

底层大采高综放全厚开采 20 m 特厚中硬煤层的物理模拟研究

康天合¹, 柴肇云¹, 李义宝¹, 葛耀勇², 张会斌², 刘瑞荣²

(1. 太原理工大学 采矿工艺研究所, 山西 太原 030024; 2. 内蒙古伊泰集团有限公司 伊泰煤炭股份有限公司, 内蒙古自治区 鄂尔多斯 017000)

摘要: 根据酸刺沟煤矿 6-1#煤层的赋存条件, 运用 1:30 的大比例物理模拟试验, 研究底层 4.5 m 大采高综放全厚开采 20 m 特厚煤层顶煤和顶板垮落特征、采空区垮落矸石的碎胀特性和堆积角、支架的工作阻力、煤炭回收率以及煤壁前方支承压力的作用特征等。研究表明: (1) 底层大采高综放全厚开采 20 m 特厚中硬煤层, 在技术上是可行的。(2) 根据顶煤、顶板垮落特征, 工作面的开采过程可分为初采阶段、过渡阶段和正常放煤阶段。在初采与过渡阶段, 煤炭回收率 n 随工作面推进距离 L 的增加呈对数规律提高。(3) 进入正常放煤后, 顶煤放出率可以达到 70%, 工作面采出率可以达到 75%。顶煤放出率随顶板岩梁的垮落呈周期性变化。(4) 在支架后方会出现大厚度顶煤悬伸, 顶板周期性垮落时会发生大高度切顶现象, 要求支架有足够的抵抗顶煤、顶板断裂产生的向后旋转作用力。(5) 为确保安全和顶煤及时垮落, 应实施预爆破或预注水弱化顶煤措施。

关键词: 采矿工程; 底层大采高; 20 m 特厚中硬煤层; 矿压特征; 煤炭回收率

中图分类号: TD 82

文献标识码: A

文章编号: 1000-6915(2007)05-1065-08

STUDY ON PHYSICAL SIMULATION OF FULL-SEAM MINING FOR A 20 m VERY THICK AND MEDIUM HARD SEAM BY SUB-LEVEL CAVING MINING WITH HIGH BOTTOM CUTTING HEIGHT

KANG Tianhe¹, CHAI Zhaoyun¹, LI Yibao¹, GE Yaoyong², ZHANG Huibin², LIU Ruirong²

(1. Institute of Mining Technology, Taiyuan University of Technology, Taiyuan, Shanxi 030024, China;

2. Coal Co., Ltd., Inner Mongolia Yitai Group Co., Ltd., Erdos, Inner Mongolia Autonomous Region 017000, China)

Abstract: Based on the condition of No.6-1 coal seam of Suancigou Coal Mine, the caving characteristics of the top coal and roof, the bulk increase property and the stacking angle of the caved rock behind the powered support, the working resistances of the powered support and the coal face recovery etc. of the fully-mechanized sub-level caving full-seam mining with high bottom cutting height for the 20 m very thick and medium hard seam have been studied by 1:30 physical simulation. Some conclusions can be drawn as follows. (1) It is feasible in technology to use full-seam mining for the 20 m very thick and medium hard seam by fully-mechanized sub-level caving mining with high bottom cutting height. (2) According to the top-coal caving and drawing characteristics, the mining process of working face may be divided into the initial mining stage, the transition stage and the top-coal normal caving stage in which the face coal recovery ratio n increases in a logarithmic form within certain distance of the face advance. (3) The coal face recovery may reach to 75% in the normal top-coal caving stage and the face

收稿日期: 2006-08-24; **修回日期:** 2006-11-28

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(50474057); 山西省高校科技研究开发项目(20061107)

作者简介: 康天合(1959-), 男, 博士, 1982年毕业于山西矿业学院采矿工程系, 现任教授、博士生导师, 主要从事采矿工程与岩石力学方面的教学与研究。E-mail: kangtianhe@163.com

coal recovery changes with the roof rock beam breaking periodically. (4) There are the phenomena of the full top coal cantilevering towards mined-area and then suddenly cutting down over the bottom working face wall. The front-rear stability of the powered support must be considered when designing and electing the support. (5) In order to ensure safety and top coal caving in time, the measures of pre-blasting or water pre-infusion to weaken top coal should be adopted.

Key words: mining engineering; high bottom cutting height; 20 m very thick and medium hard seam; underground pressure characteristics; coal recovery ratio

1 引言

实践证明,大采高综采开采 3.5~5.0 m 和综放全厚一次开采 5~15 m 的厚及特厚煤层是成功的,其开采工艺、矿压规律、安全措施和配套装备等日趋合理与完善^[1~10]。如果一个煤层的厚度超过 15 m,一般用分层综采或分层综放开采。对于一个厚度为 15~20 m 的稳定或不稳定特厚煤层,采用分层普通综采,需要 5~6 个分层;采用分层大采高综采,需要分 3~4 个分层;采用分层放顶煤开采,需要 2 个分层。分层开采不仅成本高,产量低,而且下分层巷道极难维护。上分层采空区的残煤、积水和瓦斯等也对下分层开采造成威胁^[11~15]。对于一个特厚煤层,关于能否实现底层大采高综放一次采全厚问题,毛德兵^[16]提出了大采高综放开采的概念,但主要是从设备配套的角度分析了大采高综放开采应用的可行性,所涉及的煤层最大厚度仅 10 m,目前尚未查到其他相关研究成果。本文以准格尔煤田酸刺沟煤矿 6-1#煤层为例,运用物理模拟的方法,研究了底层大采高综放一次全厚开采 20 m 特厚煤层的顶煤和顶板断裂与垮落特征、液压支架的工作阻力、工作面煤炭采出率以及工作面前方支承压力作用特征等。

2 试验煤层赋存条件

6-1#煤层的开采深度最小为 145 m,最大为 365 m,平均为 245 m。煤厚最小为 5.5 m,最大为 33 m,平均为 20 m。煤的单轴抗压强度上部煤为 17.36 MPa,中部煤为 20.49 MPa,下部煤为 8.56 MPa,平均为 16 MPa,属于中硬煤层。煤中有 2~29 层夹矸,夹矸总厚度为 2.88 m,最大夹矸层厚度为 0.7 m,平均为 0.1 m,属于结构复杂煤层。夹矸的单轴抗压强度 $R_c = 21.29$ MPa,抗拉强度 $R_t = 2.55$ MPa。煤体裂隙尺度分布的分形维数 $D = 1.65$,煤

表面上的贯通裂隙条数 $N_{im} = 7.1$ 条/ m^2 ,裂隙分布指标 $DN_{im} = 11.7$,属于裂隙发育煤层^[17, 18]。煤的顶板多为泥质胶结的泥岩、砂质泥岩、粗砂岩和砾岩,强度较低,遇水易软化。采用顶板垮落后对支架后方的充填系数 $k = k_p \sum h/M$ 反映顶板条件对顶煤冒放性的影响^[18, 19],预测该煤层支架后方充填系数的平均值 $\bar{k} = 0.88$,属于支架后方充填较好的顶板。

3 试验装置与模型设计

3.1 试验装置

采用平面应变柔性加载试验装置(图 1),该装置尺寸为 3 000 mm×3 000 mm×200 mm(长×高×厚),其四周和底板用 20 号槽钢和厚 25 mm 的有机玻璃板约束,顶部用双皮囊充气柔性加载。



图 1 试验装置

Fig.1 Testing installation

3.2 模型设计

开采深度为 245 m,煤层厚为 20 m。底层割煤 4.5 m,放顶煤厚度为 15.5 m。根据原型条件和试验装置,确定几何相似比 $a_l = 1/30$;密度相似比 $a_\rho = 17/25$ (岩石), $a_\rho = 15/13.5$ (煤);应力与弹性模量

相似比 $a_{\sigma, E} = 0.0224$ (岩石), $a_{\sigma, E} = 0.0366$ (煤); 载荷相似比 $a_F = a_l^3 a_\gamma = 2.44 \times 10^{-5}$; 时间相似比 $a_t = \sqrt{a_l} = 0.1817$ 。

模型长 3 000 mm, 在两侧各留 100 mm 宽的煤柱, 模拟原型工作面推进长度 84 m。模型厚 200 mm, 模拟原型工作面长度 6 m。模型中煤层底板厚 500 mm, 煤厚 667 mm, 顶板岩层厚 1 708 mm, 其余 173.76 m 厚的原型覆岩重力通过在模型顶部的皮囊中充气加载来实现。

3.3 模型材料

考虑岩石类材料的不连续性, 对实验室测取试件的力学参数考虑 0.7 的裂隙影响系数, 再根据相似理论求得模型各岩层材料的物理力学参数、选择材料配比^[20]、计算材料用量。

3.4 模型测试

采用 Nikon DTM - 531E 型全站仪测量顶煤顶板中预先布设的位移测点获取模型位移量, 采用 YJ - 5 型静动态应变仪采集预先埋入模型中的 BW - 4 微型压力盒的电信号数据获取模型应力量。通过接入油路上的压力表读取模型液压支架(图 2)的工作阻力, 用钢卷尺测量顶煤顶板的断裂与垮落位置, 用磅秤称量工作面推进过程中的割煤量和顶煤放出量。用数码相机记录试验过程中的典型现象。



图 2 模型液压支架

Fig.2 Powered support of model

3.5 试验过程简述

模型制作后放置 1 d, 然后打开前后约束, 室内放置 15 d 进行加载。加载至设计应力后, 放置 1 d, 进行测试系统连线, 为全站仪量测选基点, 测取各测点初读数。

在模型背面开采高度处设置一根可移动的 20 号槽钢。在开挖处留一个 200 mm×200 mm 的开挖口。试验开始后, 在模型正面有机玻璃板侧用一个间隔 400 mm 的槽钢架约束(图 1 中暂时平放在地面)。在

距模型一侧边 100 mm 处开挖宽 210 mm, 高 150 mm 的切眼, 在切眼内放置两柱式液压支架。支架宽 200 mm, 顶梁长 110 mm, 支架总长度 200 mm。给定支架初撑力, 进行开挖。前两次开挖进度分别为 30 和 27 mm, 随后调整为每次割煤深度 54 mm, 相当于原型工作面 2 刀割煤进度。随着工作面煤壁向前推进, 测试和记录各种现象与参数。

4 试验结果及其分析

4.1 顶煤的垮落特征

(1) 顶煤的初次垮落

工作面推进 537 mm, 顶煤下位第一分层厚 38 mm 垮落, 跨度 351 mm(图 3(a)); 工作面推进 591 mm, 顶煤下位第 2, 3 分层垮落, 跨度 396 mm(图 3(b)); 工作面推进 753 mm, 顶煤全厚初次垮落(图 3(c))。

(2) 顶煤的垮落角

对工作面推进过程中顶煤垮落角的统计结果表明: 顶煤垮落角的最大值为 90°, 最小值为 32.91°, 平均值为 71.24°。在顶板断裂或来压影响期间, 垮落角的平均值为 80.51°。

(3) 顶煤的超前垮落

在 5 种情况下, 顶煤在支架顶梁末端前方垮落:

① 当支架向上顶推或后方悬伸顶煤垮落时, 导致下位顶煤在支架顶梁末端前方垮落。如工作面推进 645 mm 时, 下位 2, 3 分层顶煤垮落, 使顶煤在支架顶梁末端前方 36.26 mm 处断裂(图 4(a))。② 直接顶初次垮落时, 使顶煤在煤壁上方以 62.32° 的垮落角垮落(图 4(b))。③ 基本顶初次来压时, 由于顶板破断岩梁对顶煤的作用, 使顶煤超前支架顶梁末端 36.51 mm 以 83.71° 的垮落角垮落(图 4(c))。④ 基本顶周期来压时, 由于顶板岩梁超前断裂, 岩梁后方旋转下沉, 导致顶煤超前垮落。图 4(d)给出了工作面推进 1 185 mm 放煤后, 基本顶第 1 次周期来压时, 直接顶和基本顶超前煤壁 175 mm 断裂, 断裂岩梁旋转下沉导致顶煤在支架顶梁上方超前垮落。图 4(e)给出了工作面推进 1 239 mm, 移架后顶煤顶板的垮落情况。⑤ 基本顶超前断裂岩梁的前支承点失稳时, 岩梁下落旋转, 导致顶煤在支架顶梁上或煤壁上超前切落。图 4(f)给出了工作面推进 1 563 mm 时, 基本顶第 1 次周期来压时已断裂岩梁的前支承点失稳, 导致顶煤在煤壁上方切落。

(4) 顶煤的滞后垮落

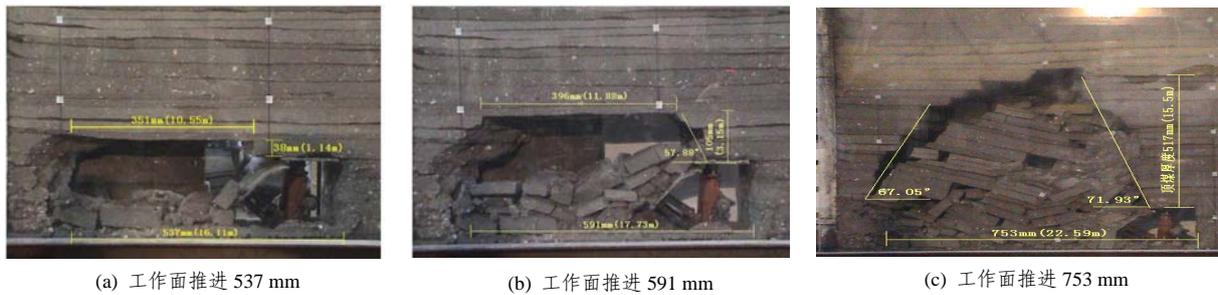


图3 顶煤初次垮落

Fig.3 First fall of top coal

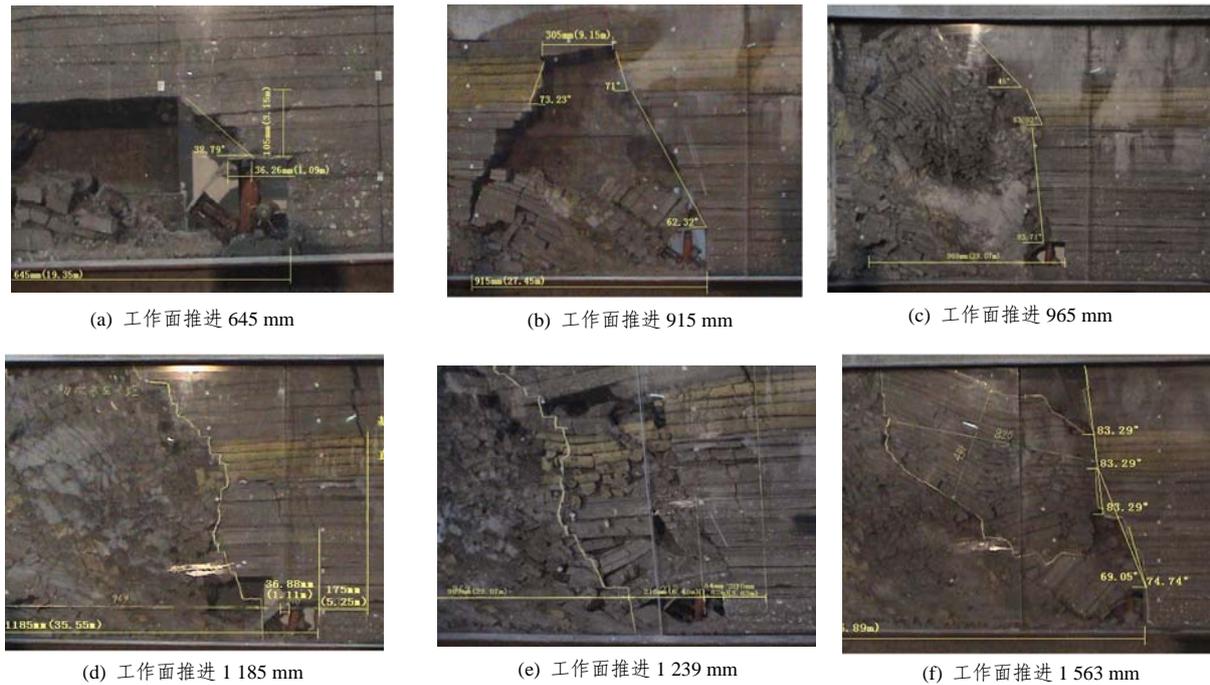


图4 顶煤的超前垮落

Fig.4 Advance caving or breaking of top coal

顶煤全厚初次垮落后，底层割煤2次前移支架后，顶煤悬而不垮；基本顶初次来压后，底层割煤3次前移支架后，顶煤悬而不垮；第1次周期来压过后，底层割煤4次前移支架后，顶煤悬而不垮；第2次周期来压后，底层割煤3次前移支架后，顶煤悬而不垮。在整个试验过程中，下位顶煤滞后支架顶梁末端垮落的最大距离为125.4 mm，上位顶煤滞后支架顶梁末端垮落的最大距离为421.26 mm。图5(a)给出了工作面推进2265 mm时，顶煤悬伸421.26 mm的情况；图5(b)给出了工作面推进2319 mm时，顶板断裂和顶煤垮落的情况。导致顶煤滞后垮落的主要原因有：① 顶板岩石垮落(或顶煤整体垮落)后，支架后方顶煤受上覆岩层压力减小；② 顶板垮落矸石堆满支架后方空间，对悬伸的顶煤和顶板起到了水平挤推和支撑作用。

4.2 顶板的断裂与垮落特征

(1) 顶板垮落与来压步距

在工作面推进过程中，直接顶板的初次垮落步距为915 mm，基本顶的初次来压步距为969 mm，基本顶的3次周期来压步距分别为216, 702和432 mm，平均为450 mm。

(2) 基本顶的断裂位置

基本顶的断裂位置对顶煤的压裂、垮落和支架阻力大小及支架合力作用点位置等都有很大的影响。在工作面推进过程中，基本顶初次断裂线在煤壁后方226.2 mm，第1次周期断裂线在煤壁前方175 mm，第2次周期断裂线在煤壁后方173 mm，第3次周期断裂线在煤壁前方142 mm，4次断裂线的平均位置滞后底层工作面煤壁20.55 mm。

(3) 顶板垮落岩石的碎胀性



(a) 工作面推进 2 265 mm



(b) 工作面推进 2 391 mm

图 5 顶煤的悬伸和切落

Fig.5 Cantilevering and cutting down of top coal

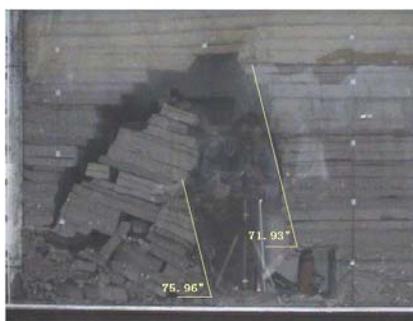
工作面推进 1 887 mm, 基本顶第 2 次周期来压后, 采空区上方的基本顶和上覆岩层垮落, 垮落矸石充满采出空间, 由此得到支架后方垮落矸石的自由碎胀系数 $k_p=1.36$ 。

(4) 支架后垮落矸石的堆积角

支架后方垮落矸石的堆积角对 15 m 以上特厚煤层的顶煤放出有较大的影响。对试验过程中 16 次支架后方垮落矸石堆积角的统计结果表明, 其最大值为 75.96°, 最小值为 46.09°, 平均值为 55.4°。图 6(a)为工作面推进 753 mm 时, 顶煤全厚初次垮落放煤后采空区垮落煤体形成 75.96°的堆积角及放煤结构; 图 6(b)为工作面推进 807 mm 时, 采空区堆积的垮落煤体向前倾倒, 放煤后形成 46.31°的堆积角及放煤结构; 图 6(c)为工作面推进 2 211 mm 时, 顶煤悬伸、放出和采空区形成 48.5°的矸石堆积角及放煤结构。

4.3 液压支架工作阻力

采用图 2 所示的两柱式放顶煤液压支架。给定液压支架初撑力 0.080 3 kN/架(原型 3 291 kN/架), 记录各循环末液压支架工作阻力(图 7)。图 8 为液压



(a) 工作面推进 753 mm



(b) 工作面推进 807 mm



(c) 工作面推进 2 211 mm

图 6 垮落矸石的堆积角及放煤结构

Fig.6 Stacking angles of caved waste and coal-drawing structure

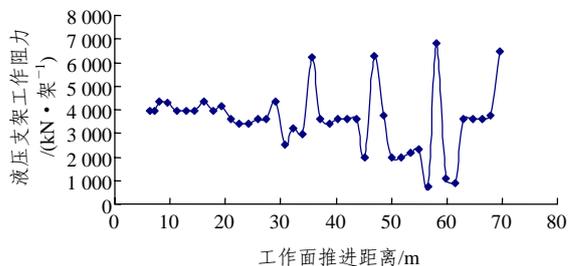


图 7 循环末液压支架工作阻力(原型值)

Fig.7 Working resistance of powered support at the end of cycle(prototype value)

支架工作阻力分布直方图。从试验结果可以看出, 液压支架各循环末最小工作阻力为 718 kN/架, 最大工作阻力为 6 821 kN/架, 平均为 3 570 kN/架。其中,

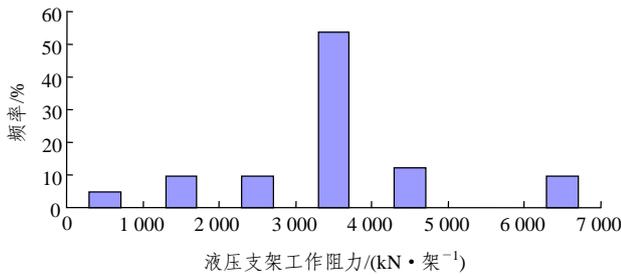


图8 液压支架工作阻力分布直方图(原型值)

Fig.8 Distribution histogram of powered support working resistance(prototype value)

工作阻力小于 1 000 kN/架的循环占 4.88%，在 1 000~2 000 kN/架之间的循环占 9.76%，在 2 000~3 000 kN/架之间的占 9.76%，在 3 000~4 000 kN/架之间的占 53.66%，在 4 000~5 000 kN/架之间的占 12.2%，在 6 000~7 000 kN/架之间的占 9.76%。循环末液压支架工作阻力大于初撑力的占 73% 以上。液压支架的最大工作阻力出现在基本顶第 1, 2, 3 次周期来压时。

4.4 工作面煤炭采出率

图 9 为煤炭采出率与工作面推进距离的关系曲线。按照顶煤垮落和放出特征，可将工作面的开采过程分为初采阶段、过渡阶段和正常放煤阶段。顶煤开始分层垮落之前为初采阶段，顶煤放出率为 0，底煤采出率为 98.00%，工作面采出率为 20.63%。从顶煤开始分层垮落到顶煤全厚初次垮落前为过渡阶段，顶煤放出率为 12.60%，工作面采出率为 30.20%。从顶煤全厚初次垮落开始为正常放煤阶段，顶煤放出率为 78.78%，工作面采出率为 84.05%。总体上看，随工作面推进距离 L 加大，煤炭采出率 n 提高，其变化规律为： $n = 27.468 \ln L - 59.47$ 。但采出率呈现周期性地成倍增大或减小特征，这是顶板岩梁周期性破断对顶煤压裂和上位垮落顶煤沿采空区冒落矸石堆积角滑落周期性变化的结果。

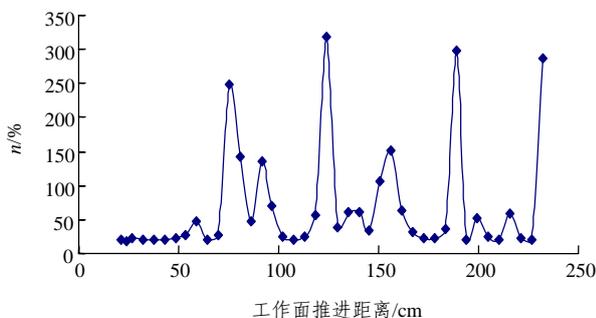


图9 煤炭采出率与工作面推进距离的关系曲线

Fig.9 Relation curves of coal recovery ratio vs. working advancing distance

5 工作面前方支承压力的作用特征

随着工作面推进距离的加大，支架后方顶板悬空面积加大，前方顶煤下沉始动点超前煤壁的距离也加大。当测点距开切眼 2 333 mm 时，始动位置基本上稳定在煤壁前方 1 667 mm 左右。煤层底板测点测得的工作面前方最大支承应力集中系数为 2.0~2.5，支承应力峰值点超前煤壁的距离为 91~306 mm，平均为 184 mm；支承应力明显影响范围超前煤壁 1 167~1 333 mm。

6 结 论

针对酸刺沟煤矿 6-1#煤层的条件，通过底层大采高综放开采 20 m 特厚煤层的物理模拟试验，可以得出以下结论：

(1) 采用底层大采高综放全厚开采 20 m 特厚煤层，在技术上是可行的。

(2) 按照顶煤垮落和放出特征，可以将特厚煤层工作面的开采过程分为初采阶段、过渡阶段和正常放煤阶段。试验结果表明，初采阶段顶煤放出率为 0，底煤采出率为 98.00%，工作面采出率为 20.63%；过渡阶段顶煤放出率为 12.60%，工作面采出率为 30.20%；正常放煤阶段顶煤放出率为 78.78%，工作面采出率为 84.05%。这一结果要比实际工作面采出率偏高，主要原因是：① 模型试验没考虑放煤损失。根据低位放煤支架工作面的放煤损失统计，这部分损失约为 6.00%。② 模型试验没考虑工作面两端头放煤损失，根据统计结果，这部分损失平均为 2.38%^[4, 5]。因此，在实际中工作面正常放煤阶段，顶煤放出率可达到 70.00%，工作面采出率可以达到 75.00%。

(3) 在初采和过渡阶段，煤炭采出率 n 随工作面推进距离 L 的增大而提高，其变化规律为： $n = 27.468 \ln L - 59.47$ 。由于顶板岩梁和特厚顶煤的周期性断裂，煤炭放出率呈现周期性地成倍增大或减小，这是 15 m 以上特厚煤层顶煤冒放性的一个特征。

(4) 各循环末液压支架最小工作阻力为 718 kN/架，最大工作阻力为 6 821 kN/架，平均为 3 570 kN/架。工作阻力在 3 000~4 000 kN/架之间的占

53.66%。根据试验结果, 考虑 1.2 的安全系数, 试验条件下实际工作面液压支架工作阻力应为 8 500 kN/架。由此可得, 大采高综放开采 20 m 特厚煤层时, 由于顶煤超前变形吸收一定的顶板压力, 液压支架工作阻力并不明显增加。

(5) 在第 1 次周期来压过程中, 由于超前底层煤壁断裂的基本顶岩梁前支承点失稳, 导致了工作面沿煤壁切顶, 切顶高度为 433 mm(原型 13 m), 液压支架出现前仰后坐。另外, 工作面也经常出现顶煤悬伸不垮的现象。因此, 综放全厚开采 20 m 特厚中硬煤层时, 液压支架后部要有足够的抵抗顶煤和顶板断裂产生的向后的旋转作用力, 以提高支架在前后方向上的稳定性。

(6) 综放全厚开采 20 m 特厚中硬煤层工作面的超前支承压力影响范围较大, 要加大上下顺槽的超前支护距离。在支架设计上, 要考虑增加底层大采高工作面煤壁片帮的防护功能。

(7) 为防止顶煤在液压支架后方悬伸过长, 确保工作面的安全和提高顶煤放出的均匀性, 20 m 特厚中硬煤层采用一次采全厚放顶煤开采时, 必须实施预爆破或预注水弱化顶煤的预处理措施。

参考文献(References):

- [1] 王金华. 我国大采高综采技术与装备的现状与发展趋势[J]. 煤炭科学技术, 2006, 34(1): 4 - 7.(WANG Jinhua. Present status and development tendency of fully-mechanized coal mining technology and equipment with high cutting height in China[J]. Coal Science and Technology, 2006, 34(1): 4 - 7.(in Chinese))
- [2] 王家臣. 我国综放开采技术及其深层次发展问题的探讨[J]. 煤炭科学技术, 2005, 33(1): 14 - 17.(WANG Jiachen. Fully-mechanized long-wall top coal caving mining technology in China and discussion on issues of farther development[J]. Coal Science and Technology, 2005, 33(1): 14 - 17.(in Chinese))
- [3] 吴健. 我国综放开采技术 15 年回顾[J]. 中国煤炭, 1999, 25(增 1): 9 - 16.(WU Jian. A review of the fully-mechanized coal mining with sub-level caving in the past 15 years[J]. China Coal, 1999, 25(Supp.1): 9 - 16.(in Chinese))
- [4] 靳钟铭. 放顶煤开采理论与技术[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2001.(JIN Zhongming. Theory and technology of top coal caving mining[M]. Beijing: China Coal Industry Publishing House, 2001.(in Chinese))
- [5] 郭金刚. 提高综放采出率的理论与技术[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2002.(GUO Jingang. Theory and technology to enhance coal recovery of fully mechanized sub-level caving mining[M]. Beijing: China Coal Industry Publishing House, 2002.(in Chinese))
- [6] 赵经彻. 我国综采放顶煤开采技术及其展望[J]. 中国工程科学, 2001, 3(4): 9 - 16.(ZHAO Jingche. Longwall top coal caving method and its future in China[J]. Engineering Science, 2001, 3(4): 9 - 16.(in Chinese))
- [7] 靳钟铭. “两硬”条件下综放面支架围岩关系[J]. 岩石力学与工程学报, 1998, 17(5): 514 - 520.(JIN Zhongming. Relation between support and surrounding rock of fully-mechanized sub-level caving mining working face under two-hard condition[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 1998, 17(5): 514 - 520.(in Chinese))
- [8] 曹胜根. 超长综放工作面采场矿山压力控制[J]. 煤炭学报, 2001, 26(6): 621 - 625.(CAO Shenggen. Ground pressure controlling on Super-long fully-mechanized mining face with top-coal caving[J]. Journal of China Coal Society, 2001, 26(6): 621 - 625.(in Chinese))
- [9] 谢和平. 坚硬厚煤层综放开采爆破破碎顶煤技术研究[J]. 煤炭学报, 1999, 24(4): 350 - 354.(XIE Heping. Study on top-coal blasting technique of full-mechanized caving in the hard thick coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 1999, 24(4): 350 - 354.(in Chinese))
- [10] 方焕明. 特厚煤层综放开采瓦斯防治技术分析[J]. 采矿与安全工程学报, 2006, 23(2): 236 - 240.(FANG Huanming. Analysis of comprehensive prevention technology of gas burst in top-coal caving mining of extremely thick coal seam[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2006, 23(2): 236 - 240.(in Chinese))
- [11] 杨书召. 厚煤层分层开采再生顶板和设备配套问题研究[J]. 焦作工学院学报(自然科学版), 2003, 22(1): 5 - 8.(YANG Shuzhao. Study on reproducing roof strata and the equipment forming a complete set of thick coal seam slicing[J]. Journal of Jiaozuo Institute of Technology(Natural Science), 2003, 22(1): 5 - 8.(in Chinese))
- [12] 武忠. 用巷道卸压法减小厚煤层下分层回采巷道压力[J]. 煤矿开采, 2003, 8(2): 69 - 70, 85.(WU Zhong. Decreasing the load of next slice entryway in thick seam by relieving method[J]. Coal Mining Technology, 2003, 8(2): 69 - 70, 85.(in Chinese))
- [13] 张顶立. 特厚坚硬煤层分层综放开采关键技术研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2002, 21(2): 273 - 279.(ZHANG Dingli. Study on key technology of fully-mechanized sub-level caving mining for special thick and hard coal seam[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2002, 21(2): 273 - 279.(in Chinese))
- [14] 郭延华. 下分层回采巷道合理布置位置影响因素研究[J]. 河北建

- 筑科技学院学报(自然科学版), 2001, 18(1): 73 - 77.(GUO Yanhua. Study on the affecting factors of rational layout location of gate-road in the bottom slicing[J]. Journal of Hebei Institute of Architectural Science and Technology(Natural Science), 2001, 18(1): 73 - 77.(in Chinese))
- [15] 王志强. 倾斜特厚易燃煤层分层综放面发火机制及综合防治[J]. 煤矿技术, 2004, 19(2): 62 - 65.(WANG Zhiqiang. Ignition mechanism and its prevention for longwall with top-caving mining face in multi-layer of inflammable inclined coal face with extra-height[J]. Coal Mine Technology, 2004, 19(2): 62 - 65.(in Chinese))
- [16] 毛德兵. 大采高综放开采及其应用可行性分析[J]. 煤矿开采, 2003, 8(1): 11 - 14, 21.(MAO Debing. Longwall top coal caving mining with higher mining height and its feasibility[J]. Coal Mining Technology, 2003, 8(1): 11 - 14, 21.(in Chinese))
- [17] 康天合, 赵阳升, 靳钟铭. 煤体裂隙尺度分布的分形研究[J]. 煤炭学报, 1995, 20(4): 393 - 398.(KANG Tianhe, ZHAO Yangsheng, JIN Zhongming. Fractal study on crack scale distribution in coal mass[J]. Journal of China Coal Society, 1995, 20(4): 393 - 398.(in Chinese))
- [18] 康天合, 宋选民, 弓培林. 煤层条件对顶煤可放性的影响研究[J]. 岩土工程学报, 1996, 18(5): 22 - 29.(KANG Tianhe, SONG Xuanmin, GONG Peilin. Effect of seam conditions on top coal caving and drawing characteristics[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 1996, 18(5): 22 - 29.(in Chinese))
- [19] 康天合. 煤层注水渗透性及其分类研究[J]. 岩石力学与工程学报, 1995, 14(3): 260 - 268.(KANG Tianhe. Study on permeability and classification of water-infusion in coal seam[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 1995, 14(3): 260 - 268.(in Chinese))
- [20] 林韵梅. 实验岩石力学——模拟研究[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1984.(LIN Yunmei. Experimental rock mechanics—simulation[M]. Beijing: China Coal Industry Publishing House, 1984.(in Chinese))

《岩石力学与工程学报》“十五”期间的学术影响范围逐年扩大

科技期刊的他引刊数常是用来衡量其学术影响范围大小的一项指标,它是指该刊在统计当年的总被引频次中所涉及的其他来源期刊所引证的刊数(不包括该刊本身在内)。现将中国科技信息研究所自2001年起在“十五”期间对我国千余种来源期刊逐年统计并以《中国科技期刊引证报告》(CJCR)上公布的《岩石力学与工程学报》上的该项指标值列表如下:

年份	他引刊数/种	较上年扩大种数	CJCR 公布时间/年 - 月
2001	99	-	2002 - 10
2002	114	15	2003 - 10
2003	134	20	2004 - 10
2004	170	36	2005 - 11
2005	216	46	2006 - 10

由上表可见,该刊在“十五”期间的他引刊数逐年扩大,表明在此期间的被引用和被使用的范围也大幅增长,且2005年为2001年的2.18倍。

(范文田 供稿)