WANG Xu-feng¹

(1. State Key Laboratory of Coal Resources & Mine Safety, School of Mines, China University of Mining & Technology, Xuzhou 221116, China;2. State Key Laboratory for Geomechanics & Deep Underground Engineering, China University of Mining & Technology, Xuzhou 221116, China)

Abstract: Based on test results of ground stress in Xinwen mining area, the difficulty of fast drilling and blasting for deep high stress rock roadway was analyzed. Using modern blasting theory, fracture mechanics and rock mechanics, according to implementing technology innovation, adopting CMJ17A full hydraulic drilling jumbo to replace traditional pneumatic drill, put forward new controlled blasting technology for rock directional fracture and wedge-cylinder compound cut technology in double empty holes, which formed a set of new fast blasting technology for deep high stress hard surrounding roadway. Application results show that the new fast drilling and blasting technology can greatly decrease drilling numbers and material consumption of supporting and blasting, enhance efficiency of borehole, improve formation quality of roadway and surrounding rock stability, enhance cyclical footage and drivage efficiency, realize average month drill footage at 122 meters and the maximum at 155 meters, which achieved that fast drilling and blasting construction aim of “long-footage, high-efficiency, weak-disturbance, less-undercut, small-overcut” in deep high stress rock roadway.

Key words: high stress; rock roadway; fast drilling and blasting; directional fracture; compound cut

目前,我国煤矿开采深度每年平均以8~12 m的速度增加,东部矿井正以每年10~25 m的速度发展,可以预计在未来20 a我国很多煤矿将进入到1 000~1 500 m的深度^[1-3]。新汶矿区平均采深1 000 m以上,个别矿井已达1 350 m左右。它集中了采深

大、地应力高、地质构造复杂、矿井灾害性现象等多重条件,使井下采掘工作极为困难。由于深部围岩的高应力特性十分明显,给巷道凿岩成孔和爆破成形带来困难,如钻孔效率低、爆破效果差、循环进尺小等。

由于浅部岩体承受的地应力较小,采用光面爆破、微差爆破等技术就可使岩巷掘进速度和成形质量得到较大提高。而深部岩体由于受到高地应力、特别是侧向高地应力的作用,使其具有不同于浅部岩石的特征^[4-5],浅部原岩大多处于弹性状态,而深部原岩处于潜塑性甚至塑性状态。随着开采深度的增加,岩石破坏机理也随之转化,由浅部的脆性能或断裂韧度控制的破坏转化为深部开采条件下由侧向应力控制的断裂生长破坏,更进一步,实际上就是由浅部的动态破坏转化为深部的准静态破坏,以及由浅部的脆性力学响应转化为深部潜在的延性行为力学响应。使得岩石强度明显增加,岩体处于高压缩变形或破坏极限状态,从而导致岩体内聚集很高的应变势能^[6-10]。对于深部高应力岩巷,由于爆破初始条件与浅部不同,若仍采用传统爆破技术进行钻爆开挖,则会破坏岩体原有应力平衡,引起岩巷附近岩体应力状态的改变并发生应力的重新分布,在一定范围内形成端部承压和应力集中。由于巷道端部承压、扰动范围与原岩应力成正比,因而深部岩巷的端部承压和扰动范围较大。在其扰动范围内,由于巷道围岩承受高应力作用,围岩很快由表及里发生大变形→破裂→碎裂→整体失稳,甚至会导致岩体内聚集的应变势能大面积突然释放从而引起岩爆和冲击矿压等灾害的可能^[11-13]。因

此,选择合理的高应力岩巷快速钻爆技术,显得尤为迫切。

为此,中国矿业大学与新汶矿业集团合作,基于现代爆破理论、断裂力学、岩体力学,实施技术创新,形成了一套深部高应力坚硬围岩巷道快速钻爆技术,大大减少了钻孔数量,支护和爆破材料消耗,改善了巷道成形效果和围岩稳定性,提高了炮眼利用率、循环进尺和掘进效率,实现了深部高应力岩巷的快速钻爆施工。

1 矿区快速钻爆施工难点分析

1.1 地应力测试

地应力测量是确定工程岩体力学属性、进行围岩稳定性分析以及实现地下工程开挖设计科学化的必要前提^[14-15]。在巷道爆破掘进之前,需弄清楚矿区巷道围岩的地应力情况。为此,对矿区开采深度较大的华丰煤矿、潘西煤矿、协庄煤矿等选取9个地点进行了地应力测试,测试结果见表1^[16]。测出了各岩层的垂直应力、最大水平主应力、最小水平主应力、最大水平主应力方向。通过矿区地应力的测试,在巷道布置时,尽量使巷道轴线方向与最大主应力方向一致,避免斜交或者垂直,以降低高应力对巷道破坏的程度,从而为深部巷道快速钻爆施工奠定了基础。

表1 地应力测试结果

Table 1 Test results of ground stress

序号	巷道名称	埋深/m	垂直应力/MPa	最大水平主应力/MPa	最小水平主应力/MPa	最大水平主应力方向
1	华丰-1100 大巷	1 220	32.33	42.10	22.80	N3°E
2	华丰-1010 水平大巷	1 130	29.95	35.15	19.10	N31.5°E
3	华丰-920 水平煤仓石门	1 040	27.66	31.35	16.20	N23.5°W
4	潘西 7192 主巷 1 号机窝	964	25.55	28.65	12.23	N32.3°E
5	潘西 7192 主巷 3 号机窝	967	25.63	29.42	10.87	N43.5°E
6	潘西 435 运巷临时变电所	961	25.47	27.06	10.12	N25.9°E
7	协庄 1202 西回风巷	790	20.94	32.39	16.56	N33.5°E
8	协庄 1202 东运输巷	1 150	30.48	34.60	17.89	N12.5°E
9	协庄-850 二采区轨道下山	1 071	28.38	39.77	20.64	N39.7°E

1.2 快速钻爆施工技术难点分析

(1)由于新汶矿区的矿井开采深度较深,地质条件较复杂,由地应力测试结果可知,巷道围岩呈现高应力特点,使得井下以往凿岩成孔和爆破技术及其对应机械设备和装置已不能适应深部高应力巷道的快速钻爆需要。

(2)深部巷道的高应力特性,使得巷道围岩变形剧烈,甚至出现前掘后修的现象。因此,在选择岩石

巷道布置层位时,一般均选择岩性较好的坚硬岩层,以提高巷道围岩的承载能力,改善巷道的维护状况,避免灾害事故的发生,但又会使巷道的掘进难度大大增加。

(3)地应力测试结果表明,矿区井下深部巷道水平地应力相对较大,常规的炮眼楔形掏槽方式受水平地应力影响较大,已不能满足井下掘进工作面的快速钻爆施工要求,必须创新一种新的炮眼掏槽方式。

2 深部高应力岩巷快速钻爆施工技术研究

2.1 快速凿岩设备选型

我国煤矿井下目前大量使用的钻机是 7655、7665 和 YT-24 型。但由于矿区深部岩巷围岩压力大,部分巷道岩层坚硬,常规的风钻已不能满足快速凿岩的需要。为了克服传统钻机的缺点,实现高应力岩巷的快速钻爆,选用 CMJ17A 全液压钻车代替以往使用的 7665 型钻机。

2.1.1 CMJ17A 全液压钻车工作参数

CMJ17A 履带式全液压钻车采用双臂凿岩,凿岩速度快,工作效率高,凿岩速度可达 0.8~2.0 m/min;液压系统先进,操作方便;采用履带行走方式,工作稳定,爬坡能力强。另外,CMJ17A 钻车采用模块式结构,拆装方便,动力单一化,能耗低,噪声低,可大幅度改善工作环境,提高施工效率和施工质量,具体工作参数见表 2。

表 2 CMJ17A 钻车工作参数

Table 2 Working parameters of CMJ17A drilling jumbo

指标	值
钻孔速度/(m·min ⁻¹)	0.8~2.0
钎杆长度/m	2.745
孔径/mm	27~42
孔深(一次推进)/m	2.5
适应断面/m ²	4~18
行走速度/(km·h ⁻¹)	3
升(降)/(°)	55(17)
回转/(°)	正 180,反 180
俯(仰)角/(°)	俯角 105,仰角 145
摆角/(°)	左 45,右 15

2.1.2 CMJ17A 全液压钻车工作效果

对于一般毛断面约 15 m²、净断面约 13 m² 的大断面岩巷,采用液压钻车后,有以下几个明显的优点:

(1) 工序时间缩短,循环率提高。人工使用风钻,每 15 min 打 1 个眼,钻车打眼每钻 1 个孔需 2~3 min,每茬打眼时间 2.0~2.5 h,较人工打眼加快 2 h,原来每日 2 个循环,使用液压钻车后,每两日可达 5 个循环,循环次数大大提高。

(2) 节省人员,提高工效。传统工艺采用风钻打眼,每班需要 7 人,选用液压钻车后,打眼工只需 3 人,可节约工效 300 个/月,工效提高 0.014 m/工。

(3) 作业环境改善。钻车使用过程中不排放废气,使矿尘浓度降低,能见度增强。特别是钻车司机操作位置远离工作面,处于支护下工作,有利于安全生产。

2.2 新型岩石定向断裂控制爆破技术

2.2.1 技术背景

传统的光面爆破和预裂爆破是在开挖轮廓线上钻凿距离相对较近的炮孔,控制每个炮孔的装药量,炮孔在装药后同时起爆,使炸药的爆炸作用刚好产生炮孔连线上的贯穿裂缝^[17]。由于现场的岩层层理比较发育,经爆破震动极易沿着层理脱落,爆生裂缝极易沿岩体原生裂隙、节理发展,所以爆生裂缝的扩展具有很大的随机性和不确定性,断裂方向很难被控制,容易造成岩体超挖和欠挖量大,爆破效率不高,半眼痕率低,成型质量差,围岩松动严重等问题。此外,装药时机械的照搬作业规程要求,周边眼装药量多,造成超挖现象,为后续的支持喷浆工作带来难度。不仅影响了施工速度,增加了支护工作量和材料消耗,而且会大大降低岩体的完整性和稳定性。另外,钻孔数量多,爆破材料消耗量大,也增加了劳动强度和施工成本,降低了施工效率。

为克服以上不足,保证获得高质量的巷道成形效果,并减少周边眼数量以提高钻眼效率,课题组采用岩石定向断裂控制爆破装置^[18-19],该装置主要由炸药药卷和套管在外面的无毒塑料管组成,如图 1 所示。把圆柱形工业炸药药卷装入内壁轴线方向有对称弧形凸起的无毒塑料管内,药卷结构形状变为异形药包,沿轴向被压制成对称的聚能穴,从而制成岩石定向断裂爆破装置。

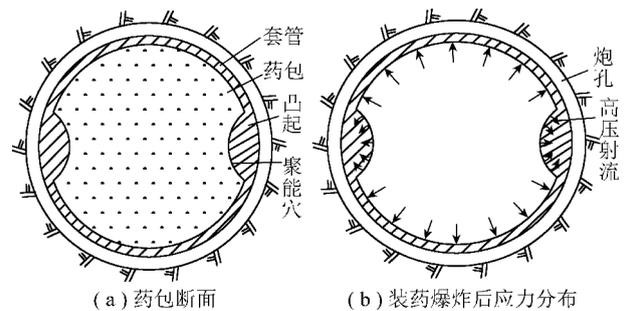


图 1 岩石定向断裂爆破装置

Fig. 1 Blasting device of rock directional fracture

2.2.2 爆破原理

将该装置装入巷道开挖轮廓线上的炮孔中,使聚能穴朝向炮孔连心面方向,炮孔与炮孔之间的距离为传统爆破方法的 1.5~2.0 倍。炸药爆炸时,聚能穴处的爆轰产物向其对称轴线的方向集中,汇聚成速度和压力很高的射流,该高速高压射流直接作用到孔壁上,使对应于聚能穴方向的炮孔孔壁上形成优势裂缝,而后爆生气体迅速涌入裂缝,促进裂缝扩展,形成沿炮孔连心面的光滑断面。同时,由于炮孔间应力场叠加作用以及无毒塑料管的阻碍作用,在炮孔其它方

向上的随机裂隙扩展被有效抑制。

2.2.3 技术优点

① 在爆破过程中,该装置沿聚能穴方向产生能量汇聚形成射流,对岩石进行侵彻切割,迅速形成有扩展优势的定向裂缝,从而提高了裂缝扩展长度15%~25%,减少了钻孔数量和费用;② 定向裂缝的扩展抑制了其他方向裂纹的扩展,使半眼痕率增加,岩体成型质量好,稳定性提高,支护费用降低;③ 与传统的爆破方式相比,在达到同样爆破效果的情况下,可减少炸药单耗10%,降低爆破震动、噪声、空气冲击波、飞石以及对周围岩体的损伤;④ 可有效减轻井下工人劳动作业强度,提高作业效率。

2.3 高效复式掏槽技术

深部岩石掘进前处于应力较高的压应力状态,爆破夹制力很大,要获得满意的掏槽效果相当困难。通过研究分析,课题组提出了新的双空孔楔形-筒形复式掏槽技术(图2),效果明显。

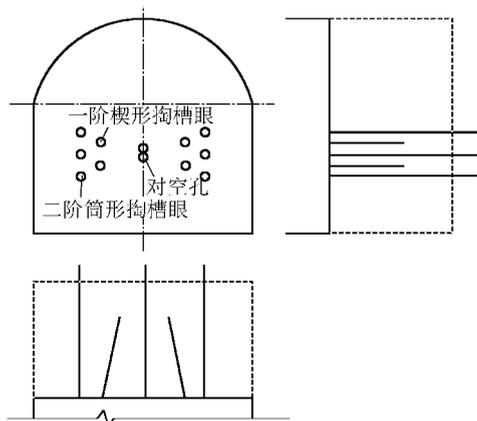


图2 双空孔楔形-筒形复式掏槽

Fig. 2 Wedge-cylinder compound cut in double empty holes

双空孔楔形-筒形复式掏槽技术充分利用空孔空间、楔形掏槽和筒形掏槽的各自优点,更易于形成新的可靠的自由面。施工过程:

(1) 在巷道对称轴上按设计的掏槽眼位置钻凿双空孔(图2)。其目的主要是为掏槽爆破中的岩石提供破碎补偿空间,使岩块能在充分位移下抛出。同时通过卸荷作用,改变空孔周围岩石的应力状态。

(2) 以空孔为对称中心,钻凿较浅的一阶楔形掏槽眼。可以充分利用楔形掏槽适用性强,爆力集中,槽腔体积大的特点,形成初始自由面。

(3) 在楔形掏槽形成的空腔为自由面,均匀布置大深度的二阶筒形掏槽。其目的是在一阶楔形掏槽基础上获得更深范围更大的槽腔,并控制槽腔形状,为辅助眼爆破提供优良的自由面。

3 工程应用及效果分析

3.1 工程概况

新汶矿业集团潘西煤矿-1100 胶带暗斜井开门位置标高为-733.7 m,按 66°方位、沿 35°下坡掘至-1100水平,地面标高为+232.4 m,埋深为 966.1~1 332.4 m。巷道掘进范围内地层走向为 140~145°,倾向为 50~55°。该巷道布置在 19 层煤顶板中砂岩中,厚 19 m,坚硬稳固不易冒落,普氏系数 $f=6$ 。

根据设计要求,该巷道选用直墙半圆拱型断面, $S_0 = 13.57 \text{ m}^2$, $S_1 = 12.74 \text{ m}^2$ 。施工过程中采用 CMJ17A 全液压凿岩钻机开凿炮眼,定向断裂控制爆破。巷道爆破采用 $\phi 27 \text{ mm}$ 的 T-320 型二级煤矿水胶炸药,使用水炮泥和黏土炮泥定炮。采用正向装药结构,掘进时采用全断面一次成巷法施工,一次装药,一次起爆。采用 MFB-100 型网络导通发爆器进行起爆,联线方式为串联联线。

爆破后的矸石采用 P-60B 骑皮式扒装机扒到 SJJ-125×2 型胶带,通过 SJJ-125×2 型胶带将矸石运送至-1100 胶带井矸石仓,然后通过矸石仓将矸石装标准 1 t 矿车,由 CDXT-2.5T 型电瓶车牵引到后六石门车场,再用 ZK-7-600/250 型架线电机车牵引至副立井矸石线,最后进入-740 副井提升系统。

3.2 应用情况及效果分析

图 3(a) 为潘西煤矿-1100 胶带暗斜井原炮孔布置图,表 3 为原爆破参数。通过将原来的楔形掏槽方式改为双空孔楔形-筒形复式掏槽方式,加大炮孔间距,减少炮孔数量;采用定向断裂控制爆破技术进行成形控制;对炮孔布置重新设计,并对原参数进行调整优化(图 3(b) 和表 4),取得如下应用效果:

(1) 开挖成形的拱部断面和下部墙面具有较光洁平整的岩面,半孔率超过 78%。

(2) 欠挖较少,不大于 50 mm,超挖基本控制在 100 mm 内,围岩较好的地段超挖平均在 50 mm 左右。

(3) 炸药单耗小于 0.55 kg/m^3 ,比原爆破方法降低 0.19 kg/m^3 。

(4) 炮眼利用率由原来的 83%~86% 提高到 92%~96%,同时减少了炮眼数量,缩短了钻爆时间。经现场统计,每班循环进尺可提高至 1.8 m 以上,平均月进尺 122 m,最高月进尺达 155 m,较原掘进速度提高 32% 左右,每米掘进成本较原方案降低约 15%。

4 结 论

(1) 采用 CMJ17A 全液压凿岩钻机代替传统的

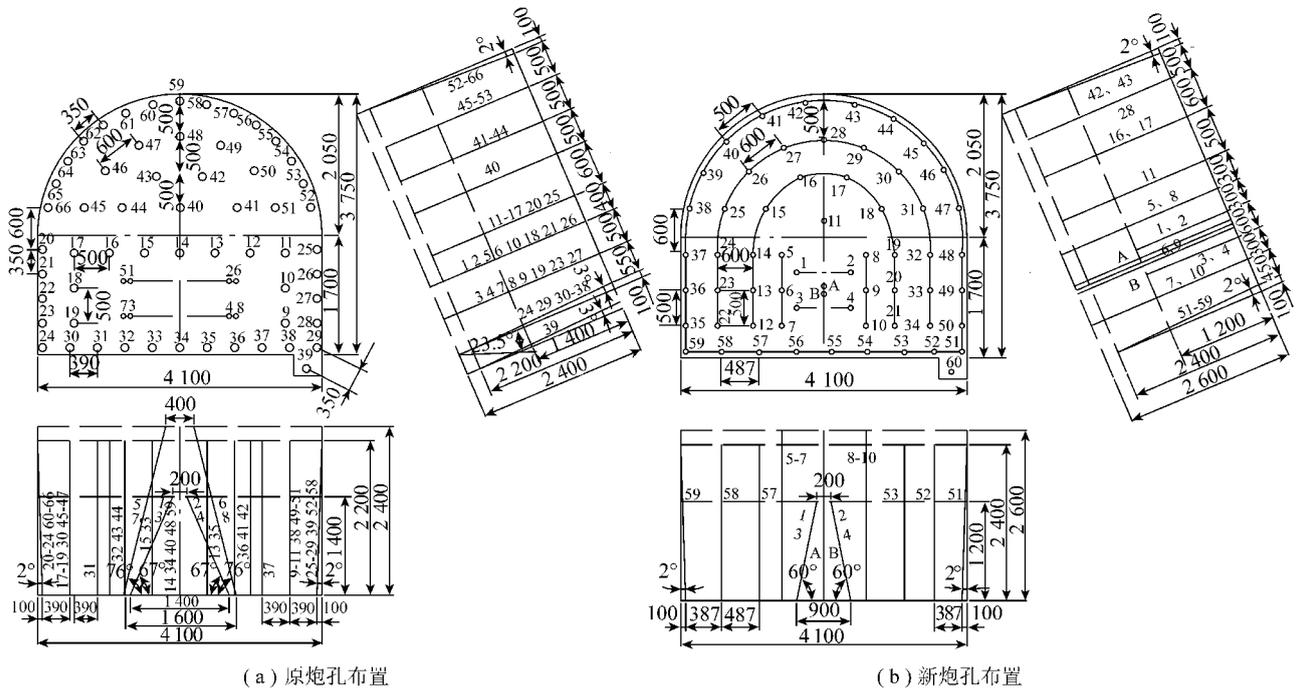


图 3 原炮孔和新炮孔布置

Fig. 3 Old and new blastholes arrangement

表 3 原爆破参数

Table 3 Old blasting parameters

眼号	炮眼名称	眼深/m	眼距/m	角度/(°)		每眼装药量/kg	眼数	总装药量/kg	爆破顺序	装药结构	联线方式	炮泥长度	炮泥块数	
				水平	垂直									
1-4	一阶掏槽眼	1.4	1.4×0.5	67	90	0.3	4	1.2	1				8	
5-8	二阶掏槽眼	2.4	1.8×0.5	76	90	0.9	4	3.6	2				8	
下部炮眼	9-19	辅助眼	2.2	0.5	90	90	0.9	11	9.9	3	正向装药	串联	封满	22
	20-29	周边眼	2.2	0.45	88	90	0.9	10	9.0	4				20
	30-39	底眼/水沟眼	2.2	0.39/0.35	90	87	0.9	10	9.0	5				20
合计							39	32.7					78	
	40	辅助眼	2.2	0.45	90	90	0.9	1	0.9	1			2	
	41-44	三圈眼	2.2	0.45	90	90	0.9	4	3.6	2			8	
上部炮眼	45-51	二圈眼	2.2	0.40	90	90	0.9	7	6.3	3			14	
	52-66	周边眼	2.2	0.35	90	88	0.3	15	4.5	4			30	
合计							27	15.3					54	

表 4 新爆破参数

Table 4 New blasting parameters

眼号	炮眼名称	眼深/m	眼距/m	角度/(°)		每眼装药量/kg	眼数	总装药量/kg	爆破顺序	装药结构	联线方式	炮泥长度	炮泥块数
				水平	垂直								
A-B	空孔	2.6		90	90	0.3	2	0.6	1				
1-4	一阶掏槽眼	1.2	1.6	67	90	0.3	4	1.2	1				4
5-10	二阶掏槽眼	2.6	1.9	76	90	0.9	6	5.4	2	正向装药	串联	封满	6
11-34	辅助眼	2.4	0.5	90	90	0.6	24	14.4	3				24
35-50	周边眼	2.4	0.5	88	90	0.5	16	8.0	4				16
51-60	底眼/水沟眼	2.4	0.48/0.25	90	87	0.6	10	6.0	5				10
合计							62	35.6					60

风钻凿岩,缩短了工序的作业时间,提高了循环率,实现了减员提效的目标,同时还大大改善了掘进工作面的作业环境。

(2)以现代爆破理论、断裂力学和岩体力学为基础,从炸药爆炸能量利用角度采用新型岩石定向断裂控制爆破技术,使爆炸能量聚能分配,实现了岩石的定向断裂,获得了高质量的爆破效果,大大减少了周边孔数量和炸药单耗,提高了钻眼效率。

(3)双空孔楔形-筒形复式掏槽技术由于采用筒形掏槽内嵌小楔形掏槽方法,所以适应性更强,特别适合夹制力大的中硬以上岩层。这种方法对于提高炮眼利用率,保证爆破效率具有很好的实用价值。

(4)通过在新汶矿区潘西矿-1100 胶带暗斜井的工程实践应用,采用该套快速钻爆技术实现平均月进尺 122 m,最高月进尺到达 155 m,且巷道成形效果较好,实现了深部高应力岩巷的快速掘进。

参考文献:

- [1] 钱鸣高. 煤炭的科学开采[J]. 煤炭学报,2010,35(4):529-534.
Qian Minggao. On sustainable coal mining in China[J]. Journal of China Coal Society,2010,35(4):529-534.
- [2] 左宇军,唐春安,朱万成,等. 深部岩巷在动力扰动下的破坏机理分析[J]. 煤炭学报,2006,31(6):742-746.
Zuo Yujun, Tang Chun'an, Zhu Wancheng, et al. Mechanism analysis on failure of deep rock laneway under dynamic disturbance[J]. Journal of China Coal Society,2006,31(6):742-746.
- [3] 李术才,王汉鹏,钱七虎,等. 深部巷道围岩分区破裂化现象现场监测研究[J]. 岩石力学与工程学报,2008,27(8):1 545-1 553.
Li Shucui, Wang Hanpeng, Qian Qihu, et al. In-situ monitoring research on zonal disintegration of surrounding rock mass in deep mine roadways[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2008,27(8):1 545-1 553.
- [4] 王永岩,魏 佳,齐 军,等. 深部岩体非线性蠕变变形预测的研究[J]. 煤炭学报,2005,30(4):409-413.
Wang Yongyan, Wei Jia, Qi Jun, et al. Study on prediction for non-linear creep deformation of deep rocks[J]. Journal of China Coal Society,2005,30(4):409-413.
- [5] 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):2 803-2 813.
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):2 803-2 813.
- [6] 王汉军,杨仁树,李 清. 深部岩巷爆破机理分析和爆破参数设计[J]. 煤炭学报,2007,32(4):373-376.
Wang Hanjun, Yang Renshu, Li Qing. Analysis of blasting mechanism for deep rock tunneling and blasting parameters design[J]. Journal of China Coal Society,2005,32(4):373-376.
- [7] 李春睿,康立军,齐庆新,等. 深部巷道围岩分区破裂与冲击地压关系初探[J]. 煤炭学报,2010,35(2):185-189.

- Li Chunrui, Kang Lijun, Qi Qingxin, et al. Probe into relationship between zonal fracturing and rock burst in deep tunnel[J]. Journal of China Coal Society,2010,35(2):185-189.
- [8] 周宏伟,谢和平,左建平. 深部高地应力下岩石力学行为研究进展[J]. 力学进展,2005,35(1):91-99.
Zhou Hongwei, Xie Heping, Zuo Jianping. Development in researches on mechanical behaviors of rocks under the condition of high ground pressure in the depths[J]. Advances in Mechanics,2005,35(1):91-99.
- [9] 刘泉声,张 华,林 涛. 煤矿深部岩巷围岩稳定与支护对策[J]. 岩石力学与工程学报,2004,23(21):3 732-3 737.
Liu Quansheng, Zhang Hua, Lin Tao. Study on stability of deep rock roadways in coal mines and their support measures[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2004,23(21):3 732-3 737.
- [10] 贺永年,韩立军,邵 鹏,等. 深部巷道稳定的若干岩石力学问题[J]. 中国矿业大学学报,2006,35(3):288-295.
He Yongnian, Han Lijun, Shao Peng, et al. Some problems of rock mechanics for roadways stability in depth[J]. Journal of China University of Mining & Technology,2006,35(3):288-295.
- [11] 张 馨. 深立井硬岩深孔钻爆参数的研究与应用[J]. 煤炭学报,2003,28(4):403-408.
Zhang Xin. Research on the drilling and blasting parameters with deep hole in hard rock of vertical shaft[J]. Journal of China Coal Society,2003,28(4):403-408.
- [12] 胡坤伦,杨仁树,徐晓峰,等. 煤矿深部岩巷掘进爆破试验研究[J]. 辽宁工程技术大学学报,2007,26(6):856-858.
Hu Kunlun, Yang Renshu, Xu Xiaofeng, et al. Blasting test and study on driving of deep-seated rock tunnels of coal mines[J]. Journal of Liaoning Technical University,2007,26(6):856-858.
- [13] 高全臣,赫建明,冯贵文,等. 高应力岩巷的控制爆破机理与技术[J]. 爆破,2003,20(S):52-55.
Gao Quanchen, He Jianming, Feng Guiwen, et al. Mechanism and technology of controlled blasting for high stress rock tunneling[J]. Blasting,2003,20(S):52-55.
- [14] 韩 嵩,蔡美峰. 深部地应力场下砂岩力学性质的变化[J]. 煤炭学报,2007,32(6):570-572.
Han Song, Cai Meifeng. The changes of mechanical properties of sandstone in deep in-situ stress field[J]. Journal of China Coal Society,2007,32(6):570-572.
- [15] 康红普,林 健,张 晓. 深部矿井地应力测量方法研究与应用[J]. 岩石力学与工程学报,2007,26(5):929-933.
Kang Hongpu, Lin Jian, Zhang Xiao. Research and application of in-situ stress measurement in deep mines[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2007,26(5):929-933.
- [16] 中国矿业大学. 深井复杂条件大断面岩巷机械化快速掘进成套技术研究[R]. 泰安:新汶矿业集团有限责任公司,2008.
- [17] 戴 俊. 岩石动力学特性与爆破理论[M]. 北京:冶金工业出版社,2002:43-49.
- [18] 邵 鹏,张 勇,贺永年,等. 一种岩石定向断裂爆破装置[P]. 中国专利:2929645Y,2007-08-01.
- [19] 邵 鹏,东兆星. 控制爆破技术[M]. 徐州:中国矿业大学出版社,2004:20-23.