



移动扫码阅读

苏夏收,魏红印,苏毅.复杂顶板条件下切顶留巷关键技术研究[J].煤炭科学技术,2019,47(8):70-77.doi:10.13199/j.cnki.cst.2019.08.007

SU Xiashou, WEI Hongyin, SU Yi. Research on key technology of gob-side entry by roof cutting with complex roof condition[J]. Coal Science and Technology, 2019, 47(8): 70-77. doi: 10.13199/j.cnki.cst.2019.08.007

复杂顶板条件下切顶留巷关键技术研究

苏夏收¹,魏红印¹,苏毅^{2,3}

(1.霍州煤电集团吕梁山煤电有限公司,山西 吕梁 033100;2.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;3.中国矿业大学(北京)力学与建筑工程学院,北京 100083)

摘要:针对店坪矿切顶留巷初期挡矸,锚索和单体液压支柱等支护体失效导致的巷道报废的问题,采取了全巷道顶板岩性探测的方法,分析了试验巷道的复杂顶板条件下切顶留巷的关键问题。通过建立留巷围岩稳定结构及其受力模型,分析了切缝高度及岩石碎胀性对基本顶运动的影响规律、恒阻锚索对顶板的支护原理以及液压支柱对切缝侧顶板的剪切作用,指出留巷的顶板运动,从时间和空间上可分为直接顶垮落期、基本顶断裂下沉期和压实稳定期 3 个时期,恒阻锚索支护和留巷动压期支护的参数设计要以顶板运动最剧烈期为基础进行计算。给出了留巷的预裂切缝、恒阻支护和动压期临时支护等关键技术参数的理论公式,并结合巷道各段围岩特性,将试验巷道划分 7 个区间段,并分段优化了留巷的关键技术参数。通过对现场留巷门架压力数据分析,滞后工作面 0~60 m 为直接顶垮落和基本顶周期性断裂阶段,顶板运动剧烈;滞后工作面 60~160 m 为垮落矸石逐渐压实阶段,顶板运动缓慢;滞后工作面 160 m 以后,留巷围岩变形逐渐趋于稳定。现场应用表明:分段优化前留巷顶底板和两帮累计变形量分别为 1 200 mm 和 1 420 mm,巷道回缩率 54%;采取分段优化后,两处变形分别控制在 420 mm 和 435 mm 以下,巷道回缩率在 18% 以下,留巷围岩变形控制效果良好。

关键词:复杂顶板;切顶留巷;分段优化;围岩控制

中图分类号:TD353

文献标志码:A

文章编号:0253-2336(2019)08-0070-08

Research on key technology of gob-side entry by roof cutting with complex roof condition

SU Xiashou¹, WEI Hongyin¹, SU Yi^{2,3}

(1. Lyuliangshan Coal Power Co., Ltd., Huozhou Coal and Electricity Group, Lyuliang 033000, China; 2. State Key Laboratory for Geomechanics and Deep Underground Engineering, China University of Mining and Technology(Beijing), Beijing 100083, China; 3. School of Mechanics and Civil Engineering, China University of Mining and Technology(Beijing), Beijing 100083, China)

Abstract: In view of the problem of the roadway scrapping caused by the failure of the retaining bodies such as anchorage, anchor cable and single column in the initial stage of the gob-side entry retaining by cutting roof in Dianping Mine, the method of detecting the lithology of the roof of the roadway was adopted to analyze the key problems of the gob-side entry retaining by cutting roof under the complex roof conditions. By establishing the surrounding rock stability structure and its mechanical model, the influence of the cutting height of the cutting seam and the rock swell on the basic roof movement, the supporting principle of the NPR anchor cable to the roof and the shear action of the hydraulic prop to the roof on the side of the cutting seam were analyzed. It is pointed out that the roof movement of retaining roadway can be divided into three periods: direct roof caving period, basic roof fracture subsidence period and compaction stability period. The parameter design of the constant-resistance anchor cable support and the retaining dynamic pressure period support should be calculated based on the most intense period of roof movement. The theoretical formula of the key technical parameters, such as the pre-splitting of roof, constant resistance support and the temporary support during the dynamic pressure period were given. Combined with the surrounding rock characteristics of each section of the roadway, the experimental roadway was divided into 7 sections. The key technical parameters of

收稿日期:2019-03-17;责任编辑:朱恩光

基金项目:国家自然科学基金资助项目(51704298,51574248)

作者简介:苏夏收(1963—),男,山西运城人,高级工程师。E-mail:hzmdxsx@163.com

the roadway were optimized. Through the analysis of the mine pressure data of the roadway on site, the top plate movement was severe in the 0~60 m lag working surface, and the roof movement was severe. The lag working surface was 60~160 m, which was the compaction of the fallen waste rock. At the stage, the roof movement was slow; after the lag working surface reached 160 m, the deformation of the surrounding rock gradually stabilized. The field application shows that the cumulative deformation of the roof and floor and two sides of the retaining roadway are 1 200 mm and 1 420 mm respectively at the initial stage, and the roadway retraction rate is 54%. After subsection optimization, those are controlled below 420 mm and 435 mm, the shrinkage rate is below 18%, and the effect of deformation control of surrounding rock is good.

Key words: complex roof; gob-side entry by cutting roof; segment optimization; surrounding rock control

0 引 言

切顶留巷是一种新型的沿空留巷方式,是基于“切顶短壁梁”^[1-2]理论而提出,主要原理是利用矿山压力,采用超前预裂爆破、恒阻大变形锚索、留巷围岩支护等技术,主动控制巷道顶板和采空区顶板的运动状态,充分利用采空区矸石的碎胀性实现沿空护巷和无煤柱开采^[3-4]。该技术能够实现对传统的采煤方法留设的区段煤柱进行回收,显著提高矿井资源采出率,降低万吨掘进率,有效减少煤柱应力集中引起的冲击地压、瓦斯突出、巷道大变形等问题^[5-6],同时改变传统通风方式,实现Y型通风,能很好的解决工作面隅角瓦斯积聚问题^[7-8]。近年来,切顶留巷工艺在很多矿区都成功应用。

国内学者针对不同地质条件的矿区,在切顶留巷施工技术方面进行了大量的理论研究和工程实践。文献[9-10]针对薄煤层的切顶卸压成巷关键参数进行进一步研究,通过现场工程地质分析及力学模型的建立,推导出了切缝角度和高度的理论计算公式及合理预裂切顶参数。文献[11-12]针对顶板软弱且含有一定节理的顶板条件,进行切缝试验,确定了软弱破碎顶板条件下的切顶关键参数,现场成缝效果较好。王进等^[13]基于切顶卸压沿空留巷技术,通过理论计算和现场试验的方法得出了切顶留巷预裂切缝参数,并通过现场数据分析了预裂切缝对工作面矿压显现规律的影响。文献[14-15]结合理论分析、数值模拟及现场实测等方法对深部高应力复合破碎顶板切顶留巷关键参数展开研究。文献[16-17]针对厚煤层切顶留巷矿压显现剧烈、巷道变形严重等技术难题,通过建立切缝力学模型、分区研究巷道变形影响因素,采取多方案对比试验等技术手段,在工程实践中取得较好的效果。

在切顶留巷工艺推广过程中,大多数学者偏重于理论可行性的研究,对一个矿井或试验巷道的围岩条件、构造因素、四邻关系等研究不够深入,多根据其他矿区的推广经验确定单一的设计方案,导致巷道试验初期出现采空区悬顶面积大、留巷大变形

等切顶留巷技术“水土不服”的现象,特别是在复杂顶板条件的矿区表现尤为显著。笔者结合离柳矿区店坪煤矿情况,深入研究巷道地质条件,针对切顶留巷过程中出现的技术问题,提出留巷施工的新思路,并对复杂顶板条件的切顶留巷技术进行优化,在工程实践中取得较好的应用效果。

1 工程概况

1.1 矿井及工作面概况

店坪煤矿位于山西省吕梁市方山县大武镇境内,核定生产能力260万t/a,主采9号煤,平均厚度3.2 m,局部厚度4.0 m,煤层倾向2°~8°,为稳定全区可采煤层。本次试验巷道为9-100工作面辅助运输巷,即9-1002巷,设计留巷长度1 070 m,开采水平为+830 m水平,巷道地面标高:+1 085—+1 215 m。上部为5-100工作面采空区,层间距平均12 m,内错布置,煤柱水平宽度17 m。

1.2 切顶留巷初期存在的问题

店坪矿9-100工作面于2014年圈出,其试验巷道9-1002巷道为矩形,断面尺寸为4.6 m×3.2 m,采用锚杆+金属网+锚索联合支护方式。顶板锚杆采用 $\phi 20$ mm×2 000 mm的左旋螺纹钢高强锚杆,锚杆间排距940 mm×1 000 mm,锚索采用 $\phi 18.9$ mm×6 200 mm钢绞线锚索;帮部用 $\phi 16$ mm×1 600 mm的圆钢锚杆。

在实施切顶留巷前,考虑留巷受动压影响,对整条巷道进行补强支护。恒阻大变形锚索垂直于顶板方向布置,共布设2列,第1列距巷帮500 mm,间距1 000 mm,W钢带连接;第2列布置巷中,间距为2 000 mm。锚索取 $\phi 21.8$ mm×10.8 m,配HZS35-300-0.5型恒阻器,恒阻值为 (33 ± 2) t,预紧力不小于28 t。留巷动压期支护采用单体支柱+工字钢,单体支柱1排3根,排距500 mm,工字钢长度3 200 mm。预裂切缝孔靠采空区侧布置,距帮100 mm,孔间距500 mm,孔深8 m,装药结构3+2+2+2,如图1所示。

巷道在留巷初期,因施工经验不足,对巷道顶板

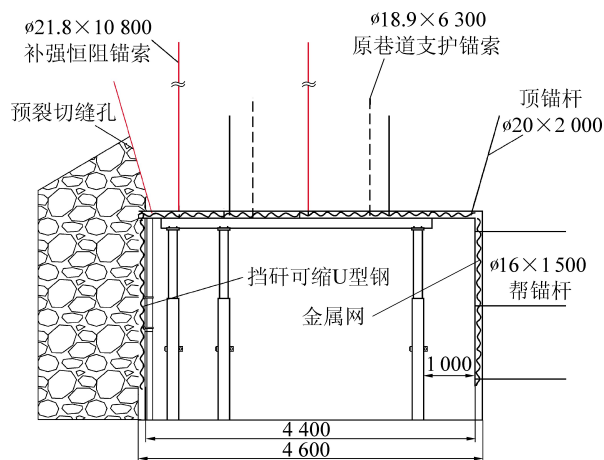


图1 留巷初期支护设计

Fig.1 Preliminary support design drawing of retaining roadway
岩性未做详细分析研究,提供的原始地质资料与实际情况不一致,设计方案不够合理,导致初期长 70 m 留巷出现大变形而废弃,下一区段被迫施工二切巷,具体问题:①巷道顶底板移近量最大达 1 200 mm,两帮移近量最大为 1 420 mm,巷道回缩率高达 54%。②采空区侧挡矸 U 型钢出现大量的弯曲变形,实体煤侧锚杆大量破断或整体松动,留巷顶板出现向采空区侧明显的倾斜。③留巷临时支护单体柱大量钻底或断裂,工字钢出现严重弯曲下沉。④第 1 列恒阻锚索出现失效现象,个别恒阻器可缩量用完脱离。

2 切顶留巷关键技术

2.1 切顶留巷围岩结构分析

采用切顶留巷工艺时,由于定向预裂切缝爆破提前将巷道顶板与采空区顶板切断,采空区切缝范围的顶板垮落堆砌后,其水平荷载不再传递至巷道顶板上,上位岩层之间形成顶梁铰接结构,将荷载传递至较远的实体煤侧,留巷的顶板结构由长臂梁变为短臂梁^[18-19]。工作面推过之后,实体煤、直接顶、采空区矸石和上位岩层相互作用,当切缝范围内顶板完全垮落并充满采空区时,最终会形成稳定结构,如图2所示,其中: F_1 为上位岩层荷载, F_2 为采空区矸石支撑力, F_3 为煤体侧支撑力, F_4 采空区矸石侧向力, n 为煤层顶板编号。

基本顶上位岩层的荷载 F_1 作用在整个围岩结构中,这部分荷载主要有实体煤和采空区碎胀矸石 2 部分承载。留巷顶板可视为一端由煤体侧固支,另一端为采空区矸石端简支,其悬臂长度为切缝面到固定支座的距离,这种结构在基本顶周期性断裂过程中产生的冲击动压和上覆岩层的垂直应力作用下,易产生较大变形,短臂梁结构与上覆岩层易出现

离层,采空侧的离层量要大于煤体侧,表现在巷道顶板上就是出现明显的倾斜下沉;同时在煤体固支端产生较大应力集中,导致巷道煤体侧严重帮鼓破坏。

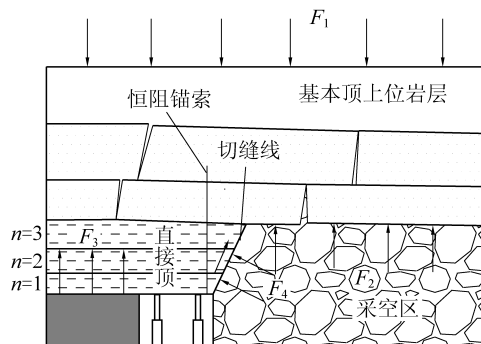


图2 切顶留巷围岩结构示意图

Fig.2 Diagram of surrounding rock structure of retaining roadway at cutting top

切缝高度决定了相应顶板垮落形成碎胀矸石的高度,碎胀后的矸石充填高度越大,基本顶断裂后越能及早触矸,下沉的位移就越小,产生的冲击荷载也越小。恒阻锚索锚固至基本顶一定深度,能够将短臂梁简端悬吊在上覆岩层形成的铰接岩梁上,其能够抵抗较大冲击动压和大变形,增加整个结构的稳定性。采用液压支柱进行留巷稳定前的临时支护,在矿山压力作用下,能在切缝面提供剪切应力,有助于切落浅位顶板,使顶板及早充分垮落。由此得出切顶留巷的 3 个关键点:①切缝高度的选择,应结合顶板岩性和覆岩结构受力模型进行确定。②做好关键部位的支护,特别是悬臂梁简支端的支护、煤体帮部补强支护、留巷动压期临时支护。③采空区矸石碎胀性问题,在定向切缝的基础上,应采取措施改善顶板碎胀性,如遇到厚硬顶板时,进行大范围的顶板预裂爆破。

2.2 切缝高度分析

通过确定合理的切缝高度,切断顶板侧向悬臂长度,使切顶高度内岩层垮落后能充满整个采空区,对更上位的岩层起到了较好的支撑作用,从而优化留巷顶板结构,最大限度地降低上位岩层回转下沉对留巷的扰动作用,使留巷围岩应力得到有效改善,其稳定性也得到提高。国内学者在切缝高度方面进行了大量的理论研究,提出切至基本顶上边界或更上位置能够更好地实现留巷围岩控制的理论。但笔者认为工程实践中对采空区上覆基本顶位置及厚度很难确定,缺少探测模型,另外随着切缝孔深度增加,终孔位置偏差随之加大,不易形成切缝面,因此不可盲目加大切缝高度。

对于切缝高度的确定,首先进行 2 点假设:①切

缝高度范围的顶板能够全部、及时、充分垮落。②切缝高度以上顶板形成铰接岩梁结构,且切缝高度范围内顶板垮落充填后的矸石无限接近该岩梁,岩梁断裂后旋转下沉量无限小。假设切顶高度 H_Q 内共有 m 层岩层(图2),煤层顶板编号 n 自下向上依次为 $1, 2, 3, \dots, m$, 岩梁下沉位移为 ΔS 。

$$\Delta S = H_C + (H_1 + H_2 + \dots + H_m) - (k_1 H_1 + k_2 H_2 + \dots + k_m H_m) = H_C + \sum_{n=1}^m H_n - k_p \sum_{n=1}^m H_n \quad (1)$$

$$H_Q = \sum_{n=1}^m H_n \quad k_p = (k_1 H_1 + k_2 H_2 + \dots + k_m H_m) / \sum_{n=1}^m H_n \quad (2)$$

$$\text{取:} \quad \Delta S = 0 \quad (3)$$

$$\text{得:} \quad H_Q = H_C / (k_p - 1) \quad (4)$$

其中: H_Q 为切缝高度, m ; H_C 为煤层厚度, m ; k_m 为第 m 层岩层的碎胀系数; H_m 为第 m 层岩层厚度, m ; k_p 为岩层平均碎胀系数(一般为 $1.1 \sim 1.4$), 与切缝高度呈反比例函数关系, 在选取时应特别慎重。在工程实践中, 同一巷道煤层沿走向厚度、倾角可能变化较大, 且上覆顶板岩层厚度和岩性也不均一, 因此, 在切顶留巷施工过程中, 应根据巷道不同区段煤层赋存情况和顶板岩性而具体确定。

2.3 恒阻锚索补强支护分析

1) 恒阻锚索工作原理。通过恒阻锚索初期施加的高预紧力对采空区侧顶板进行加固, 能够提高顶板岩层在实体煤侧的抗弯矩能力, 在动压作用过程中, 通过恒阻器提供的高恒定阻力, 能有效阻止顶板的离层和扩容; 同时, 抵抗预裂爆破对采空区侧顶板的爆破冲击扰动, 吸收爆破能量, 保证顶板关键部位的完整性及稳定性, 从而避免承载结构的破坏, 达到留巷围岩稳定的目的(图3)。

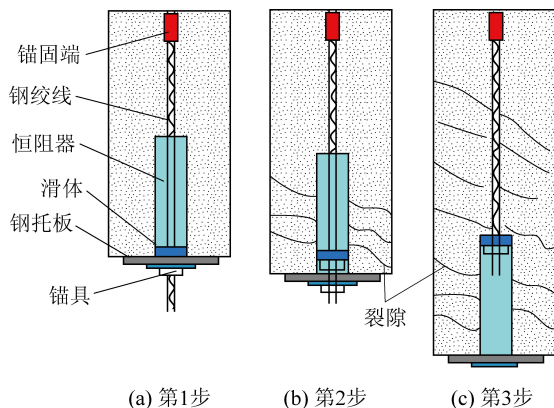


图3 恒阻锚索与围岩作用原理

Fig.3 Principle of action between NPR cable and surrounding rock

2) 恒阻锚索施工参数分析。①恒阻锚索施工

深度。从短臂梁结构来看, 恒阻锚索主要是基于悬吊理论, 将切缝高度范围内的顶板结构悬吊与上位稳定岩梁上, 因此, 深度计算应结合巷道相应位置顶板切缝高度的选择, 应大于切缝高度, 根据经验公式 $H_M = H_Q + (1.5 \sim 2.5)$ 计算, 其中: H_M 为恒阻锚索眼施工深度, m 。②恒阻锚索支护强度。当滞后工作面一段距离之后, 采空区顶板垮落, 恒阻锚索支护强度应保证吊得住切缝高度范围的顶板岩层。考虑岩梁结构稳定状态时的情况, 以单位长度为研究对象, 简化力学模型如图4所示。

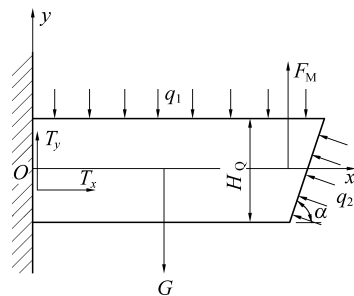


图4 切顶留巷短壁梁结构受力分析

Fig.4 stress analysis of the short wall beam

结构达到受力平衡, 应满足以下条件:

$$\sum F_x = 0, \text{即 } F_M + T_y + H_Q q_2 \cot \alpha - l q_1 - G = 0 \quad (5)$$

$$\sum F_y = 0, \text{即 } T_x - H_Q q_2 \tan \alpha = 0 \quad (6)$$

$$\sum M = 0, \text{即 } (l G + l^2 q_1) / 2 - F_M l - l q_2 H_Q \cot \alpha = 0 \quad (7)$$

$$G = l (H_1 \gamma_1 + H_2 \gamma_2 + \dots + H_m \gamma_m) = l \gamma_p H_Q \quad (8)$$

$$\text{得: } T_y = (G + l q_1) / 2 = l (\gamma_p H_Q + q_1) / 2 \quad (9)$$

式中: F_x 、 F_y 分别为 x 、 y 方向上力的统称; M 为力矩; F_M 为锚索拉力, kN ; q_1 为上覆岩层荷载 kN/m ; q_2 为采空区矸石侧支撑作用力, kN/m ; T_y 为煤体支撑竖向反作用力, kN ; T_x 为煤体水平反作用力, kN ; G 为结构自身重力, kN ; α 为切缝角度; l 为结构长度, 即巷道宽度, m ; γ_m 为第 m 层顶板岩石容重, kN/m^3 ; γ_p 为切缝高度范围内岩石平均容重, kN/m^3 。

由于该短臂梁结构在达到受力平衡而稳定之前, 基本顶周期性断裂和切缝面顶板断开分离过程带来的冲击动压, 以及采空区侧矸石垮落后不能及时对结构自由端产生支撑作用(无均布荷载 q_2), 都要比结构稳定时, 恒阻锚索受到力大。因此应该考虑恒阻锚索在最危险使用条件时的支护强度, 此时 $T_y = F_M$, 工程实践中上覆岩层对结构的作用荷载 q_1 不易测算, 考虑引入动压影响系数 t 的概念, 简化公式, 锚索支护强度应满足下列条件:

$$F_M \geq l \gamma_p t H_Q / 2 \quad (10)$$

$$\gamma_p = (H_1\gamma_1 + H_2\gamma_2 + \dots + H_m\gamma_m) / \sum_{n=1}^m H_n \quad (11)$$

其中: t 一般取1.3~1.5; γ_p 顶板分层明显且不多时可以用式(11)计算。恒阻锚索是普通锚索与恒阻器的组合体,其恒阻值主要依靠恒阻器来实现,当前恒阻器的型号有HZS20-300-0.5、HZS35-300-0.5、HMS50-300-8等,恒阻值分别为(180±20)kN、(330±20)kN和(480±20)kN。其中恒阻值330 kN较为常用,以此为例,假设煤层厚3 m、巷道宽度4.6 m,顶板自下而上依次为砂质泥岩厚2.5 m、中砂岩厚8.5 m、砂质泥岩厚3.5 m、石灰岩厚15 m,碎胀系数分别为1.1、1.3、1.1、1.4,容重分别为21、25、21、26 kN/m³。由式(2)、式(4)得出切缝高度13 m,恒阻锚索长度取15 m,由式(10)得出单位长度恒阻锚索支护强度988 kN/m,若选用HZS35-300-0.5型恒阻器,则支护密度3根/m。

切顶留巷的顶板运动,从时间和空间上可分为3个时期,即直接顶垮落期、基本顶断裂下沉期和压实稳定期^[20]。随着工作面向前推进,后方顶板岩层失去支撑,在矿山压力作用下,留巷顶板浅位(封孔段)岩层剪切性断裂,上位岩层沿切缝面第1次破断,这一时期为短臂梁结构形成的关键时期,主要表现为以大块矸石垮落冲击巷帮支护;当直接顶充分垮落后,基本顶岩层折断垮落,在平衡过程中基本顶可形成砌体结构,其变形仍以旋转变形为主,变形速度快,变形量大,是留巷动压影响最为明显的阶段;随着基本顶下沉不断压实碎胀性矸石基本顶形成的岩梁结构逐渐趋于受力平衡状态,留巷围岩也趋于稳定。

直接顶垮落期和基本顶断裂下沉期,顶板破断、失稳、旋转下沉剧烈,是沿空留巷顶板活动最剧烈也是最危险的时期,留巷巷内挡矸和临时支护的设计要以此为基础。根据覆岩运动特征分析,留巷临时支护要具有足够的切顶阻力,能辅助切开顶板岩层。结合回采工作面液压支架支护强度设计原理,考虑留巷临时支护强度要大于基本顶周期来压时达到的最大应力峰值,单位长度支护强度按下式计算:

$$P = K_d \gamma_l H_{切} \quad (12)$$

式中: P 为单位长度留巷临时支护需提供的工作阻力kN; K_d 为基本顶来压与平时压力强度比值,一般不超过2。

3 切顶留巷参数优化

3.1 巷道顶板岩性分析及分区研究

充分掌握留巷围岩性质以及地质情况,是留

巷成功的关键,根据留巷初期存在的问题,对其剩余巷道顶板每隔50 m施工一个孔深探孔,钻探至石灰岩顶板。煤层顶板沿巷道走向岩性变化不一,泥岩、粗粒砂岩、细粒砂岩和煤层交替频繁出现,且厚度不均一,如局部有砂质泥岩伪顶厚度0~3 m,砂岩顶板厚度2.4~12.5 m。由此可知,试验巷道顶板为典型的复杂顶板条件,其切顶留巷将面临3个关键问题:①如何确定恒阻锚索支护参数以适应不同顶板岩性条件;②如何针对厚度和岩性不均的顶板确定切缝高度和装药结构,以切断采空区顶板的应力传递路径;③如何确定留巷动压期临时支护强度和支护形式,以适应复杂顶板的运动条件。

针对复杂顶板条件切顶留巷面临的问题,结合前面留巷关键技术参数理论分析的结果,提出分段研究的思路,即将整条试验巷道根据顶板和煤层情况分成7段进行研究,见表1。

表1 各段煤层及顶板情况

Table 1 Coal seam and roof condition in each section

段号	至开切眼 距离/m	煤层 均厚/m	顶板特征
1	0~70	3.0	顶板砂岩较厚,约10 m
2	70~200	3.1	顶板砂岩、泥岩交替出现
3	200~375	3.3	有泥岩伪顶、砂岩厚度一般
4	375~550	3.9	上覆采空区边界,应力集中
5	550~650	3.4	应力集中区,煤层间距小
6	650~850	3.2	采空区影响范围内,砂岩厚度5~7 m
7	850~1 000	3.1	砂岩较厚,平均11 m以上

3.2 切顶留巷技术参数分段设计

1) 基本技术参数调整。根据留巷初期存在的问题,对部分基本技术参数进行调整:将25U型挡矸钢换成强度更高的29U型钢;切缝眼间距确定为500 mm,切缝角度17°,根据各段岩性调整切缝高度和装药结构;煤体侧采用φ21.8 mm×7 200 mm锚索进行补强支护;留巷临时支护用门式支架代替“单体支柱+工字钢”支护,支架排距根据各段情况具体确定。靠切缝线恒阻锚索间距1.0 m,同时增加恒阻锚索列数,具体分段确定。以第4段为例,切顶留巷道断面支护如图5所示。

2) 分段确定技术参数,根据前述公式,结合各段的顶板岩性情况,对切顶留巷技术参数进行计算,见表2;以4和6区段为例,装药结构如图6所示。

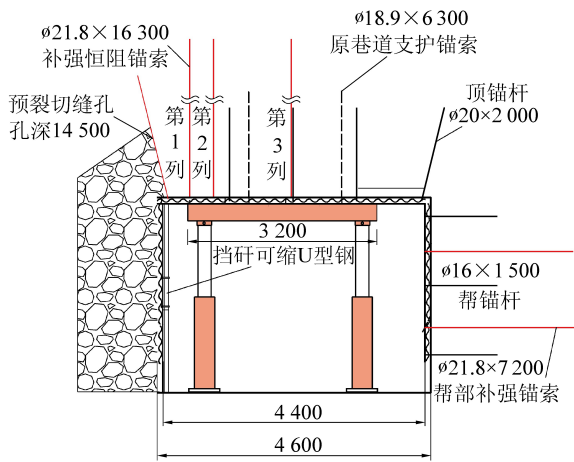
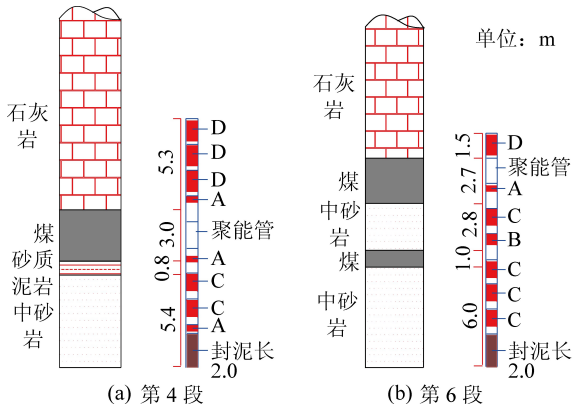


图5 第4段留巷参数优化后的支护断面
Fig.5 Support section of fourth section of roadway parameters optimized



(a) 第4段 (b) 第6段
A 为炸药,1×300 mm/卷;B 为炸药,2×300 mm/卷;
C 为炸药,3×300 mm/卷;D 为炸药,4×300 mm/卷;
图6 第4,6段顶板柱状和装药结构
Fig.6 4th and 6th roof histograms and explosive loading structure drawings

表2 各段留巷技术参数设计

Table 2 Design of technical parameters of roadway in each section

段号	(切缝高度、孔深)/m	恒阻锚索支护参数 (长度/m、支护强度/(kN·m ⁻¹)、 支护密度/(根·m ⁻¹))	装药结构	门式支架 架间距/m	顶板岩层结构(各层厚度)
1	11.5、12.0	13.5、894、3	3+3+3+3+2+2,封孔长度2 m	1.5	泥岩2.5 m、砂岩10 m、煤0.8 m、泥岩3.1 m、石灰岩17 m
2	14.4、15.0	16.4、1 064、4	2+1+2+2+2+2+3+3,封孔长度2 m	1.5	泥岩2.1 m、砂岩5.3 m、泥岩5 m、煤1 m、泥岩1 m、煤1 m、泥岩2.1 m、煤1 m、石灰岩17 m
3	11.9、12.4	13.9、925、3	4+3+3+3+2+2+1,封孔长度2.5 m	1.5	泥岩3.0 m、砂岩8.2 m、泥岩1.1 m、煤0.7 m、泥岩0.6 m、煤2 m、石灰岩17 m
4	14.0、14.5	16、1 033、4	4+4+4+1+0+1+3+3+1,封孔长度2 m	1.4	砂岩5.4 m、泥岩0.8 m、煤3 m、石灰岩17 m
5	13.4、14.0	16、1 028、4	4+3+2+1+2+2+3+1,封孔长度2 m	1.5	砂岩2.9 m、煤1.1 m、泥岩3 m、煤1.1 m、石灰岩17 m
6	13.5、14.0	15、958、3	4+0+1+3+2+3+3+3,封孔长度2 m	1.5	砂岩6 m、煤1 m、砂岩2.8 m、煤2.7 m、石灰岩17 m
7	10.3、11.0	16、1 005、3	4+3+4+3+4+2,封孔长度2 m	1.5	砂岩11.8 m、煤2.8 m、石灰岩17 m

4 留巷效果分析

4.1 门式支架受力状态分析

为研究门式支架对留巷围岩变形的适应性,对门架立柱工作阻力进行监测,立柱阻力曲线如图7所示。

随着工作面回采支架前移,滞后工作面0~20 m直接顶在切缝面首次断开,表现为支架工作阻力迅速上;滞后20~60 m,伴随基本顶周期性的断裂冲击,门架工作阻力出现大幅度波动;在60 m以后,顶板运动进入缓慢期,门架工作阻力出现小幅波动,滞

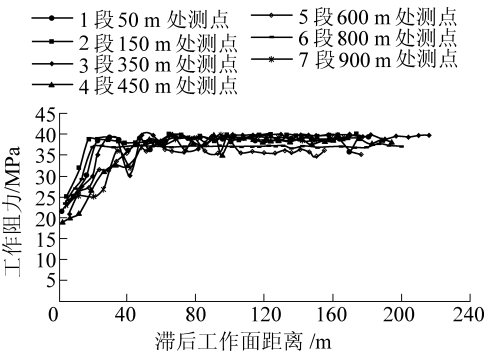


图7 门式支架工作阻力
Fig.7 Working resistance of door-like support

后 160 m 以后顶板逐渐趋于平衡状态,门架工作阻力基本稳定。总之,采用“一梁两柱式”大工作阻力门式支架能够较好地适应留巷顶板运动过程。

4.2 留巷围岩表面位移分析

巷道表面位移监测是切顶留巷矿压监测的重要内容,也是判断留巷是否稳定以及何时拆除临时支护的关键指标,因此必须建立可靠的表面位移监测点,本次主要对留巷的顶底板移近量和两帮移近量进行监测(图8)。

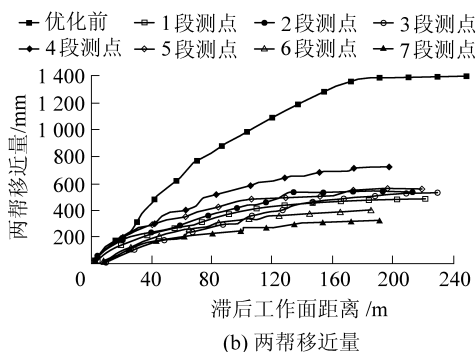
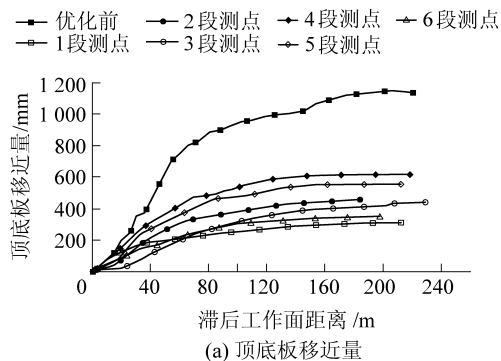


图8 留巷表面位移变化

Fig.8 Displacement on roadway surface

由图8可知,分段进行参数优化后,留巷围岩变形量大幅减小。4、5段由于煤层厚度较大、且位于上层煤采空区边界应力集中区,巷道顶底板累计移近量达602 mm、两帮累计最大移近量为715 mm;其余区段巷道顶底板及两帮累计移近量小于420 mm,巷道回缩率在18%以下。滞后工作面0~60 m为顶板运动剧烈阶段,巷道变形速度较大;滞后工作面60~160 m为顶板运动缓慢阶段,巷道变形缓慢;滞后工作面距离大于160 m时巷道趋于稳定。通过对切顶留巷技术参数进行分段优化,剩余巷道的留巷施工取得了良好的效果。

5 结 论

1) 针对复杂顶板条件的切顶留巷存在的施工难点,进行全巷道顶板岩性探测,并结合具体岩性特点,提出切顶留巷技术参数分段设计的方案。

2) 通过对留巷围岩结构分析,得出短臂梁简支端、煤体帮部以及留巷稳定前的支护为切顶留巷控制的关键点。

3) 通过建立留巷围岩受力分析模型,给出了复变顶板条件下留巷的切缝高度、恒阻锚索支护密度和留巷临时支护强度的计算公式,并结合巷道各段围岩特性,优化了切顶留巷计算参数,对类似条件矿井切顶留巷提供了可借鉴经验。

4) 通过分段优化,将店坪矿复杂顶板留巷变形量控制在较小范围内:初期顶底板累计移近量1200 mm,两帮累计移近量1420 mm,优化后,顶底板和两帮移近量分别控制在420 mm和435 mm以下。

参考文献(References):

- [1] 张国锋,何满潮.白皎矿保护层沿空切顶成巷无煤柱开采技术研究[J].采矿与安全工程学报,2011,21(4):511-516.
ZHANG Guofeng, HE Manchao. Research on the technique of no-pillar mining with gob-side entry formed by advanced roof caving in the protective seam in Baijiao Coal Mine[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2011, 21(4): 511-516.
- [2] 何满潮,宋振骐,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,2017,45(1):1-9,13.
HE Manchao, SONG Zhenqi, WANG An, et al. Theory of longwall mining by using roof cutting shortwall team and 110 method: the third mining science and technology reform. [J]. Coal Science & Technology Magazine, 2017, 45(1): 1-9, 13.
- [3] 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,2017,10(36):2492-2052.
GAO Yubin, 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, 10(36): 2492-2052.
- [4] 何满潮,高玉兵,杨军,等.厚煤层快速回采切顶卸压无煤柱自成巷工程试验[J].岩土力学,2018,39(1):254-264.
HE Manchao, GAO Yubin, YANG Jun, et al. Engineering experimentation of gob-side entry retaining formed by roof cutting and pressure release in a thick-seam fast-extracted mining face [J]. Rock and Soil Mechanics, 2018, 39(1): 254-264.
- [5] 宋振骐,崔增娣,夏洪春,等.无煤柱矸石充填绿色安全高效开采模式及其工程理论基础研究[J].煤炭学报,2010,35(5):705-710.
SONG Zhenqi, CUI Zengdi, XIA Hongchun, et al. The fundamental theoretical and engineering research on the green safe no coal pillar mining model by mainly using coal gangue backfill [J]. Journal of China Coal Society, 2010, 35(5): 706-710.
- [6] 赵鹏,谢凌志,熊伦.无煤柱开采条件下煤岩体支撑压力的数值模拟[J].煤炭学报,2011,36(12):2029-2034.
ZHAO Peng, XIE Lingzhi, XIONG Lun. Numerical simulation of a-

- butment pressure in coal for non-pillar mining [J]. Journal of China Coal Society, 2011, 36(12): 2029-2034.
- [7] 华心祝.我国沿空留巷支护技术发展现状及改进建议[J].煤炭科学技术, 2006, 34(12): 78-81.
- HUA Xinzhu. Development status and improved proposals on gob-side entry retaining support technology in China [J]. Coal Science and Technology, 2006, 34(12): 78-81.
- [8] 韩强, 孙晓明, 王炯, 等. 中兴矿切顶爆破参数研究[J]. 煤炭技术, 2017, 36(3): 56-58.
- HAN Qiang, SUN Xiaoming, WANG Jiong, *et al.* Study on explosive parameters of roof-cutting in Zhongxin Mine [J]. Coal Technology, 2017, 36(3): 56-58.
- [9] 郭志彪, 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(5): 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 & Technology, 2016, 45(5): 879-885.
- [10] 高玉兵, 郭志彪, 杨军, 等. 沿空切顶巷道围岩结构稳态分析及恒压让位协调控制[J]. 煤炭学报, 2017, 42(7): 1672-1681.
- GAO Yubin, GUO Zhibiao, YANG Jun, *et al.* Steady analysis of gob-side entry retaining formed by roof fracturing and control techniques by optimizing mine pressure [J]. Journal of China Society, 2017, 42(7): 1672-1681.
- [11] 孙晓明, 韩强, 王炯, 等. 中兴矿1200工作面沿空留巷技术应用研究[J]. 煤炭技术, 2017, 36(2): 28-30.
- SUN Xiaoming, HAN Qiang, WANG Jiong, *et al.* Study on technology application of gob-side entry retaining in Zhongxing Mine 1200 working face [J]. Coal Technology, 2017, 36(2): 28-30.
- [12] 韩强, 孙晓明, 王炯, 等. 中兴矿切顶爆破参数研究[J]. 煤炭技术, 2017, 36(3): 56-58.
- HAN Qiang, SUN Xiaoming, WANG Jiong, *et al.* Study on explosive parameters of roof-cutting in Zhongxing Mine [J]. Coal Technology, 2017, 36(3): 56-58.
- [13] 王进, 马资敏, 王亚军, 等. 深部切顶留巷预裂切缝技术及其对采场矿压显现规律的影响研究[J]. 煤炭科学技术, 2018, 39(9): 173-175.
- WANG Jin, MA Zimin, WANG Yajun, *et al.* Presplitting cutting slots technique in deep gob-side entry by roof cutting and its impact on strata behavior regularity of workface [J]. Coal Science and Technology, 2018, 39(9): 173-175.
- [14] 何满潮, 马资敏, 郭志彪, 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(3): 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 & Technology, 2018, 47(3): 468-477.
- [15] 马资敏, 郭志彪, 陈上元, 等. 深部中厚煤层切顶留巷围岩变形规律与控制研究[J]. 煤炭科学技术, 2018, 46(2): 112-118.
- MA Zimin, GUO Zhibiao, CHEN Shangyuan, *et al.* Study on deformation law and control of surrounding rock in roof cutting gateway retained along goaf in deep medium thick seam [J]. Coal Science and Technology, 2018, 46(2): 112-118.
- [16] 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, 22(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, 22(8): 128-133.
- [17] 王建华, 王世彬, 杨军, 等. 切顶卸压沿空留巷顶板破坏机理及控制技术[J]. 煤炭科学技术, 2017, 45(8): 80-84.
- WANG Jianwen, WANG Shibin, YANG Jun, *et al.* Roof failure mechanism of gob-side entry retaining by roof cutting and pressure releasing and its control technology [J]. Coal Science and Technology, 2017, 45(8): 80-84.
- [18] 何满潮, 陈上元, 郭志彪, 等. 切顶卸压沿空留巷围岩结构控制及其工程应用[J]. 中国矿业大学学报, 2017, 46(5): 959-968.
- HE Manxhao, CHEN Shangyuan, GUO Zhibiao, *et al.* Control of surrounding rock structure for gob-side entry retaining by cutting roof to release pressure and its engineering application [J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2017, 46(5): 959-968.
- [19] 何满潮, 王亚军, 杨军, 等. 切顶卸压无煤柱自成巷开采与常规开采应力场分布特征对比分析[J]. 煤炭学报, 2018, 43(3): 626-637.
- HE Manchao, WANG Yajun, YANG Jun, *et al.* Comparative analysis on stress field distributions in roof cutting non-pillar mining method and conventional mining method [J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43(3): 626-637.
- [20] 朱珍, 张科学, 袁红平. 切顶卸压沿空留巷碎石巷帮控制技术及应用[J]. 煤炭科学技术, 2018, 46(3): 25-32.
- ZHU Zhen, ZHANG Kexue, YUAN Hongping. Control technology and its application of roadway side wall formed by gangue in gob-side entry retaining formed by roof cutting and pressure releasing [J]. Coal Science and Technology, 2018, 46(3): 25-32.