

文章编号: 1673-3363-(2015)06-0936-07

固体充填采煤沿空留巷围岩稳定性控制研究

巨峰¹, 陈志维², 张强², 黄鹏², 邵阳², 兰立信²

(1. 中国矿业大学深部岩土力学与地下工程国家重点实验室, 江苏 徐州 221116;

2. 中国矿业大学矿业工程学院, 深部煤炭资源开采教育部重点实验室, 江苏 徐州 221116)

摘要 以济宁三号煤矿63_下04(南)-2运矸巷沿空留巷为工程背景, 提出固体充填采煤沿空留巷上覆岩层协同控制系统的概念, 分析了上覆岩层协同控制系统各要素的支护特性; 以顶板允许下沉量及采煤成本等指标为依据, 采用FLAC^{3D}确定了影响巷道围岩稳定性的3个因素的参数值, 也即在充填工作面充实率需达到80%, 矸石带强度需达到4 MPa, 矸石带宽高比需达到1:1的条件下, 可保障巷道的稳定控制; 同时结合济宁三号矿具体地质条件, 给出了沿空巷道加固支护方案。现场工业性试验表明: 该技术的实施下沿空巷道顶底板移近量最大300 mm, 两帮移近量最大240 mm, 沿空巷道维护效果良好。

关键词 固体充填沿空留巷; 围岩稳定性控制; 充实率; 矸石带强度; 矸石带宽高比

中图分类号 TD 821 **文献标志码** A **DOI** 10.13545/j.cnki.jmse.2015.06.011

Surrounding rock stability control in gob-side entry retaining with solid backfilling in coal mining technology

JU Feng¹, CHEN Zhiwei², ZHANG Qiang², HUANG Peng², TAI Yang², LAN Lixin²

(1. State Key Laboratory for Geomechanics and Deep Underground Engineering, China University of Mining & Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China; 2. School of Mines, Key Laboratory of Deep Coal Resource Mining, Ministry of Education, China University of Mining & Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China)

Abstract In this paper, the gangue lane of 04(south)-2 workface with gob-side entry retaining in 63rd mining district, Jining No.3 coal mine, has been set as the engineering background. The concept of cooperative control system including overburden layers and gob-side entry retaining with solid backfilling has been put forward. Also the support characteristic of key components in such cooperative control system have been analyzed. Based on such indexes as the roof-allowing subsidence and mining cost, three parameters of affecting surrounding rock stability in roadway are obtained by using FLAC^{3D}. In other words, the entry can be controlled stably under three conditions: 1) filling ratio of working face achieves up to 80%, 2) strength of Gangue belt reaches 4 MPa, and 3) width/height ratio is 1:1. Combined with the specific geological conditions of Jining No.3 coal mine, enhanced support plan for gob side entry has been proposed. The results from field test show that the roadway will be well maintained when the maximum convergence between roof and floor is approximately 300 mm and the side to side convergence amount is 240 mm.

收稿日期: 2015-05-19

基金项目: 江苏省“青蓝工程”项目; 中国矿业大学重大项目培育工程专项项目(2014ZDPY02); 国家自然科学基金创新研究群体项目(51421003)

作者简介: 巨峰(1983—), 男, 甘肃省张掖市人, 博士, 讲师, 硕士生导师, 从事固体充填开采与岩层控制等方面的研究。

通信作者: 陈志维

E-mail: czw_lucky@163.com

Tel: 15050833638

Key words gob-side entry retaining with solid backfilling; surrounding rock stability control; filling ratio; strength of gangue belt; width/height ratio of gangue belt

固体充填采煤沿空留巷技术综合了充填和沿空留巷技术的优势,在解放“三下”压煤的同时实现了无煤柱开采,提高了煤炭资源的采出率,延长矿井服务年限,该技术已在多个矿区推广应用并取得良好效果。

张吉雄等^[1]基于沿空留巷围岩变形特征及巷旁支护体的作用机理,推导出巷旁支护体宽度的计算公式;黄艳利等^[2-3]分析了固体充填采煤沿空留巷的技术难点及施工关键;余伟健等^[4-6]提出“充填体+煤柱+承重岩层”协作支撑系统及稳定条件;杨绿刚^[7]以非均布受载充填体及巷旁组合支架协同结构为力学模型,分析了弱结构变形破坏过程对顶板稳定性的影响;周保精等^[8-9]系统研究了沿空留巷顶板与充填体相互作用机理、冒落矸石胶结固化充填体的稳定性。然而,在固体充填沿空巷道控制方面的研究较少。

本文以济宁三号煤矿 63 下 04(南)-2 运矸巷沿空留巷为工程背景,提出固体充填采煤沿空留巷上覆岩层协同控制系统并分析了协同控制系统组成要素及支护特性;并从协同控制系统组成要素中选取 3 个指标,采用数值模拟方法确定了各指标的最优参数值,给出沿空留巷的控制方案,实施效果显著,进一步完善了固体充填采煤沿空留巷理论,同时为维护巷道围岩稳定提供借鉴。

1 固体充填采煤沿空留巷控制系统

1.1 上覆岩层协同控制系统组成

固体充填采煤沿空留巷^[2]是在固体充填工作面回采过程中,随着工作面的推进沿采空区边缘构置一定宽度的巷旁支护体,为上覆岩层的稳定提供暂时支撑;采空区充填体在上覆岩层压力的作用下致密性进一步增大,对上覆岩层的控制作用也随之加强。整个回采过程,承重岩层(厚而坚硬的岩层)、工作面前方及侧向实体煤、密实充填体、巷旁支护体以及巷内支护体都发挥着支撑上覆岩层的作用,同时它们之间也存在着相互作用关系,形成一种新的承载结构,以维持上覆岩层的整体稳定,在此定义为“承重岩层-充填体-巷旁支护体-巷内支护体-煤体”上覆岩层协同控制系统。固体充填采煤沿空留巷上覆岩层协同控制原理如图 1 所示。

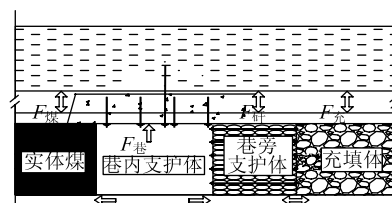


图 1 上覆岩层协同控制系统原理图

Fig.1 The schematic of overburden layers coordination control system

1.2 协同控制系统组成因素分析

1.2.1 充填体

为研究采空区充填体对上覆岩层的控制作用,将充填体及上覆岩层之间的相互作用简化为等效弹簧结构,如图 2 所示。其中 k_1 是单位体积充填体在垂直方向的等效弹簧刚度系数; k_2 是单位体积直接顶在垂直方向的等效弹簧刚度系数; ω 是基本顶在垂直方向的挠度变形。

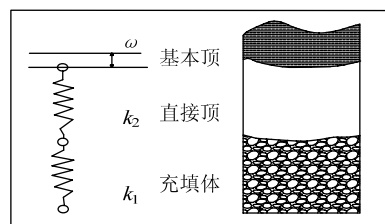


图 2 等效弹簧结构

Fig.2 Equivalent spring structure

由图 2 可知,要降低基本顶的变形量 ω ,就需要提高直接顶和充填体的等效刚度系数 k_2 , k_1 ,而直接顶力学性质是固定不变的,是不可控的,只能通过提高充填体的等效刚度系数来减少基本顶的下沉量。具体通过优化充填液压支架结构,保障夯实角及夯实力合理性;控制顶板的提前下沉量;优化充填物料组分及配比,确保其具有较大抗压强度和初始密度;增加夯实次数及堆料高度等措施加大充填体的致密性,以增大其等效刚度系数值,增强对上覆岩层的控制作用。

1.2.2 巷旁支护体

巷旁支护体^[10-13]是隔离沿空巷道和采空区充填体的屏障,通常采用留设煤柱、巷旁垒砌矸石带、膏体或高水材料(采用吊袋或框架模箱构筑)等形式作为巷旁支护体,实施沿空留巷技术。

从上覆岩层压力方面考虑: 在上覆岩层的作用下, 巷旁支护体会产生较大的侧向膨胀变形(水平位移)。采空区充填体及巷内支护体对巷旁支护体产生的联合侧向应力作用, 使得巷旁支护体应力状态由二维变为三维, 采空区充填体及巷内支护体对巷旁支护体作用的联合侧向应力越大, 巷旁支护体的抗压能力也越大, 对上覆顶板的承载性能越好。据此, 可通过对巷旁支护体加大巷内支护强度或提高采空区充填体的充实率等措施提升巷旁支护体的抗压性能。

从夯实力方面考虑: 夯实系统对松散的充填物料进行反复夯实, 夯实力对巷旁支护体会产生侧向压力 F' , 即巷旁支护体也会对采空区充填体产生相反的侧向加固力。力学计算模型如图 3 所示。

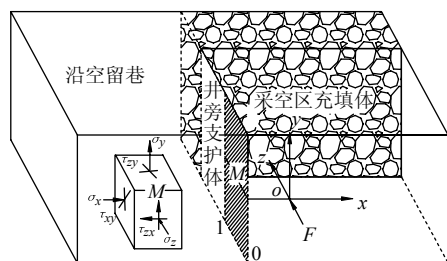


图 3 夯实机构侧压力计算模型图

Fig.3 The model of lateral force caused by tamping operation

夯实机构对巷旁支护体产生的侧向压力在 z 方向 1 m 以内具有较大的影响, 该范围以外压力基本可以忽略, 因此在计算中, 仅对图中阴影部分所受压力进行积分, 此处巷旁支护体所受侧向压力为^[3]

$$F' = \int_{-\frac{h}{2}}^{\frac{h}{2}} \int_0^1 \sigma_x dy dz \quad (1)$$

根据布森涅斯克解答可知 σ_x 为

$$\sigma_x = \frac{3F}{2\pi} \left[\frac{x^2 z}{R^5} + \frac{1-2u}{3} \left(\frac{1}{R(R+z)} - \frac{(2R+z)x^2}{(R+z)^2 R^3} - \frac{z}{R^3} \right) \right] \quad (2)$$

式中: $R = \sqrt{x^2 + y^2 + z^2}$; x, y, z 为阴影平面内任意点 M 的坐标, x 取夯实板的中心距; 夯实力 F 为

$$F = p\pi \frac{D^2}{4} n\eta \quad (3)$$

式中: p 为夯实油缸内乳化液压力, MPa; D 为夯实油缸直径, mm; n 为夯实油缸数量; η 为夯实机构内部摩擦损耗系数。

由式(1)~(3)可知, 充填体对巷旁支护体侧向压力的大小主要取决于夯实机构夯实力的大小。为维护巷旁支护体的稳定性, 距巷旁支护体 1~2 个夯实板长度范围内可适当减小夯实力。

1.2.3 实体煤

实体煤^[13-14]是沿空留巷上覆载荷的支撑点之一, 是上覆岩层协同控制系统的重要组成部分。充填工作面因采动影响产生的垂直应力主要分布在沿空巷道两侧的实体煤帮和巷旁支护体上, 因实体煤帮完整性好, 其应力集中程度要明显大于巷旁支护体, 故实体煤成为上覆岩层的主要承载结构。

在巷道掘进期间, 煤帮的变形主要是浅部围岩的变形破坏; 在工作面采动影响期间, 在超前支承压力和侧向支承压力双重压力下, 巷帮煤体边缘首先遭到破坏, 并逐步向煤体深部发展, 直至弹塑性边界。

1.2.4 巷内支护体

施工巷内支护体^[10]是维护沿空巷道围岩稳定性的重要技术措施, 其作用主要表现在以下 2 个方面:

1) 提高巷道围岩的完整性及抗变形强度。当巷道围岩比较破碎、裂隙较发育时, 将大大削弱围岩的整体强度, 锚杆支护可增加围岩锚固区域的力学性能, 提高围岩极限强度和残余强度。

2) 巷内支护体支护强度大、延展性好, 能较好适应巷道的大变形。

而针对特殊地质条件或常规支护方式难以有效控制巷道围岩的变形失稳时, 应对巷道围岩实施加强支护。

2 巷道围岩稳定性影响因素数值优化

通过对上覆岩层协同控制系统的分析可知, 维护巷道围岩稳定性主要在于维护控制系统各要素的稳定性。其中煤壁对稳定性的影响主要取决于煤层物理力学性质, 数值模拟中暂不予考虑; 巷内支护体是其他要素的加固措施, 对稳定性的影响主要取决于支护方式的选择及支护参数的确定, 视具体地质条件而定或已有部分论文^[7,15]做了相关模拟, 在此也不予模拟设计。

本文以充填工作面充实率作为充填体的模拟指标、以巷旁支护体宽高比及强度作为巷旁支护体的模拟指标, 通过对这 3 个指标数值优化, 更好地维护巷道围岩的稳定性^[15-17]。

2.1 采矿地质条件

以济宁三号煤矿为工程实践矿井, 该矿六采区 63_下04(南)-2 工作面实施了充填采煤沿空留巷技术, 开采的 3_下煤层总体为南高北低的单斜构造, 局部发育宽缓向、背斜, 煤层倾角 0°~8°, 平均倾角 2.5°, 局部发育宽缓向、背斜, 煤层倾角 0°~8°, 平均倾角 2.5°, 局部发育宽缓向、背斜, 煤层倾角 0°~8°, 平均倾角 2.5°。

煤层厚度平均 3.5 m，直接顶为 0.7~1.30 m 的泥岩，基本顶为 22.5~29.75 m 的细砂岩，该充填回采工作面长度 80 m。工作面运矸巷采用巷旁垒砌矸石带的方式沿空留巷，留巷宽 4.5 m，净高 3.5 m，工作面埋深为-639.0~-663.0 m，平均-650 m。

2.2 模拟方案及模型建立

针对该工作面具体采用垒砌矸石带留巷的背景，提出种数值模拟方案。其中采高为 3.5 m，矸石带宽度为 2, 3, 3.5, 4 m 时，矸石带宽高比分别对应为 1:1.75, 1:1.17, 1:1, 1:0.87，采用宽高比而非宽度作为指标的主要目的在于通过案例获得巷旁支护体宽度留设的普遍适用方法；强度值取 2~4 MPa 主要是考虑矸石带所能达到的支护强度或在该范围内矸石带能更好地同时实现“支撑”和“让压”作用。具体方案见表 1。

表 1 数值模拟方案
Table 1 The numerical simulation plan

方 案	影响因素			监测 指标
	充实率	矸石带 强度/MPa	矸石带 宽高比	
一	0, 40%, 60%, 80%, 90%, 93%, 97%	4	1:1	顶板 下沉 量
二	80%	2~4 (1 MPa 递增)	1:1	
三	80%	4	1:1.75, 1:1.17, 1:1, 1:0.87	

计算模型长度 240 m，宽度 164 m，高 36.8 m，模型上部边界施加 15 MPa 的均布载荷，四周边界施加水平约束，底部边界施加垂直约束。

模型中煤层采用应变-软化模型，其余采用莫尔-库伦模型。模型中煤岩体的物理力学参数以实验室煤岩样试验为基础，力学参数见表 2。

表 2 岩层的物理力学参数
Table 2 Physical mechanical parameters of different strata

岩层 名称	厚度/ m	泊松比	弹性模 量/GPa	抗拉强 度/MPa	内聚力/ MPa	内摩擦 角/(°)	容重/ (kN·m ⁻³)
细砂岩	24	0.23	17.0	13.5	15.0	42	27.0
泥岩	1.2	0.33	6.5	2.5	4.5	34	24.0
煤层	3.5	0.30	5.3	1.5	2.5	30	14.0
泥岩	1.5	0.28	13.0	7.5	8.5	41	26.0
细砂岩	6.0	0.27	10.0	5.5	7.0	41	25.5

2.3 巷道稳定性影响因素分析

2.3.1 充填工作面充实率

在矸石带强度 4 MPa、宽高比为 1:1 时，工作面全部开采完毕后，不同充填工作面充实率对应的

沿空巷道中部顶板下沉量如图 4 所示。

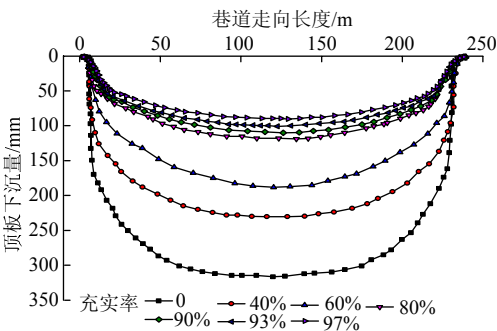


图 4 充实率影响巷道顶板下沉
Fig.4 Effect of different filling ratio
on roadway roof subsidence

由图 4 可知：沿空巷道顶板的最大下沉量随着充实率的增大而减少，充实率为 0, 40%, 60%, 80%, 90%, 93%和 97%时，顶板最大下沉量分别为 316, 230, 186, 120, 111, 101, 90 mm，可见充实率越高，对顶板下沉的控制作用越明显，但同时设备、充填投入及现场管理水平要求明显越高^[18-19]。考虑到固体充填材料物理力学特性、固体充填采煤成本、充填采煤关键设备、充填工艺以及技术管理等因素对充实率的影响^[20-21]，一般充填工作面充实率达到 80%即可满足保护对象所能承受变形量的要求。特殊地质条件下可适当提高充填工作面的充实率。

2.3.2 矸石带强度

充填工作面充实率在 80%，矸石带宽高比 1:1 时，不同矸石带强度对应的沿空巷道中部顶板下沉量如图 5 所示。

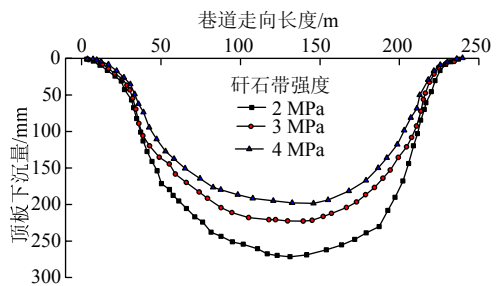


图 5 矸石带强度影响巷道顶板下沉
Fig.5 Effect of the strength of gangue belt
on roadway roof subsidence

从图 5 可知：沿空巷道顶板的最大下沉量随着矸石带强度的增大而减少，矸石带强度为 2, 3, 4 MPa 时，顶板最大下沉量分别为 267, 222, 196 mm，可见矸石带强度越大，对顶板下沉的控制作用越明显，取强度值为 4 MPa。

以其他材料(如膏体、高水材料等)构筑巷旁支护体时可通过调整材料配比适当提高巷旁支护体的强度,但并非强度越大越好,强度过大,导致巷旁支护体上载荷加大,超出自身抗压强度时,支护体即遭到破坏,后期难以维护沿空巷道。

2.3.3 矽石带宽高比

充填工作面充实率在 80%, 充填体强度为 4 MPa 时,不同矽石带宽度对应的沿空巷道中部顶板下沉量如图 6 所示。

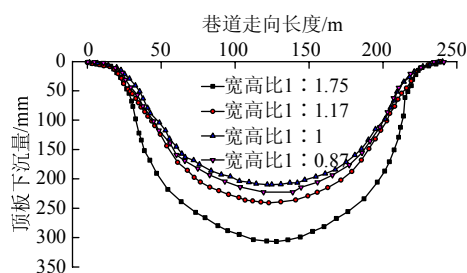


图 6 矽石带宽度影响巷道顶板下沉
Fig.6 Effect of the width of gully belt on roadway roof subsidence

从图 6 可知:沿空巷道顶板的最大下沉量随着矽石带宽度的增大而减少,矽石带宽度为 1:1.75, 1:1.17, 1:1, 1:0.87 时,顶板最大下沉量分别为 311, 240, 216, 222 mm。可见随着矽石带宽高

比越大,顶板下沉量经历先减小后增大的过程,主要是因为矽石带宽度的增加,使得采空区充填体的宽度相对减小,而矽石带由锚网加固的垒砌矽石带构成,其控顶能力明显小于采空区密实的充填体,所以导致巷道顶板的下沉量略有增加,故取充填体宽高比为 1:1。

综上所述,依据数值模拟结果确定了影响巷道围岩稳定性的 3 个影响指标的参数值,即在充填工作面充实率达到 80%,矽石带强度达到 4 MPa,宽高比为 1:1 的条件下,可实现巷道的稳定控制。

3 工程应用案例

3.1 沿空留巷控制方案

通过以上分析,结合济宁三号煤矿具体地质条件,设计沿空巷道围岩控制方案。首先,从充填关键设备(充填液压支架)、充填物料及工艺、充填技术管理等方面采取措施,保证充填工作面充实率达到 80%的要求;其次,设计矽石带宽高比 1:1 即矽石带垒砌宽度为 3.5 m;为保证矽石带强度为 4 MPa,采用锚杆+金属网+W 钢带+钢筋梯梁的组合加固支护;对片帮较严重区域通过打锚杆,防止片帮的同时加固实体煤,增强其承载性能。巷内支护具体方案如图 7 所示。

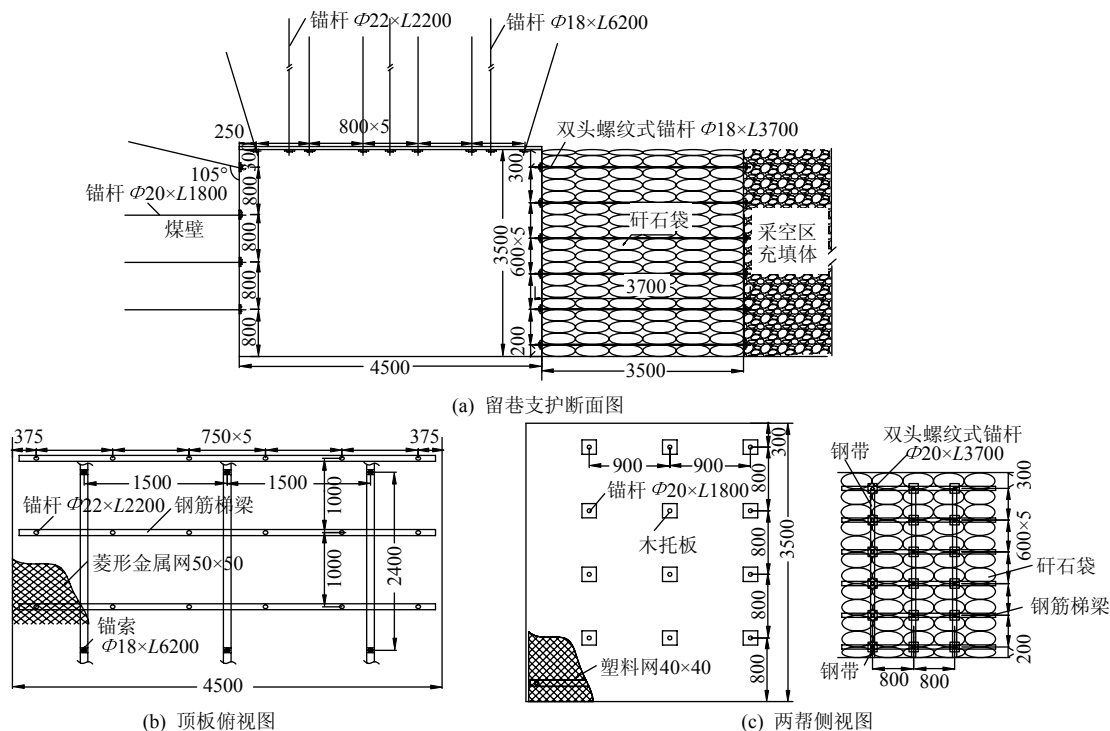


图 7 沿空留巷支护示意图 (mm)

Fig.7 Supporting sketch in gob-side entry retaining

1) 顶板支护。锚杆: 采用 $\Phi 22 \text{ mm} \times L 2200 \text{ mm}$ 规格螺纹钢树脂锚杆, 间排距为 $750 \text{ mm} \times 800 \text{ mm}$, 每排 6 根锚杆, 每根锚杆使用 2 支树脂锚固剂锚固, 型号分别为 Z2550 和 K2535, 锚固力不小于 150 kN ; 锚索: 采用 $\Phi 18 \text{ mm} \times L 6200 \text{ mm}$ 规格的锚索, 树脂加长锚固, 间排距为 $1500 \text{ mm} \times 2400 \text{ mm}$, 设计锚固力不小于 180 kN ; 托盘: 采用长 \times 宽 \times 厚为 $120 \text{ mm} \times 120 \text{ mm} \times 8 \text{ mm}$ 的正方形钢板; 顶网: 采用菱形网, 用 $10^\#$ 镀锌铁丝编织而成, 网格尺寸为 $50 \text{ mm} \times 50 \text{ mm}$; 钢筋梯: 采用 $\Phi 14 \text{ mm}$ 的钢筋制作而成, 宽度 80 mm , 中部均匀分布 5 个 $80 \text{ mm} \times 80 \text{ mm}$ 网格。

2) 煤帮支护。锚杆: 采用 $\Phi 20 \text{ mm} \times L 1800 \text{ mm}$ 规格螺纹钢锚杆, 锚杆间排距 $900 \text{ mm} \times 800 \text{ mm}$, 每排 4 根锚杆, 每根锚杆使用 2 支树脂锚固剂锚固, 型号分别为 Z2550 和 K2535, 锚固力不小于 100 kN ; 托盘: 采用长 \times 宽 \times 厚为 $180 \text{ mm} \times 180 \text{ mm} \times 50 \text{ mm}$ 的正方形木板, 由硬质木材(如柳木、槐木)加工而成; 帮网: 采用塑料网, 网格尺寸为 $40 \text{ mm} \times 40 \text{ mm}$ 。

3) 矸石带支护。使用规格为 $\Phi 20 \text{ mm} \times L 3700 \text{ mm}$ 双头螺纹式锚杆加网、钢筋梯和钢带及金属网的组合加固。钢带与钢筋梯采用“十字”交叉布置的方式。

4) 在工作面前方 20 m , 工作面后方 $25 \sim 30 \text{ m}$ 架设 1.2 m 铰接顶梁及单体液压支柱组成的走向梁进行加强支护。

3.2 沿空留巷围岩变形监测分析

在巷道中采用“十”字观测法观测巷道顶底板和两帮移近量随距工作面距离的变化规律。监测结果如图 8 所示。

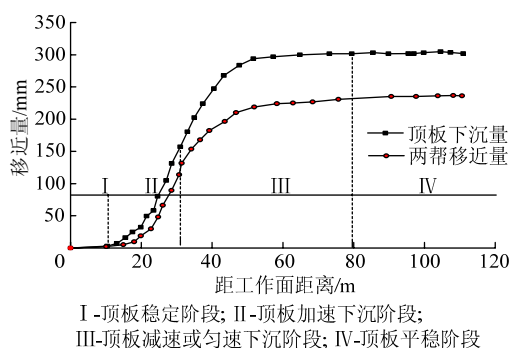


图 8 留巷期间工作面后方巷道变形

Fig.8 Deformation of roadway behind the working face during gob-side entry retaining

由图 8 可知, 巷道顶板下沉经历了 4 个阶段:

1) 顶板稳定阶段($0 \sim 10 \text{ m}$)。切眼形成时, 在充

填液压支架及时安设及初撑力较大的条件下, 矿压显现不明显, 顶板呈稳定态势。

2) 顶板加速下沉阶段($10 \sim 35 \text{ m}$)。随着充填工作面推进, 由于矸石带和采空区充填体的卸载夯实过程滞后于充填工作面一定距离、工作面充实率、顶板的初次来压等因素使得顶板未能及时控制, 从而顶板呈加速下沉态势, 巷道围岩变形速度大。

3) 顶板匀速或减速下沉阶段($35 \sim 80 \text{ m}$)。当顶板下沉到一定程度后接触到采空区充填体, 充填体逐渐被压实, 支撑力随之增大, 此时, 顶板呈匀速或减速下沉态势。

4) 顶板平稳阶段(80 m 以后)。充填工作面推进长度继续增加, 后方的充填体压实度达到最大值, 其强度得以充分发挥, 此时同承重岩层、矸石带、巷内支护体及煤体相互作用形成上覆岩层协同支撑系统, 共同维护上覆围岩的稳定, 此时顶板再次呈现平稳态势; 顶底板、两帮移近量最大分别达到 $300, 240 \text{ mm}$, 在巷道允许变形范围内。

4 结 论

1) 提出固体充填采煤沿空留巷开采上覆岩层协同控制系统的概念, 即随充填回采工作面的推进, 工作面后方逐渐形成由承重岩层、实体煤、采空区充填体、巷旁支护体以及巷内支护体组成的新的稳定协同承载系统; 同时分析了该控制系统各组成要素的支护特性。

2) 数值模拟结果表明: 当影响巷道围岩稳定性的 3 个模拟指标的参数取值为充填工作面充实率达到 80% , 矸石带强度达到 4 MPa , 矸石带宽高比达到 $1:1$ 时, 巷道围岩变形控制效果更加明显。

3) 工程应用实践表明: 在本文给出的巷道围岩控制方案实施下, 充填采煤沿空留巷顶板下沉经历了 4 个阶段, 即顶板稳定阶段($0 \sim 10 \text{ m}$)、顶板加速下沉阶段($10 \sim 35 \text{ m}$)、顶板匀速或减速下沉阶段($35 \sim 80 \text{ m}$)、顶板平稳阶段(80 m 以后); 顶底板移近量最大达到 300 mm , 两帮移近量最大达到 240 mm , 在巷道允许变形范围内。

参考文献:

- [1] 张吉雄, 姜海强, 缪协兴, 等. 密实充填采煤沿空留巷巷旁支护体合理宽度研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2013, 30(2): 159-164.
ZHANG Jixiong, JIANG Haiqiang, MIAO Xiexing, et al. The rational width of the support body of gob-side entry in fully mechanized backfill mining[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2013, 30(2): 159-164.

- [2] 黄艳利, 张吉雄, 张强, 等. 综合机械化固体充填采煤原位沿空留巷技术[J]. 煤炭学报, 2011, 10(10): 1624-1628.
HUANG Yanli, ZHANG Jixiong, ZHANG Qiang, et al. Technology of gob-side entry retaining on its original position in fully-mechanized coalface with solid material backfilling[J]. Journal of China Coal Society, 2011, 10(10): 1624-1628.
- [3] 黄艳利, 张吉雄, 巨峰. 巷旁充填沿空留巷技术及矿压显现规律[J]. 西安科技大学学报, 2009, 29(5): 515-520.
HUANG Yanli, ZHANG Jixiong, JU Feng. Technology of roadside packing in gob-side entry retaining and law of rock pressure[J]. Journal of Xi'an University of Science and Technology, 2009, 29(5): 515-520.
- [4] 余伟健, 袁越, 王卫军. 困难条件下大变形巷道围岩变形机理与控制技术[J]. 煤炭科学技术, 2015, 43(1): 15-20.
YU Weijian, YUAN Yue, WANG Weijun. Deformation mechanism of roadway surrounding rock with large deformation and control technology under difficult conditions[J]. Coal Science and Technology, 2015, 43(1): 15-20.
- [5] 余伟健, 王卫军, 黄文忠, 等. 高应力软岩巷道变形与破坏机制及返修控制技术[J]. 煤炭学报, 2014, 39(4): 614-623.
YU Weijian, WANG Weijun, HUANG Wenzhong, et al. Deformation mechanism and rework control technology of high stress and soft rock roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(4): 614-623.
- [6] 余伟健, 冯涛, 王卫军, 等. 充填开采的协作支撑系统及其力学特征[J]. 岩石力学与工程学报, 2012, 31(增刊 1): 2803-2813.
YU Weijian, FENG Tao, WANG Weijun, et al. Coordination support systems in mining with filling and mechanical behavior[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, 31(Sup 1): 2803-2813.
- [7] 杨绿刚. 深部大采高充填开采沿空留巷矿压规律及协同控制研究[D]. 北京: 中国矿业大学(北京), 2013.
- [8] 周保精, 徐金海, 倪海敏. 小宽高比充填体沿空留巷稳定性研究[J]. 煤炭学报, 2010, 35(增刊 1): 33-37.
ZHOU Baojing, XU Jinhai, NI Haimin. The small aspect ratio backfill gob-side entry retaining stability[J]. Journal of China Coal Society, 2010, 35(Sup 1): 33-37.
- [9] 周保精, 徐金海, 梁国栋, 等. 倾斜煤层冒落矸石自然充填沿空留巷技术[J]. 煤炭科学技术, 2010, 38(11): 63-66.
ZHOU Baojing, XU Jinhai, LIANG Guodong, et al. Technology of goaf side gateway retained with roof falling rock natural backfilling in inclined seam[J]. Coal Science and Technology, 2010, 38(11): 63-66.
- [10] 陈勇, 柏建彪, 王襄禹, 等. 沿空留巷巷内支护技术研究与应用[J]. 煤炭学报, 2012, 37(6): 903-910.
CHEN Yong, BAI Jianbiao, WANG Xiangyu, et al. Support technology research and application inside roadway of gob-side entry retaining[J]. Journal of China Coal Society, 2012, 37(6): 903-910.
- [11] 杨德传. 深部厚层复合顶板沿空留巷围岩变形机理及其控制研究[D]. 淮南: 安徽理工大学, 2013.
- [12] 韩昌良, 张农, 李桂臣, 等. 覆岩分次垮落时留巷顶板离层形成机制[J]. 中国矿业大学学报, 2012, 41(6): 893-899.
HAN Changliang, ZHANG Nong, LI Guichen, et al. Bed separation mechanism under sequential roof collapse condition in a gob-side entry retaining[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2012, 41(6): 893-899.
- [13] 马传乐, 臧传伟, 于凤海. 深井大断面沿空掘巷实体煤帮控制技术[J]. 煤矿安全, 2014, 45(3): 75-78.
MA Chuanle, ZANG Chuanwei, YU Fenghai. Solid coal rib control technology of large-section gob-side entry driving in deep mine[J]. Safety in Coal Mine, 2014, 45(3): 75-78.
- [14] 王卫军, 冯涛, 侯朝炯, 等. 沿空掘巷实体煤帮应力分布与围岩损伤关系分析[J]. 岩石力学与工程学报, 2002, 21(11): 1590-1593.
WANG Weijun, FENG Tao, HOU Chaojiong, et al. Along goaf solid coal for analysis on the relationship between stress distribution and damage of surrounding rocks[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2002, 21(11): 1590-1593.
- [15] 李迎富. 二次沿空留巷围岩稳定性控制机理研究[D]. 淮南: 安徽理工大学, 2012.
- [16] 赵鹏, 马占国, 张帆, 等. 孤岛面小煤柱沿空巷道稳定性研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2006, 23(3): 354-357.
ZHAO Peng, MA Zhanguo, ZHANG Fan, et al. Research on stability of gob-side entry with small coal pillar on insular face[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2006, 23(3): 354-357.
- [17] 陈勇. 沿空留巷围岩结构运动稳定机理与控制研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2012.
- [18] 张强, 张吉雄, 巨峰, 等. 固体充填采煤充实率设计与控制理论研究[J]. 煤炭学报, 2014, 39(1): 64-71.
ZHANG Qiang, ZHANG Jixiong, JU Feng, et al. Backfill body's compression ratio design and control research in solid backfill coal mining[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(1): 64-71.
- [19] 周跃进, 陈勇, 张吉雄, 等. 充填开采充实率控制原理及技术研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2012, 29(3): 351-356.
ZHOU Yuejin, CHEN Yong, ZHANG Jixiong, et al. Control principle and technology of final compression ratio of backfilling materials[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2012, 29(3): 351-356.
- [20] 张吉雄, 缪协兴, 郭广礼. 固体密实充填采煤方法与实践[M]. 北京: 科学出版社, 2014: 32-48.
- [21] 曹正正, 丁其乐, 李昀, 等. 不同充实率下固体充填开采覆岩移动与地表下沉分析研究[J]. 煤炭工程, 2014, 46(11): 92-95.
CAO Zhengzheng, DING Qile, LI Yun, et al. Analysis on overlying strata movement and surface subsidence in solid backfilling mining under different backfilling compression ratio[J]. Coal Engineering, 2014, 46(11): 92-95.