

中厚煤层复合顶板切顶卸压自动成巷 工作面矿压显现特征分析

何满潮¹, 马新根^{1, 2}, 王 炯^{1, 2}, 张家宾^{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)

摘要: 为探究切顶卸压自动成巷技术条件下的工作面矿压显现特征及机制, 以塔山煤矿 8304 工作面为例, 在对切顶成巷技术原理及工艺流程进行总结的基础上, 提出具体成巷设计, 随后通过现场监测、数值模拟以及理论推导等手段, 对工作面的矿压分布特征及演化过程进行分析。监测结果显示: (1) 工作面中部来压步距最短、来压强度最高, 且受留巷切顶影响, 工作面来压步距及强度分布呈现非对称性; (2) 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, 平均来压压强降低 2.1 MPa, 降幅 9.2%, 峰值来压强度降低 10.2 MPa, 降幅 25.0%, 切顶卸压效果明显, 且峰值压力受切顶卸压影响更大; (3) 顺槽切顶于工作面的横向影响范围大致为 29.75 m, 越靠近切缝处影响效果越显著。数值模拟进一步发现: 顺槽预裂切顶对工作面来压在走向方向上的超前影响范围约为 20 m, 超前影响范围内, 影响程度随超前距离增加逐渐减小; 在滞后工作面 30 m 范围内, 滞后工作面距离越远, 顺槽切顶卸压影响越大; 在滞后工作面 30 m 之后, 顺槽切顶影响幅度基本维持不变。

关键词: 采矿工程; 切顶卸压; 自动成巷; 矿压显现; 工作面; 监测分析; 数值模拟

中图分类号: TD 32

文献标识码: A

文章编号: 1000 - 6915(2018)11 - 2425 - 10

Feature analysis of working face strata pressure with roof cutting pressure releasing in medium-thick seam and compound roof condition

HE Manchao¹, MA Xingen^{1, 2}, WANG Jiong^{1, 2}, ZHANG Jiabin^{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)

Abstract: The working face 8304 of Tashan coal mine was studied to explore the characteristics and mechanism of the mining pressure around working faces under the roof cutting pressure releasing gob-side entry retaining condition. The monitoring results indicate that the middle area of the working face has the shortest pressure step distance and the highest compressive strength. Affected by the pre-cracking roof cutting, the pressure step and the intensity distribution of the working face are asymmetrical. The pressure step distance of the roof cutting side is larger than that of the uncut side with the increment of 4 m, but the pressure is reduced. The average pressure is

收稿日期: 2018 - 06 - 04; **修回日期:** 2018 - 07 - 20

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, 博士, 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, 主要从事深部岩石力学理论及工程方面的教学与研究工作。E-mail: hemanchao@263.net

DOI: 10.13722/j.cnki.jrme.2018.0616

reduced by 2.1 MPa(9.2%) and the peak pressure is reduced by 10.2 MPa(25.0%). The effect of roof cutting pressure releasing is obvious and the peak pressure is more affected by roof cutting. The transverse range of influencing of roof cutting along the working face is approximately 29.75 m. The closer to the slit is, the more significant the effect is. The results of numerical simulation reveal that the advance influence range of pre-crack roof cutting on the working face in the direction of strike is about 20 m. Within the range of advance influence, the influence degree decreases gradually with the advance distance. Within lagging working face 30 m, the further the distance from the working face is, the greater the influence of the roof cutting is. After lagging working face 30 m, the impact amplitude of roof cutting remains basically stable.

Key words: mining engineering; roof cutting and pressure releasing; automatic lane formation; strata behaviors; working face; monitoring analysis; numerical simulation

1 引言

1954 年英国建立了世界上第一个长壁式综采工作面, 随后各采煤国家陆续开展了长壁式开采的工业性试验、理论分析和室内实验研究, 不断丰富和发展了长壁开采技术, 取得了丰硕的研究成果^[1]。我国自“一五”期间开始学习苏联长壁式开采方法以来, 经过多年的试验和推广, 结合我国煤层赋存条件, 发展出了具有中国特色的煤矿长壁式开采技术及开采工艺^[2]。

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^[3]。此时, 留设区段煤柱的传统长壁开采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^[4]。沿空留巷技术作为一种无煤柱开采方式, 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^[5]。以此为基础, 中国科学院何满潮院士于 2009 年进一步提出切顶卸压无煤柱自动成巷技术, 即通过于留巷顶板采空区侧实施定向预裂爆破, 切断留巷顶板与采空区顶板的应力传递, 待工作面回采后, 采空区顶板发生垮落并利用垮落矸石的碎胀特性对采空区进行充填, 从而实现零煤柱、零充填材料自动成巷, 留巷效率大幅提高、成本大幅降低^[6]。

目前, 关于传统长壁开采工作面的矿山压力显现及岩层控制理论研究已相对完善, 应用最为广泛的有“砌体梁”和关键层理论、“传递岩梁”和内外应力场理论、采场薄板理论、弹性基础梁理论等^[7-10]。虽然切顶卸压无煤柱自动成巷技术也已在

白皎矿、唐山沟矿、禾草沟矿等多矿成功进行试验, 然而在该工作面及巷道布置条件下的矿山压力分布及显现特征研究仍相对欠缺^[11-14]。因此, 本文以塔山煤矿 8304 工作面中厚煤层复合顶板条件下的切顶卸压自动成巷实践作为工程实例, 分析该技术的工作面、巷道布置方式及采掘工艺, 针对其工作面矿压显现特征进行研究, 并与传统工艺条件进行对比, 研究成果对切顶卸压自动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, 全工作面平均煤层倾角为 4°, 工作面基本参数如表 1 所示, 顶板岩性柱状图如图 1(b)所示, 各岩层相关参数如表 2^[15]所示。

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。

3 切顶卸压自动成巷技术

3.1 工艺流程

切顶卸压自动成巷技术的核心, 在于通过双向

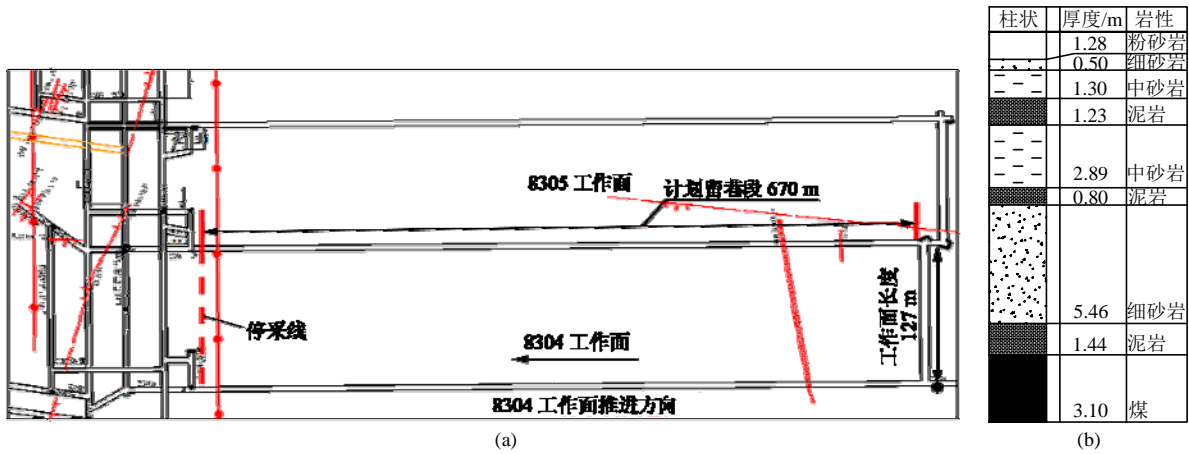


图 1 8304 工作面布置平面图及顶板岩性柱状图
Fig.1 Layout and roof lithology of working face 8304

表 1 8304 工作面基本参数

Table 1 Basic parameters of working face 8304

煤层厚度/m	煤层平均厚度/m	采高/m	走向长度/m	直接顶岩性	直接顶厚度/m	基本顶岩性	基本顶厚度/m	埋深/m	煤层倾角/(°)	煤层平均角度/(°)	工作面长度/m	直接底岩性	直接底厚度/m	基本底岩性	基本底厚度/m
1.80~3.55	3.1	3.1	670	泥岩	1.47	细砂岩	3.88	367~411	2~6	4	127	泥岩	3.2	粉砂岩	3.1

表 2 顶板岩性参数^[15]

Table 2 Lithologic parameters of roof strata^[15]

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	23	3.2	28	0.2	0.20	0.15
②	细砂岩	5.46	6.90	24	7.3	32	1.0	3.81	3.05
③	泥岩	0.80	7.70	23	3.2	28	0.2	0.20	0.15
④	中砂岩	2.89	10.59	25	8.4	33	2.6	11.49	7.26
⑤	泥岩	1.23	11.82	23	3.2	28	0.2	0.20	0.15
⑥	中砂岩	1.30	13.12	25	8.4	33	2.6	11.49	7.26
⑦	细砂岩	0.60	13.72	24	7.3	32	1.0	3.81	3.05
⑧	粉砂岩	1.28	15.00	23	4.3	32	0.8	2.11	1.86

聚能张拉爆破技术的使用，沿工作面推进方向对留巷顶板实施定向预裂，切断留巷顶板与采空区顶板之间的应力传递，同时采用恒阻大变形锚索对留巷顶板进行加固，在切缝面两侧形成顶板应力差，使得工作面回采后留巷顶板变形可控，而采空区顶板沿切缝面及时垮落，并在碎胀后对覆岩起到有效支撑^[6]。

如图 2 所示，切顶卸压自动成巷技术的工艺流程分为以下 6 步：(1) 掘进出服务于本工作面及下工作面的留巷顺槽；(2) 按支护设计对预留巷顺槽实施补强支护；(3) 根据切顶设计及现场爆破试验结果，对留巷顺槽顶板实施预裂切缝；(4) 于留巷顺槽内超前工作面一定区域实施超前支护；(5) 于留巷顺槽内工作面架后区域及时实施架后支护及挡矸支护；(6) 留巷围岩变形趋于稳定后，撤掉架后

支护，仅保留挡矸支护，成巷完成^[11]。

3.2 成巷方案设计

根据 8304 工作面顶板地质条件，对预裂切顶关键参数进行设计，其中切顶高度^[14]计算如下：

$$H_F = (H_M - \Delta H_1 - \Delta H_2) / (K - 1) \quad (1)$$

式中： H_F 为最小切顶高度， H_M 为煤层采高， ΔH_1 为顶板下沉量， ΔH_2 为底鼓量， 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。同时，为减弱采空区顶板垮落时对切缝面的摩擦作用，并

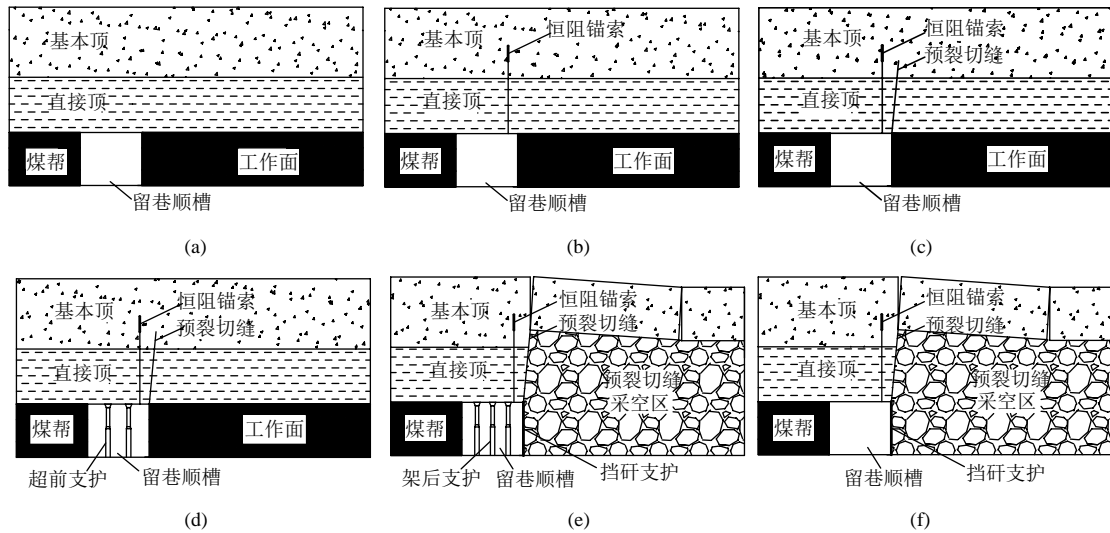


图 2 切顶卸压自动成巷工艺流程

Fig.2 Technological process of roof cutting pressure-relief gob-side entry retaining

避免切顶预裂爆破破坏巷内锚杆索支护，设计切顶角度为垂直方向偏向采空区 15°，如图 3^[12]所示。

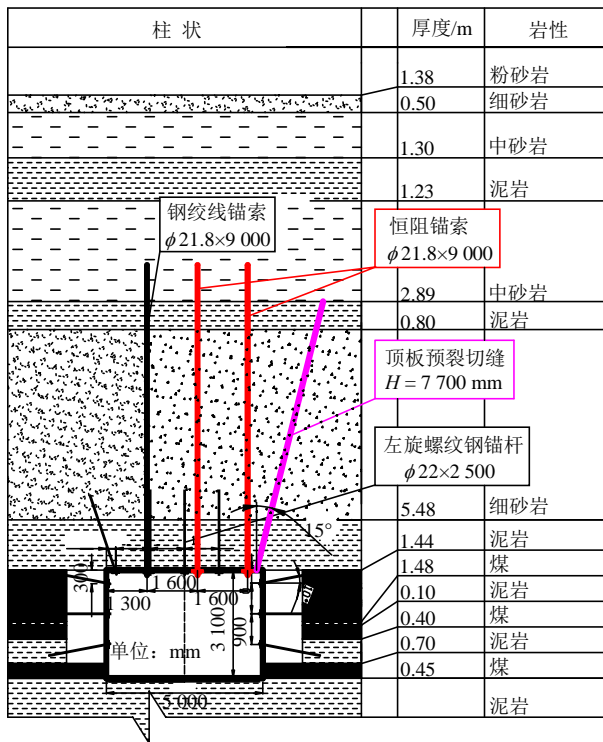


图 3 8304 工作面切顶、支护设计断面图^[12]

Fig.3 Roof cutting and supporting design of working face 8304^[12]

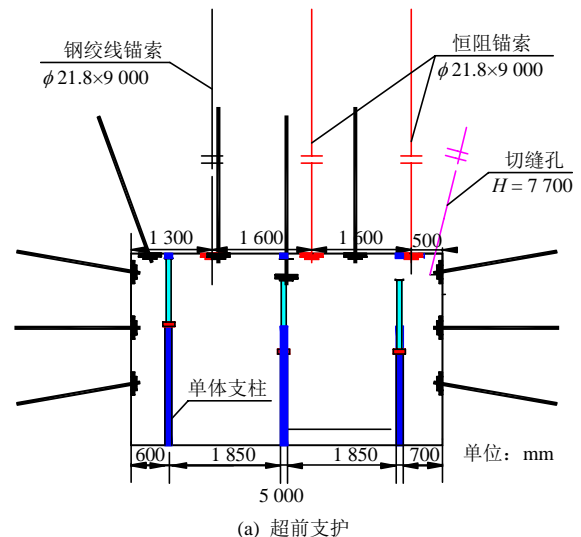
随后，考虑锚索支护锚固段通常需 1~2 m，故本试验中取锚索长度为 9 m。根据表 2 顶板岩性描述及现场支护经验，设计锚索支护断面如图 3 所示，每个支护断面布置 3 列锚索进行支护，切缝侧及巷道中部采用恒阻锚索进行支护，实体煤帮侧采用普通钢绞线锚索进行支护，切缝侧恒阻锚索支护排距

为 1 500 mm，其他 2 列锚索支护排距为 3 000 mm；根据相邻工作面回采经验，设计超前支护断面如图 4(a)所示，每支护断面布置 3 根单体支柱，支设排距 1 m，设计架后支护断面如图 4(b)所示，每支护断面布置 5 根单体，考虑切缝侧顶板易发生下沉变形，设计切缝侧单体排距为 0.5 m，其他 4 列单体排距为 1 m^[11-12, 15]。

4 工作面矿压监测

4.1 工作面矿压监测方案

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 5~6 台液压支架，工作面中部布置间距为 11 台液



(a) 超前支护

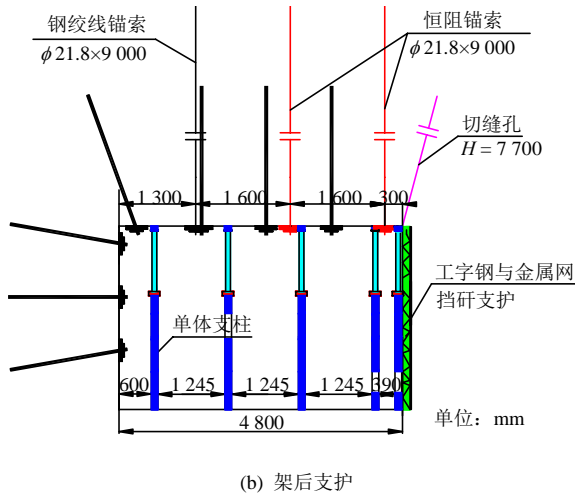


图 4 8304 工作面超前、架后支护设计断面图

Fig.4 Forward and rear support design of working face 8304

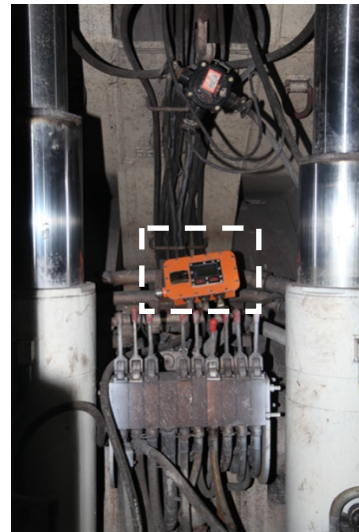


图 6 液压支架工作阻力监测设备

Fig.6 Monitoring equipment for hydraulic support

压支架，具体布置传感器的液压支架编号为：1[#]，6[#]，12[#]，23[#]，34[#]，45[#]，56[#]，62[#]，68[#]，73[#]，工作面矿压监测布置平面图如图 5 所示，监测设备如图 6 所示。

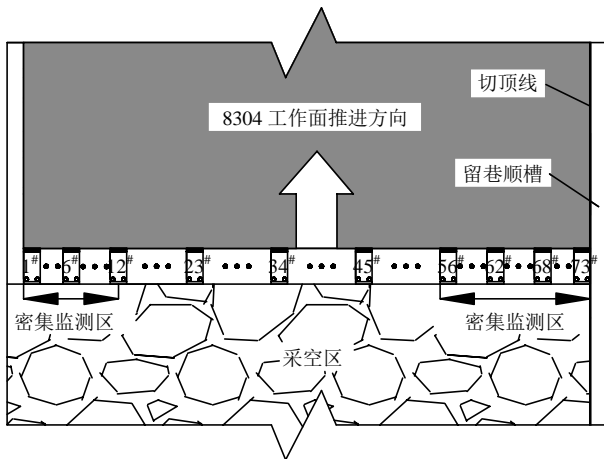


图 5 8304 工作面矿压监测方案

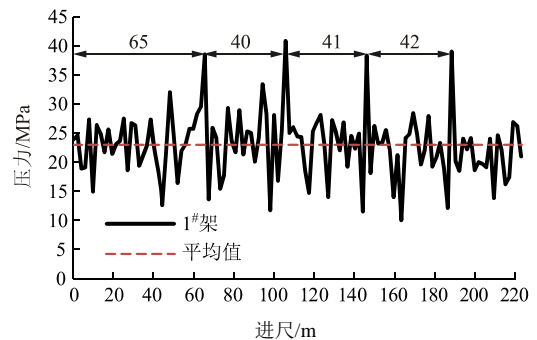
Fig.5 Monitoring scheme of working face 8304

4.2 监测结果分析

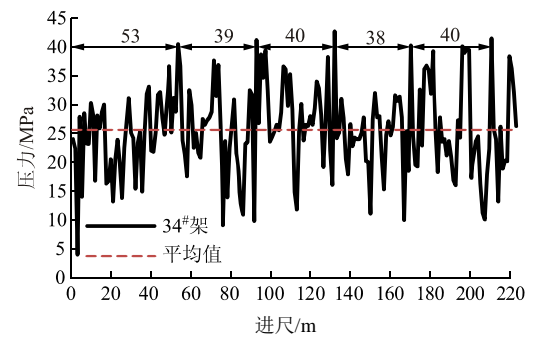
4.2.1 典型支架监测数据分析

首先对工作面端头侧液压支架(1[#]架)、工作面中部液压支架(34[#]架)和工作面切缝侧液压支架(73[#]架)监测数据进行整理对比，对顶板切缝条件下的来压步距及来压强度变化进行分析。

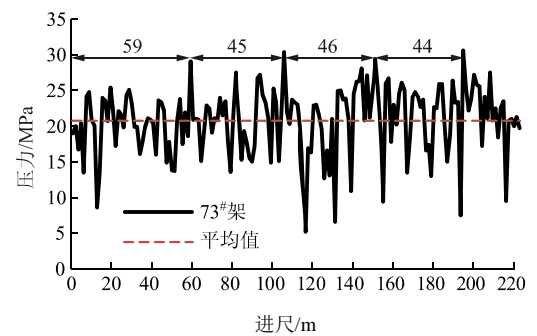
3 台液压支架循环末阻力监测结果如图 7 所示，其来压步距及来压压力统计如表 3 所示。可以看出，工作面中部来压步距最短，且来压强度最高；由于切眼内靠近留巷侧 20 m 范围内顶板进行了退锚处理，因此相比工作面头巷侧，留巷侧顶板初次来压步距较小；由于留巷顺槽顶板的爆破切缝卸压影响，



(a) 1[#]架(顶板未切缝侧)



(b) 34[#]架(工作面中部)



(c) 73[#]架(顶板切缝侧)

图 7 典型液压支架循环末阻力监测图

Fig.7 Monitoring curves of typical hydraulic support

表3 工作面液压支架循环末阻力统计表

Table 3 Statistical results of hydraulic support resistance

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

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，平均来压压强降低 2.1 MPa、峰值来压强度降低 10.2 MPa，切顶卸压效果明显。

4.2.2 工作面整体来压规律分析

工作面推进见方范围内，10 台标记液压支架整体监测结果如图 8 所示，据此可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 9 所示。

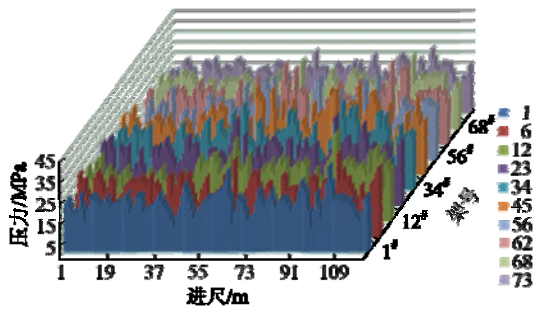
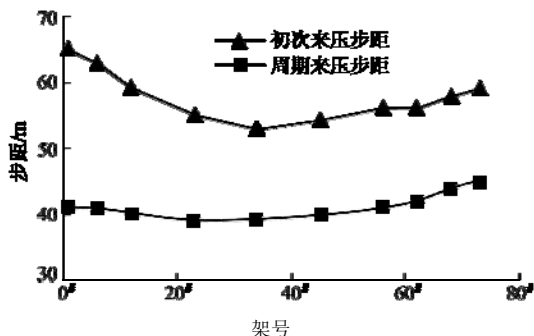


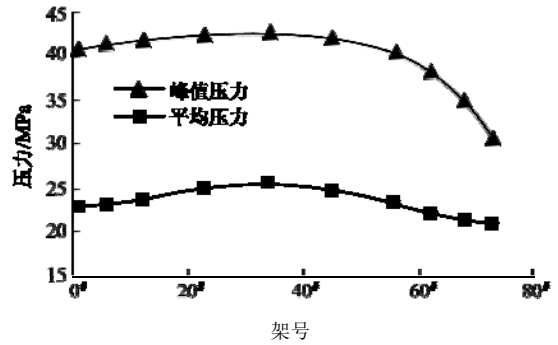
图 8 工作面液压支架整体压力监测图

Fig.8 Overall pressure monitoring of working face hydraulic support

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一致，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，



(a) 来压步距统计



(b) 来压强度统计

图 9 工作面液压支架来压特征统计

Fig.9 Statistical results of pressure of hydraulic support at working face

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%。

4.2.3 工作面来压特征计算分析

为对上述工作面来压特征进行进一步总结，并探究切顶后来压规律改变机制，通过理论计算对顶板结构及来压关键参数进行分析。

(1) 顶板结构分析

在工作面回采过程中，直接顶断裂未垮落时，其竖向作用力将全部由工作面液压支架承担，据此可利用液压支架来压前工作阻力对直接顶的厚度 M_z 进行反算，计算公式^[16]如下：

$$A_z = \sum_{i=1}^n (M_{z_i} \gamma_{z_i} f_{z_i}) \tag{2}$$

$$M_z = \sum_{i=1}^n M_{z_i} \tag{3}$$

式中： A_z 为直接顶压力(MPa)， M_{z_i} 为分层直接顶厚度(m)， γ_{z_i} 为直接顶容重(kN/m³)， f_{z_i} 为直接顶悬顶参数， n 为直接顶分层数量。

由图 8 监测结果可知，非切顶影响区工作面来压前支架工作阻力均值为 5 316 kN(24.1 MPa)，来压时支架工作阻力峰值为 9 175 kN(41.6 MPa)，顶板来压较为明显；切顶影响区工作面来压前支架工作阻力均值为 4 720 kN(21.4 MPa)，来压时支架工作阻力峰值为 7 631 kN(34.6 MPa)，顶板来压强度减弱。根据式(2)和(3)反算直接顶厚度时，需考虑煤

层顶板相关参数(见表 2), 其中悬顶系数 f_z 计算公式^[17]为

$$f_z = \frac{1}{2n_z} \left(\frac{L_K + L_S}{L_K} \right)^2 \quad (4)$$

$$n_z = \frac{S_0}{L_K} \quad (5)$$

式中: L_K 为支架控顶距(m); L_S 为顶板岩层悬顶距(m); n_z 为支架合力力矩与顶板悬顶距比值; S_0 为支架合力作用点距煤壁距离, 对于综采液压支架, 一般 $S_0 = 0.5L_K$, 则 $n_z = 0.5$; L 为顶板周期断裂步距, $L = L_S - L_K$ 。未切顶条件下, 直接顶单岩层周期断裂步距 L_{Oz} 计算公式如下:

$$L_{Oz} = \sqrt{\frac{M_z[\sigma]}{3\gamma}} \quad (6)$$

式中: M_z 为直接顶单岩层厚度(m), $[\sigma]$ 为岩层抗拉强度(MPa), γ 为岩层容重(N/m³)。切顶条件下 L_{Oz} 取值为计算值的 0.5 倍。分层计算结果如表 4 所示。

表 4 直接顶分层反算结果

Table 4 Inverse calculation of thickness of direct roof stratification

岩性	均厚/ m	累计 厚度/ m	未切顶 单层压 力/kN	未切顶 累计压 力/kN	切顶单 层压 力/kN	切顶累 计压 力/kN
泥岩	1.44	1.44	483.84	483.84	120.96	120.96
细砂岩	5.46	6.90	15 868.44	16 352.28	3 967.18	4 088.14
泥岩	0.80	7.70	149.38	16 501.66	37.38	4 125.52
中砂岩	2.89	10.59	5 115.6	21 617.26	1 278.9	5 404.42

对比反算结果可知, 非切顶影响区直接顶由下层泥岩和部分细砂岩组成(484 kN ≤ 5 316 kN ≤ 16 352 kN), 切顶影响区直接顶由下三层泥岩、细砂岩和部分中砂岩组成(4 126 kN ≤ 4 720 kN ≤ 5 404 kN), 即受顶板切缝影响, 切顶影响区顶板部分下部基本顶转化为直接顶, 造成直接顶厚度增加。因此, 切顶后顶板结构的改变主要体现在以下几点: ① 切顶影响区直接顶厚度增加, 直接顶最大厚度可大于切顶高度; ② 切顶影响区直接顶架后悬板长度减小, 液压支架来压前工作阻力减小; ③ 直接顶厚度增加后, 直接顶垮落碎胀高度也相应增加, 故基本顶破断回转角度减小、基本顶架后悬板长度增加、工作面周期来压步距增加、工作面周期来压强度减小。

(2) 来压特征分析

基于综采工作面架后顶板悬臂结构及来压机制, 可得基本顶周期来压步距 L 、来压强度 F 计算公式^[18]:

$$L = k_1 h \sqrt{\frac{R_t}{3Q}} \quad (7)$$

$$F = \left[2 - \frac{L \tan(\varphi - \theta)}{2(h - s)} \right] Q b k_2 \quad (8)$$

式中: R_t 为基本顶的抗拉强度(MPa), h 为基本顶厚度(m), Q 为基本顶单位面积上所承受的载荷(MPa), φ 为岩块间摩擦角(°), θ 为岩块破断角(°), h 为关键层厚度(m), s 为关键层的下沉量(m), b 为支架宽度(m), k_1 为来压步距修正系数, k_2 为来压强度修正系数。

根据表 3 监测结果、表 4 直接顶厚度反算结果, 将 8304 工作面顶板相关参数代入式(7)和(8)进行计算, 其中岩块间摩擦角度取 45°、直接顶垮落碎胀系数取 1.41, 计算得到工作面未切顶侧 $k_1 = 1.08$, $k_2 = 1.07$; 工作面中部 $k_1 = 1.03$, $k_2 = 1.03$; 切顶侧 $k_1 = 0.98$, $k_2 = 0.92$ 。可见, 虽然顶板切缝后顶板结构及来压特征发生了改变, 但来压机制仍基于悬臂梁结构, 来压步距及来压强度仍可按照传统综采工作面计算公式进行计算, 修正系数仍处于 0.9~1.1 范围。

5 数值模拟分析

节 4 根据现场监测数据对工作面来压规律进行了总结, 通过理论计算对切缝顶板的结构变化及来压特征进行了分析, 为进一步探究工作面前后区域的压力演变过程, 并对工作面来压监测规律进行验证, 本节使用 FLAC^{3D} 模拟软件针对 8304 工作面顶底板地质条件进行建模模拟分析。

5.1 模型建立

根据塔山煤矿 8304 工作面地质条件进行 FLAC^{3D} 建模, 建模尺寸为 200 m × 170 m × 50 m, 其中含顶板 30 m, 底板 17 m, 网格单元 1 507 600, 节点 1 673 580 个, 工作面走向模拟长度为 200 m, 倾向模拟长度为 130 m, 顺槽模拟宽度为 5 m, 如图 10 所示。

建模完成后对其进行工作面回采模拟, 对比分析顶板预裂切缝后对工作面来压规律的具体影响。根据相关研究成果, 工作面支架压力来源于直接顶

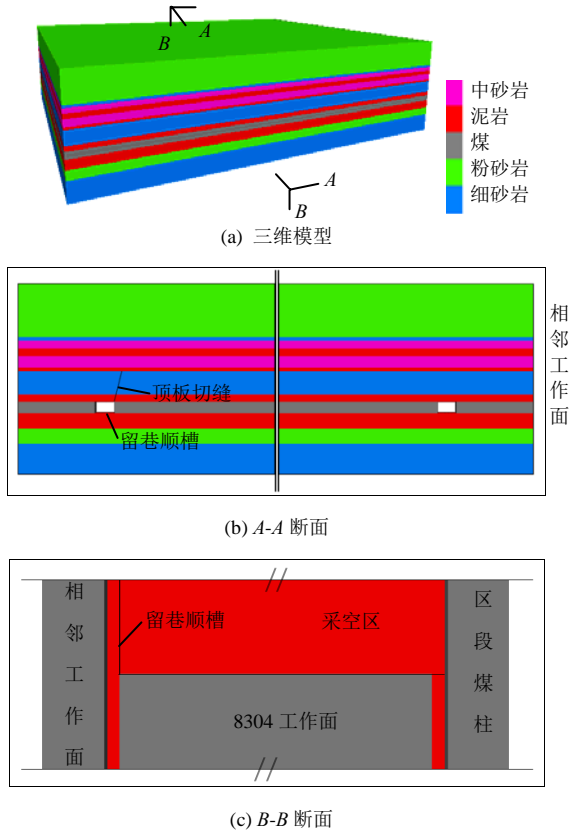


图 10 数值计算模型

Fig.10 Numerical calculation model

岩块自身重量和基本顶回转下沉“给定变形”对支架造成的挤压力^[19]。将直接顶视为不能实现自身平衡的岩体，则每个支架承受直接顶岩块的重量相等，实际上对支架压力大小起决定性作用的是基本顶岩块的回转下沉量^[10]。因此，本模拟不考虑顺槽支护、工作面液压支架支护影响，仅以基本顶垂直位移量作为观测指标，以此表征顶板来压特征。

5.2 规律分析

根据现场监测结果及相邻工作面回采经验，判断 8304 工作面来压步距及超前应力影响区均在 40 m 左右，因此在数值计算后，利用 TECPLOT 模拟后处理软件，提取工作面前后各 40 m 范围内基本顶垂直位移量数据进行分析，其中基本顶取模型 33 m 高处岩层。处理结果如图 11 所示：工作面位置坐标轴表示工作面倾向位置，0~20 m 段为区段保护煤柱、20~25 m 段为 8304 工作面头巷、20~150 m 段为 8304 工作面、145~150 m 段为 8304 工作面尾巷，即留巷顺槽、150~170 m 段为部分 8305 工作面煤体；工作面进尺坐标轴表示工作面走向位置，0 m 处为工作面目前回采进尺位置、0~40 m 段为超前工作面区域、-40~0 m 段为滞后工作面区域。

为方便分析，在工作面走向[-40 m, 40 m]段每

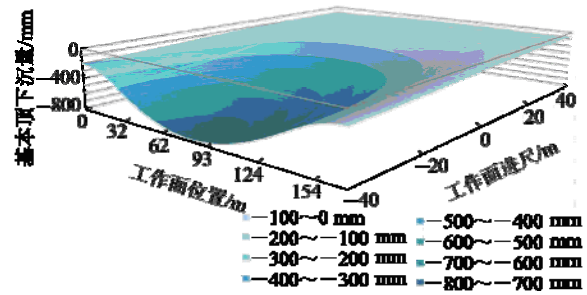


图 11 基本顶垂直位移云图

Fig.11 Contours of vertical displacement at basic top

隔 10 m 截取工作面断面，提取基本顶垂直位移数据汇总绘制如图 12 所示。整体来看：(1) 纵向上，基本顶垂直位移量在工作面[-40 m, 40 m]走向区间中随走向增大而逐渐减小；(2) 横向上，在工作面[-40 m, 20 m]走向区间中，工作面基本顶垂直位移量均在工作面中部达到峰值，而在[30 m, 40 m]走向区间中，工作面中部基本顶垂直位移量小于工作面两侧，即此区间中工作面两侧顺槽开挖影响大于工作面回采超前应力集中影响。

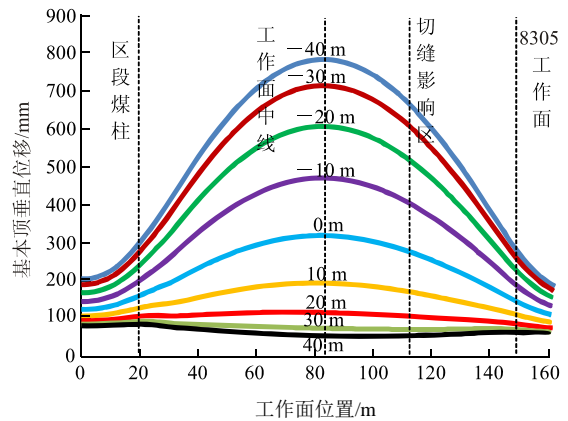
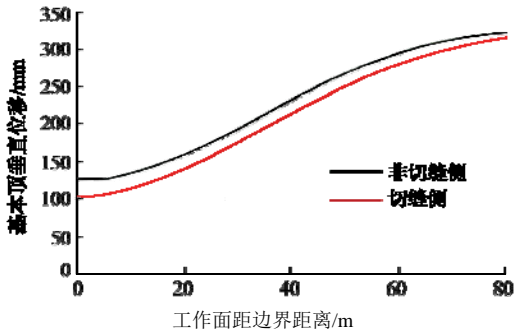


图 12 倾向断面基本顶垂直位移统计

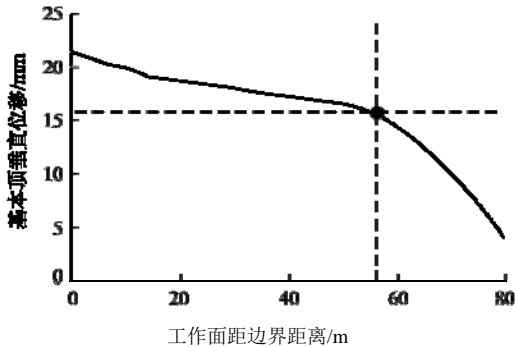
Fig.12 Vertical displacements at inclined section of basic roof

为进一步分析顶板切缝对工作面来压及顶板运移的影响，将走向位置 0 m 处工作面沿倾向方向按中线分为非切缝侧和切缝侧，对比两侧基本顶垂直位移结果如图 13(a)所示，切缝侧基本顶垂直位移量始终小于非切缝侧。将两侧基本顶垂直位移量做差得到结果如图 13(b)所示，可见工作面距离模型边界 57 m 范围内，基本顶垂直位移差值较大，且降幅较小，即顺槽顶板预裂切缝对工作面的横向影响区范围约为 32 m，与现场监测结果 29.75 m 基本吻合。

根据上述切顶影响区判断，选取工作面倾向坐标 25, 57, 85, 113, 145 m 绘制工作面走向断面基本顶垂直位移统计图如图 14 所示，其中倾向坐标 25 m 为现场液压支架 1 号架监测位置；145 m 为现



(a) 切顶影响区对比



(b) 切顶影响区判断

图 13 切顶影响区对比分析

Fig.13 Comparison and analysis of influence area of roof cutting

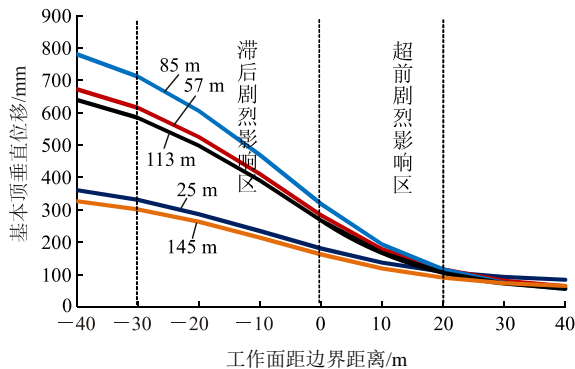


图 14 走向断面基本顶垂直位移统计

Fig.14 Vertical displacements at cross section of basic roof

场液压支架 73#架监测位置；85 m 为工作面倾向中线位置；113~145 m 为切顶影响区；25~57 m 为切顶影响区对称区。根据统计结果可以看出：(1) 超前工作面 20 m 范围内，基本顶垂直位移量下降较快，超前 20~40 m 段位移量下降变缓，因此工作面超前剧烈影响区范围为[0 m, 20 m]；(2) 滞后工作面 30 m 范围内，基本顶垂直位移量上升较快，滞后 30~40 m 段位移量上升变缓，因此工作面滞后距离影响区范围为[-30 m, 0 m]；(3) 于超前剧烈影响区，切缝侧基本顶垂直位移较之非切缝侧较小，而超前剧烈影响区前方，切缝侧与非切缝侧基本顶垂直位移差值不大，因此可以判断，顺槽切缝

在工作面走向方向上的超前影响范围约为 20 m，且超前影响范围内，影响程度随超前距离增加逐渐减小；(4) 滞后剧烈影响区及其后方，切缝侧基本顶垂直位移较之非切缝侧都较小，但在滞后剧烈影响区，滞后工作面距离越远，顺槽切顶卸压影响越大，在滞后剧烈影响区后方，基本顶垂直位移减小量基本维持不变。

6 结 论

(1) 对切顶卸压自动成巷技术原理及工艺流程进行了总结，根据塔山煤矿 8304 工作面地质条件提出了切顶成巷具体设计方案。

(2) 制定了 8304 工作面液压支架工作阻力监测方案，监测结果显示：① 工作面中部来压步距最短、来压强度最高，且受顺槽预裂切顶影响，工作面来压步距及强度分布呈现非对称性；② 留巷侧顶板的周期来压步距较之未切缝侧较大，但来压压强降低，切顶卸压效果明显，且峰值压力受切顶卸压影响更大；③ 顺槽切顶于工作面的横向影响范围大致为 29.75 m，越靠近切缝处影响效果越显著。

(3) 受顶板切缝影响，切顶影响区顶板部分下部基本顶转化为直接顶，造成直接顶厚度增加、架后悬板长度减小，因此液压支架来压前工作阻力减小。同时，直接顶厚度增加后，直接顶垮落碎胀高度也相应增加，故基本顶破断回转角度减小、基本顶架后悬板长度增加、工作面周期来压步距增加、工作面周期来压强度减小。但切顶后，顶板来压机理仍基于悬臂梁结构，来压步距及来压强度仍可按照传统综采工作面计算公式进行计算。

(4) 通过数值模拟对上述现场监测结论进行了验证，同时进一步发现：顺槽预裂切顶对工作面来压在走向方向上的超前影响范围约为 20 m，超前影响范围内，影响程度随超前距离增加逐渐减小；在滞后工作面 30 m 范围内，滞后工作面距离越远，顺槽切顶卸压影响越大；在滞后工作面 30 m 之后，顺槽切顶影响幅度基本维持不变。

参考文献(References):

[1] 郑纪顺, 郑挪成. 长壁综采工作面国产与引进设备选择浅析[J]. 煤炭工程, 2005, 52(10): 4-5. (ZHENG Jishun, ZHENG Nuocheng. Analysis on selection of domestic and imported equipment for

- longwall fully mechanized face[J]. Coal engineering, 2005, 52(10): 4 - 5.(in Chinese))
- [2] 焦红斌, 赵爱国. 中国长壁开采技术现状及其在厚煤层中的应用[J]. 华北科技学院学报, 2004, 5(1): 34 - 37.(JIAO Hongbin, ZHAO Aiguo. The present situation of longwall mining technology in China and its application in thick coal seam[J]. Journal of North China Institute of Science and Technology, 2004, 5(1): 34 - 37.(in Chinese))
- [3] 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.(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] 王巨光, 王 刚. 切顶卸压沿空留巷技术探讨[J]. 煤炭工程, 2012, 58(1): 24 - 26.(WANG Juguang, WANG Gang. Discussion on gateway retained along goaf technology with roof breaking and pressure releasing[J]. Coal Engineering, 2012, 58(1): 24 - 26.(in Chinese))
- [6] 何满潮, 宋振琪, 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, 37(1): 1 - 9.(HEManchao, SONGZhenqi, WANG An, et al. Theory of longwall mining by using roof cutting shortwall team and 110 method[J]. Coal Science and Technology Magazine, 2017, 37(1): 1 - 9.(in Chinese))
- [7] 钱鸣高, 缪协兴, 许家林. 岩层控制中的关键层理论研究[J]. 煤炭学报, 1996, 21(3): 225 - 230.(QIAN Minggao, MIAO Xiexing, XU Jialin. Theoretical study of key stratum in ground control[J]. Journal of China Coal Society, 1996, 21(3): 225 - 230.(in Chinese))
- [8] 宋振琪. 采场上覆岩层运动的基本规律[J]. 山东矿业学院学报, 1979, 1(1): 64 - 77.(SONG Zhenqi. The basic law of the overlying strata movement on the stope[J]. Journal of Shandong Mining Institute, 1979, 1(1): 64 - 77.(in Chinese))
- [9] 贾喜荣, 翟英达. 采场薄板矿压理论与实践综述[J]. 矿山压力与顶板管理, 1999, 15(增 1): 22 - 25.(JIA Xirong, ZHAI Yingda. A summary of theory and practice of sheet metal pressure in stope[J]. Ground Pressure and Strata Control, 1999, 15(Supp.1): 22 - 25.(in Chinese))
- [10] 赵国景, 钱鸣高. 采场上覆坚硬岩层的变形运动与矿山压力[J]. 煤炭学报, 1987, 3(9): 1 - 8.(ZHAO Guojing, QIAN Minggao. Behaviour of overlying hard strata above working and its effect on roof pressure[J]. Journal of China Coal Society, 1987, 3(9): 1 - 8.(in Chinese))
- [11] 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))
- [12] 郭志飏, 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))
- [13] 郭鹏飞, 张国锋, 陶志刚. 坚硬软弱复合顶板切顶卸压沿空留巷爆破技术[J]. 煤炭科学技术, 2016, 44(10): 120 - 124.(GUO Pengfei, ZHANG Guofeng, TAO Zhigang. Blasting technology of gateway retaining along goaf pressure release by roof cutting in hard and weak complex roof[J]. Coal Science and Technology, 2016, 44(10): 120 - 124.(in Chinese))
- [14] 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))
- [15] 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))
- [16] 杨 科, 孔祥勇, 陆 伟, 等. 近距离采空区下大倾角厚煤层开采矿压显现规律研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2015, 34(增 2): 4 278 - 4 285.(YANG Ke, KONG Xiangyong, LU Wei, et al. Study of strata pressure behaviors with longwall mining in large inclination and thick coal seam under closed distance mined gob[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2015, 34(Supp.2): 4 278 - 4 285.(in Chinese))
- [17] 谭运亮. 矿山压力与岩层控制[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2008: 53 - 55.(TAN Yunliang. Mining pressure and strata control[M]. Beijing: Coal Industry Press, 2008: 53 - 55.(in Chinese))
- [18] 李化敏, 蒋东杰, 李东印. 特厚煤层大采高综放工作面矿压及顶板破断特征[J]. 煤炭学报, 2014, 39(10): 1 956 - 1 960.(LI Huamin, JIANG Dongjie, LI Dongyin. Analysis of ground pressure and roof movement in fully-mechanized top coal caving with large mining height in ultra-thick seam[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(10): 1 956 - 1 960.(in Chinese))
- [19] 钱鸣高, 缪协兴, 何富连, 等. 采场支架与围岩耦合作用机制研究[J]. 煤炭学报, 1996, 21(1): 40 - 44.(QIAN Minggao, MIAO Xiexing, HE Fulian, et al. Mechanism of coup ling effect between supports in the workings and the rocks[J]. Journal of China Coal Society, 1996, 21(1): 40 - 44.(in Chinese))