

中厚煤层复合顶板快速无煤柱自成巷 适应性研究与应用

何满潮¹, 马新根^{1,2}, 牛福龙³, 王炯^{1,2}, 刘雨兴^{1,2}

(1. 中国矿业大学(北京) 深部岩土力学与地下工程国家重点实验室, 北京 100083; 2. 中国矿业大学(北京) 力学与建筑工程学院, 北京 100083; 3. 同煤集团 塔山煤矿有限公司, 山西 大同 037000)

摘要: 为解决区段煤柱资源浪费、工作面生产接续紧张的问题, 于塔山煤矿 8304 工作面引入快速无煤柱自成巷技术。首先, 对切顶卸压无煤柱自成巷技术的工艺流程及工序时空关系进行总结, 以此为基础将围岩结构分为煤体支撑区、动压承载区、成巷稳定区。随后, 以该工作面中厚煤层复合顶板地质条件为基础, 分别对顶板切缝、聚能爆破、恒阻锚索支护、挡矸支护、临时支护以及松动爆破六项关键技术相关参数进行设计。最后, 通过数模模拟、现场监测对相关设计的技术效果进行分析、验证。现场留巷实践显示, 最终留巷顶底移近量为 261 mm, 两帮收缩量为 390 mm, 有效断面尺寸为 2 839 mm×4 610 mm, 足以满足相邻工作面回采复用需求。

关键词: 采矿工程; 切顶卸压; 自动成巷; 中厚煤层; 复合顶板; 松动爆破; 适应性研究

中图分类号: TD 32

文献标识码: A

文章编号: 1000 - 6915(2018)12 - 2641 - 14

Adaptability research and application of rapid gob-side entry retaining formed by roof cutting and pressure releasing with composite roof and medium thick coal seam

HE Manchao¹, MA Xingen^{1,2}, NIU Fulong³, WANG Jiong^{1,2}, LIU Yuxing^{1,2}

(1. State Key Laboratory for Geomechanics and Deep Underground Engineering, China University of Mining and Technology(Beijing), Beijing 100083, China; 2. School of Mechanics and Civil Engineering, China University of Mining and Technology(Beijing), Beijing 100083, China; 3. Tashan Coal Mine Co. Ltd., Datong Coal Mine Group, Datong, Shanxi 037000, China)

Abstract: In order to solve the problems of the waste of coal pillars and the limitation of working faces, the rapid gob-side entry retaining technology by roof cutting and pressure releasing was introduced into the 8304 working face of Tashan coal mine. The technological process and the space-time relationship of the new gob-side entry retaining technology were summarized, based on which the surrounding rock structure was divided into coal support zone, dynamic pressure zone and lane stable zone. Taking 8304 working face as an example with composite roof and medium thick coal seam, the relevant parameters of six key technologies including roof cutting, shaped blasting, constant resistance anchor cable support, retaining support, temporary support and loose blasting were respectively designed. The technical effects of related designs were verified by numerical simulation and field test. The practice results show that the ultimate convergence of the roof and the bottom of the roadway is 261 mm, the shrinkage of the two sides of the roadway is 390 mm, the effective section size of the roadway is 2 839 mm×4 610 mm, and the remained roadway is sufficient to meet the reuse requirement of adjacent working faces.

收稿日期: 2018 - 06 - 14; **修回日期:** 2018 - 07 - 16

基金项目: 国家重点基础研究发展计划资助项目(2016YFC0600900); 国家自然科学基金青年基金项目(51404278)

Supported by the National Basic Research Program of China(Grant No. 2016YFC0600900) and Youth Fund Program of National Natural Science Foundation of China(Grant No. 51404278)

作者简介: 何满潮(1956 -), 男, 1981 年毕业于长春地质学院工程地质专业, 现任教授、博士生导师、中国科学院院士, 主要从事深部岩体力学与工程灾害控制方面的教学与研究工作。E-mail: hemancho@263.net。通讯作者: 马新根(1992 -), 男, 现为博士研究生, 主要从事矿山压力方面的研究工作。E-mail: maxingen.cumtb@foxmail.com

DOI: 10.13722/j.cnki.jrme.2018.0706

Key words: mining engineering; roof cutting and pressure releasing; roadway formed automatically; medium thick coal seam; composite roof; loose blasting; adaptability research

1 引言

煤炭是我国的主要基础能源，在一次能源结构中占据主导地位^[1]。然而，随着煤炭资源的大规模开采，浅、中部煤炭资源越来越少，我国很多矿区相继进入了深部开采状态^[2]。此时，留设区段煤柱的传统工作面布置方式不仅造成了煤炭资源的大量浪费，护巷煤柱在工作面回采后还会形成较高应力集中，极易引发冲击地压、煤与瓦斯突出等动力灾害^[3]。因此，在煤炭资源日益紧张、煤矿开采深度逐渐增加的双重形势下，煤矿井工开采技术及工作面布置方式亟待优化。

沿空留巷技术作为一种无煤柱开采方式，可在工作面回采布置时取消区段煤柱留设，将上一区段顺槽通过沿空维护供下一区段继续使用，能有效解决煤炭资源浪费、顺槽灾害频发等问题，具有提高采区煤炭采出率、延长矿井服务年限、减少巷道掘进作业量、简化工作面接续程序等优点^[4]。然而，传统沿空留巷主要通过巷旁支护、巷旁充填等技术实现，由于充填体快速充填及巷道稳定性控制问题难以有效解决，实践中留巷施工相比工作面回采推进往往存在滞后性，且成本较高、工序复杂，严重制约了沿空留巷技术的应用和发展^[5]。

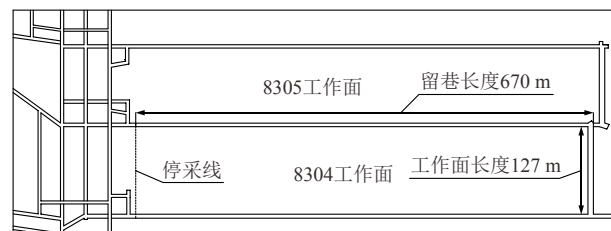
以此为基础，何满潮等^[6]于2008年进一步提出基于短臂梁理论的无煤柱自成巷技术，即通过切顶卸压主动改变巷道顶板和采空区顶板的结构形态，利用采空区顶板的垮落碎胀实现沿空护巷和无煤柱开采。近年来，该技术已在多矿试验成功，如：孙晓明等^[7]以南屯煤矿1610工作面作为工程实例，详细阐述了薄煤层切顶卸压自成巷关键参数的设计方法；郭志飏等^[8]以嘉阳煤矿3118工作面为例，针对顶板预裂切缝参数及配套技术进行了深入研究；张国锋等^[9]在唐山沟煤矿的切顶卸压技术试验推广应用中，总结出了恒阻大变形锚杆(索)+巷旁锚索加强支护+巷旁密集单体液压支柱加强切顶联合支护技术。无煤柱自成巷技术有效解决了沿空留巷围压高和支护难两大难题，留巷效率大幅提高、成本大幅降低，大大提高了沿空留巷工艺的适用范围。

本论文以塔山煤矿8304工作面作为工程实例，针对中厚煤层复合顶板条件下的切顶卸压自动成巷关键技术展开研究，并结合顶板松动爆破技术，依据

8304工作面顶板条件对切顶卸压自动成巷技术的现场应用进行优化，实现该地质条件下的工作面快速回采、顺槽自动成巷，研究成果对切顶卸压无煤柱自成巷技术的进一步推广和优化具有一定借鉴意义。

2 工程概况

塔山煤矿8304工作面为所属井田三盘区东翼首采面，工作面走向长度670 m，倾向长度127 m，与8305工作面毗邻，其布置平面图如图1(a)所示。该工作面煤层厚度为1.80~3.55 m，平均厚度3.1 m，直接顶和直接底均为泥岩，基本顶和基本底分别为细砂岩和粉砂岩，工作面对应地面标高为1 391.4~1 417.7 m，工作面标高为1 006.3~1 024.2 m，埋深为367~411 m，工作面内煤层倾角在2°~6°范围内，全工作面平均煤层倾角为4°，顶板岩性柱状图如图1(b)所示，各岩层相关参数如表1^[10]所示。



(a)

柱状	厚度/m	岩性
	1.28	粉砂岩
	0.50	细砂岩
	1.30	中砂岩
	1.23	泥岩
	2.89	中砂岩
	0.80	泥岩
	5.46	细砂岩
	1.44	泥岩
	3.10	煤

(b)

图1 塔山煤矿三盘区8304工作面布置平面图及顶板岩性柱状图

Fig.1 Layout and roof lithology of 8304 working face

表 1 煤层上方顶板岩层^[10]
Table 1 Roof strata of coal seam^[10]

序号	岩性	均厚/m	累计厚度/m	容重/(kN·m ⁻³)	抗拉强度/MPa	内摩擦角/(°)	黏聚力/MPa	体积模量/GPa	剪切模量/GPa
①	泥岩	1.44	1.44	22	3.2	28	0.2	0.20	0.15
②	细砂岩	5.46	6.90	23	7.3	32	1.0	3.81	3.05
③	泥岩	0.80	7.70	22	3.2	28	0.2	0.20	0.15
④	中砂岩	2.89	10.59	24	8.4	33	2.6	11.49	7.26
⑤	泥岩	1.23	11.82	22	3.2	28	0.2	0.20	0.15
⑥	中砂岩	1.30	13.12	24	8.4	33	2.6	11.49	7.26
⑦	细砂岩	0.60	13.72	23	7.3	32	1.0	3.81	3.05
⑧	粉砂岩	1.28	15.00	22	4.3	32	0.8	2.11	1.86

试验工作面采用综合机械化采煤法进行回采，最大日回采速度为 12.7 m/d，平均日回采速度为 8.3 m/d，回采速度较快。留巷试验顺槽为 8304 工作面尾巷，回采作业时，头巷作为机轨合一巷，尾巷用作进风、行人，试验顺槽断面为矩形，采用锚网索联合支护，断面尺寸为 5.0 m×3.1 m。

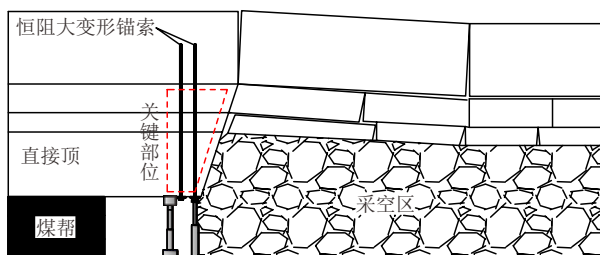


图 2 切顶卸压无煤柱自成巷技术原理图

Fig.2 Principle of roof cutting and pressure releasing gob-side entry retaining

3 切顶卸压自成巷工艺

3.1 工艺流程

如图 2 切顶卸压无煤柱自成巷技术原理图所示，为利用采空区顶板的垮落碎胀实现采空区有效填充，该技术工艺流程可分为以下 6 步：(1) 预留巷道掘进作业；(2) 使用恒阻大变形锚索对预留巷道顶板进行补强支护；(3) 实施顶板定向预裂切缝；(4) 使用单体支柱于工作面超前一定区域实施临时补强支护；(5) 于工作面架后及时实施挡矸支护及架后支护；(6) 工作面回采作业后，采空区顶板垮落对采空区进行填充，当矸石充填稳定后回撤架后支护，完成留巷^[11]。

3.2 工序时空关系

切顶卸压自成巷技术的工艺流程在施工顺序上分为以上 6 步，同时在施工空间上，各施工步骤也

存在一定制约关系，如图 3 所示：(1) 为避免预裂爆破对巷道补强支护及工作面超前支护造成影响，施工中应在预裂切缝段与补强支护段、超前支护段之间留设适当安全距离，根据现场施工经验，通常安全距离至少取 20 m，即 $L_1 - L_2 \geq 20 \text{ m}$ ， $L_2 - L_3 - L_5 \geq 20 \text{ m}$ ；(2) 为避免巷道受工作面超前集中应力影响造成破坏，于工作面前方设置超前支护段，通常取 30~40 m，即 $L_3 = 30 \sim 40 \text{ m}$ ；(3) 工作面架后开始实施架后临时支护和挡矸支护，其中挡矸支护保留至留巷顺槽完全用毕废弃，而架后临时支护可于留巷稳定后进行回撤，通常留巷于工作面架后 200 m 左右处趋于稳定，即 $L_4 \approx 200 \text{ m}$ ，具体取值根据现场监测数据确定^[12]。

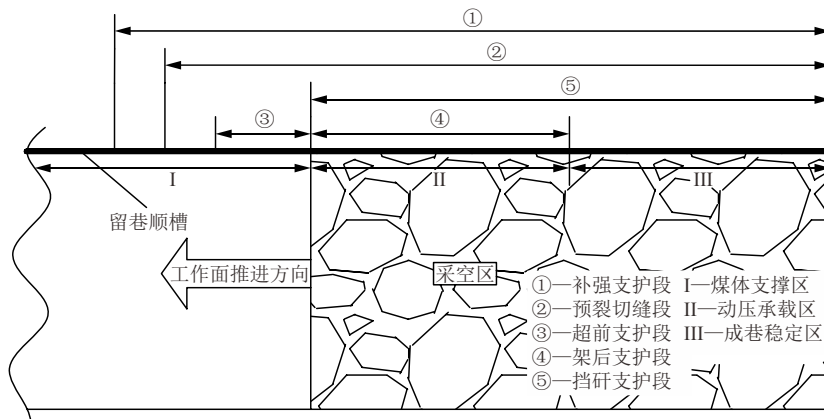


图 3 切顶卸压自动成巷工艺区划图

Fig.3 Process zoning map of roof cutting pressure-relief gob-side entry retaining

考虑工作面的动态推进, 根据成巷工艺在时间和空间上的接续关系, 留巷顺槽围岩结构可分为三区^[13]: 煤体支撑区、动压承载区和成巷稳定区(如图3中I, II, III区所示)。其中, 煤体支撑区为工作面前方顺槽段, 此时巷道两侧分别由本工作面煤壁、下工作面煤壁提供支撑, 沿工作面推进方向该区巷道围岩受力分为超前支护应力状态、补强支护应力状态、原支护应力状态3种; 动压承载区为工作面后方留巷尚未稳定段, 此时巷道两侧分别由碎石帮与下工作面煤壁提供支撑, 此时碎石帮尚未稳定, 仍受覆岩动压影响; 成巷稳定区为工作面后方留巷稳定段, 巷道两侧由碎石帮与下工作面煤壁提供支撑, 且此时碎石帮与采空区覆岩处于相对稳定状态, 即碎石帮已经压实, 覆岩对其无明显动压作用。

4 关键技术应用及参数优化

以上述切顶卸压自成巷技术的工艺流程及工序时空关系为基础, 结合8304工作面的地质条件, 提出具体的适应性关键技术, 并通过分析得到相应的设计参数。

4.1 顶板切缝

切顶卸压无煤柱自成巷技术的核心在于通过顶板切缝切断采空区顶板与留巷顶板的应力传递, 切顶高度与角度的设计直接决定了最终的成巷效果。顶板切缝后的关键块垮落模型如图4所示, 其中, H 为切顶高度, θ 为切顶角度, T 为岩块于切缝面所受的水平推力, R 为岩块于切缝面所受的剪切力。

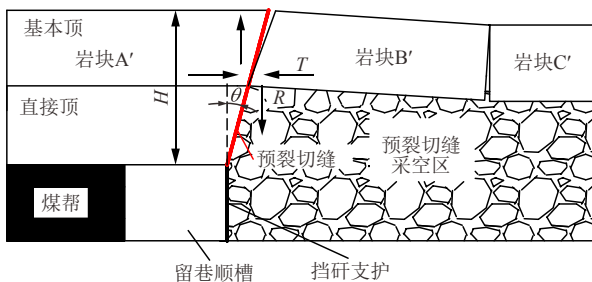


图4 顶板切缝受力分析

Fig.4 Stress analysis with roof cutting

为使采空区切顶范围内顶板垮落后能对覆岩起到有效支撑作用, 切顶高度 H 根据顶板碎胀系数按下式^[14]进行计算:

$$H = (m - \Delta H_1 - \Delta H_2) / (K - 1) \quad (1)$$

式中: m 为煤层采高(m), ΔH_1 为顶板下沉量(m),

ΔH_2 为底鼓量(m), K 为顶板碎胀系数。根据顶板各层岩性厚度进行加权计算, 碎胀系数 K 取 1.41, 不考虑顶板下沉量和底鼓量, 将采高 3.1 m 代入计算得到切顶高度为 7.5 m。但对比 8304 工作面顶板柱状图, 顶板高度 6.92~7.72 m 段为泥岩夹层, 为使切顶范围内采空区顶板更易沿预裂切缝端部产生垮落, 增加切顶高度至 7.7 m。

为使切缝后采空区顶板能够顺利垮落, 并减小垮落过程对留巷顶板的摩擦作用, 切顶角度 θ 需依据切顶层位进行设计。若顶板切缝高度小于直接顶厚度, 即切顶仅位于直接顶层位内, 则由于直接顶在工作面回采后较易垮落, 因此顶板切缝适当向采空区方向偏移一个小角度($\theta = 5^\circ$), 即可有效减弱采空区顶板垮落时对留巷侧顶板的摩擦作用; 若顶板切缝高度大于直接顶厚度, 即切顶进入基本顶层位(见图4), 此时直接顶范围内岩体仍较易垮落, 而基本顶关键岩块 A' , B' 则会在水平压力的作用下相互咬合形成稳定的砌体梁结构, 为保证关键块 B' 可沿切缝面产生滑落, 根据砌体梁理论和围岩结构 S-R 稳定原理可得其失稳条件^[15]为

$$(T \cos \theta - R \sin \theta) \tan \varphi \leq R \cos \theta + T \sin \theta \quad (2)$$

将 $T = \frac{qL^2}{2(h - \Delta S)}$, $R = qL$ 代入式(2)化简可得

$$\theta \geq \varphi - \arctan \frac{2(h - \Delta S)}{L} \quad (3)$$

式中: q 为基本顶自重及其载荷的作用力集度(kN/m); L 为基本顶岩块的侧向跨度(m); h 为基本顶的厚度(m); ΔS 为岩块 B' 的下沉量(m); φ 为岩块间的内摩擦角($^\circ$); θ 为切顶角度($^\circ$)。代入 8304 工作面围岩相关参数, $h = 5.46$ m, $\Delta S = 0.98$ m, $L = 15$ m, $\varphi = 45^\circ$, 计算得到 $\theta \geq 14.1^\circ$ 。考虑切顶角度越大, 则切缝深度越深, 为减小切顶施工作业量、降低切缝施工难度, 切顶角度取值 15° 。

4.2 聚能爆破

留巷顶板切缝关键参数确定后, 运用双向聚能爆破技术对顶板实施切缝。该技术作为定向预裂爆破的一种, 通过聚能管和炸药的结合使用, 可实现炸药爆炸能量沿聚能管导向方向的定向传递, 进而实现顶板岩体沿切缝方向定向破裂, 原理图如图5^[16]所示。

聚能管结构及爆破作用机制如图6所示, 其中聚能管固定槽能在安装时维持聚能管体朝向一定角度, 而聚能孔设计可使爆破能量在设定方向产生聚能效应, 在保护非聚能区域岩体完整性的同时, 沿聚能方向在岩体内形成张拉预裂。

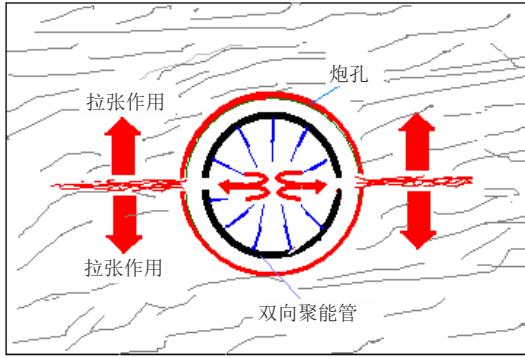


图 5 双向聚能张拉爆破作用原理示意图^[16]

Fig.5 Schematic diagram of bidirectional concentrated tension blasting^[16]

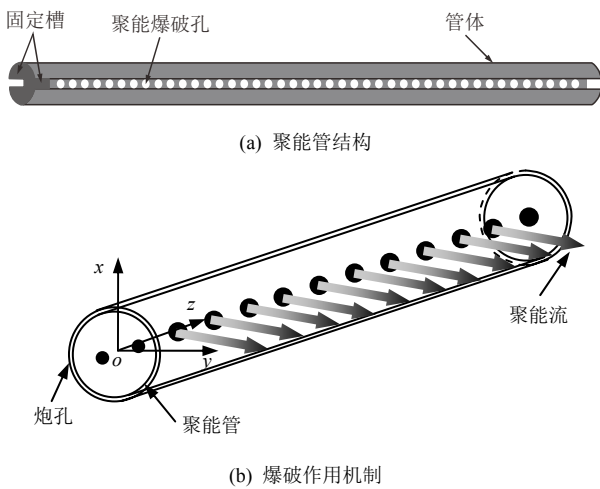


图 6 聚能结构及双向聚能张拉爆破作用原理

Fig.6 Structure and principle of bidirectional concentrated tension blasting

为达到理想的预裂切缝效果，需对装药结构及爆破孔距进行合理设计。其中单孔装药结构需根据顶板具体岩性变化，结合以往实践经验通过现场单孔爆破试验来确定，合理单孔装药结构可使爆破孔爆破后，于孔壁形成连续裂纹而又不致使炮孔出现塌孔现象。同时，爆破孔间距的大小取决于爆破的影响范围，若孔距过大，则定向裂隙无法贯通；若孔距过小，则会造成爆炸能量的浪费。因此，为保证相邻两孔的损伤裂隙贯通，孔距 d 可按下式^[15]计算：

$$d = 2r \left\{ 1 + \frac{\lambda p_b}{\delta[(1 - D_0)\sigma_t + p]} \right\} \quad (4)$$

式中： r 为炮孔直径(m)； λ 为测压系数， $\lambda = \mu / (1 - \mu)$ ， μ 为顶板岩体泊松比； p 为原岩应力(MPa)； p_b 为炮孔壁冲击波峰压力(MPa)； D_0 为岩体初始损伤参数； σ_t 为岩体抗拉强度(MPa)； δ 为爆炸应力波衰减系数， $\delta = 2 - \mu / (1 - \mu)$ 。

8304 工作面切顶爆破使用聚能管规格为 $\phi 36.5 \text{ mm} \times 200 \text{ mm}$ ，使用炸药为矿用三级乳化炸药，规格为 $\phi 32 \text{ mm} \times 200 \text{ mm}$ ，单卷质量 200 g，爆破孔施工深度为 8.0 m，现场爆破试验确定最优装药结构为 4+3+3+2，每孔封泥 2 m，填装 4 根聚能管，如图 7 所示。此外，综合工作面推进速度、恒阻锚索施工进度及单次爆破有害气体浓度上限等因素，确定现场单次起爆炮孔数量为 6 孔，每日起爆 4 次，及切顶推进速度为 12 m/d。爆破后孔内裂缝率在 85% 以上，如图 8 所示。

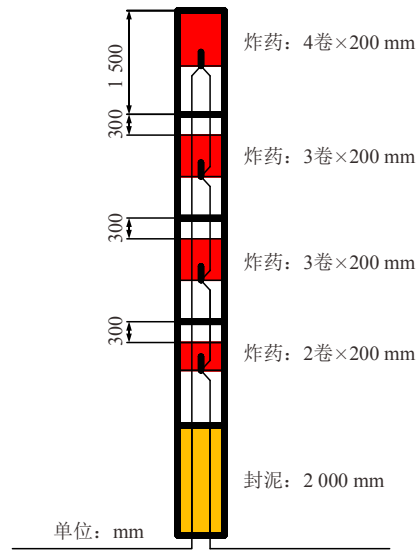


图 7 装药结构

Fig.7 Charge structure of explosive roll

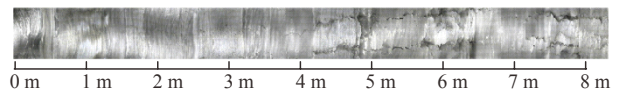


图 8 孔内裂隙图

Fig.8 Fissure map

顶板中细砂岩段切缝难度最大，因此依据细砂岩段岩石物理性质计算孔距。由现场测定， $r = 24 \text{ mm}$ ， $\mu = 0.3$ ， $p = 39 \text{ MPa}$ ， $p_b = 1700 \text{ MPa}$ ， $D_0 = 0.6$ ， $\sigma_t = 7.3 \text{ MPa}$ ，代入计算得 $d \leq 579 \text{ mm}$ ，为预留一定误差系数并方便施工，最终切缝孔距确定为 500 mm。

4.3 恒阻锚索支护

切顶卸压自成巷技术中，留巷顺槽在整个寿命周期中需经历 3 次大的扰动：爆破切顶扰动、本工作面回采扰动、下工作面回采扰动，巷道顶板支护应具备良好的持续支护能力、适应大变形能力。由于传统锚索延伸率低、变形量有限，因此在切顶卸压自动成巷技术的现场应用中，需采用恒阻大变形锚索对留巷顶板进行补强支护。

恒阻大变形锚索结构如图 9 所示，支护原理如图 10 所示，本构关系及能量模型如图 11^[17]所示。可以将恒阻锚索看作理想弹塑性两元件，当受力小于恒阻值时，锚索处于理想弹性阶段： $P = k_g x$ ，式中 P 为锚索所受荷载， k_g 为刚度系数， x 为弹性伸长量。而当受力增大达到恒阻值时，恒阻器产生塑性滑移，此时 $P = P_0$ ，式中 P_0 为恒阻锚索恒阻值。故当发生塑性滑移时，恒阻锚索吸收能量为

$$W = P_0 x_0 / 2 + P_0 (x' - x_0) \quad (5)$$

式中： x_0 为最大弹性变形量， x' 为总变形量。

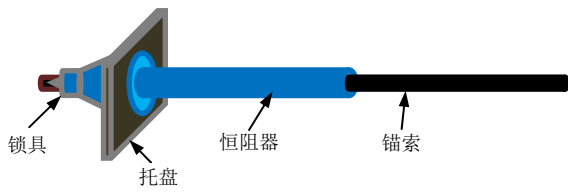


图 9 恒阻锚索结构组成示意图
Fig.9 Structure of CRLDA cable

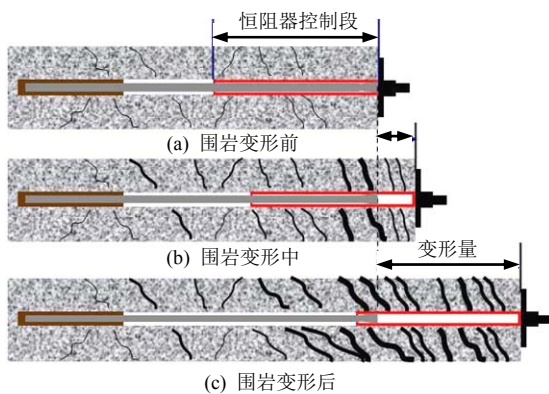


图 10 恒阻大变形锚索支护原理示意图
Fig.10 Principle of the CRLDA cable

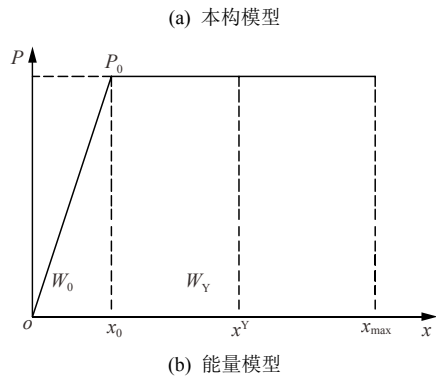
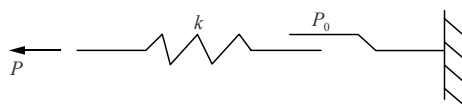


图 11 恒阻大变形锚索本构和能量模型^[17]

Fig.11 Constitutive and energy model of the CRLDA cable^[17]

8304 工作面切顶留巷试验中选用的恒阻大变形锚索为何满潮院士设计研发的 HZS35 - 300 型大变形恒阻锚索，通过室内恒阻大变形锚索静力拉伸实验和动力冲击实验，得到锚索性能曲线分别如图 12, 13 所示，可见该恒阻锚索最大拉伸量为 396~405 mm，恒阻值保持在 350 kN 左右，且具备良好的防冲吸能特性。

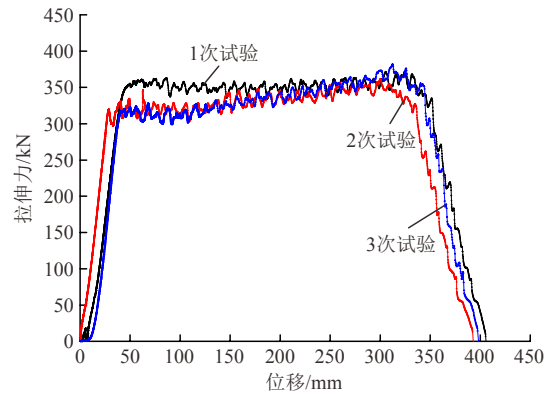


图 12 恒阻大变形锚索静力拉伸实验曲线

Fig.12 CRLDA cable static tensile test curves

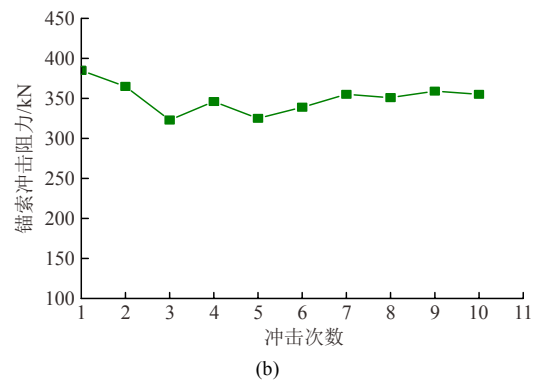
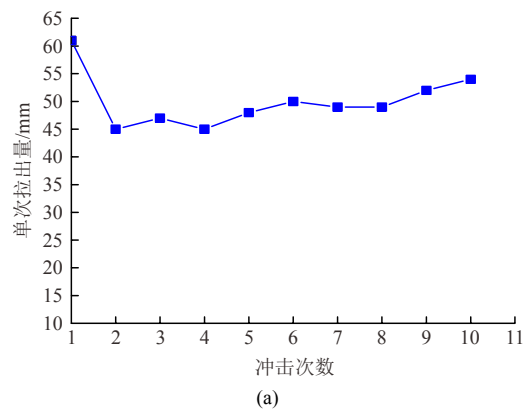


图 13 恒阻大变形锚索动力冲击实验曲线

Fig.13 CRLDA cable dynamic impact test curve

切顶留巷条件下锚索支护关键部位如图 2 所示，为预留出足够的锚固段，锚索长度设计需比切顶高度高 1~2 m。根据 8304 工作面顶部岩性柱状图可知，切顶层位以上为 2.89 m 厚稳定中砂岩层，

虽然该层上部存在 1.23 m 厚软弱泥岩层，但考虑切顶后采空区切顶高度范围内顶板垮落碎胀后能够对留巷侧采空区进行较好充填，切顶范围以上顶板下沉、离层等变形量将大幅减小，对恒阻锚索锚固影响不大，因此锚索长度设计取值为 9 m。同时，根据悬吊理论，可按式^[10]计算锚索支护强度：

$$P_z \geq H \rho_d \left(1 + \frac{H \tan \theta}{2L_h} \right) \quad (6)$$

式中： P_z 为锚索支护强度(kN/m²)； L_h 为留巷宽度(m)； ρ_d 为切顶范围内顶板容重，顶板由多层构成时，可根据层厚进行加权计算：

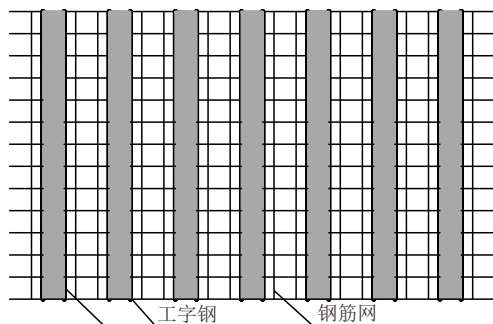
$$\rho_d = \sum_{i=1}^n \rho_i \frac{D_i}{H} \quad (7)$$

式中： n 为顶板层数， ρ_i 为单层顶板容重(kN/m³)， D_i 为单层顶板厚度(m)。根据 8304 工作面顶板岩性，计算得 $\rho_d = 22.7$ kN/m³， $P_z \geq 210.9$ kN/m²，即锚索支护密度至少为 0.60 根/m²，因此设计 8304 工作面留巷顺槽锚索支护排距为 1 m，每排支护 3 根锚索。其中，切缝侧受爆破及顶板垮落扰动最大，因此切缝侧一列锚索全部选用恒阻锚索；巷道中部一列锚索采用钢绞线锚索与恒阻锚索交替布置；实体煤一侧受扰动较小，采用钢绞线锚索布置。

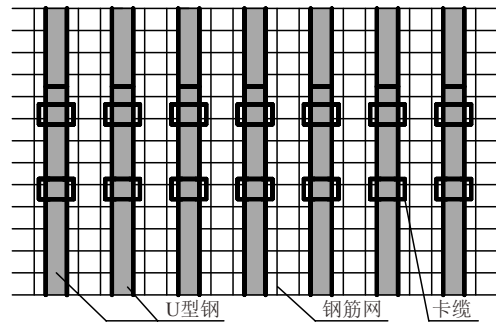
4.4 挡矸支护

切顶留巷过程中，随工作面推进，切缝侧采空区顶板逐渐垮落形成巷帮。因此在工作面回采后、顶板垮落前，需在留巷靠近采空区侧及时实施挡矸支护，以防矸石垮落冲入巷道，同时挡矸支护也有利于碎石帮成形，能更好对采空区覆岩起到支撑作用。

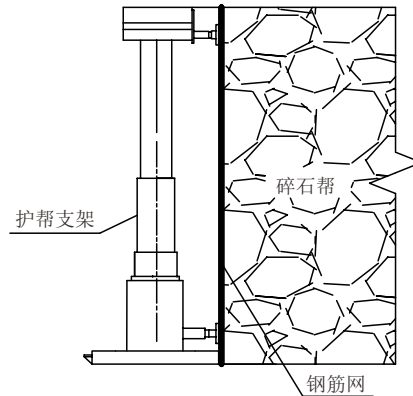
目前常用挡矸支护类型有 3 种：工字钢挡矸支护、U 型钢挡矸支护和护帮支架挡矸支护(见图 14^[18])。其中，工字钢挡矸支护适用于顶底板变形较小、碎石帮冲击压力较小的条件，通常顶底板移近量不超过 200 mm 时采用该种挡矸支护形式；较之工字钢，U 型钢挡矸支护具备一定伸缩能力，因此能够适应较大的顶底板移近变形及碎石帮变形，通常顶底板移



(a) 工字钢挡矸支护



(b) U 型钢挡矸支护



(c) 护帮支架挡矸支护

图 14 常用挡矸支护类型^[18]

Fig. 14 Common types of gangue support^[18]

近量处于 200~400 mm 区间时，考虑使用 U 型钢进行挡矸支护；当留巷顶底板移近量大于 400 mm 时，应采用护帮支架进行挡矸支护，该支架可通过液压立柱的升降以适应巷道顶底板的大变形。

在 8304 工作面留巷初期，根据以往留巷经验，选用 11 号矿用工字钢配合金属网进行挡矸支护，工字钢支护间距为 500 mm。同时，对挡矸侧向压力及切缝侧顶底板移近量进行实时测定(见图 15)，测定结果如图 16 所示，可见挡矸压力峰值为 0.46 MPa，顶底板移近量大值为 301 mm。虽然顶底板移近量大于 200 mm，但现场试验发现，8304 工作面直接

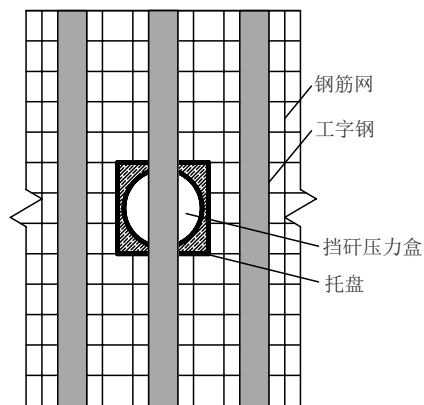


图 15 挡矸压力测定方法

Fig. 15 Monitoring method of gangue pressure

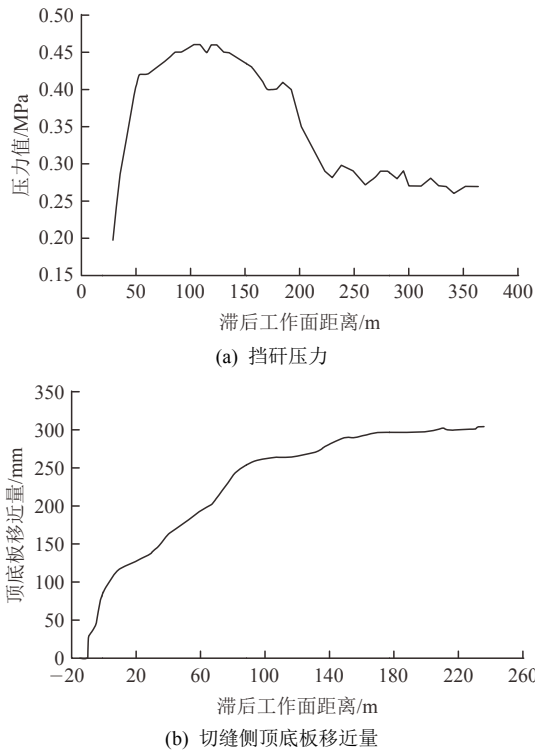


图 16 碎石帮测定结果

Fig.16 Monitoring results of gangue wall

底为泥岩，工字钢在挡矸过程中下端部可以扎入底板中，工字钢挡矸姿态良好，如图 17 所示。综上，8304 工作面挡矸支护最终选择工字钢配合钢筋网进行，工字钢支护间距维持 500 mm。



图 17 现场挡矸效果

Fig.17 Field effect of gangue support

4.5 临时支护

切顶卸压自动成巷技术中，临时支护包含超前临时支护和架后临时支护两部分。其中，超前临时支护目的在于防止工作面超前应力集中对顺槽造成扰动破坏，8304 工作面超前临时支护沿用相邻工作面留设煤柱开采条件下的支护方式(见图 18(a))，选用 DW40-300/110x 型单体支柱进行支护，支护排距 1 m，每排支设 3 根单体支柱，支护范围为超前工作面 30 m 内。

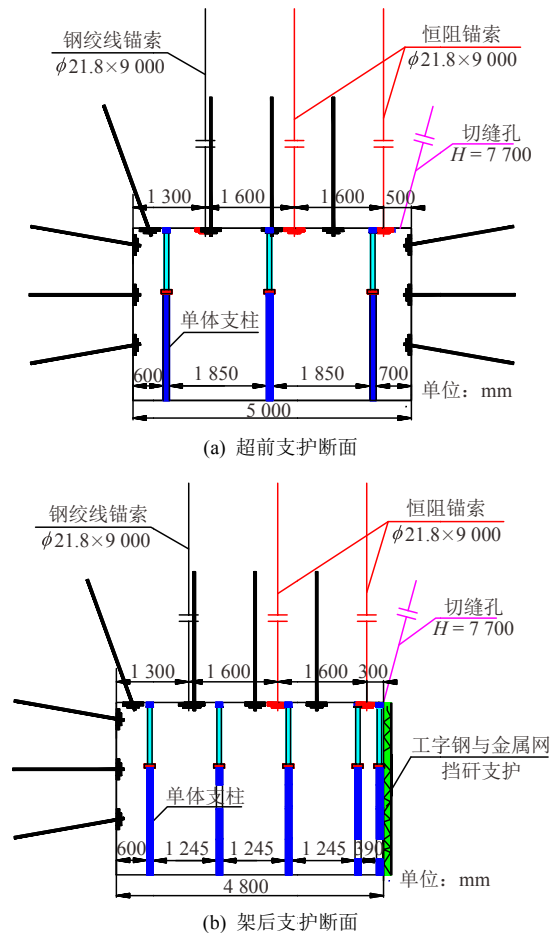


图 18 8304 工作面超前、架后支护设计断面图

Fig.18 Forward and rear support design of 8304 working face

架后临时支护为切顶成巷技术中特有的环节，由上文留巷工序及分区分析可知，架后临时支护的重点区域为动压承载区，因此架后支护参数可依据动压承载区围岩结构进行计算。如图 19 所示，动压承载区顺槽两侧分别由下工作面煤壁和碎石帮提供支撑，且此时碎石帮尚未稳定。其中， T_A 为岩块 A 受到的水平推力； N_A 为岩块 A 受到的剪切力； M_A 为岩块 A 于点 A' 处受到的弯矩； T_B ， N_B ， M_B 同理； M_0 为直接顶抗弯弯矩； x_s 为侧向煤体内极限平衡区宽度； σ 为塑性区煤体对顶板的支撑力； F_2 为碎石帮对覆岩的支撑力，由于该区碎石帮尚未稳定，因此支撑力 F_2 较小，尤其工作面架后初始进入动压承载区段， F_2 近似为 0。计算巷内支护支撑力 F_1 时，首先需考虑煤帮侧覆岩岩块 A 以弹塑性交界处点 A' 为轴向采空区产生回转变形，煤帮内极限平衡区宽度和塑性区煤体对顶板的支撑力^[19]为

$$x_s = \frac{mk_a}{x} \ln \left(\frac{k_a \gamma H_c + \frac{c'}{\tan \varphi'}}{\frac{c'}{\tan \varphi'} + \frac{p_x}{k_a}} \right) \quad (8)$$

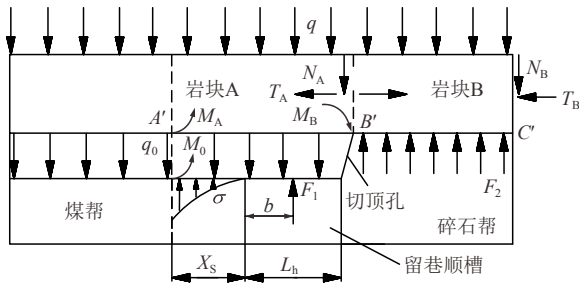


图 19 动压承载区围岩简化力学模型

Fig.19 Simplified mechanical model of dynamic pressure area

$$\sigma = \left(\frac{c'}{\tan \varphi'} + \frac{p_x}{k_a} \right) e^{\frac{2x \tan \varphi'}{mk_a}} - \frac{c'}{\tan \varphi'} \quad (9)$$

式中：\$c'\$，\$\varphi'\$ 分别为煤层与顶底板岩层交界面的内聚力和内摩擦角；\$k_a\$ 为侧压系数；\$\gamma\$ 为煤层平均容重；\$H_c\$ 为开采深度；\$p_x\$ 为煤帮支护强度。采用静力平衡法对岩块 A，B 受力进行分析^[18]：

对于岩块 B，由
$$\begin{cases} \sum F_x = 0 \\ \sum F_y = 0 \\ \sum M_{B'} = 0 \end{cases}, \text{ 得}$$

$$\begin{cases} T_A = T_B \\ N_A = N_B + qL \\ M_B + T_B(H - \Delta S_C) - N_B L - qL^2 / 2 = 0 \end{cases}, \text{ 故:}$$

$$N_B = \frac{M_B + T_A(H - \Delta S_B) - qL^2 / 2}{L} \quad (10)$$

$$N_A = \frac{M_B + T_A(H - \Delta S_B) + qL^2 / 2}{L} \quad (11)$$

对于岩块 A，由 \$\sum M_A = 0\$，得

$$M_A + M_0 + F_1(x_s + b) + \int_0^{x_s} \sigma(x_s - x) dx + T_A(H - \Delta S_A) - M_B - qL^2 / 2 - q_0(x_s + L_h)^2 / 2 - N_A(x_s + L_h) = 0 \quad (12)$$

受到侧向水平推力为

$$T_A = T_B = \frac{qL}{2(H - \Delta S_B)} \quad (13)$$

式中：\$\Delta S_A\$ 为岩块 A 在点 \$B'\$ 处的下沉量，\$\Delta S_B\$ 为岩块 B 在点 \$C'\$ 处的下沉量。联立求得 \$F_1\$ 为

$$F_1 = [M_B(L + x_s + L_h) + q(x_s + L_h)^2 / 2 + qL(x_s + L_h) / 2 + q_0(x_s + L_h)^2 / 2 + q(x_s + L_h) / 2 - M_A - M_0 - qL / 4 - \int_0^{x_s} \sigma(x_s - x) dx] / (x_s + b) \quad (14)$$

将 \$c' = 0.1\$ MPa，\$\varphi' = 18^\circ\$，\$k_a = 2\$，\$\gamma = 25\$ kN/m³，\$p_x = 0.04\$ MPa 代入计算得每米巷道支护支撑力为 1 650 kN，选用单体工作阻力为 300 kN，即架后支护单体支护密度至少为 1.1 根/m²。因此 8304 工作面留巷试验中，架后支护每排布置 5 根单体，其中

切缝侧单体排距为 0.5 m，其他 4 列单体排距为 1 m，支护断面见图 18(b)。此外，根据切缝侧顶底板移近量监测可知，架后 170 m 后留巷顶底板变形趋于稳定，故架后临时支护范围至少为架后 170 m。

4.6 松动爆破

8304 工作面留巷试验初期，通过监测发现顶板中细砂岩基本顶较为稳定，工作面端头架后悬板长度较长，因此为避免基本顶突然来压释放压力过大，造成挡杆支护及巷内支护破坏现象，在对顶板进行预裂切缝后，于超前工作面煤体支撑区对顶板实施松动爆破。

松动爆破设计如图 20 所示，每隔 20 m 实施一组松动爆破，爆破断面倾角为 \$50^\circ\$，每组含两孔，其中前孔俯视角垂直朝向采空区，后孔俯视图沿工作面推进反向后摆 \$25^\circ\$，每孔底端封泥 3 m，上部装药 6 m。尾巷架后悬板监测如图 21 所示，松动爆破前最大悬板长度为 31 m，平均悬板长度 18.7 m，松动爆破后最大悬板长度降为 20 m，平均悬板长度降为 13.2 m。

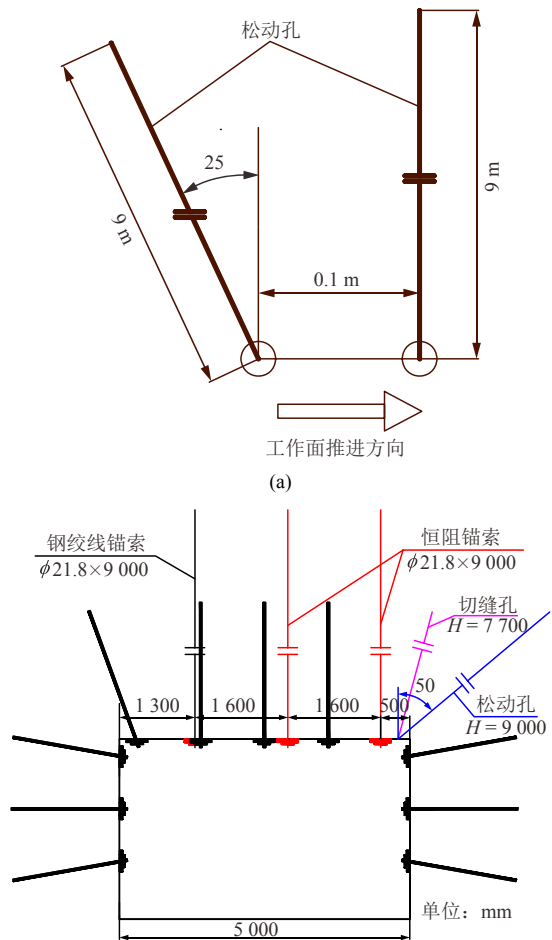


图 20 松动爆破设计图

Fig.20 Design of loose blasting

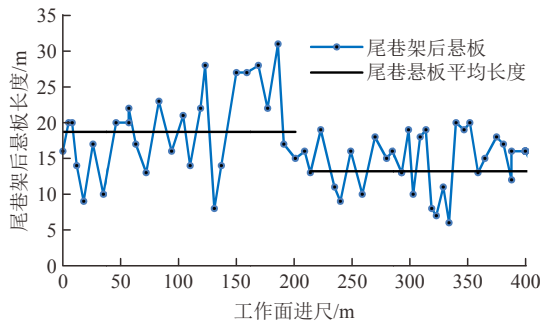


图 21 尾巷架后悬板监测
Fig.21 Suspension monitoring of tail lane

5 技术效果分析

5.1 数值模拟分析

首先通过数值模拟对上述关键技术参数设计进行验证。在考虑实际工程条件及简化计算的基础上，应用 FLAC^{3D} 数值模拟软件建立计算模型，模型尺寸为 200 m×170 m×50 m，模拟巷道开挖尺寸为 200 m×5 m×3 m，工作面开挖尺寸为 100 m×120 m×3 m，计算模型如图 22 所示，共含顶板 30 m，底板 17 m，网格单元 1 507 600，节点 1 673 580 个。

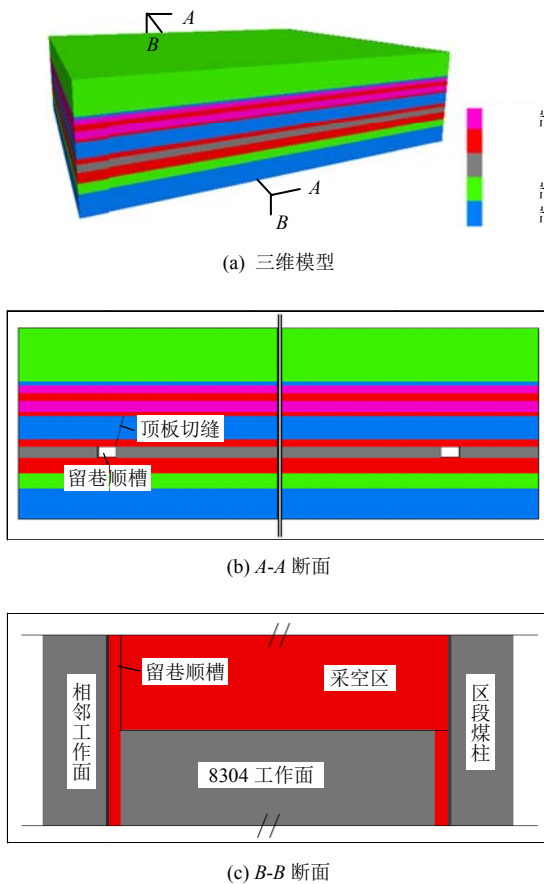
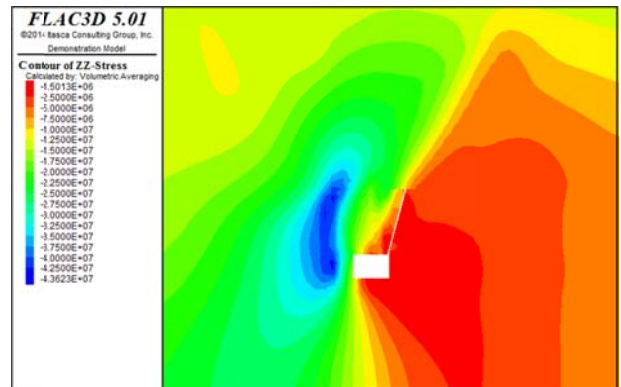


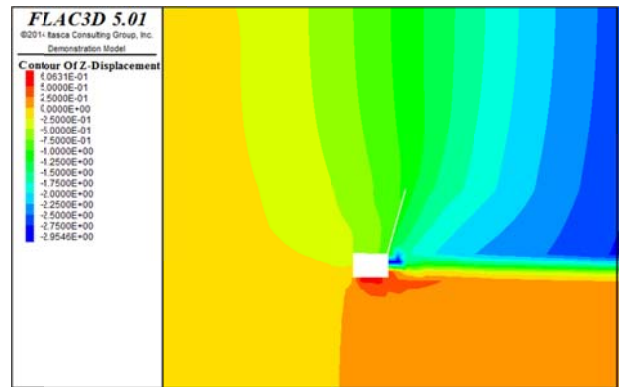
图 22 数值计算模型

Fig.22 Numerical calculation model

A-A 断面模拟结果如图 23 所示，非切缝侧实体煤帮内部产生明显的应力集中区，竖向应力最大值 49.5 MPa，巷道及工作面上方 15 m 范围内竖向应力最大约 23 MPa，巷道顶板竖向位移最大值为 1 210 mm；切缝侧实体煤帮内部应力集中范围较小，竖向应力最大值 40.8 MPa，巷道及工作面上方 15 m 范围内竖向应力最大约 18 MPa，巷道顶板竖向位移最大值为 320 mm。因此，可见顶板切缝能够有效切断顺槽顶板与采空区顶板之间的应力传递，减弱留巷围岩竖向应力集中，使留巷顶板下沉量大大减小。

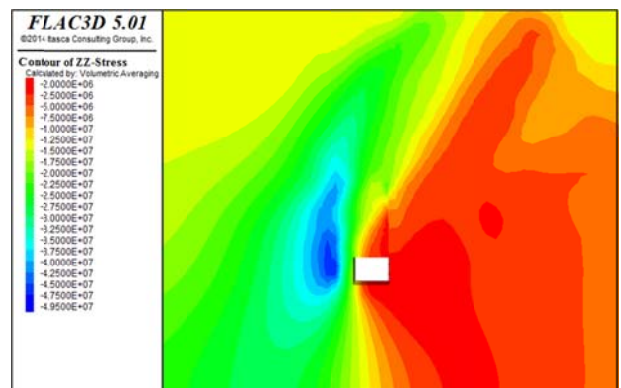


竖向应力分布(单位: Pa)

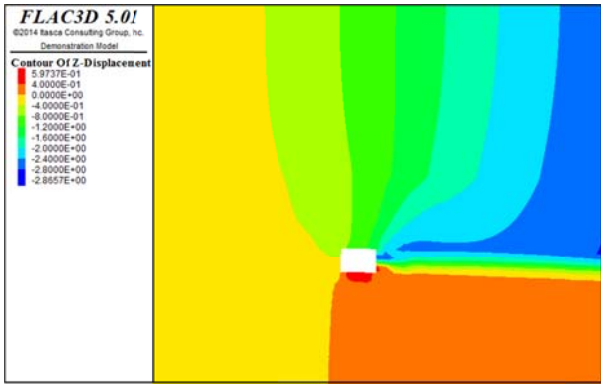


竖向位移分布(单位: m)

(a) 切缝侧竖向应力及位移分布



竖向应力分布(单位: Pa)



竖向位移分布(单位: m)

(b) 非切缝侧竖向应力及位移分布

图 23 A-A 断面模拟结果

Fig.23 The simulation results of A-A section

B-B 断面模拟结果如图 24 所示,切缝留巷顺槽实体煤侧竖向应力为 35 MPa,非切缝侧实体煤侧竖向应力为 45 MPa,切缝侧应力降低 22%;工作面非切缝侧和工作面中部压力较大,在靠近留巷顺槽侧工作面垂直应力值为 30 MPa,非切缝侧则为 40 MPa,切缝侧降幅为 25%,且越靠近切缝压力值越小,工作面横向卸压区范围约 30 m;切缝侧超前集中应力显著影响范围 5~10 m,而非切缝侧超前集中应力显著影响范围 5~20 m。综上,在 8304 工作面地质条件下,该切缝设计参数能够有效起到“切顶卸压”效果。

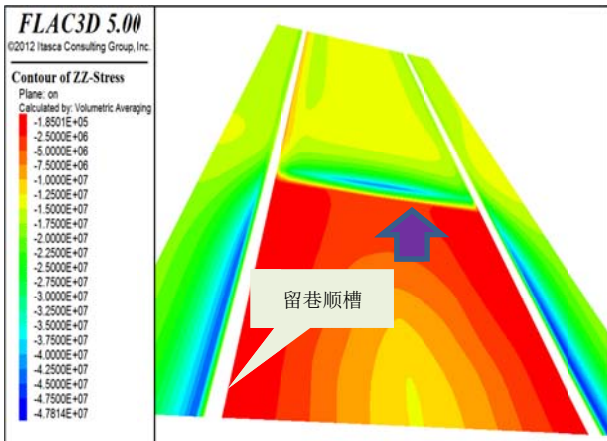


图 24 B-B 断面煤层竖向应力分布模拟结果(单位: Pa)

Fig.24 The simulation results of B-B section(unit: Pa)

5.2 工程实践分析

塔山煤矿 8304 工作面切顶卸压自成巷现场试验按上述工序总结及参数设计开展实施,留巷过程中对工作面液压支架工作阻力及留巷断面变形情况进行监测,从工作面顶板卸压、留巷有效断面两个方面对切顶卸压自成巷实施效果进行分析。

5.2.1 工作面矿压监测

按上述设计进行工作面回采、顺槽留巷作业,于工作面布置 10 台 GPD60W 矿用本安型无线压力传感器以监测液压支架工作阻力变化。其中留巷侧、工作面端头侧采用密集监测,监测设备布置间距为 6 台液压支架,工作面中部布置间距为 11 台液压支架,具体布置传感器的液压支架编号如下:1, 6, 12, 23, 34, 45, 56, 62, 68, 73,工作面矿压监测布置平面图如图 25 所示、监测设备如图 26 所示。

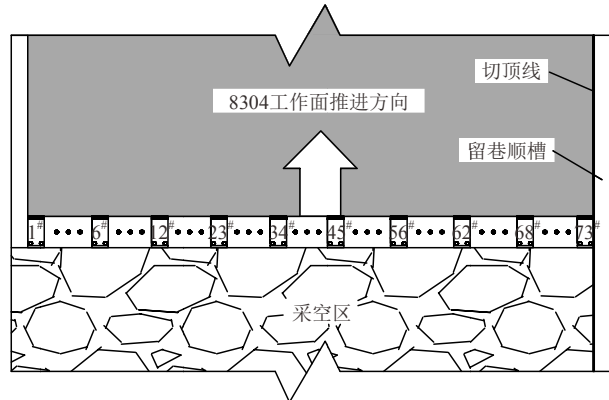


图 25 8304 工作面矿压监测方案

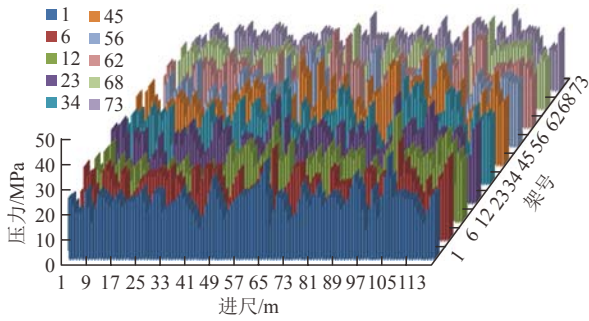
Fig.25 Monitoring scheme of 8304 working face



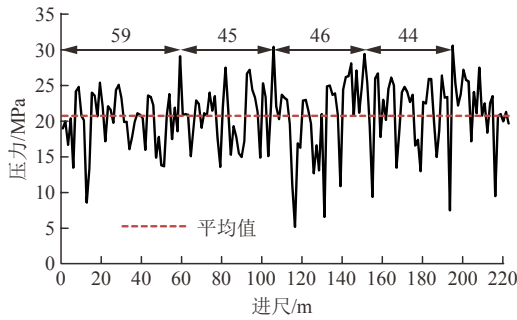
图 26 液压支架工作阻力监测设备

Fig.26 Monitoring equipment

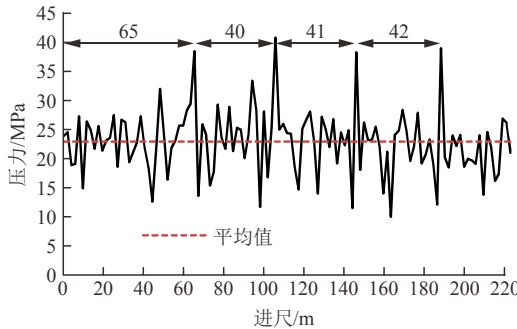
工作面矿压整体监测结果如图 27(a)所示,为分析切顶卸压效果,分别提取切缝侧(73#架)、未切缝侧(1#架)、工作面中部(34#架)液压支架工作阻力监测数据进行对比,如图 27(b)~(d)所示。



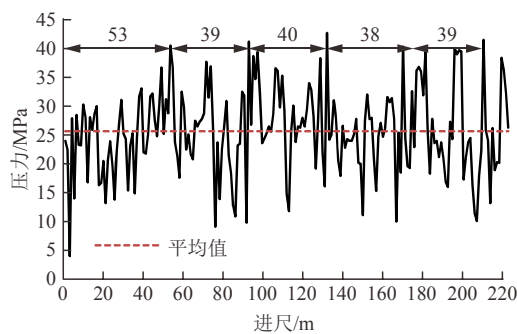
(a) 工作面液压支架整体压力监测图



(b) 73#架(顶板切缝侧)



(c) 1#架(顶板未切缝侧)



(d) 34#架(工作面中部)

图 27 液压支架循环末阻力监测结果

Fig.27 Monitoring diagram of typical hydraulic support

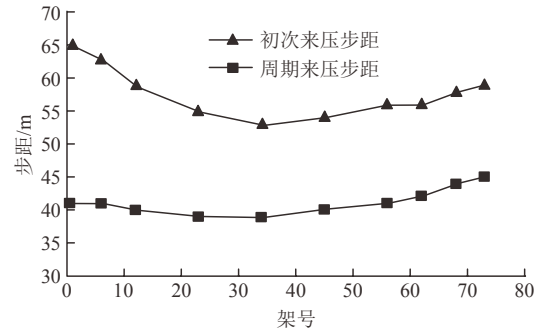
根据三台液压支架循环末阻力监测结果，得到其来压步距及来压压力统计如表 2 所示。可以看出，工作面中部来压步距最短，且来压强度最高；由于切眼内靠近留巷侧 20 m 范围内顶板进行了退锚处理，因此相比工作面头巷侧，留巷侧顶板初次来压步距较小；由于留巷顺槽顶板的爆破切缝卸压影响，留巷侧顶板的周期来压步距较之未切缝侧较大，平均增幅为 4 m，但来压压强降低，平均来压压强降

表 2 工作面液压支架循环末阻力统计
Table 2 Hydraulic support resistance statistic

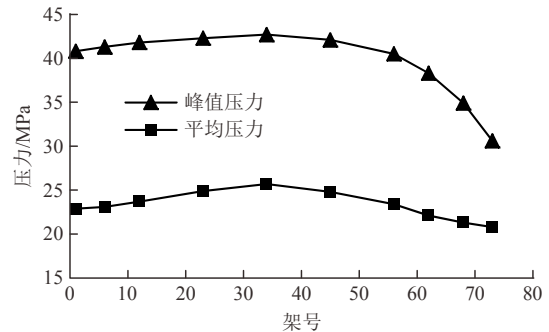
架号	初次来压步距/m	周期来压步距/m				平均压力/MPa	峰值压力/MPa
		1	2	3	平均		
1	65	40	41	42	41	22.9	40.8
34	53	39	40	38	39	25.7	42.7
73	59	45	46	44	45	20.8	30.6

低 2.1 MPa、峰值来压强度降低 10.2 MPa，切顶卸压效果明显。

工作面推进见方范围内，根据 10 台标记液压支架监测结果，分别对顶板初次来压步距、周期来压步距以及液压支架受力峰值压力、平均压力进行统计，结果如图 28 所示。



(a) 来压步距统计



(b) 来压强度统计

图 28 工作面液压支架来压特征统计

Fig.28 Pressure statistics of hydraulic support in working face

可见，工作面来压步距、来压强度分布规律与上述典型支架分析结果统一，且由于留巷侧顶板切缝和切眼内部分区段顶板退锚处理的影响，来压步距及强度分布呈现非对称性：切顶侧周期来压步距较之非切顶侧较大、来压强度较之非切缝侧较小，且自 56# 液压支架后切顶影响效果明显，即顺槽切顶于工作面的横向影响范围大致为 29.75 m(单台液压支架宽度为 1.75 m)，越靠近切缝处影响效果越显著；顺槽顶板预裂后，切缝侧液压支架的峰值压力受切顶卸压影响更大，而液压支架平均压力降幅较小，具

体来看，8304 工作面切缝侧较之非切缝侧，峰值压力最大卸压比为 25.0%，平均压力最大卸压比为 9.2%。

5.2.2 巷道变形监测

留巷变形监测采用十字测点法，如图 29 所示，每日每监测断面需测量 AM, MC, EM, MG 四段线段长度，自监测断面进入超前临时支护段开始进行监测，直至断面变形趋于稳定。为避免施工质量影响，在留巷施工人员熟悉相关工艺操作后，选取顺槽 400 m 进尺断面作为监测分析断面，监测结果如图 30 所示。

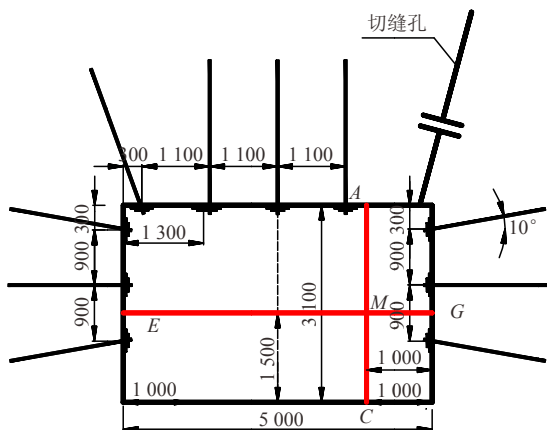


图 29 巷道变形监测方案(单位: mm)

Fig.29 Monitoring design of roadway(unit: mm)

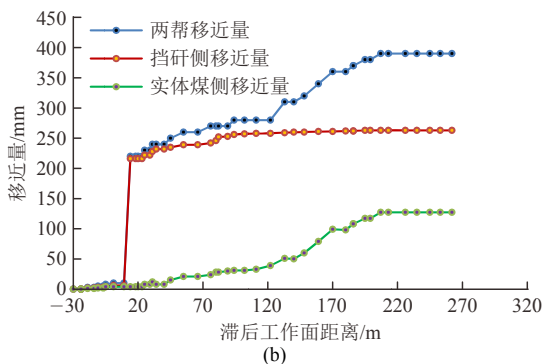
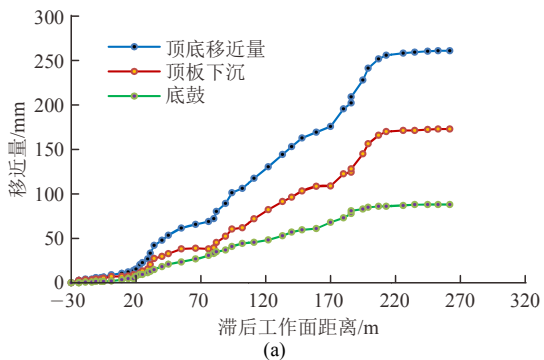


图 30 400 m 进尺巷道变形监测结果

Fig.30 Monitoring results at 400 m footage

根据监测结果可以看出：(1) 8304 工作面留巷底鼓最终变形量为 88 mm，顶板下沉最终变形量为

173 mm，顶底板移近最终变形量为 261 mm；(2) 留巷两帮移近最终变形量为 390 mm，前期两帮移近主要表现为挡矸侧移近，后期两帮移近主要表现为实体煤侧移近，其中挡矸支护直接移近量为 210 mm，挡矸侧变形移近量为 53 mm，实体煤侧变形移近量为 127 mm。最终留巷高度降低 261 mm，留巷宽度缩小 390 mm，留巷断面尺寸为 2 839 mm×4 610 mm，现场留巷效果如图 31 所示，留巷足以满足相邻工作面回采复用需求。



图 31 现场成巷效果

Fig.31 Field retaining effects

6 结 论

(1) 以切顶短臂梁理论及无煤柱自成巷技术为基础，将成巷工艺流程归纳为 6 步，同时依据各工序时空关系，将留巷围岩结构划分为媒体支撑区、动压承载区及成巷稳定区三区。

(2) 为提高切顶卸压无煤柱自成巷技术的适用性，总结、提出顶板切缝、聚能爆破、恒阻锚索支护、挡矸支护、临时支护以及松动爆破六项关键技术，并以塔山煤矿 8304 工作面地质条件为基础，针对六项关键技术相关参数进行设计，于现场成功进行快速无煤柱自成巷实践。

(3) 通过数值模拟、现场试验等手段，进一步揭示了切顶卸压机理及效应。在工作面走向方向上，切顶后超前应力集中影响范围缩小，工作面来压步距增大、来压强度降低；在工作面倾向方向上，切顶后切缝侧一定范围内液压支架工作阻力、实体煤帮竖向应力均有所减小。切顶卸压条件下留巷顺槽整体变形量较小，留巷断面可以满足回采复用需求。

参考文献(References):

[1] 薛 毅. 从传统到现代: 中国采煤方法与技术的演进[J]. 湖北理工学院学报: 人文社会科学版, 2013, 30(5): 7 - 15.(XUE Yi. From

- tradition to modern times: evolution of coal mining technology in China[J]. Journal of Hubei Polytechnic University: Humanities and Social Science, 2013, 30(5): 7 - 15.(in Chinese))
- [2] 康红普, 范明建, 高富强, 等. 超千米深井巷道围岩变形特征与支护技术[J]. 岩石力学与工程学报, 2015, 34(11): 2 227 - 2 241. (KANG Hongpu, FAN Mingjian, GAO Fuqiang, et al. Deformation and support of rock roadway at depth more than 1000 meters[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2015, 34(11): 2 227 - 2 241.(in Chinese))
- [3] 张 农, 韩昌良, 阚甲广, 等. 沿空留巷围岩控制理论与实践[J]. 煤炭学报, 2014, 39(8): 1 635 - 1 641.(ZHANG Nong, HAN Changliang, KAN Jianguang, et al. Theory and practice of surrounding rock control for pillarless gob-side entry retaining[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(8): 1 635 - 1 641. (in Chinese))
- [4] 康红普, 牛多龙, 张 镇, 等. 深部沿空留巷围岩变形特征与支护技术[J]. 岩石力学与工程学报, 2010, 29(10): 1 977 - 1 987.(KANG Hongpu, NIU Duolong, ZHANG Zhen, et al. Deformation characteristics of supporting rock and supporting technology of gob-side entry retaining[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2010, 29(10): 1 977 - 1 987.(in Chinese))
- [5] 王巨龙, 王 刚. 切顶卸压沿空留巷技术探讨[J]. 煤炭工程, 2012, 12(1): 24 - 26.(WANG Juguang, WANG Gang. Discussion on gateway retained along goaf technology with roof breaking and pressure releasing[J]. Coal Engineering, 2012, 12(1): 24 - 26.(in Chinese))
- [6] 何满潮, 宋振骥, 王 安, 等. 长壁开采切顶短壁梁理论及其110工法—第三次矿业科学技术变革[J]. 煤炭科技, 2017, 11(1): 1 - 9.(HE Manchao, SONG Zhenqi, WANG An, et al. Theory of longwall mining by using roof cutting shortwall team and 110 method[J]. Coal Science and Technology Magazine, 2017, 11(1): 1 - 9.(in Chinese))
- [7] 孙晓明, 刘 鑫, 梁广峰, 等. 薄煤层切顶卸压沿空留巷关键参数研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2014, 33(7): 1 449 - 1 456.(SUN Xiaoming, LIU Xin, LIANG Guangfeng, et al. Key parameters of gob-side entry retaining formed by roof cut and pressure releasing in thin coal seams[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2014, 33(7): 1 449 - 1 456.(in Chinese))
- [8] 郭志颺, 王 将, 曹天培, 等. 薄煤层切顶卸压自动成巷关键参数研究[J]. 中国矿业大学学报, 2016, 45(9): 879 - 885.(GUO Zhibiao, WANG Jiang, CAO Tianpei, et al. Research on key parameters of gob-side entry retaining automatically formed by roof cutting and pressure release in thin coal seam mining[J]. Journal of China University of Mining and Technology, 2016, 45(9): 879 - 885.(in Chinese))
- [9] 张国锋, 许有青, 葛鹏涛. 唐山沟矿厚层砂岩顶板切缝沿空成巷试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2016, 35(7): 1 397 - 1 406. (ZHANG Guofeng, XU Youqing, GE Pengtao. Research on cut gob-side entry retaining in thin coal seam of Tangshan ditch[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2016, 35(7): 1 397 - 1 406.(in Chinese))
- [10] 马新根, 何满潮, 王 炯, 等. 雁崖煤矿8304工作面沿空留巷条件下切眼后方硐室支护设计研究[J]. 煤炭技术, 2017, 36(12): 30 - 33.(MA Xingen, HE Manchao, WANG Jiong, et al. Study on design of chamber supporting behind cutting hole under condition of gob-side entry retaining in 8304 Face of Yanya coal mine[J]. Coal Technology, 2017, 36(12): 30 - 33.(in Chinese))
- [11] 何满潮, 高玉兵, 杨 军, 等. 无煤柱自成巷聚能切缝技术及其对围岩应力演化的影响研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2017, 36(6): 1 314 - 1 325.(HE Manchao, GAO Yubing, YANG Jun, et al. An energy-gathered roof cutting technique in no-pillar mining and its impact on stress variation in surrounding rocks[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2017, 36(6): 1 314 - 1 325.(in Chinese))
- [12] 宋立兵. 神东矿区切顶卸压成巷技术研究[J]. 煤炭科学技术, 2016, 44(8): 80 - 85.(SONG Libing. Study on roof cutting pressure released and gateway driving technology in Shendong mining area[J]. Coal Science and Technology, 2016, 44(8): 80 - 85.(in Chinese))
- [13] 高玉兵, 何满潮, 杨 军, 等. 无煤柱自成巷空区矸体垮落规律的切顶效应试验研究[J]. 中国矿业大学学报, 2018, 47(1): 116 - 127.(GAO Yubing, HE Manchao, YANG Jun, et al. Experimental study of caving and distribution laws of gangues influenced by roof fracturing in pillarless mining with gob-side entry retaining[J]. Journal of China University of Mining and Technology, 2018, 47(1): 116 - 127.(in Chinese))
- [14] 迟宝锁, 周开放, 何满潮, 等. 大采高工作面切顶留巷支护参数优化研究[J]. 煤炭科学技术, 2017, 45(8): 128 - 133.(CHI Baosuo, ZHOU Kaifang, HE Manchao, et al. Optimization research on supporting parameters of roof cutting entry retaining with large mining height face[J]. Coal Science and Technology, 2017, 45(8): 128 - 133.(in Chinese))
- [15] 何满潮, 马资敏, 郭志颺, 等. 深部中厚煤层切顶留巷关键技术参数研究[J]. 中国矿业大学学报, 2018, 47(5): 468 - 477.(HE Manchao, MA Zimin, GUO Zhibiao, et al. Key parameters of the gob-side entry retaining formed by roof cutting and pressure release in deep medium-thickness coal seams[J]. Journal of China University of Mining and Technology, 2018, 47(5): 468 - 477.(in Chinese))
- [16] 王成虎, 何满潮, 王树理, 等. 双向聚能拉伸爆破新技术在节理岩体中应用[J]. 爆破学报, 2004, 21(2): 39 - 42.(WANG Chenghu, HE Manchao, WANG Shuli, et al. Application of the bidirectional energy-cavity blasting technology in the jointed rock mass[J]. Blasting, 2004, 21(2): 39 - 42.(in Chinese))
- [17] TAO Z G, ZHAO F, WANG H J, et al. Innovative constant resistance large deformation bolt for rock support in high stressed rock mass[J]. Arabian Journal of Geosciences, 2017, 34(10): 1 - 15.
- [18] 高玉兵, 杨 军, 何满潮, 等. 厚煤层无煤柱切顶成巷碎石帮变形机制及控制技术研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2017, 36(10): 2 492 - 2 502.(GAO Yubing, YANG Jun, HE Manchao, et al. Mechanism and control techniques for gangue rib deformations in gob-side entry retaining formed by roof fracturing in thick coal seams[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2017, 36(10): 2 492 - 2 502.(in Chinese))
- [19] 孙恒虎, 吴 健, 邱运新. 沿空留巷的矿压规律及岩层控制[J]. 煤炭学报, 1992, 17(1): 15 - 24.(SUN Henghu, WU Jian, QIU Yunxin. Rules and ground pressure and strata control in gateways maintained in goaf[J]. Journal of China Coal Society, 1992, 17(1): 15 - 24.(in Chinese))