

切顶条件下沿空留巷组合充填体合理参数研究*

刘涛禹¹, 张百胜¹, 郭俊庆², 刘团¹, 李泽天¹, 李恒忠³

(1. 太原理工大学 矿业工程学院, 山西 太原 030024;

2. 太原理工大学 原位改性采矿教育部重点实验室, 山西 太原 030024;

3. 山西国源煤层气综合利用工程技术股份有限公司, 山西 太原 030024)

摘要:针对坚硬顶板切顶条件下组合充填体承载特征不清楚、参数选取较盲目的问题,以某煤矿的90203回风巷为研究对象,采用理论分析、数值模拟和现场试验等方法,研究切顶后不同充填体宽度和不同充填体上、下分层高度条件下的组合充填体受力特征和巷道围岩的变形规律。建立叠层板模型,分析了切顶条件下充填体受力状态及变形量,给出了切顶后组合充填体合理参数的计算公式。结果表明:随着组合充填体上分层高度增加,充填体整体承载性能经历阶段性变化,其所承受的应力呈现先增加后减小的变化趋势;随着充填体宽度的增加,充填体对围岩适应能力发生改变,使得其所受应力呈现非线性减小的趋势。实践表明,90203工作面回采期间,沿空留巷组合充填体稳定,回风巷顶底板及两帮的最大位移量分别为307 mm和319 mm,均在可控范围之内。

关键词:切顶卸压;组合充填体;沿空留巷;巷道控制

中图分类号:TD322+.5 **文献标识码:**A

文章编号:1005-2763(2024)06-0034-08

0 引言

沿空留巷可以减少区段煤柱造成的煤炭资源浪费,提高煤炭回采率,同时可降低巷道掘进量,因此得以大量应用^[1]。但沿空巷道服务时间长,矿压显现剧烈,尤其在工作面顶板强度大难以垮落时,会导致侧向顶板回转下沉量增大,严重影响巷道稳定,此时在现场多采用切顶卸压技术控制巷道顶板^[2]。切顶沿空侧的留巷支护方式主要有挡矸支护和充填体巷旁支护^[3],后者在支撑顶板和隔离采空区方面相比前者明显更具优越性,在矿井中被广泛采用并取得了良好效果^[4]。

目前充填体主要分为柔性充填体和刚性充填体^[5]。刚性充填体可以提供足够的支护阻力,但接顶效果差,无法适应围岩“给定变形”;柔性充填体可以适应顶板变形,但充填体强度较弱。单一的巷旁充填体不能很好地适应顶板的变形特征,故而组合充填体应运而生。组合充填体下层使用强度较大的材料提供支护阻力,上层则使用可缩性能更好的材料适应顶板“给定变形”,以保护充填体。许多学者对组合充填体进行了研究并给予论述。黄万朋等^[6]提出了一种“钢管混凝土支柱+柔性垫层”的新型巷旁充填体支护方式,对充填体承载性能进行研究并用于实践。宁建国等^[7]通过构建沿空留巷巷旁支护力学模型,得到了充填体随顶板运移的变形破坏演化规律,并基于此提出了下刚性上柔性的不等强充填体。曹悦、黄宁^[8-9]分析了单一充填体和组合充填体的力学特性,并得到了二者的失稳机制,证明了组合充填体的工程应用效果更好。

上述研究成果较好地揭示了未切顶条件下组合充填体的承载特征,并提出合理参数的设计方法。但有关切顶条件下组合充填体的受力特征和关键参数的研究较少。基于此,本文针对切顶条件下沿空留巷组合充填体,分析了顶板结构对充填体的影响,确定了合理的组合充填体宽度及分层高度,并且进行工业试验,可为相似工程条件下沿空巷道围岩控制提供借鉴。

1 工程地质背景

某矿正回采9号煤层二采区90203工作面。该

* 收稿日期:2023-10-15

基金项目:山西省应用基础研究计划面上项目(20210302123148)。

作者简介:刘涛禹(1998—),男,山西阳泉人,硕士研究生,主要从事矿山压力与岩层控制的研究,E-mail:1647116339@qq.com。

通信作者:张百胜(1972—),男,辽宁康平人,博士,教授,主要从事矿山压力及岩层控制方面的科研与教学工作,E-mail:Baishengzhang@163.com。

工作面煤层厚度为 5.6 m,平均倾角为 3° ,埋深 371~419 m,使用综采放顶煤采煤法,工作面长度为 182 m,推进长度为 865 m。以 90203 回风巷为试验巷道,该回风巷的断面为矩形,宽为 4.5 m,高为 3.5 m,沿 9 号煤层底板布置。90204 工作面是 90203 工作面的接替工作面,工作面布置如图 1 所示。工作面的煤岩层柱状图如图 2 所示。

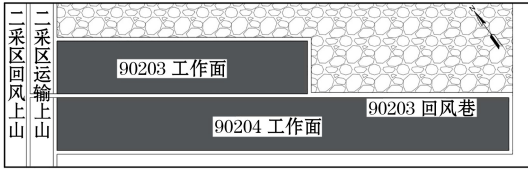


图 1 采掘工程平面图

Fig.1 Mining engineering plan

岩石名称	累厚/m	层厚/m	柱状
泥岩	35.4	6.5	
细粒砂岩	28.9	11.7	
砂质泥岩	17.2	3.2	
煤	14.0	5.6	
泥岩	8.4	1.4	
细粒砂岩	7.0	7.0	

图 2 工作面柱状图

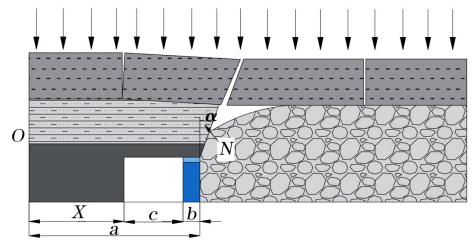
Fig.2 Working face bar chart

90203 回风巷采用切顶卸压组合巷旁充填体沿空留巷方式进行维护,组合巷旁充填体分为上下两层,下层使用混凝土提供支护阻力,上层使用可缩性能更好的高水材料适应顶板变形,保护充填体。

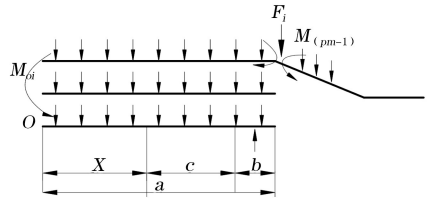
2 切顶条件下组合充填体合理参数的确定

2.1 切顶条件下组合充填体支护阻力及宽度计算

当充填体的宽度设计合理时,可以确保充填体能够提供足够的支护阻力,从而更好地维持巷道稳定。充填体的支护阻力一般采用叠加连续层板模型求解,据此可建立切顶条件下沿空巷道组合充填体力学模型,顶板自下而上分别为第 1 至第 m 层,如图 3 所示。



(a) 顶板结构示意图



(b) 力学简化模型

图 3 切顶条件下沿空巷道的顶板结构

Fig.3 The roof structure of goaf roadway under roof cutting conditions

切顶条件下组合巷旁充填体的支护阻力计算包括以下两部分^[10]。

(1) 顶煤和直接顶对巷旁充填体的压力 P_1 。

$$P_1 \left(a - \frac{b}{2} \right) = \frac{1}{2} \gamma_2 h_2 (a + h_1 \tan \alpha)^2 + \frac{1}{2} \gamma_1 h_1 a^2 + F_2 (a + h_2 \tan \alpha) + F_1 a - M_{O1} - M_{O2} + M_{P2} + N \cos \alpha \quad (1)$$

式中, b 为充填体宽度; c 为巷道宽度; α 为岩层破断角; γ_1 、 γ_2 分别为顶煤和直接顶的容重; h_1 、 h_2 分别为顶煤和直接顶的平均厚度; M_{O1} 、 M_{O2} 分别为顶煤和直接顶的抗弯弯矩; F_1 、 F_2 为已垮落岩层对边界的剪力,切顶条件下垮落的岩层与边界都失去联系,故其值为 0; M_{P2} 为顶板极限弯矩,该变矩帮助充填体承载,形成充填体-围岩的共同承载体系, M_{P2} 的计算式如下:

$$M_{P2} = \frac{1}{4} \gamma_2 h_2 l_2^2 \quad (2)$$

式中, l_2 为直接顶岩层破断后岩块的长度。

N 为垮落矸石对切落岩层的侧向压力,用静止土压力表示为^[11]:

$$N = k_0 \gamma' h_c \quad (3)$$

式中, k_0 为侧压力系数; γ' 为碎胀矸石平均容重; h_c 为切顶高度。

极限平衡区^[12] 距离 X 用下式计算:

$$X = \frac{h_0 A}{2 \tan \varphi_0} \ln \left| \frac{K \gamma H}{\frac{C_0}{\tan \varphi_0} + \frac{P_Z}{A}} \right| \quad (4)$$

式中, h_0 为煤层采高; A 为侧压系数; φ_0 为煤内摩擦

角; K 为应力集中系数; γ 为上覆岩层平均容重; H 为巷道埋深; C_0 为煤体内聚力; P_z 为工作面巷道煤帮的支护阻力,取0.2 MPa。

(2) 基本顶及其上覆岩层重力载荷 P_2 。

$$P_2 \left(a - \frac{b}{2} \right) = \frac{1}{2} \sum_{i=1}^m (\gamma_i h_i + q_i) \left(a + h_j \sum_{j=0}^{i-1} \tan \alpha \right)^2 + \sum_{i=1}^m (\gamma_i h_i + q_i) \left(a + h_j \sum_{j=0}^{i-1} \tan \alpha \right) - M_{O_i} + M_{p(m-1)} \quad (5)$$

式中, q_i 为基本顶上覆载荷,取4~8倍采高内岩层载荷; γ_i 为第*i*层岩层容重; h_i 为第*i*层岩层的厚度; M_{O_i} 为第*i*层岩层的抗弯弯矩; $M_{p(m-1)}$ 为第*m*-1层顶板极限弯矩。

组合充填体支护阻力 P 为 P_1 与 P_2 之和,充填体设计宽度应按照式(6)^[13]计算,当充填体单轴抗压强度为固定时,宽度需满足:

$$P = rb \quad (6)$$

式中, P 为组合充填体支护阻力; r 为充填体单轴抗压强度,取30 MPa; b 为组合充填体的宽度。

根据现场调研可知,切顶角度 α 为 15° ;基本顶板周期破断距约为 22 m,结合工作面岩层柱状图,认为其上控制的软岩层为 3 层,即 $m = 3$;当 M_{O_i} ($i = 1, 2$) 为 0 时,可以得到巷旁支护阻力的最大值,因此取 $M_{O_i} = 0$ 。侧压系数取 0.3,煤层内摩擦角取 36° ,压力集中系数取 2,顶板平均容重为 26 MN/m³,煤内聚力为 3.5 MPa。代入参数计算得组合充填体合理宽度约为 1.4 m。

2.2 切顶条件下组合充填体合理分层高度计算

充填体上层高水层提供可缩量,可以保证充填体在基本顶活动中的稳定^[14]。切顶条件下,垮落的矸石充填采空区对顶板起到支撑作用,高水层在基本顶“给定变形”阶段起到柔性让压作用,其弹性模量远小于直接顶、顶煤以及下层充填体,因此可假定

直接顶、顶煤以及下层充填体的刚度无限大,则基本顶触矸平衡时巷旁区域顶板变形量即为高水层厚度^[8]。此时切顶条件下充填体下沉量为:

$$h = \frac{a}{l_2} [h_0 - h_z (k_h - 1)] \quad (7)$$

式中, h 为充填体下沉量; k_h 为矸石残余碎胀系数。

根据现场调研可知,切顶高度为 18 m,残余碎胀系数取 1.3,计算可得充填体上分层应为 300 mm。

3 数值模型的建立及结果分析

3.1 数值模型的建立

为验证不同宽度、上分层高度条件下,组合充填体的稳定性,使用数值模拟进行分析验证。数值模拟分析使用 FLAC 3D 软件,模型按实际空间关系进行布置,长 350 m,高 70 m,模型四周和底部采用位移固定边界,顶部边界采用应力边界条件。顶面载荷大小等于模型上部岩层的自重应力,各岩层物理力学参数见表 1,切顶参数依照现场确定,其中,切顶高度为 18 m,切顶角度为偏向采空区侧 15° 。模型中煤岩体和巷旁支护体采用摩尔-库伦塑性模型,分别对不同分层高度(占整体比例)和不同宽度充填体进行模拟,模型如图 4 所示。

表 1 煤岩层的物理力学参数

Table 1 Physical and mechanical parameters of coal and rock layers

岩性	密度/ (kg/m ³)	体积 模量/ MPa	剪切 模量/ MPa	内聚 力/ MPa	内摩 擦角/ (°)	抗拉 强度/ MPa
粉砂岩	2666	1.19	4.55	2.08	30.93	3.11
砂质泥岩	2792	3.73	1.93	2.87	28.16	2.34
细粒砂岩	2714	6.16	3.52	6.38	35.14	3.13
泥岩	2763	2.98	1.29	3.17	19.91	0.98
石灰岩	2782	1.40	7.94	7.6	38.14	7.61
煤	1472	0.86	0.57	1.39	17.22	0.58

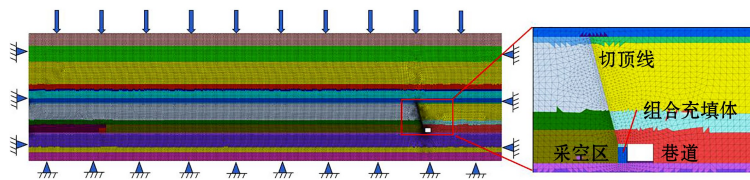


图 4 数值模拟模型

Fig.4 Numerical simulation mode

模型中采空区使用双屈服模型进行填充,具体参数采用 D.M.Pappas 和 C.Mark 提出的 Salamon 经验公式进行确定。Salamon 经验公式为^[15]:

$$\sigma = \frac{E_0 \epsilon}{1 - \epsilon / \epsilon_m} \quad (8)$$

式中, σ 为加载在材料上的轴向压力,MPa; ϵ 为应

变, m ; ϵ_m 为最大可能应变, 取 0.225; E_0 为初始切线模量, 用式(9)计算:

$$E_0 = \frac{10.39\sigma_c^{1.024}}{k_h^{7.7}} \quad (9)$$

式中, σ_c 为采空区矽石的单轴抗压强度, $\sigma_c = 23 \text{ MPa}$ 。

计算可得 $E_0 = 34.17 \text{ MPa}$ 。适用采空区矽石的 Salamon 经验公式为:

$$\sigma = \frac{34.17\epsilon}{1-4.44\epsilon} \quad (10)$$

则可得双屈服模型中采空区承载的应力、应变数量关系, 具体见表 2。

表 2 双屈服模型中采空区承载的应力应变关系

Table 2 The stress-strain relationship of goaf bearing capacity in the double yield model

应变	应力/MPa	应变	应力/MPa
0.01	0.36	0.12	8.78
0.02	0.75	0.13	10.51
0.03	1.18	0.14	12.64
0.04	1.66	0.15	15.35
0.05	2.20	0.16	18.88
0.06	2.80	0.17	23.69
0.07	3.47	0.18	30.63
0.08	4.24	0.19	41.51
0.09	5.13	0.20	61.02
0.10	6.15	0.21	106.15
0.11	7.35	0.22	324.03

为获取采空区矽石的 Double-yield 本构模型相关参数, 参考垮落前顶板岩石的参数, 进行单轴压缩试验数值模拟, 试验模型尺寸为 $1 \text{ m} \times 1 \text{ m} \times 1 \text{ m}$,

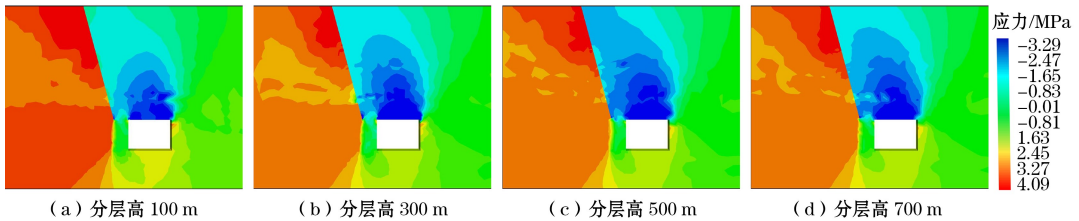


图 6 不同上分层高度条件下巷道围岩的垂直应力分布

Fig.6 Vertical stress distribution in tunnel surrounding rock under different upper layer heights

(1) 组合充填体上分层高度小于整体高度 8.5% (300 mm) 时, 随着上分层高度的不断增加, 下分层高度逐渐减小, 导致组合充填体承载力逐渐变弱, 充填体所受应力缓慢增长;

(2) 组合充填体上分层高度占比处于 8.5% ~ 14% (300 ~ 500 mm) 时, 充填体所受应力迅速增加, 这是由于充填体上分层占比较高, 破坏了充填体的

模型四周与底板进行位移约束, 顶板施加固定的加载速率, 通过不断地赋参模拟, 进行试错推演。比较模拟得到的曲线与理论计算得到的采空区承载应力应变关系曲线, 如图 5 所示。该曲线对应的参数即为 Double-yield 本构模型的参数, 见表 3。

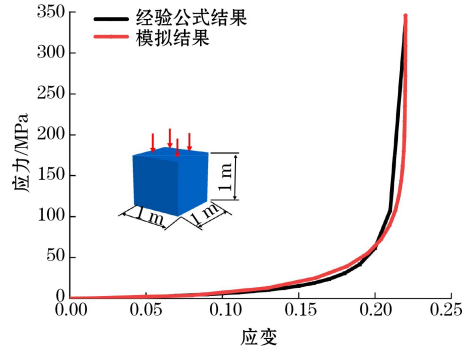


图 5 采空区承载本构关系反演

Fig.5 Inversion of constitutive relationship of goaf bearing capacity

表 3 采空区充填材料参数

Table 3 Parameters of filling materials in goaf

密度/ ($\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$)	体积模量/ GPa	剪切模量/ GPa	剪胀角/ ($^\circ$)	摩擦角/ ($^\circ$)
1700	10	6	18	15

3.2 数值模拟结果分析

3.2.1 组合充填体分层高度对围岩的影响

数值模拟结果如图 6、图 7 所示。组合充填体上分层高度对充填体所受垂直应力影响较大, 随着上分层高的增加, 充填体处垂直应力呈现缓慢增加、迅速增加、最终减小的变化趋势。具体表现为:

整体结构, 致使充填体承载能力变弱, 使得充填体出现应力集中;

(3) 组合充填体上分层高度占比在 14% (500 mm) 以上时, 充填体所受垂直应力下降, 此时充填体上分层形成独立结构, 可以承受顶板压力, 应力集中程度逐渐降低。

不同上分层高度条件下巷道顶板高应力区域范

围变化规律与充填体处垂直应力变化规律类似,上分层高度小于 500 mm 时,顶板高应力区域范围随上分层充填体高度的增加逐渐增大,顶板处于不稳定状态;上分层高度增加至 700 mm 时,顶板不稳定区域面积减小。进一步分析表明,当上分层高度小于 300 mm 时,组合充填体上分层高度难以适应顶板变形,使用过程中易出现应力集中而导致破坏失稳。因此,综合考虑确定上分层高度为 300 mm。

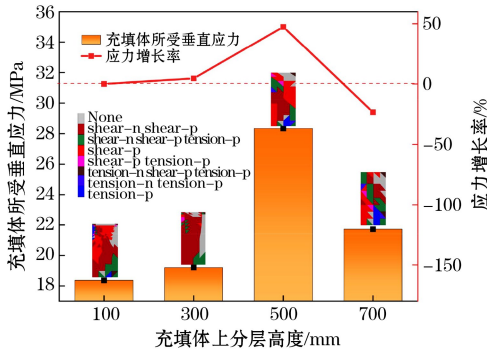


图 7 不同上分层高度下充填体塑性区分布及垂直应力峰值
Fig.7 Distribution of plastic zone and vertical stress peak in filling materials under the different heights of the upper layer

3.2.2 组合充填体宽度对围岩的影响

数值模拟结果如图 8、图 9 所示。随着充填体宽度的增加,充填体处垂直应力呈现非线性减小的变化趋势。具体表现为:充填体所受垂直应力先迅速下降,之

后缓慢下降。这是由于组合充填体宽度较小时不足以承受顶板压力,易发生塑性失稳破坏。随着充填体宽度的增加,充填体承载性能逐渐增加,所承受的应力逐渐降低,弹性区域逐渐增大,充填体逐渐趋于稳定。但当充填体宽度大于 1.5 m 时,充填体所承受的垂直应力的降幅较小。同时,不同充填体宽度条件下,巷道顶板不稳定区域范围与充填体所承受的应力呈对应关系,充填体宽度较小时,顶板高应力区域较大,顶板处于不稳定状态,随着充填体宽度的增加,顶板不稳定区域面积减小。当超过一定宽度后,充填体可以提供足够的支护阻力维持顶板结构稳定,继续增加充填体宽度,对围岩稳定性影响较小,故充填体宽度不应小于 1.5 m。

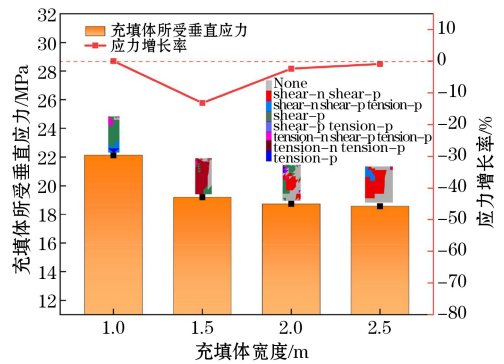


图 8 不同宽度充填体的塑性区分布及垂直应力峰值
Fig.8 Distribution of plastic zone and vertical stress peak of filling materials with different widths

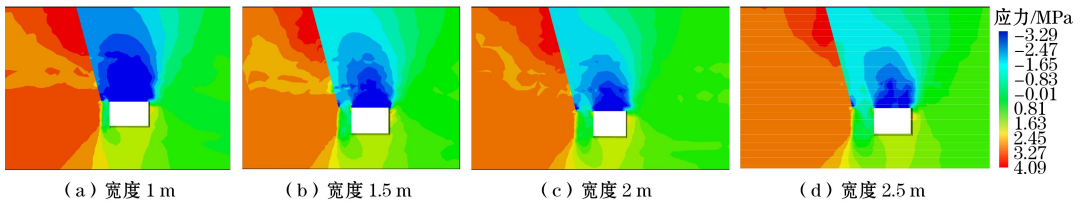


图 9 不同充填体宽度条件下巷道围岩垂直应力的分布云图

Fig.9 The distributing nephogram of vertical stress in the surrounding rock of tunnel under different widths of backfill

4 工业试验

4.1 围岩控制方案

综放沿空留巷围岩控制方案如图 10 所示,具体方案为:

- (1) 扩巷,即向煤帮一侧扩巷 1 m,最终巷道为矩形巷道,断面尺寸为 4.5 m×2.9 m,包括充填体在内总宽度达到 6 m;
- (2) 切顶,即通过超前爆破预裂顶板,切顶设计高度为 18 m,切顶角为向采空区侧倾斜 15°;
- (3) 巷旁充填,即紧跟工作面进行充填,形成宽度为 1.5 m 的组合充填体;

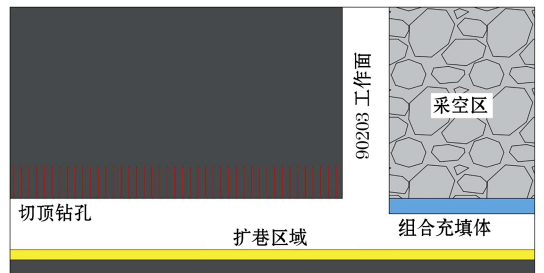


图 10 沿空留巷围岩控制方案示意

Fig.10 Schematic diagram of surrounding rock control scheme for goaf retaining roadway

- (4) 巷内加固,即在巷内采用冷拔丝编织网+W 形钢带+锚索+锚杆进行联合支护,支护方案及

支护参数如图 11 所示。

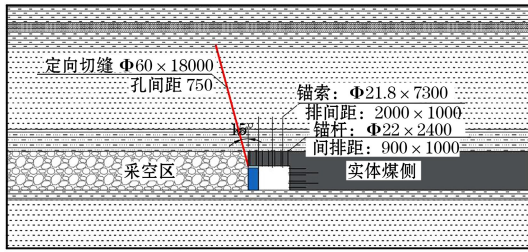


图 11 支护方案示意(单位:mm)

Fig.11 Schematic diagram of supporting scheme

4.2 围岩控制效果

工业试验过程中,在 90203 回风巷中设置测点对巷道围岩变形进行观测,观测结果如图 12 所示。当工作面推过 0~50 m 时,顶板下沉量缓慢上升,这是由于工作面推过后,顶板围岩因受力开始缓慢变形;当工作面推过 50~125 m 时,基本顶破断回转下沉,巷道变形量较大,变形速度较快;当工作面推过 125 m 之后,顶板变形已结束,顶板趋于稳定,只发生微小变形。两帮的最大移近量为 319 mm,顶底板的最大移近量为 307 mm。巷道围岩总体变形量较小,均处于可控范围之内。

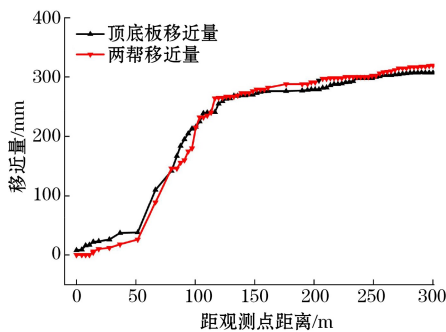


图 12 90203 回风巷围岩的变形量

Fig.12 Deformation of surrounding rock of 90203 return airway

5 结论

(1) 通过建立切顶条件下沿空留巷巷旁组合充填体顶板力学模型,对切顶条件下充填体的受力状态进行了分析,并推导出组合充填体宽度及分层高度的计算公式,并结合地质条件计算得出组合充填体合理宽度为 1.4 m,充填体上分层高度为 300 mm。

(2) 切顶条件下,随着组合充填体上分层高度的增加,充填体处垂直应力呈现缓慢增加、迅速增

加、最终减小的变化趋势。缓慢增加是由于充填体上分层高度增大的同时,下层混凝土层高度减小,充填体整体强度减弱,所承受的应力升高;随着上分层高度继续增加,上、下分层的高度比例过大,破坏了充填体的整体结构,致使充填体承载能力下降,造成充填体应力集中,所承受的应力快速上升;之后上分层高度增加直至形成独立结构,恢复一定承压能力,充填体所受应力减小。

(3) 切顶条件下,随着组合充填体宽度的增加,充填体承受的垂直应力呈现非线性减小的变化趋势。随着充填体宽度的增加,充填体所承受的应力先迅速下降,之后缓慢下降。充填体宽度太窄时,不足以承受顶板压力,随着充填体宽度的增加,充填体逐渐趋于稳定。充填体宽度超过一定值后,再继续增加充填体的宽度对围岩稳定性的影响较小,由此确定充填体宽度为 1.5 m。

(4) 现场监测结果表明,90203 回风巷的组合充填体变形较小,巷道顶底板最大移近量为 307 mm,实体煤帮最大移近量为 319 mm,可以满足生产现场的使用需求。

参考文献(References):

- [1] 成云海,姜福兴,李海燕.沿空巷旁分层充填留巷试验研究[J].岩石力学与工程学报,2012,31(增刊2):3864-3868.
CHENG Yunhai, JIANG Fuxing, LI Haiyan. Experimental research on gob-side entry retaining supported by filling two materials [J]. China Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, 31(S2): 3864-6868.
- [2] 冯国瑞,任玉琦,王鹏飞,等.厚煤层综放沿空留巷巷旁充填体应力分布及变形特征研究[J].采矿与安全工程学报,2019,36(6):1109-1119.
FENG Guorui, REN Yuqi, WANG Pengfei, et al. Stress distribution and deformation characteristics of roadside backfill body for gob-side entry of fully-mechanized caving in thick coal seam [J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2019, 36(6): 1109-1119.
- [3] 康红普,张晓,王东攀,等.无煤柱开采围岩控制技术及应用[J].煤炭学报,2022,47(1):16-44.
KANG Hongpu, ZHANG Xiao, WANG Dongpan, et al. Strata control technology and applications of nonpillar coal mining [J]. Journal of China Coal Society, 2022, 47(1): 16-44.
- [4] 张晓.浅埋煤层支卸组合沿空留巷围岩控制机理及技术[D].北京:煤炭科学研究总院,2021.
ZHANG Xiao. Surrounding rock control mechanism and application of "support-unloading" combined technology for gob-side entry retaining in shallow coal seam [D]. Beijing: China Coal Research Institute, 2021.

- [5] 康红普.我国煤矿巷道围岩控制技术发展70年及展望[J].岩石力学与工程学报,2021,40(1):1-30.
KANG Hongpu. Seventy years development and prospects of strata control technologies for coal mine Road ways in China [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2021,40(1):1-30.
- [6] 黄万朋,高延法,文志杰,等.钢管混凝土支柱巷旁支护沿空留巷技术研究[J].中国矿业大学学报,2015,44(4):604-611.
HUANG Wanpeng, GAO Yanfa, WEN Zhijie, et al. Technology of gob-side entry retaining using con-crete-filled steel tubular column as roadside sup-poring[J]. Journal of China University of Mining and Technology, 2015, 44(4): 604-611.
- [7] 宁建国,马鹏飞,刘学生,等.坚硬顶板沿空留巷巷旁“让-抗”支护机理[J].采矿与安全工程学报,2013,30(3):369-374.
NING Jianguo, MA Pengfei, LIU Xuesheng, et al. Supporting mechanism of “yielding-supporting” beside roadway maintained along the goaf under hard rocks[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2013, 30(3): 369-374.
- [8] 曹悦.综放工作面沿空留巷组合充填体失稳机理及围岩控制技术[D].徐州:中国矿业大学,2022.
CAO Yue. Study on instability mechanism and surrounding rock control technology of gob-side entry retaining combined backfill in fully mechanized caving face[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2022.
- [9] 黄宁.高瓦斯综放面巷旁“组合”充填体沿空留巷技术研究[D].徐州:中国矿业大学,2021.
HUANG Ning. Study on gob-side entry retention technology of “combined” filling body at roadway side of fully mechanized caving face with high gas [D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2021.
- [10] 马立强,张东升,陈涛,等.综放巷内充填原位沿空留巷充填体支护阻力研究[J].岩石力学与工程学报,2007(3):544-550.
MA Liqiang, ZHANG Dongsheng, CHEN Tao, et al. Study on packing body supporting resistance of enter-in packing for in-situ gob-side entry retaining in fully mechanized top-coal caving mining face[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007(3): 544-550.
- [11] 赵明华.土力学与基础工程[M].武汉:武汉理工大学出版社,2003:132-134.
ZHAO Minghua. Soil mechanics and foundation engineering [M]. Wuhan: Wuhan University of Technology Press, 2003: 132-134.
- [12] 高林生,邓广哲,索永录,等.厚煤层综放工作面区段煤柱合理宽度优化研究[J].矿业研究与开发,2022,42(12):1-6.
GAO Linsheng, DENG Guangzhe, SUO Yonglu, et al. Study on optimization of reasonable width of section coal pillar in fully mechanized caving face of thick coal seam[J]. Mining Research and Development, 2022, 42(12): 1-6.
- [13] 冯超,刘少伟,张小东,等.切顶条件下综放沿空留巷充填体承载特征及合理宽度研究[J].采矿与安全工程学报,2023,40(2):232-242.
FENG Chao, LIU Shaowei, ZHANG Xiaodong, et al. Study on the bearing characteristics and reasonable width of the backfilling body for gob-side entry in fully-mechanized top-coal caving face under the roof cutting condition [J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2023, 40(2): 232-242.
- [14] 侯公羽,胡涛,李子祥,等.切顶高度对巷旁支护沿空留巷稳定性的影响[J].采矿与安全工程学报,2019,36(5):924-931.
HOU Gongyu, HU Tao, LI Zixiang, et al. Effect of cutting roof height on the stability of gob-side retaining roadway with roadside support [J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2019, 36(5): 924-931.
- [15] 张百胜,王朋飞,崔守清,等.大采高小煤柱沿空掘巷切顶卸压围岩控制技术[J].煤炭学报,2021,46(7):2254-2267.
ZHANG Baisheng, WANG Pengfei, CUI Shouqing, et al. Mechanism and surrounding rock control of roadway driving along gob in shallow-buried, large mining height and small coal pillars by roof cutting [J]. Journal of China Coal Society, 2021, 46(7): 2254-2267.

Reasonable Parameters of Combined Filling Body in Gob-side Entry Retaining Under Roof Cutting Condition

LIU Taoyu¹, ZHANG Baisheng¹, GUO Junqing², LIU Tuan¹, LI Zetian¹, LI Hengzhong³

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

2.Key Laboratory of In-situ Modified Mining Ministry of Education, Taiyuan University of Technology, Taiyuan, Shanxi 030024, China;

3.Shanxi Guoyuan Coalbed Methane Comprehensive Utilization Engineering Technology Co., Ltd., Taiyuan, Shanxi 030024, China)

Abstract: Aiming at the problems of unclear bearing characteristics and blind parameter selection of combined filling body under the condition of hard roof cutting, taking 90203 return airway of a coal mine as the research object, theoretical analysis, numerical simulation and field test were used to study the stress characteristics of combined filling body and the deformation law of surrounding rock of roadway under the conditions of different width of filling body and different height of upper and

lower layers of filling body after roof cutting. The superimposed laminate model was established, the stress state and deformation of the filling body under the condition of roof cutting were analyzed, and the calculation formula of the reasonable parameters of the combined filling body after roof cutting was given. The results show that with the increase of the height of the upper layer of the combined filling body, the overall bearing capacity of the filling body undergoes a phased change, and the stress it bears increases first and then decreases. With the increase of the width of the filling body, the adaptability of the filling body to the surrounding rock changes, so that the stress it bears shows a non-linear decreasing trend. The practice shows that during the mining of 90203 working face, the combined filling body of gob-side entry retaining is stable, and the maximum displacement of the roof and floor of the return airway and the two sides was 307 mm and 319 mm, respectively, which are within the controllable range.

Key words: Roof cutting and pressure relief, Combined filling body, Gob-side entry retaining, Roadway control