

巷道支护理论与技术

# 大断面煤巷快速掘进二次支护理论研究

李学彬

(北京中煤矿山工程有限公司, 北京 100013)

**[摘要]** 在改进煤巷掘进工艺的基础上较为系统地提出大断面煤巷快速掘进二次支护理论(简称煤巷二次支护),将煤巷一次成巷支护分为掘进安全支护和补强稳定支护,并分析两次支护的时空关系及应用效果。通过理论分析可知,掘进安全支护施工后,煤巷支护为局部的低强度柔性支护,允许围岩变形,保证煤巷掘进空间安全;补强稳定支护施工后,煤巷支护是全面的高强度刚性支护,限制围岩有害变形,维持巷道围岩的长期稳定。结合马道头5203回风巷的工程地质条件,通过数值分析和工业性试验可知,煤巷二次支护技术能够在保证煤巷掘进空间安全前提下,提高煤巷掘进速度。

**[关键词]** 大断面煤巷; 快速掘进; 二次支护; 数值模拟; 工业性试验

**[中图分类号]** TD353 **[文献标识码]** A **[文章编号]** 1006-6225(2015)01-0051-05

## Secondary Supporting Theory of Fast Driving Large-section Coal Roadway

LI Xue-bin

(Beijing Zhongmei Mine Engineering Co., Ltd., 100013, China)

**Abstract:** On the basis of improving coal roadway driving technique, secondary supporting theory of fast driving large-section coal roadway was put forward which divided one-time supporting into safe supporting in driving and reinforcement supporting. Time and space relation between the two supporting and application effect was analyzed. By theoretical analysis, it was known that after safe supporting in driving, the supporting was local flexible supporting with low strength and permit deformation. After reinforcement supporting, it became wholly-rigid supporting with high strength, control harmful deformation and keep long-term stability of surrounding rock. Industrial test in 5203 air-roadway of Madaotou Colliery showed that secondary supporting technology could improve driving speed of coal roadway on the premise of keeping safety of driving mining.

**Keywords:** large-section coal roadway; fast driving; secondary supporting; numerical simulation; industrial test

近几年煤矿采掘的比例一直维持在1:3.1左右,采掘比例失调,综掘的发展远滞后于综采。而煤巷掘进是一个综合的施工工艺,它不仅取决于掘进设备的现代化程度,而且与各施工工序紧密相连。大断面煤巷快速掘进要求一次成巷,把煤巷掘进工作面的支护如锚杆和锚索完成后才进行下一个循环的煤巷掘进工作,而在目前每个煤巷掘进作业循环中,割煤时间占17%~34%,支护时间占50%~67%,含退机组、敲帮问顶、清理浮煤在内的其他工序及影响时间仅占10%~30%,支护工序占用时间过长,成为制约提高煤巷掘进速度的关键环节<sup>[1-4]</sup>。

目前在掘进工作面减少支护时间的解决办法有2种:

(1) 通过采用现代化的支护设备<sup>[5-7]</sup>,如锚杆钻车、掘锚机等,提高打钻效率,减少支护时

间。这种方法主要依靠煤巷掘进机械化程度,而且对施工人员的素质和现场设备提出较高的要求,主要在国内大型矿井逐步推广。

(2) 改进煤巷掘进施工工序,实现割煤和支护的并行施工<sup>[8-10]</sup>,减少掘进工作面的支护时间。这种方法在原来生产条件基础上,通过改进煤巷掘进工艺能够提高煤巷掘进速度,适用国内大部分矿井,但对于这种技术方法缺少系统深入的研究,还处于探索阶段。

本文针对基于改进煤巷掘进工艺减少掘进工作面支护时间的理念,较为系统地提出大断面煤巷快速掘进二次支护理论(以下简称煤巷二次支护),将一次成巷永久支护分为两次支护成巷——掘进安全支护和补强稳定支护,减少掘进工作面的支护强度和支护时间,提高煤巷的掘进速度。在此基础上分析煤巷二次支护的理论基础,并结合马道头

[收稿日期] 2014-06-23

[项目基金] 国家自然科学基金重点项目(51134025)

[作者简介] 李学彬(1981-),男,山东潍坊人,助理研究员,主要从事巷道支护研究工作。

[引用格式] 李学彬. 大断面煤巷快速掘进二次支护理论研究[J]. 煤矿开采, 2015, 20(1): 51-55.

[DOI] 10.13532/j.cnki.cn11-3677/td.2015.01.016

5203 回风巷的工程地质条件,通过数值模拟和工业性试验设计分析煤巷二次支护的支护方案和应用效果,为煤巷二次支理论推广提供理论基础和技术支持。

### 1 煤巷二次支理论提出

在围岩力学性质较好的巷道,尤其是顶板围岩强度较高的巷道,为了减少煤巷掘进工作面支护的施工时间,将煤巷一次成巷支护分为两次完成巷道支护,如图 1 所示。

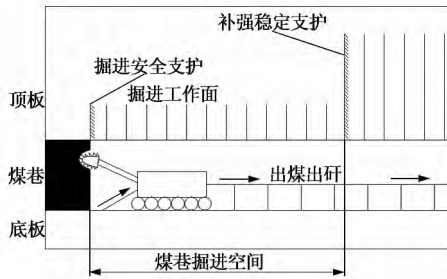


图 1 煤巷二次支理论流程

(1) 第 1 次支护为掘进安全支护,紧跟掘进工作面,掘进支护强度较低,保证煤巷掘进空间安全,巷道主要支护方式是巷道围岩变形较为剧烈区域的支护,如局部的锚杆和锚索支护。

(2) 第 2 次支护为补强稳定支护,在不影响煤巷掘进条件下施加补强稳定支护,支护强度较高,维持巷道围岩长期稳定,主要支护方式是在掘进安全支护基础上进一步补充和强化煤巷支护,如补打锚杆和锚索支护,并施加高预紧力,即实施巷道全断面高强度刚性支护,限制围岩变形。

#### 1.1 煤巷掘进空间分析

2 个工作面距离  $L$  即煤巷掘进空间必须大于掘进工作面完成掘进施工所需要的煤巷空间,是由掘进工艺、煤巷围岩稳定性、掘进安全支护强度等多种因素决定的,  $L \in (L_{min}, L_{max})$ , 其中,  $L_{min}$  是煤巷掘进工艺包括割煤、掘进支护、出煤出矸等所需要的最小煤巷空间,  $L_{max}$  是在煤巷掘进支护下保持煤巷掘进空间安全的最远距离,  $L_{max}$  与煤巷掘进空间围岩稳定性、掘进支护强度成正比。

#### 1.2 煤巷支护时间关系

煤巷二次支理论将煤巷永久支护分成掘进安全支护和补强稳定支护,第 1 个工作面即掘进工作面的施工时间包括割煤时间  $T_{割}$ 、掘进安全支护施工时间  $T_a$  和其他工序时间  $T_{他}$ ; 第 2 个工作面施工时间为补强稳定支护施工时间  $T_w$ ,煤巷二次支理论中 2 个工作面是煤巷空间内距离为  $L$  的串行工作面,相互独立,互不影响,所以第 1 个工作面的施工时间

必须等于第 2 个工作面的施工时间,即  $T_{割} + T_a + T_{他} = T_w$ ,可以通过控制第 2 个工作面的施工人员或设备控制其施工时间,保证 2 个工作面的距离为  $L$ 。

### 1.3 应用效果分析

设煤巷一次支护成巷的掘进速度为  $V_0$ ,煤巷二次支护的掘进速度为  $V_1$ ,补强稳定支护在一次成巷支护中占用的施工时间为  $T'_w$ :

$$V_0 \times (T_{割} + T_a + T'_w + T_{他}) = V_1 \times (T_{割} + T_a + T_{他})$$

推导得:

$$V_1 = \frac{V_0 \times (T_{割} + T_a + T'_w + T_{他})}{T_{割} + T_a + T_{他}} \quad (1)$$

由于  $T'_w > 0$ ,所以  $V_1 > V_0$ ,通过公式 (1) 可知,煤巷二次支护的掘进速度一定会大于煤巷一次支护,由掘进安全支护和补强稳定支护的支护参数以及施工条件决定。

## 2 理论分析

根据巷道围岩与支护结构的相互作用关系及图 2 可知<sup>[11-13]</sup>,巷道围岩的变形与支护强度成反比关系,在初期阶段不需要设置刚性支护,允许在岩体产生一定的位移后实施有效支护,要在岩体出现有害位移前有效支护以使围岩支护压力达到平衡。而煤巷一次支护和二次支护分别为  $ac$  段和  $abc$  段,煤巷一次支护为有效支护直线  $ac$  段,巷道支护强度介于低强度柔性支护和高强度刚性支护之间。而在煤巷二次支护中,施加掘进安全支护后,煤巷支护为  $ab$  段,为低强度的柔性支护,而施加补强稳定支护后,煤巷支护为  $bc$  段,为高强度的刚性支护。柔性支护  $ab$  段与围岩支护压力曲线没有交点,无法维持巷道围岩的稳定,必须在巷道围岩变形发展有害变形之前实施高强度的刚性支护  $bc$  段,使巷道支护曲线与围岩支护压力曲线相交,维持巷道围岩的稳定。

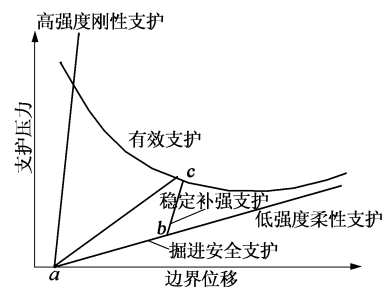


图 2 围岩与支护共同作用原理

与煤巷一次支理论相比,煤巷二次支理论充分利用煤巷围岩的自承能力,掘进安全支护为低强度的柔性支护,允许巷道围岩变形,保证煤巷掘

进空间的安全; 补强稳定支护为高强度的刚性支护, 限制巷道围岩出现有害变形, 保持巷道围岩的长期或永久稳定。

由于第 1 次掘进安全支护时煤巷支护强度较低, 掘进支护施工所占用工序时间将明显减少, 增加掘进工作面割煤时间, 提高煤巷的掘进速度。

### 3 数值分析

#### 3.1 工程地质概况

马道头矿 5203 回风巷平均埋深 353m, 煤层平均厚度为 21m, 沿底掘巷, 围岩分布如表 1 所示。煤巷支护为锚网索支护, 煤巷断面为矩形断面, 宽 × 高 = 5.2m × 3.5m, 顶板锚杆采用  $\phi 20\text{mm} \times 2400\text{mm}$  左旋无纵筋锚杆, 间排距为  $900\text{mm} \times 1000\text{mm}$ , 顶板锚索采用  $\phi 17.8\text{mm} \times 8300\text{mm}$  锚索, 间排距为  $2000\text{mm} \times 3000\text{mm}$ , 煤帮锚杆采用  $\phi 20\text{mm} \times 2400\text{mm}$  左旋无纵筋锚杆, 间排距为  $1000\text{mm} \times 1000\text{mm}$ , 具体支护参数如图 3 所示。

表 1 巷道顶底板岩层

巷道围岩	岩性	岩层厚度/m
基本顶	中砂岩	16.50
直接顶	细砂岩	2.34
3-5 煤	煤层	20.20
直接底	炭质泥岩	3.50
老底	中细砂岩	10.68

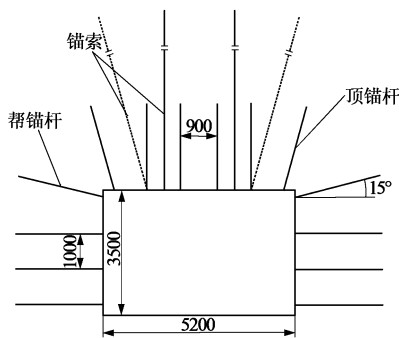


图 3 煤巷支护断面及参数

#### 3.2 模型建立

结合巷道尺寸, 采用 FLAC<sup>3D</sup> 建立巷道的三维立体力学模型, 其几何尺寸为  $50\text{m} \times 6\text{m} \times 45\text{m}$ , 接近巷道区域和巷道开挖区域的尺寸为  $0.2\text{m}$ , 远离巷道区域的单元尺寸为  $1\text{m}$ , 计算模型共 67992 单元和 75478 节点, 见图 4。模型以  $y$  轴为法线的侧面限制沿  $y$  方向水平移动, 模型以  $x$  轴为法线的侧面限制沿  $x$  方向水平移动, 模型底面限制各个方向移动。模型上部为自由面并施加垂直载荷  $P_0$ , 模拟上覆岩层的压强  $P_0 = 9.0\text{MPa}$ 。整个模型从上到下依次为覆岩、中砂岩、细砂岩、煤层、中细砂

岩, 巷道位于煤层底部。

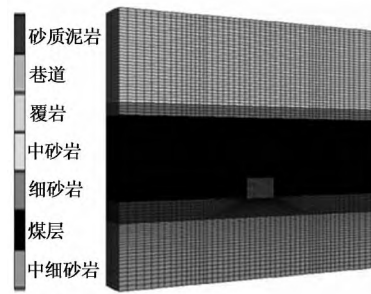


图 4 煤巷模型与网格划分

煤巷围岩采用摩尔 - 库伦模型 (Mohr - Coulomb model) [14-16], 具体力学参数见表 2。实施煤巷一次支护和掘进安全支护时锚杆锚索预紧力为其破断力的 40%, 实施补强稳定支护时锚杆锚索预紧力为其破断力的 60%, 巷道支护参数如表 3 所示。

表 2 煤巷围岩物理力学参数

围岩	弹性模量/GPa	泊松比	黏聚力 /MPa	内摩擦角/(°)	密度/( $\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$ )	抗拉强度/MPa
覆岩	28.30	0.33	16.71	30.5	2550	2.50
砂质泥岩	12.50	0.38	16.34	23.6	1950	2.52
细砂岩	38.10	0.37	20.25	35.4	2550	3.81
煤层	5.83	0.40	5.87	15.3	1550	1.28
中砂岩	42.80	0.35	22.24	32.2	2650	4.18
中细砂岩	38.10	0.41	26.56	36.3	2750	5.38

表 3 锚杆支护参数

支护结构	长度/m	横截面积/ $\text{m}^2$	抗拉极限/kN
锚杆	2.4	$3.54 \times 10^{-4}$	150
锚索	8.0	$2.54 \times 10^{-4}$	350

#### 3.3 模拟结果分析

##### 3.3.1 煤巷二次支护方案确定

巷道开挖后, 巷道围岩最小主应力如图 5 所示, 巷道两帮和顶板中部浅部围岩出现较为明显拉应力区, 巷道表面岩体容易破坏剥落, 造成片帮和冒顶。巷道顶板深度围岩变形程度明显大于巷道两帮和底板, 顶板围岩位移极值出现在巷道顶板中部, 为  $44.2\text{mm}$ , 而两帮围岩位移极值出现在两帮中部, 为  $21.7\text{mm}$ 。所以, 巷道顶板和两帮围岩中部是支护的关键区域, 及时施加锚杆和锚索支护, 保证煤巷掘进空间的安全。

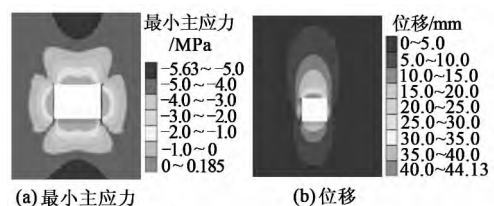


图 5 无支护煤巷道围岩应力位移云图

结合前面煤巷二次支护的分析，掘进安全支护主要针对变形较大或容易破坏的关键区域，即主要顶板大部分区域和两帮围岩中部区域，考虑到允许巷道围岩变形，所以掘进支护的锚杆和锚索不施加预应力，防止局部荷载过大而破坏。补强稳定支护在掘进安全支护的基础上补充施加顶角和底角的支持，并对所有锚杆和锚索施加较高预应力进一步强化支护。煤巷二次支护具体参数如图 6 所示。

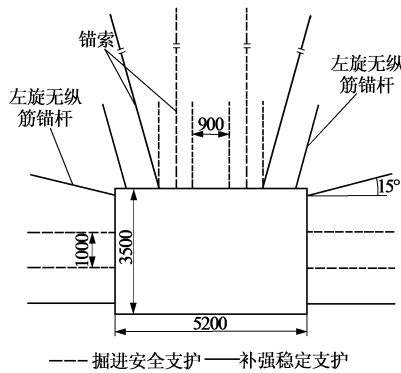


图 6 煤巷二次支护参数

### 3.3.2 支护效果分析

从巷道表面收敛监测曲线（图 7）可知，与煤巷一次支护相比，煤巷二次支护的顶板监测点位移量略有增大，为 62.7mm，而煤帮监测点位移量几乎相同。从围岩应力分布（图 8）可知，煤巷采用一次支护后巷道围岩最大主应力为 15.09MPa，应力集中系数为 1.68，采用二次支护后巷道围岩最大主应力极值为 14.88MPa，应力集中系数为 1.65，围岩应力集中程度略有降低，应力集中区向深部转移。

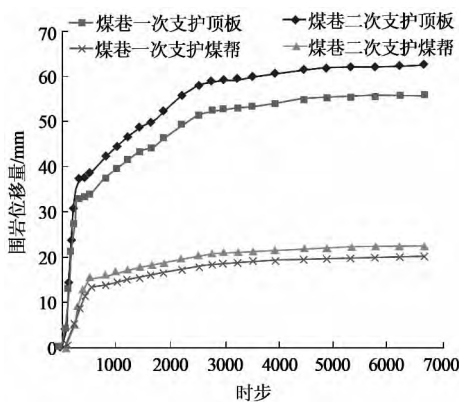


图 7 巷道表面收敛监测曲线

从支护结构受力分析（图 9）可知，随着巷道变形的增加，巷道支护结构受力先呈线性增加，之后趋于平缓。与煤巷一次支护相比，二次支护特别是实施补强稳定支护后锚杆和锚索受力明显增加，为 85.9kN 和 291.2kN，迅速提高煤巷支护强度，

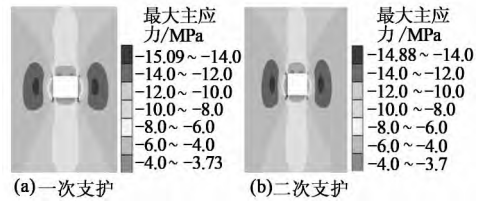


图 8 巷道围岩最大主应力云图

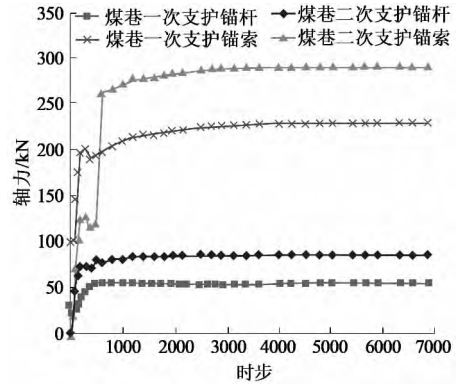


图 9 巷道支护受力监测曲线

限制煤巷围岩变形，维持煤巷围岩稳定。

### 4 现场应用

结合马道头矿 5203 回风巷的工程条件，煤巷掘进空间为 10~15m，支护施工时间约占整个煤巷掘进施工时间的 60%，煤巷二次支护方案如图 6 所示，通过理论分析可知，采用煤巷二次掘进支护能够节省掘进工作面的 46% 支护施工时间，代入公式（1）可得，煤巷掘进速度提高 38.1%。通过半年现场施工对比，在正常地质条件下，5203 回风巷掘进速度为 13~14m/d，采用煤巷二次支护技术后掘进速度提高到 17~18m/d，煤巷掘进速度提高了 21.4%~38.5%。

5203 回风巷采用煤巷一次支护时，巷道围岩变形量不足 20mm，煤巷围岩稳定，在采用煤巷二次支护工艺后 50m，设置矿压监测点，监测煤巷围岩变形和顶板离层情况，巷道围岩监测数据如图 10 所示，两帮移近量为 57mm，而顶底板移近量为 23mm，顶板离层量为 3mm，煤巷围岩变形量和离层程度都在允许的范围内，煤巷围岩维持稳定。通过现场工业性试验可知，煤巷二次支护在保证煤矿安全掘进的基础上，明显提高了煤巷的掘进速度。

### 5 结论

(1) 本文基于改进煤巷掘进工艺减少掘进工作面支护时间的理念，较为系统地提出大断面煤巷快速掘进二次支理论，将煤巷掘进工作面一次成

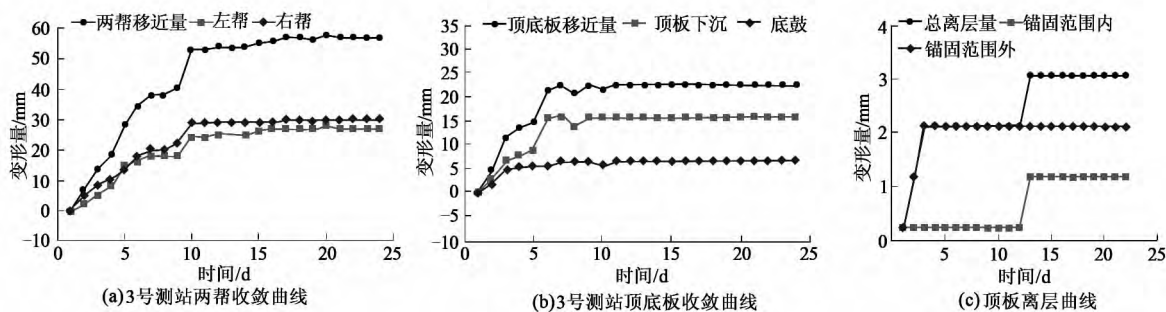


图10 煤巷围岩变形监测曲线

巷支护分为综掘机前后两个工作面完成——掘进安全支护和补强稳定支护,进而减少掘进工作面的支护时间,提高煤巷掘进速度。

(2) 与煤巷一次支护理论相比,二次支护理论充分利用巷道围岩的自承能力,减少了掘进工作面的支护施工时间,提高煤巷掘进速度。实施一次掘进安全支护后,煤巷支护为低强度柔性支护,允许围岩变形,保证煤巷掘进空间的安全;实施二次补强稳定支护后,煤巷支护为高强度刚性支护,限制围岩有害变形,维持煤巷围岩的长期稳定。

(3) 结合马道头5203回风巷的工程地质条件,通过数值分析确定煤巷二次支护方案,通过数值分析和现场工业性试验证明煤巷二次支护技术保证了掘进空间安全,提高了煤巷掘进速度,维持了煤巷围岩的长期稳定。

(4) 煤巷二次支护理论在原生产设备基础上改进煤巷掘进工艺来提高煤巷掘进速度,主要适用于围岩特别是顶板围岩较好的煤巷,具有很大的推广前景和应用价值。

#### 【参考文献】

[1] 马念杰,潘玮,李新元. 煤巷支护技术与机械化掘进[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社,2008.  
 [2] 赵学社. 煤矿高效掘进技术现状与发展趋势[J]. 煤炭科学技术,2007,35(4): 1-10.  
 [3] 王金华. 我国煤巷机械化掘进机现状及锚杆支护技术[J]. 煤炭科学技术,2004,32(1): 6-10.

[4] 邓维元. 浅析煤巷快速掘进技术推广及应用[J]. 山西焦煤科技,2009(3): 26-30.  
 [5] 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.  
 [6] 司志群,田军先,岳官禧. 掘锚一体化实现煤巷快速掘进的几点思考[J]. 煤矿开采,2006,11(4): 27-29.  
 [7] 闫振东. 大断面煤巷支护技术试验研究及新型锚杆机研发应用[D]. 北京: 中国矿业大学(北京),2010.  
 [8] 赵增辉. 煤巷锚杆支护及快速掘进技术发展展望[J]. 河北煤炭,2001(4): 4-5.  
 [9] 费旭敏. 深井大断面复合顶板煤巷快速掘进的研究实践[J]. 中国煤炭,2008,34(9): 59-66.  
 [10] 魏敬喜,华心祝,李迎富. 复杂条件煤巷掘进顶板控制数值模拟及应用[J]. 安徽理工大学学报(自然科学版),2010,30(3): 23-28.  
 [11] 李大伟,侯朝炯,柏建彪. 大刚度高强度二次支护巷道控制机理与应用[J]. 岩土工程学报,2008,30(7): 1072-1078.  
 [12] 哈德森J A,哈里森J P. 工程岩石力学(上卷: 原理导论)[M]. 冯夏庭,等译. 北京: 科学出版社,2009.  
 [13] 康红普,王金华,高富强. 掘进工作面围岩应力分布特征及其与支护的关系[J]. 煤炭学报,2009,34(12): 1585-1593.  
 [14] 李学彬,高延法,黄万朋,等. 动压软岩巷道钢管混凝土支架支护围岩稳定性分析[J]. 科技导报,2012,30(16): 42-47.  
 [15] 孙晓明,何满潮. 深部开采软岩巷道耦合支护数值模拟研究[J]. 中国矿业大学学报,2005,34(4): 166-169.  
 [16] Itasca Consulting Group. FLAC3D(Fast Lagrangian Analysis of Continua in Three-dimensions), Version 2.1, User manual[Z]. FLAC Consulting Group Inc 2002. [责任编辑: 林健]

#### 中国煤炭科工集团有限公司等15家单位共同完成项目获国家科技进步一等奖

由中国煤炭科工集团有限公司、大同煤矿集团有限责任公司等15家单位共同完成的“特厚煤层大采高综放开采关键技术及装备”科技成果获国家科技进步一等奖。

项目针对我国14m以上特厚煤层资源丰富,但国内外尚无安全、高效开采方法的问题,开发出6项关键技术,创立了3项新理论,取得了4项创新性研究成果:一是发明了14~20m特厚煤层大采高综放开采技术,创立了大采高综放开采围岩控制与三维放煤理论;二是研发了世界首套年产千万吨特厚煤层大采高综放开采成套装备;三是开发出特大断面全煤巷道高强度锚杆锚索联合支护技术;四是开发出大采高综放工作面瓦斯治理与综合防火安全保障技术。在大同、平朔、新疆等13个矿区32个煤矿得到推广应用。2011-2013年共采出煤炭400Mt,新增销售额564亿元,新增利税221亿元。随着我国煤炭开发逐步向西部转移,项目成果推广前景非常广阔。天地科技股份有限公司开采设计事业部巷道矿压与支护技术研究所供稿