

DOI: 10.11779/CJGE201710018

复采采场再生顶板结构及支架载荷确定

马文强^{1,2}, 王同旭^{*1}, 马紫阳¹

(1. 山东科技大学矿业与安全工程学院, 山东 青岛 266590; 2. 信阳师范学院建筑与土木工程学院, 河南 信阳 464000)

摘要: 为确定复采采场支架的合理承载, 通过理论计算、现场观测和顶板结构探测得到了复采再生顶板的结构分带特征, 建立了再生顶板结构模型; 基于该结构模型, 结合现场观测和相似材料模拟实验, 构建了下分层回采“支架-再生顶板”结构力学模型, 应用该力学模型推导了支架载荷表达式, 并进行了实例计算和现场验证。结果表明, 再生顶板结构可分为“四带”, 即胶结再生带、弱胶结压实带、裂隙带和弯曲下沉带; 再生顶板下回采下分层时, 支架承载岩体可分为“两区”, 即完全承载区(A区)和部分承载区(B区); 应用所推导的支架载荷表达式进行了实例计算, 计算结果得到了现场支架载荷监测数据的验证。

关键词: 复采; 再生顶板; 顶板结构探测; 支架载荷

中图分类号: TU41; TD323 **文献标识码:** A **文章编号:** 1000-4548(2017)10-1892-09

作者简介: 马文强(1989-), 男, 博士, 主要从事矿压与岩层控制方面的研究。E-mail: mawenqiang0328@163.com。

Structure of regenerated roof and determination of support load in re-mining stope

MA Wen-qiang^{1,2}, WANG Tong-xu¹, MA Zi-yang¹

(1. College of Mining and Safety Engineering of Shandong University of Science and Technology, Qingdao 266590, China; 2. College of Architecture and Civil Engineering of Xinyang Normal University, Xinyang 464000, China)

Abstract: To determine the reasonable support load in re-mining stope, the zoning characteristics of the structure of regenerated roof are obtained through theoretical calculation, field observation and roof structure detection, and a structural model for the regenerated roof is established. Based on this model, the structural mechanical model for the support and the regenerated roof is developed in combining with the field observation and similar material simulation experiments. The expression for support load is derived by using the mechanical model. The calculation of a field example and site verification are performed. The results indicate that the structure of the regenerated roof can be divided into four zones, namely, cemented regeneration zone, weak cemented compaction zone, fissure zone and bending zone. The rock mass born by the support can be classified into two regions, namely, fully bearing region (region A) and partly bearing region (region B). The monitoring data of field support load show good agreement with the calculated results of a practical example using the formulas derived from the mechanical model for the support and regenerated roof.

Key words: re-mining; regenerated roof; roof structure detection; support load

0 引言

为回收计划经济时期所弃置的矿产资源, 很多矿井存在再生顶板下资源复采的问题, 而再生顶板的结构及下分层回采时支架的合理受载是保证资源安全回收的重点。关于再生顶板方面的文献报道尚少, 再生顶板结构及复采“支架-再生顶板”结构尚需深入研究, 已有学者进行的相关研究进展及成果见下。陶明印等^[1]、赵和松^[2]分析了复采工作面顶板应力分布及矿压显现特点, 前者建立了复采工作面覆岩结构力学模型, 后者推断了再生顶板的“类拱”结构。杨庆威^[3]将复采再生顶板分为胶结顶板和散体顶板, 提出“胶结体-碎裂块体-块体”的再生顶板结构, 确定了采场

支架的工作阻力。赵通等^[4]、朱涛等^[5]分别构建了再生顶板和极近距离下分层工作面顶板“散体-块体”结构模型, 前者分析了残煤复采巷道变形与控制机理, 后者对所构建结构模型的稳定性进行了力学分析, 给出了支架载荷确定方法。梁冰等^[6]构建了复采工作面覆岩结构模型, 应用 FLAC^{3D} 模拟了下分层开采对上覆岩层应力状态、变形、位移等参数的影响规律。杨书召等^[7]研究了下分层工作面再生顶板的结构特征, 提出了工作面液压支架设备选型要求。郭帅等^[8]针对

基金项目: 山东省重点研发计划项目 (2015GSF116012)

收稿日期: 2016-08-05

*通讯作者 (E-mail: wtx6383@163.com)

表 1 各岩层物理力学参数

Table1 Physical and mechanic parameters of rock strata

层位类别	岩性	重度 ($\text{kN}\cdot\text{m}^{-3}$)	体积模 量/GPa	剪切模 量/GPa	抗拉强 度/MPa	黏聚力 /MPa	内摩擦 角/($^{\circ}$)	弹性模量 /GPa	泊松比
底板	含油泥岩	22.0	0.93	0.46	1.2	1.5	28	1.18	0.300
回采	油页岩	21.4	1.53	0.76	1.6	1.2	22	1.96	0.300
直接顶板	含油泥岩	22.0	0.93	0.46	1.2	1.5	28	1.96	0.300
	泥岩	23.6	0.88	0.42	0.8	1.0	32	1.09	0.294
老顶 岩层	1 煤上 1 泥灰岩	23.6	1.36	0.64	1.22	1.1	32	1.66	0.297
	2 泥岩灰岩互层	24.2	1.86	0.86	1.73	1.5	30	2.23	0.300
	3 煤上 2 泥灰岩	23.6	1.62	0.82	2.08	1.8	30	2.10	0.283
	4 泥灰岩	23.6	2.36	1.24	2.44	2.2	32	3.16	0.276

采空区下近距离煤层不同类型的顶板结构,运用相应的力学模型分析了支架围岩关系,给出了支架工作阻力的计算公式。王向楠等^[9]、李凤仪等^[10]通过对复采工作面支架阻力的观测,得到复采工作面矿压显现特征及影响因素。王同旭等^[11]、马文强等^[12]考虑了再生顶板的形成过程,研究了复采再生顶板下巷道的合理布置、失稳机理及有效支护形式。

上述关于再生顶板结构及控制方面的研究均定性分析并给出了复采工作面上覆岩层的结构及模型,未定量计算并揭示再生顶板的分带结构,也未涉及复采采场“支架-围岩”结构特征的分析与模型的建立,相关研究尚不完善。本文通过理论计算、现场观测及探测来建立再生顶板结构模型和复采采场“支架-再生顶板”结构力学模型,确定支架载荷计算公式,并通过现场实践进行验证。

1 研究背景

北皂矿 1105 及 1103-2 油页岩工作面上、下分层联合开采,局部上分层已回采,上分层顶板冒落后压实胶结形成下分层的再生顶板。据揭露的再生顶板情况(图 1)可知,再生顶板断面凹凸不平,残存着上分层工作面遗弃的杂物,而油页岩下分层较光滑,二者有明显分界;再生顶板整体密实,胶结程度良好,为保证安全高效回收资源,需对再生顶板结构及复采“支架-再生顶板”结构进行研究,确定支架受载。油页岩上分层采高 4 m,下分层厚 3.5 m,各岩层柱状见图 2,物理力学参数见表 1。

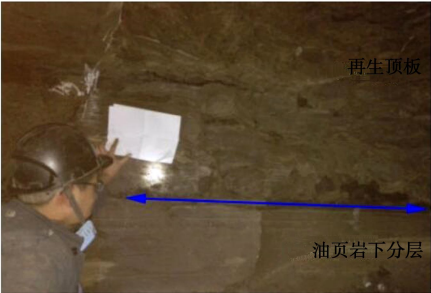


图 1 端面揭露的再生顶板

Fig. 1 Regenerated roof revealed by mining face

岩性	样状	厚度/m	描述
泥灰岩		12.1	灰—浅灰绿色,块状,钙质含量较高,裂隙发育,有黄铁矿颗粒充填。
煤上2泥灰岩		7.0	灰—灰黑色,块状,含炭质,局部夹煤线。
泥岩灰岩互层		13.0	灰白色,块状构造,质地坚硬,遇盐酸微弱起泡,局部为粒屑灰岩。
煤上1泥灰岩		7.3	灰褐色,具水平层理,含油质,局部夹煤线。
泥岩		4.6	灰色,质纯,性脆。
含油泥岩		8.5	灰色,水平层理,上部含钙质,下部含油稍高。
油页岩上		4.0	灰褐—棕色,致密坚硬,富白色腹足类化石。
油页岩下		3.5	灰—棕褐色,致密均一。
含油泥岩		13.0	褐黑色,具水平层理,贝壳状—平坦状断口。

图 2 岩层柱状图

Fig. 2 Histogram of rock strata

2 上分层回采后顶板结构计算

2.1 冒落带高度计算

上分层直接顶板为含油泥岩,强度较低,上分层采出后,直接顶能随即冒落,充填采空区。冒落岩块的碎胀系数公式见下式^[13]:

$$K_p = \frac{H_m + H_c}{H_m} \quad (1)$$

式中 K_p 为冒落顶板的碎胀系数; H_m 为顶板冒落高度; H_c 为采高。

取 $K_p=1.4$ ^[13], $H_c=4.0$ m,求得 $H_m=10.0$ m。冒落带包括下部的不规则冒落带和上部的规则冒落带,取采高的 1.2 倍^[14]作为不规则冒落带高度(4.8 m),则冒落岩块充满采空区时规则冒落带高度为 9.2 m。

2.2 老顶触矸后顶板下沉高度计算

老顶触矸后冒落带岩块缝隙逐渐减小,原堆积高度降低,但仍大于垮落前岩层的高度,此时的碎胀系数称为残余碎胀系数 K_p' ,见下式:

$$K_{\rho'} = \frac{H_r}{H_m} \quad (2)$$

取残余碎胀系数 $K_{\rho'}=1.1^{[13]}$, 得压实后冒落带高度 $H_r=11.0\text{ m}$, 压实前后体积比为 0.786 (11/14), 设冒落带内岩块的压实程度相同, 则不规则冒落带和规则冒落带压实后的高度分别为 3.8 m 和 7.2 m, 而顶板触矸后的下沉高度为

$$H_c + H_m - H_r = 3.0\text{ m} \quad (3)$$

由上述计算可知, 上分层开采后顶板冒落高度为 10.0 m, 故顶板岩层中含油泥岩的全部及泥岩下部的 1.5 m 将冒落, 老顶触矸后顶板下沉高度为 3.0 m, 而泥岩剩余厚度为 3.1 m, 故泥岩周期垮断, 其他上部岩层应判断其运动形式 (组合运动下沉或单独运动下沉)。

2.3 老顶各岩层运动形式及承受载荷计算

根据组合梁原理^[13], 假设老顶岩层第 1 层 (煤上 1 泥灰岩) 所控制的岩层为 3 层, 即 $n=4$ 。各岩层的厚度见柱状图 2、重度及弹性模量见表 1, 分别对各层的运动形式及所受载荷进行计算 (过程略), 可知第 1 层将与第 2 层分开运动; 第 2, 3 层组合一起运动, 第 4 层与第 2, 3 组合层分开运动; 第 1 层只受自身重力作用, 所受载荷为 172.3 kPa, 第 2 层所受载荷为 418.3 kPa。

根据软弱覆岩导水裂缝带计算公式, 见下式^[15], 计算得出油页岩上分层采出后覆岩导水裂缝带最大高度为 27 m。根据老顶各岩层的厚度, 老顶第 1, 2, 3 层在导水裂缝带之内。

$$H_1 = \frac{100 \sum M}{3.1 \sum M + 5.0} \pm 4.0 \quad (4)$$

式中, H_1 为导水裂隙带高度, $\sum M$ 为岩层采高。

2.4 导水裂缝带内各岩层断裂步距的计算

(1) 初次断裂步距

根据 Marcus 修正解得到四边固支条件下老顶初次断裂步距和步距准数计算方法^[13], 结合工作面参数计算得老顶第 1 层断裂步距为 30.2 m, 老顶第 2 层初次断裂步距为 41 m, 老顶第 3 层初次断裂步距为 38.2 m, 且老顶第 3 层与第 2 层组合运动, 二者组合初次断裂步距取 41 m。

(2) 周期断裂步距

参考文献[16]得到老顶岩梁第一次周期断裂步距方程, 见下式:

$$L = -\frac{1}{4}L_0 + \frac{1}{2}\sqrt{\frac{1}{4}L_0^2 + \frac{4M_s^2[\sigma_x]}{3\gamma(M_s + M_c)\cos\alpha}} \quad (5)$$

式中, L_0 为老顶初次断裂步距, M_s 为老顶厚度, $[\sigma_x]$

为老顶抗拉强度, M_c 为老顶随动层的厚度, γ 为老顶岩层平均重度, α 为岩梁倾角。

将老顶第 1 层及第 2, 3 组合层的各参数代入式 (5), 算得老顶各层的周期断裂步距, 共计算 8 次, 见表 2。

表 2 裂隙带内各岩层周期断裂步距

Table 2 Periodic fracture lengths of strata in fissure zone		
周期断裂次数	裂隙带内各岩层周期断裂步距/m	
	第 1 层	第 2, 3 组合层
1	6.00	7.40
2	9.90	12.60
3	9.10	11.50
4	9.27	11.77
5	9.23	11.71
6	9.24	11.73
7	9.24	11.72
8	9.24	11.72

3 再生顶板结构现场探测

3.1 顶板窥视钻孔布置及摄像取图

为掌握再生顶板的压实及垂直分带情况, 在 1103-2 工作面距停采线 120 m 处的顶板中布置 3 个钻孔, 编号 #1~#3, 角度 90° (垂直顶板), 孔深 5 m, 直径 28 mm; 受油页岩下部煤 2 回采的影响, 该工作面岩层出现不同程度的下沉, 导致工作面内的油页岩层位分布不均, 该位置的工作面素描及钻孔布置位置见图 3。需要说明的是, 为对比不同层位的钻孔围岩, 所布置的 3 个钻孔具有一定代表性, #1 钻孔位置的顶板为再生顶板; #2 钻孔位置的顶板有 0.3 m 的油页岩下分层, 其上为再生顶板; #3 钻孔所处的回采层位为油页岩上分层, 其顶板为上分层完整顶板; 钻孔均布置在相邻两支架顶梁的缝隙中, 采用 YTJ20 型岩层探测记录仪对钻孔内围岩的完整情况进行摄像, 摄像得到的围岩图像见表 3~5。

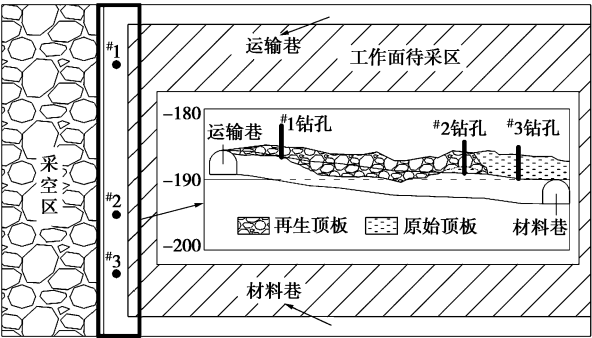


图 3 顶板窥视钻孔布置

Fig. 3 Layout of boreholes in roof of mining face

表 3 #1 钻孔围岩图像
Table 3 Digital images of borehole No. 1













孔深	0.1 m	0.3 m	0.6 m	0.9 m	1.2 m	1.7 m
图像						
孔深	1.9 m	2.2 m	2.6 m	3.0 m	3.1 m	3.5 m
图像						

表 4 #2 钻孔围岩成像
Table 4 Digital images of borehole No. 2


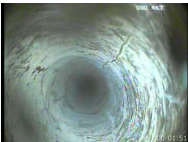


















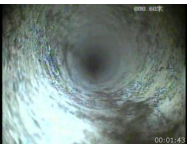









孔深	0.1 m	0.4 m	0.5 m	0.7 m	1.1 m	1.3 m
图像						
孔深	1.5 m	1.6 m	1.9 m	2.1 m	2.4 m	2.67 m
图像						
孔深	2.95 m	3.2 m	3.5 m	3.9 m	4.1 m	4.6 m
图像						

表 5 #3 钻孔不同位置围岩成像
Table 5 Digital images of borehole No. 3

孔深	0.1 m	0.5 m	0.9 m	1.3 m	1.7 m	2.0 m
图像						
孔深	2.4 m	2.8 m	3.3 m	3.8 m	4.3 m	4.8 m
图像						

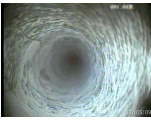


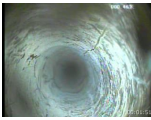
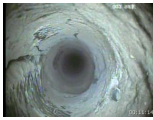

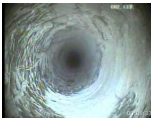


3.2 钻孔围岩完整程度统计及描述

受现场施工条件限制, #1 钻孔实际孔深 3.8 m, #2 和#3 孔深 5 m。根据钻孔摄像及抓取的图像(见表 3~5), 将 3 个钻孔的围岩完整程度分为 9 个等级, 等级号为“1~9”, 等级号越大围岩越破碎, 各等级号及所对应的围岩破碎程度描述见表 6。3 个钻孔不同深

度的围岩破碎程度趋势见图 4。
通过对 3 个钻孔围岩破碎程度的统计和描述可知, 3 个钻孔孔口受采动及钻孔扰动的影响, 出现同等级的破坏, 具体表现为孔壁粗糙、圈状起伏、适量裂隙发育。#1 和#2 钻孔 0.4~3.7 m 围岩破碎程度随孔深增大而加大, 二者破碎程度等级增长方式均为波浪

表 6 钻孔围岩完整程度等级及对应描述

Table 6 Grade indexes and description of completion degree of surrounding rock in borehole

等级	描述	图像	等级	描述	图像	等级	描述	图像
1	孔壁光滑完整、无裂隙		4	孔壁粗糙、圈状起伏、无明显裂隙		7	孔壁破碎、少量掉落、裂隙切割孔壁明显	
2	孔壁光滑较完整、少量裂隙发育		5	孔壁粗糙、圈状起伏、离层裂隙发育		8	孔壁破碎掉落、连续性被破坏、裂隙发育	
3	部分孔壁光滑完整、部分脱落、裂隙发育		6	孔壁粗糙、圈状破碎带、离层裂隙发育		9	孔壁极破碎掉落、钻孔变形、骨架岩块显现	

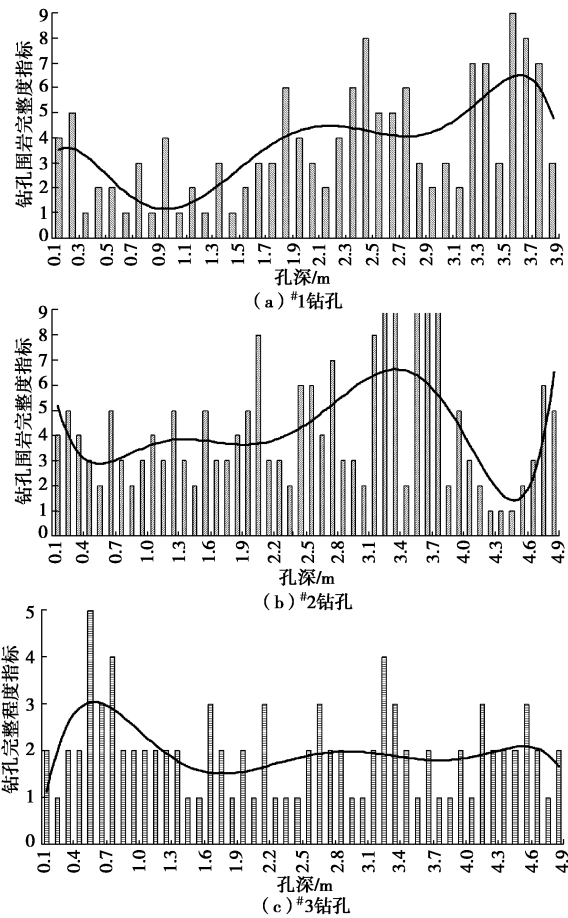


图 4 钻孔不同深度围岩完整程度

Fig. 4 Distribution of weak plane in roadway top remaining and support condition

式,不同的是破碎程度峰值分布位置不同。#1 钻孔 0~1.7 m 范围内围岩较完整,1.7~3.8 m 围岩完整与破碎区循环出现;#2 钻孔 0~0.5 m 内围岩较完整,该部分为油页岩下分层的完整顶板,0.5 m 位置揭露上分层回采时遗留的麻绳,见表 2,此位置可作为进入再生顶板的标志,0.5~2.4 m 围岩较完整,2.4~3.7 m 与#1 钻孔相同,围岩完整与破碎区循环出现,二者循环距离平均为 0.2~0.3 m;而#3 钻孔除孔口及个别位置裂

隙发育外,围岩整体完整。

结合 3 个钻孔的位置及描述可知,下分层再生顶板在垂直方向 1.8 m 范围内的压实胶结程度较好,再生顶板 1.8~3.7 m 范围内岩块尺寸相对较大,压实及胶结程度一般,当钻孔穿过若干岩块胶结位置时钻孔围岩破碎、脱落,而穿过完整块体时则围岩完整,与钻孔围岩破碎区和完整区交替出现的现象相对应。而#2 钻孔 3.8~4.7 m 范围内围岩破碎程度急剧减小、又急剧增大,说明该层位再生顶板岩块尺寸进一步增大,进入再生顶板弱胶结压实带,而不规则冒落带压实后形成胶结再生带的理论计算高度为 3.8 m,实测与理论计算结果十分接近。

4 再生顶板结构模型

依据再生顶板结构理论计算及现场探测结果,建立再生顶板结构模型,见图 5,模型从下往上分为 5 个带区,依次为油页岩下分层、胶结再生带、弱胶结压实带、裂隙带及弯曲带,根据再生顶板岩块尺寸的现场统计,再生顶板胶结再生带岩块尺寸为 0.2~1.2 m;弱胶结压实带内岩块尺寸为 2.0 m×1.9 m,裂隙带内各岩层长方形岩块尺寸按周期断裂步距×层厚设计,具体为第 1 层 9.24 m×7.3 m、第 2 层 11.72 m×13 m、第 3 层 11.72 m×7 m;其中胶结再生带由上分层不规则冒落带内的破碎岩块压实胶结而成,该带整体密实,但强度较低,受扰动后极易碎裂冒落;而弱胶结压实带由上分层规则冒落带内的岩块相互挤压咬合有序排列而成,压实过程中破碎岩屑充填了岩块缝隙,规则岩块间产生了弱胶结连接关系,受二次采动影响会随胶结再生带而断裂冒落。

5 下分层采场“支架-再生顶板”力学模型及支架载荷的确定

5.1 “支架-再生顶板”力学模型

(1) 复采再生顶板冒落高度计算

油页岩下分层回采时的直接顶为再生顶板, 随着下分层的采出, 再生顶板中压实胶结的岩块再次失稳冒落, 重复采动导致再生顶板冒落岩块的碎胀系数减小, 且层位越高碎胀系数越大 (均小于原生顶板碎胀系数 1.4), 取再生顶板胶结再生带、弱胶结压实带及裂隙带内岩块二次冒落的碎胀系数分别为 $K_1=1.25$, $K_2=1.3$ 和 $K_3=1.35^{[14]}$ 。由式 (2) 计算结果可知, 再生顶板胶结再生带和弱胶结压实带的高度分别为 $H_1=3.8$ m 和 $H_2=7.2$ m, 设下分层采高为 H'_C , 再生顶板裂隙带冒落高度为 H_3 , 则 H_3 可由下式求得。

$$K_1H_1 + K_2H_2 + K_3H_3 = H_1 + H_2 + H_3 + H'_C \quad (6)$$

将各数据代入式 (6) 计算得 $H_3=1.1$ m, 即下分层采出后再生顶板冒落带全部冒落, 再生顶板裂隙带冒落高度 1.1 m。

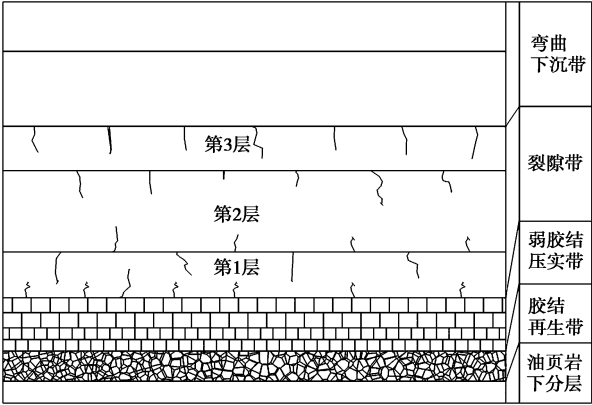


图 5 再生顶板结构模型

Fig. 5 Structural model for regenerated roof

(2) 相似材料模拟试验

根据以上分析得到的再生顶板结构分带特征, 按相似比 1 : 100 铺设了相应的二维相似材料实验模型, 并对模型下分层进行了模拟开采, 回采过程中的“支架-再生顶板”结构见图 6, 将支架承载岩体分为 A, B 两区, α 为架后垮落角, β 为架前裂断角。

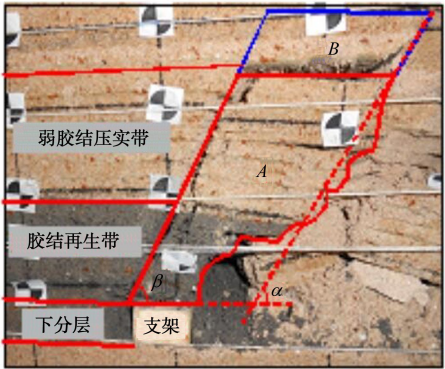


图 6 相似材料模拟实验中的“支架-再生顶板”结构

Fig. 6 Structural model for support and regenerated roof in similar material simulation experiments

(3) “支架-再生顶板”结构力学模型

根据以上再生顶板冒落高度计算和相似材料模拟实验中的“支架-再生顶板”结构建立油页岩下分层采场“支架-再生顶板”结构模型, 见图 7。

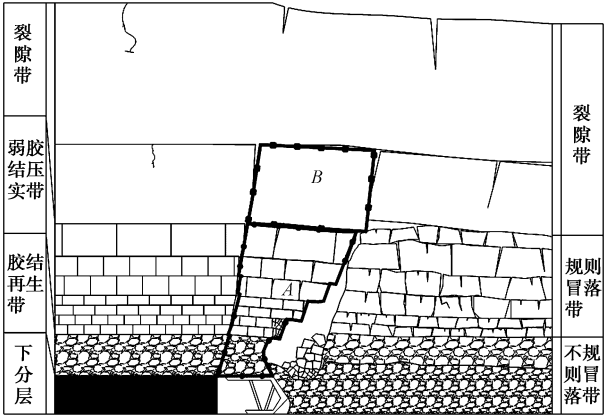


图 7 “支架-再生顶板”结构模型

Fig. 7 Structural model for support and regenerated roof

油页岩下分层回采时, 受采动及支架挤压作用影响, 再生顶板中的胶结再生带及弱胶结压实带会再次失稳冒落, 而再生顶板裂隙带则发生周期性裂断而回转下沉。由于再生顶板的强度较低, 稳定性较差, 老顶裂断回转时直接顶在支架前端易出现一定角度的断裂线, 并随着老顶的回转触研而稳定, 见图 7。老顶裂断岩块回转稳定后, 可将支架承载的再生顶板围岩分为 A, B 两个区域, 其中 A 区为支架完全承载区, 该区由再生顶板的胶结再生带和弱胶结压实带组成; B 区为支架部分承载区, 是再生顶板裂隙带内回转变形拉裂的大尺寸岩块。将 A, B 两区域岩体简化为如图 8 所示的倒梯形力学模型, 则支架载荷为 A, B 两部分岩体对支架的载荷之和, 取 B 区域岩体进行受力分析, 见图 8 (b), B 区岩块 4 个顶点分别为 O, C, D, E。

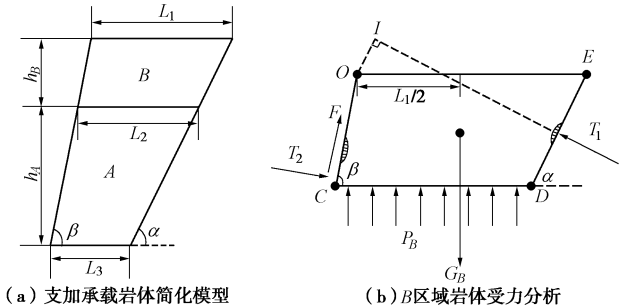


图 8 支架承载岩体力学模型

Fig. 8 Mechanical model for rock mass on support

简化的力学模型作如下假设。

- (1) B 区岩块受上覆岩层压力较小, 可不计。
- (2) C 点受垂直于 OC 边的集中推力 T_2 作用;

ED 边中点受垂直于 ED 边的集中推力 T_1 作用。

(3) OC 边所受摩擦力简化为过 C 点沿 OC 边的集中力 $F=T_2 \times f$, 其中 f 为岩层界面的摩擦系数。

(4) O 点到重力 G_B 作用线的垂距为 $L_1/2$ 。

(5) CD 边受均布支撑强度 P_B 作用。

5.2 支架载荷的确定

A 区岩体作用于支架上的载荷见式 (12); B 区岩块在水平方向、垂直方向合力为零得式 (7)、(8); B 岩块受力在 O 点的力矩和为零得式 (9); 根据几何关系得式 (10)、(11)。

$$T_2 \sin \beta + F \cos \beta - T_1 \sin \alpha = 0, \quad (7)$$

$$G_B + T_2 \cos \beta - F \sin \beta - T_1 \cos \alpha - N_B = 0, \quad (8)$$

$$T_2 \frac{h_B}{\sin \beta} + T_1 \left(\frac{L_1 \sin 2\alpha - h_B}{2 \sin \alpha} \right) + P_B \left(\frac{L_2^2}{2} - \frac{L_1 h_B}{\tan \beta} \right) - G_B \frac{L_1}{2} = 0, \quad (9)$$

$$L_1 - \frac{h_B}{\tan \alpha} = L_2 - \frac{h_B}{\tan \beta}, \quad (10)$$

$$L_2 - \frac{h_A}{\tan \alpha} = L_3 - \frac{h_A}{\tan \beta}, \quad (11)$$

$$G_A = \gamma \frac{h_A}{2} (L_2 + L_3), \quad (12)$$

$$G_B = \gamma \frac{h_B}{2} (L_1 + L_2). \quad (13)$$

式中 G_A , G_B 分别为 A 和 B 区岩块自身重力; N_B 为支架对 B 区岩块的支撑力; L_1 , L_2 为 B 区域梯形上、下底长; L_3 为 A 区域梯形下底长; h_A , h_B 分别为 A, B 区域岩层高度; γ 为顶板岩层平均重度; α 为架后垮落角; β 为架前裂断角。

联立式 (8) ~ (10) 可得 T_1 和 T_2 的表达式, 由于表达式较复杂, 设 $U \sim Y$ 为中间变量, $U \sim Y$ 表达式见式 (14) ~ (18), T_1 和 T_2 的表达式见式 (19)、(20); 由 T_1 , T_2 表达式可得 N_B 表达式, 见式 (21), 支架载荷 P 的表达式见式 (22)。

$$U = \sin^2 \alpha (L_2 \tan \beta - 2h_B), \quad (14)$$

$$V = \sin 2\beta - 2f \sin^2 \beta + 2h_B, \quad (15)$$

$$W = \sin \alpha \sin \beta [2h_B + \tan \beta (L_1 - L_2)], \quad (16)$$

$$X = \left(\sin^2 \beta + \frac{f}{2} \sin 2\beta \right), \quad (17)$$

$$Y = \sin 2\alpha [\tan \beta (2L_1 - L_2) + 2h_B] - 2h_B \tan \beta, \quad (18)$$

$$T_1 = \frac{2G_B W (\sin \beta + f \cos \beta)}{UV - XY}, \quad (19)$$

$$T_2 = \frac{2G_B W \sin \alpha}{UV - XY}, \quad (20)$$

$$N_B = G_B + \frac{2G_B W [\sin(\alpha - \beta) - f \cos(\alpha - \beta)]}{UV - XY}, \quad (21)$$

$$P = G_A + N_B. \quad (22)$$

6 实例计算及现场验证

6.1 实例计算

以该矿 1105 和 1103-2 油页岩下分层复采工作面为例, 工作面选用 ZY4800/23/42 型支撑掩护式支架, 最大支撑宽度 1.5 m, 最大控顶距 $L_3=4.85$ m, 最小支护强度为 657.5 kN/m^2 。取顶板岩层平均重度 $\gamma = 23 \text{ kN/m}^3$, 架后垮落角为 $\alpha = 65^\circ$, 架前裂断角为 $\beta = 80^\circ$, 岩块界面摩擦系数 $f=0.2$; 根据再生顶板结构模型, h_A 为再生顶板胶结再生带和弱胶结压实带高度之和, 即 $h_A=H_r+H_3=12.1$ m, 取再生顶板二次垮落后裂隙带第一层高度为 h_B , 即 $h_B=7.3$ m, 将各计算参数代入式 (10) ~ (21) 算得 B 区岩块对支架的作用载荷 $N_B=1493 \text{ kN}$, A 区岩块对支架的作用载荷 $G_A=1840 \text{ kN}$, 下分层采场支架载荷 $P=G_A+G_B=3333 \text{ kN}$ 。

6.2 现场验证

回采期间对两工作面的液压支架载荷进行在线监测, 对监测数据统计处理得到 1105 工作面支架载荷实测平均值为 2986 kN , 1103-2 工作面为 3123 kN 。另在每个工作面抽取 7 台液压支架作为样本空间, 统计分析该样本空间在回采期间一个月内的支架载荷频度, 求取样本空间内的支架载荷频度的平均数据, 并将两工作面的支架载荷频度均值以直方图形式表达, 见图 9。

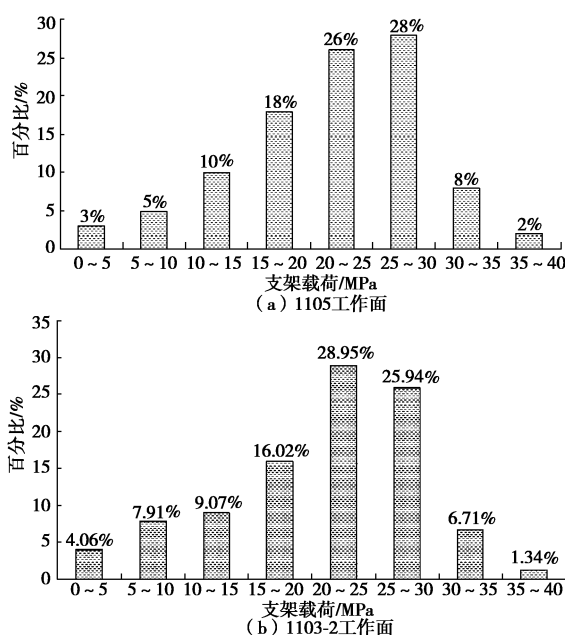


图9 支架载荷频度均值分布

Fig. 9 Distribution of average frequentness of support load

由图 9 知, 支架载荷主要集中在 $20 \sim 30 \text{ MPa}$

(2460~3690 kN) 范围内, 支架载荷理论计算值为 3333 kN, 占支架额定工作阻力的 69%, 位于该区间内, 但略大于工作面支架载荷实测均值, 此可解释为, 再生顶板重度较原始顶板有小幅减小, 且再生顶板受支架挤压及采动影响后, 胶结再生带和弱胶结压实带岩块间出现裂缝及空隙, 随老顶岩块回转过程中暴露部分出现不同程度冒落, 使得将支架上方的顶板岩体简化为梯形模型计算其载荷时的岩体面积小于实际情况, 相当于考虑了一定的安全系数, 是可取的, 故支架载荷理论值略大于实测值。

7 复采与初采支架载荷的对比分析

该矿 1105 和 1103-2 油页岩上分层工作面回采时支架平均载荷实测值分别为 3380 kN 和 3640 kN, 对比可知, 复采时的支架平均载荷小于初采。复采时支架载荷虽然减小, 但由于直接顶板较破碎, 支架尾梁上方的再生顶板岩块易滚落至架后, 造成支架受力不均, 出现“头重尾轻”, 甚至支架“低头”的现象, 因此复采时应考虑支架顶梁有一定的仰角, 以防止支架前端发生冒顶事故。

8 结 论

(1) 计算了上分层回采后顶板冒落带与裂隙带高度及冒落带以上各岩层的断裂步距, 现场顶板结构探测结果与计算得到的胶结再生带高度一致, 以此为基础构建了再生顶板结构模型。

(2) 再生顶板结构可分为“四带”, 从下向上依次为胶结再生带、弱胶结压实带、裂隙带和弯曲下沉带; 其中胶结再生带和弱胶结压实带由上分层顶板冒落带压实胶结后形成。

(3) 计算了下分层回采再生顶板二次破坏的冒落高度, 建立了下分层采场“支架-再生顶板”结构力学模型; 再生顶板下回采下分层时, 支架承载岩体可分为“两区”, 即完全承载区(A区)和部分承载区(B区); 推导了支架载荷计算公式, 实例计算结果包含于现场支架载荷频度主要分布区间, 略大于工作面支架载荷均值。

(4) 复采时支架平均载荷小于初采, 且复采时支架顶梁应有一定仰角, 防止支架“低头”, 发生冒顶事故。

参考文献:

[1] 陶明印, 刘 峰. 再生复杂顶板应力分析和控制研究[J]. 中国煤炭, 2007, 33(12): 33 - 36. (TAO Ming-yin, LIU Feng. Stress analysis and control research of complex regenerated

roof[J]. China Coal, 2007, 33(12): 33 - 36. (in Chinese))

- [2] 赵和松. 再生顶板的结构形式及其顶板控制[J]. 煤炭科学技术, 1993(5): 2 - 5. (ZHAO He-song. Constitution and control of regenerated roof[J]. Coal Science and Technology, 1993(5): 2 - 5. (in Chinese))
- [3] 杨庆威. 白皎煤矿余煤复采顶板控制及防灭火技术应用[D]. 西安: 西安科技大学, 2013: 36 - 45. (YANG Qing-wei. Roof control and application of comprehensive technology of fire prevention and extinguishing of residual coal compound mining of Baijiao coal mine[D]. Xi'an: Xi'an University of Science and Technology, 2013: 36 - 45. (in Chinese))
- [4] 赵 通, 弓培林, 王 开, 等. 残煤复采区域破碎软岩巷道变形机理及控制[J]. 矿业研究与开发, 2014, 34(6): 17 - 20. (ZHAO Tong, GONG Pei-lin, WANG Kai, et al. Deformation mechanism and control on broken and soft rock drifts in residual coal mining stope[J]. Mining Research and Development, 2014, 34(6): 17 - 20. (in Chinese))
- [5] 朱 涛, 张百胜, 冯国瑞, 等. 极近距离煤层下层煤采场顶板结构与控制[J]. 煤炭学报, 2010, 35(2): 190 - 193. (ZHU Tao, ZHANG Bai-sheng, FENG Guo-rui, et al. Roof structure and control in the lower seam mining field in the ultra-close multiple seams[J]. Journal of China Coal Society, 2010, 35(2): 190 - 193. (in Chinese))
- [6] 梁 冰, 杨冬鹏, 孙维吉. 中厚倾斜煤层残留煤的复采数值模拟[J]. 西安科技大学学报, 2008, 28(2): 371 - 374. (LIANG Bing, YANG Dong-peng, SUN Wei-ji. Numerical simulation on the residual coal second mining of inclined medium-thickness coal seam[J]. Journal of Xi'an University of Science and Technology, 2008, 28(2): 371 - 374. (in Chinese))
- [7] 杨书召, 翟新献, 康全玉, 等. 厚煤层分层开采再生顶板和设备配套问题研究[J]. 焦作工学院学报(自然科学版), 2003, 22(1): 5 - 8. (YANG Shu-zhao, ZHAI Xin-xian, KANG Quan-yu, et al. Study on reproducing roof strata and the equipment forming a complete set of thick coal seam slicing[J]. Journal of Jiaozuo Institute of Technology (Natural Science), 2003, 22(1): 5 - 8. (in Chinese))
- [8] 郭 帅, 孔宪法, 康天合, 等. 采空区下近距离煤层综采工作面支架载荷分析[J]. 煤矿安全, 2013, 44(5): 214 - 217. (GUO Shuai, KONG Xian-fa, KANG Tian-he, et al. Support load analysis of fully-mechanized mining face in close distance coal seam under goaf[J]. Safety in Coal Mines, 2013, 44(5): 214 - 217. (in Chinese))
- [9] 王向楠, 崔子强, 王玉峰, 等. 三软煤层复采工作面矿压显

- 现特征分析[J]. 中州煤炭, 2014(8): 23 - 26. (WANG Xiang-nan, CUI Zi-qiang, WANG Yu-feng, et al. Research on weighing feature of repeated mining face in three soft coal seam[J]. Zhongzhou Coal, 2014(8): 23 - 26. (in Chinese))
- [10] 李凤仪, 王维维. 薄煤层下分层复采工作面顶板控制技术[J]. 矿业安全与环保, 2009, **36**(1): 50 - 51. (LI Feng-yi, WANG Wei-wei. The roof control technology of repeated working face of lower slice thin seam[J]. Mining Safety & Environmental Protection, 2009, **36**(1): 50 - 51. (in Chinese))
- [11] 王同旭, 马文强, 曲孔典. 随机节理岩体巷道再生顶板失稳机理与控制研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2016, **33**(2): 265 - 270. (WANG Tong-xu, MA Wen-qiang, QU Kong-dian. Study of instability mechanism and control of roadway regenerated roof in random joint rock[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2016, **33**(2): 265 - 270. (in Chinese))
- [12] 马文强, 李恭建, 王同旭. 再生顶板下巷道布置及支护离散元模拟[J]. 辽宁工程技术大学学报(自然科学版), 2016, **35**(9): 897 - 901. (MA Wen-qiang, LI Gong-jian, WANG Tong-xu. Discrete element research of roadway layout and its support under regenerated roof[J]. Journal of Liaoning Technical University (Natural science), 2016, **35**(9): 897 - 901. (in Chinese))
- [13] 钱鸣高, 石平五, 许家林. 矿山压力与岩层控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2010, **8**: 72 - 81. (QIAN Ming-gao, SHI Ping-wu, XU Jia-lin. Ground pressure and strata control[M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 2009, **8**: 72 - 81. (in Chinese))
- [14] 田昌盛, 白占芳, 翟新献. 下分层综放工作面上覆岩层结构特征[J]. 河南理工大学学报, 2006, **25**(3): 191 - 195. (TIAN Chang-sheng, BAI Zhan-fang, ZHAI Xin-xian. Character of overlying strata structure for cully mechanized coal face with sublevel caving in lower-slicing[J]. Journal of Henan Polytechnic University, 2006, **25**(3): 191 - 195. (in Chinese))
- [15] 郭惟嘉, 刘伟韬, 张文泉. 矿井特殊开采[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2008: 125 - 126. (GUO Wei-jia, LIU Wei-tao, ZHANG Wen-quan. Special mining of mine[M]. Beijing: Coal Industry Press, 2008: 125 - 126. (in Chinese))
- [16] 卢国志, 汤建泉, 宋振骐. 传递岩梁周期断裂步距与周期来压步距差异分析[J]. 岩土工程学报, 2010, **32**(4): 538 - 541. (LU Guo-zhi, TANG Jian-quan, SONG Zhen-qi. Difference between cyclic fracturing and cyclic weighting interval of transferring rock beams[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2010, **32**(4): 538 - 541. (in Chinese))