

# 再论大采高采场顶板“组合短悬臂梁-铰接岩梁” 量化结构

闫少宏<sup>1</sup>, 路洋波<sup>1</sup>, 尹希文<sup>2</sup>, 徐 刚<sup>2</sup>

(1. 中国矿业大学(北京) 能源与矿业学院, 北京 100083; 2. 中煤科工开采研究院有限公司, 北京 100013)

**摘 要:** 针对大采高采场“组合短悬臂梁-铰接岩梁”量化结构进行研究, 采高加大必然引起采场覆岩在横向、纵向的活动范围加大, 由于采场覆岩自下而上运动以及冒落碎胀的特点, 必将使采空区冒落空间在某一时间趋近于零, 因此提出了对采场支架产生作用力的顶板岩层是有范围的, 即存在边界层并给出了边界层的概念和判断方法。随着采场的继续推进, 采空区冒落的矸石将继续在上覆岩层的作用下发生蠕变而再次压缩变形, 从而引起上覆岩层多次下沉传导, 引起地表沉陷直至最终稳定, 因此从对采场矿压显现有影响的角度的角度将采场至地表的覆岩分为近场岩层和远场岩层。近场岩层为支架上方至边界层内的复合岩层, 远场岩层为边界层至地表的复合岩层, 近场岩层运动规律是采场矿压研究的重点、远场岩层运动规律是开采地表沉陷研究的重点。基于大采高采场下位复合顶板在垮落前不能触矸而呈“组合短悬臂梁”结构、其上位复合顶板岩层在采场前方煤壁、支架与直接顶联合支撑体、采空区冒落矸石支撑下在采场横向呈“铰接岩梁”结构的特点, 提出了大采高采场近场岩层中直接顶、基本顶的新概念并给出了量化判定方法, 从而形成了大采高采场顶板“组合短悬臂梁-铰接岩梁”量化结构。呈“铰接岩梁”结构的基本顶岩层一般会有一层甚至多层, 取决于采高与顶板岩层的厚度、强度、层位等, 其形成铰接结构的基本条件是: ① 基本顶可能下沉量小于其极限下沉量( $\Delta_m < \Delta_j$ ); ② 在结构面的中截面上部应力大于其抗拉强度( $\sigma_t > [R_t]$ )且下部应力小于其抗压强度( $\sigma_c < [R_c]$ ); ③ 断裂步距大于其厚度的2倍。以曹家滩煤矿10 m超大采高采场为工程背景, 通过现场实测分析得到边界层存在的客观性。作为大采高采场“组合短悬臂梁-铰接岩梁”量化结构理论的应用, 研究确定了曹家滩煤矿10 m超大采高采场设备回撤专用垛式支架的支护强度。

**关键词:** 组合短悬臂梁-铰接岩梁结构; 边界层; 近场与远场岩层; 极限下沉量; 可能下沉量

**中图分类号:** TD325 **文献标志码:** A **文章编号:** 0253-9993(2025)04-1894-13

## Further discussion on the quantitative structure of “combined short cantilever-articulated rock beam” in roof with large mining height stope

YAN Shaohong<sup>1</sup>, LU Yangbo<sup>1</sup>, YIN Xiwen<sup>2</sup>, XU Gang<sup>2</sup>

(1. School of Energy and Mining Engineering, China University of Mining and Technology-Beijing, Beijing 100083, China; 2. CCTEG Coal Mining Research Institute, Beijing 100013, China)

**Abstract:** Quantitative research on the structure of “combined short cantilever-articulated rock beam” in roof with large

收稿日期: 2024-09-25 策划编辑: 郭晓炜 责任编辑: 王晓珍 DOI: 10.13225/j.cnki.jccs.2024.1152

作者简介: 闫少宏(1966—), 男, 陕西武功人, 教授, 博士生导师。E-mail: 202002@cumtb.edu.cn

通讯作者: 路洋波(1991—), 男, 河北保定人, 博士研究生。E-mail: luyangbo\_study@163.com

引用格式: 闫少宏, 路洋波, 尹希文, 等. 再论大采高采场顶板“组合短悬臂梁-铰接岩梁”量化结构[J]. 煤炭学报, 2025, 50(4): 1894-1906.

YAN Shaohong, LU Yangbo, YIN Xiwen, et al. Further discussion on the quantitative structure of “combined short cantilever-articulated rock beam” in roof with large mining height stope[J]. Journal of China Coal Society, 2025, 50(4): 1894-1906.



移动阅读

mining height stope, the increase of mining height will inevitably lead to the increase of the activity range of the overlying strata in the horizontal and vertical directions. According to the characteristics of bottom-up movement and caving expansion of the overlying strata in the stope, the caving space in the goaf will be close to zero at a certain time, it is proposed that the roof strata that product stress on the support are within a certain range, that is, there is a boundary strata in the roof, and the concept and judgment method of the boundary strata are given. With the continuous advancement of the stope, the falling gangue will continue to creep and compress again under the action of the overlying strata, which will cause the overlying strata to sink many times, and cause surface subsidence until it finally stabilizes. Therefore, the overlying strata from the stope to the surface are divided into near-field strata and far-field strata from the perspective of the influence on the ground pressure behavior of the stope, the near-field rock strata refer to the composite rock strata that from the support to the boundary strata, and the far-field rock strata refers to the composite rock strata that from the boundary strata to the surface. The movement law of rock strata in the near-field is the focus of studying the ground pressure of the stope, and the movement law of rock strata in the far-field is the focus of studying the surface subsidence of the stope. Based on the characteristics that the lower composite roof of the large mining height stope cannot touch the gangue before it collapses and presents a “combined short cantilever beam” structure, and the upper composite roof rock strata present an “articulated rock beam” structure in the horizontal direction of the stope under the support of coal wall, the combined support body of support and direct roof, and caving gangue in the goaf, the new concept of immediate roof and main roof in the near-field of large mining height stope is proposed and the quantitative judgment method of immediate roof and main roof is obtained. Therefore, the quantitative structure of “composite short cantilever beam-articulated rock beam” of roof in large mining height stope is formed. The main roof strata that form the “articulated rock beam” structure generally have one or more layers, depending on the mining height and the thickness, strength, and position of the roof strata. The basic conditions for the formation of the articulated structure are:① the possible subsidence of the main roof is less than its limit subsidence ( $\Delta_m < \Delta_j$ ), ② the stress in the upper part of the middle section of the structural plane is greater than its tensile strength ( $\sigma_t > [R_t]$ ), the stress in the lower part of the middle section is less than its compressive strength ( $\sigma_c < [R_c]$ ), ③ The fracture distance of the rock strata is greater than 2 times of its thickness. Taking the 10 m super large mining height longwall face of Caojiatan Coal Mine as the engineering background, the objectivity of the existence of boundary strata is obtained by the field measurement and analysis, as the application of the quantitative structure theory of “composite short cantilever beam-articulated rock beam” of roof in large mining height stope, the support strength of the special stacking support for the longwall face retraction with the 10 m large mining height was determined.

**Key words:** combined short cantilever-articulated rock beam structure; boundary strata; near-field and far-field rock strata; ultimate subsidence value; potential subsidence value

## 0 引 言

近年来随着煤机装备的不断升级与开采技术的革新,我国厚及特厚煤层回采主要采用大采高综采和大采高综放技术<sup>[1-4]</sup>。大采高综采采高已达到3.5~8.8 m,目前陕煤集团曹家滩煤矿正在探索10 m超大采高综采技术。大采高综采工作面具有采高大、推进速度快、产量高等优点,在全国已取得了广泛应用。在看到这种技术优势的同时,客观地讲由于采高加大,导致采场顶板活动范围明显增加,使得采场矿压显现强烈、控制难度加大<sup>[5-8]</sup>,因此研究大采高采场顶板所形成的结构以及顶板岩层间的传力机制,是确定大采高采场覆岩智能控制途径以及支架工作阻力确定的理论基础。

回顾我国采场矿压理论发展史,基于大量的生产实践和理论研究,学者们对采场顶板结构与支架—围岩相互关系进行了深入研究,提出了“砌体梁”和“关键层”理论<sup>[9-10]</sup>、“传递岩梁”<sup>[11]</sup>等经典理论,揭示了中厚煤层采场直接顶随采随冒、基本顶可形成砌体梁结构的规律,从而保证工作面的安全回采。其中,关键层理论将对采场上覆岩层局部或直至地表的全部岩层活动起到控制作用的岩层称为关键层,前者称为亚关键层,后者称为主关键层。该理论认为:关键层的断裂将导致局部或全部上覆岩层产生整体运动;采场中的亚关键层可能不止一层,而主关键层只有一层。但随着采高的增加,采场岩层活动范围明显加大,对采场矿压显现产生作用的关键层数量将会增多,这是大采高采场矿压理论研究的新现象。因此,基于上述

理论与研究成果,对于大采高综采采场顶板结构特征与控制的研究,应基于大采高采场采高加大、基本顶范围增大的客观特点,在中厚煤层采场顶板结构研究成果之上提出适合大采高采场顶板的新结构。

在此基础上,众多学者针对大采高采场覆岩结构进行了深入研究,闫少宏等<sup>[12-14]</sup>针对厚煤层一次采出空间大的特点,对大采高工作面直接顶和基本顶的概念进行了重新定义,并基于现场实测分析认为大采高采场顶板破断垮落呈“组合短悬臂梁-铰接岩梁”结构。许家林、鞠金峰等<sup>[15-17]</sup>提出了大采高采场“悬臂梁+砌体梁”的结构理论,通过模拟实验,分析了大采高覆岩关键层“悬臂梁”结构的运动形式。于斌等<sup>[18-20]</sup>以特厚煤层综放工作面为研究背景,提出了近、远场关键层概念,近场关键层位于低位,远场关键层位于高位,二者破断所形成的结构有所不同,近场破断形态为“悬臂梁+砌体梁”结构(竖“O-X”形),远场破断形态为砌体梁结构(横“O-X”形)。李化敏等<sup>[21]</sup>基于厚煤层开采空间增大,直接顶厚度增大的特点,分析得到低位基本顶转化为直接顶形成悬臂结构、高位基本顶形成砌体梁结构,二者形成“上位砌体梁-下位倒台阶组合悬臂”结构。

上述认识表明:随着煤层采高的增加,采场采出空间增大,其覆岩结构与中厚煤层覆岩结构特征发生明显变化,主要表现为低位基本顶转化为直接顶,直接顶范围增大,基本顶向高位转移,使得在普通采高中能形成稳定铰接结构的关键层(基本顶)进入垮落带而最终以悬臂结构形式运动,而基本顶的铰接结构需在更高层位才能形成,以上是采矿界广大学者形成的普遍共识,研究成果丰富了大采高采场矿压理论的研究。但关于大采高采场对工作面支架产生作用力的顶板岩层是否存在一定的范围,直接顶、基本顶断裂步距与层数如何量化判断,以及对采场产生作用力的顶板岩层,其作用力是如何自上而下传递到支架、作用力大小如何定量计算,却鲜有相关的研究。

针对上述问题,笔者基于大采高采场顶板“组合短悬臂梁-铰接岩梁”结构基本理论,通过理论分析、现场实测的方法开展了深入研究。根据采场顶板由下向上逐层破断垮落并碎胀累积后最终充满采空区冒落空间的事实,提出了对采场支架产生作用力的顶板岩层是有范围的,即存在边界层,给出了边界层的概念和判断方法;根据大采高采场直接顶、基本顶破断垮落特征,给出了大采高采场边界层内顶板所成结构量化判断方法。并以曹家滩煤矿 10 m 超大采高工作面为工程背景,通过现场实测分析了边界层存在的客观性,并根据大采高工作面顶板结构量化判断方法

计算得到 10 m 超大采高工作面回撤专用垛式支架所需要的支护强度。

## 1 大采高采场顶板“组合短悬臂梁-铰接岩梁”结构

### 1.1 大采高采场“组合短悬臂梁-铰接岩梁”结构基本理论

针对开采厚度小于 3.5 m 的薄及中厚煤层,文献<sup>[1]</sup>将位于煤层上方的一层或几层岩性相近,且随工作面推进而随采随冒的岩层称为直接顶;而位于直接顶之上对采场矿山压力直接造成影响的厚硬岩层为基本顶;基本顶一般能够形成稳定的“砌体梁”结构,薄及中厚煤层覆岩结构如图 1 所示。

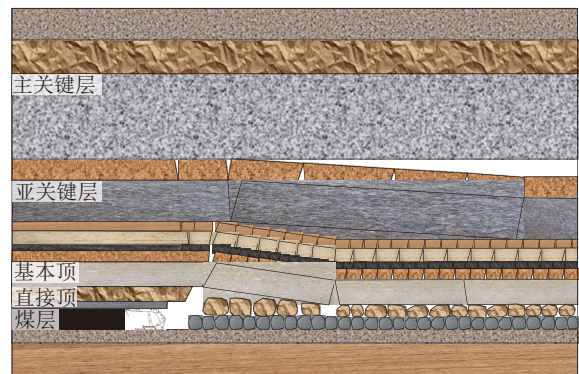


图 1 薄及中厚煤层 (1.3~3.5 m) 开采覆岩结构

Fig.1 Overburden structure of thin and medium thick coal seam mining (1.3~3.5 m)

近年来随着采高的增加,大采高采场顶板活动空间明显加大,虽然煤层之上部分低位薄弱岩层随工作面推进发生随采随冒,但仍有部分坚硬岩层随工作面推进并未及时垮落,由于支架的支撑作用并且其自身有一定的自承能力,表现出垮落滞后性,并在垮落前难以触矸,以“悬臂梁”结构形式运动。从顶板控制角度,将位于支架上方以“悬臂梁”形式运动的岩层称为大采高采场直接顶(也包括随采随冒的岩层);这类直接顶岩层往往不是一层而是多层破断步距不同的岩层组合层,称为“组合悬臂梁”,一般直接顶的上位岩层破断步距大于下位岩层破断步距,因此又可称为“组合倒悬臂梁”结构<sup>[22]</sup>。位于直接顶之上的部分坚硬岩层,随工作面推进发生拉裂破断后岩块间形成铰接关系,以“铰接岩梁”结构形式运动,这类岩层称为大采高采场基本顶,因此将大采高采场顶板岩层形成的总体结构称为“组合短悬臂梁-铰接岩梁”结构<sup>[13]</sup>,如图 2 所示。

从岩层结构运动形式来看,大采高采场基本顶形成的“铰接岩梁”结构与中厚煤层采场基本顶所形成

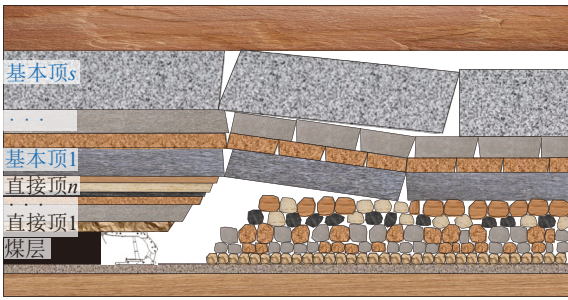


图 2 大采高顶板“组合短悬臂梁-铰接岩梁”结构  
Fig.2 “Combined short cantilever-articulated rock beam” structure in roof with large mining height stope

的“砌体梁”结构是一致的,其主要区别在于“砌体梁”结构的定义是表征岩层断裂后岩块间互相挤压形成的立体咬合结构,并借鉴于建筑上砌砖体的结构,形象的称为“砌体梁”,为结构性名词;而“铰接岩梁”为力学名词,直观说明了岩块结构面间的力学作用关系。

文献[13-14]阐述了大采高采场顶板“大、小”周期来压的现象,以组合悬臂梁形式运动的直接顶周期性冒落时,形成采场小周期来压;上部基本顶岩层周期性破断并带动直接顶垮落,形成采场大周期来压。

### 1.2 大采高采场“组合短悬臂梁-铰接岩梁”结构理论新认识

近年来随着对“组合短悬臂梁-铰接岩梁”结构基本理论的深入研究和应用,并结合现场实测,对此理论有了进一步的认识,主要包括:

1) 由于工作面采高加大,在直接顶和基本顶范围内以“悬臂梁”结构和“铰接岩梁”结构形式运动的岩层一般会有一层甚至多层,取决于工作面采高与顶板岩层赋存特征,如厚度、强度、层位等。

2) 随着工作面推进,大采高采场直接顶、基本顶由下向上逐层破断垮落并碎胀累积后最终充满采空区冒落空间,使得采场顶板岩层中总有一岩层其当时的下沉量趋近于零,该岩层不会出现拉裂破断形成结构,这一岩层及以上岩层将不会对采场支架产生力的传递作用,因此将这一岩层称为对支架不产生作用力的边界层,可以看出采场上覆岩层中对支架产生作用力的岩层是有范围的,而非所有采场上覆岩层。

3) 大采高采场直接顶之上与边界层之间的基本顶岩层形成铰接结构的基本条件是:①基本顶可能下沉量小于其极限下沉量( $\Delta_m < \Delta_j$ );②基本顶结构面在中截面上部的应力大于其抗拉强度( $\sigma_t > [R_t]$ )且中截面下部的应力小于其抗压强度( $\sigma_c < [R_c]$ );③岩层断裂步距大于其厚度的 2 倍。其中,岩层的可能下沉量  $\Delta_m$  可通过式 (1) 计算得到<sup>[23]</sup>

$$\Delta_m = H - \sum_{i=1}^n k_{pzi} h_{zi} - \sum_{j=1}^s k_{plj} h_{lj} \quad (1)$$

式中:  $H$  为采高;  $k_{pzi}$  为第  $i$  层直接顶的碎胀系数;  $h_{zi}$  为  $i$  层直接顶的厚度;  $n$  为直接顶层数;  $k_{plj}$  为第  $j$  层基本顶的碎胀系数,是由基本顶冒落后层间间隙形成的;  $h_{lj}$  为第  $j$  层基本顶的厚度;  $s$  为基本顶层数。

根据式 (1) 可得,当  $H = \sum_{i=1}^n k_{pzi} h_{zi} - \sum_{j=1}^s k_{plj} h_{lj}$  时,煤层上方某一岩层的可能下沉量  $\Delta_m$  趋于零。

基于大采高采场“组合短悬臂梁-铰接岩梁”结构理论新认识,为了对相关理论进一步完善和丰富,需确定对大采高采场矿压显现和顶板结构有影响的岩层范围,判断大采高采场直接顶与形成铰接结构的基本顶及其层位,形成大采高采场顶板“组合短悬臂梁-铰接岩梁”量化结构的判断方法。

### 1.3 大采高采场近场岩层与远场岩层

采场覆岩运动的一般规律是:随着工作面推进,大采高采场直接顶、基本顶岩层由下向上逐层破断垮落并碎胀累积后最终充满采空区冒落空间,使得采场顶板岩层内总有一岩层其当时的下沉量趋于零,如图 3a 所示。随着工作面的继续推进,低位岩层垮落在采空区形成的冒落矸石在上覆岩层的作用下产生二次压

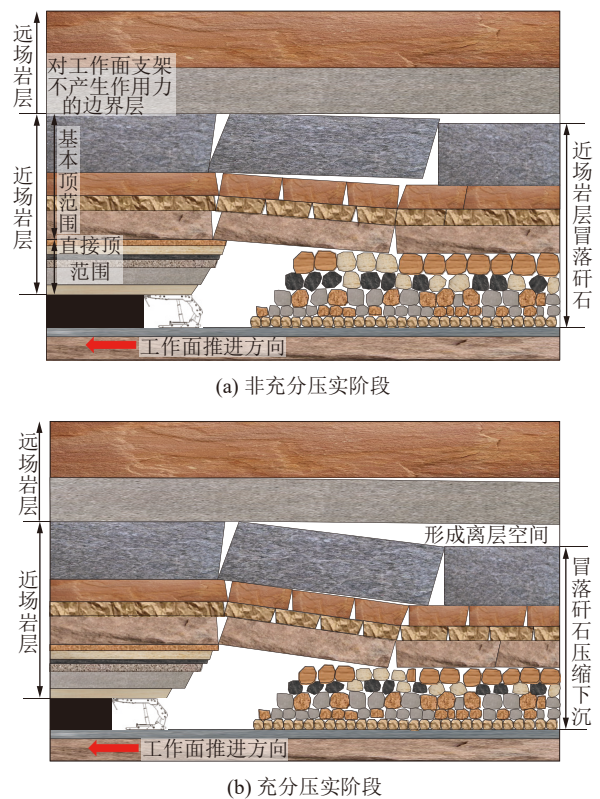


图 3 大采高采场不同阶段覆岩运移情况

Fig.3 Overlying strata migration situation of large mining height stope in different periods

缩变形和下沉,使得采空区内的冒落矸石与上覆岩层间形成离层空间,如图 3b 所示,导致高位岩层自下而上依次下沉,甚至波及至地表,表现出地表的沉陷。这个过程需要一定的周期和时间,有的地表沉陷明显而快速,有的较为迟缓,主要受工作面采高、煤层埋深以及岩层结构与特征等因素的影响。

基于上述分析,地表沉陷量的形成可以划分为 2 个过程,首先随着工作面的推进,采场周围的覆岩产生较强烈的下沉运动,采场范围内的岩层运动会对采场矿压产生显著影响,因此将对采场矿压有显著影响的岩层范围,称为近场岩层,即支架至边界层内的岩层。显然近场岩层运动规律是研究采场矿压现象的重点,此阶段由于采空区冒落矸石的下沉值未达到该条件下的最大值,因此这一阶段称为非充分压实阶段。随着工作面的继续推进,近场范围内的岩层在上覆岩层的作用下而再次发生压缩、下沉,使的采空区冒落矸石产生蠕变效应,表现为近场之外的岩层以及地表出现下沉,将近场之外直至地表的岩层称为远场岩层。显然远场岩层运动规律是研究地表沉陷的重点,该阶段由于采空区冒落矸石受到连续压缩、下沉传导使得高位岩层以及地表出现沉陷,因此这一阶段称为充分压实阶段。

上述分析表明,对支架产生作用力的岩层范围是有一定界限的,其范围大小由工作面采高、岩层厚度、岩层强度,以及形成的覆岩结构所决定。

#### 1.4 大采高采场边界层存在的客观性

为了验证大采高采场覆岩运动的阶段特征以及采空区矸石在非充分压实阶段之后能够产生蠕变效

应,得到采场顶板边界层存在的客观性,根据岩石受力变形特点和地表下沉变化特征进行分析。

从岩石的 $\sigma$ - $\epsilon$ 特性可知,岩石在达到应力峰值之后产生了结构破坏,即使施加的应力保持不变或降低,岩石依然能够发生压缩变形。基于此,分析采场顶板垮落与受压变形得到,受工作面开采扰动影响,采空区顶板自下而上破断、垮落并充满采出空间后,尽管工作面已向前推进,但上覆顶板对冒落矸石施加的作用力,将会继续对矸石产生压缩变形,其作用效果将使得未破断的岩层与矸石之间形成离层以及岩层与岩层之间形成层间裂隙,并逐渐向上传导,引起地表下沉,待冒落矸石之间的空隙压缩密实后,地表的下沉也就趋于稳定。因此,采空区内矸石压缩变形过程是一个与时间相关的蠕变过程,该过程使得矸石的初始碎胀系数逐渐变小直至降成最小碎胀系数。

针对上述观点,基于地表下沉实测数据进行响应规律分析。曹家滩煤矿 10 m 超大采高 122104 工作面自 2023-05-29—2024-04-27 对工作面地表下沉进行了 6 次无人机航拍测量,其中观测范围从开切眼后方 8 m 开始,沿工作面推进方向延伸 1 800 m,如图 4 所示。第 1 期数据采集于 2023-05-29,工作面在 2023-09-26 进行回采,在 2023-10-07 进行了第 2 期数据采集,此时地表暂未出现明显的下沉变化,自第 3 期(2023-12-06)开始数据采集地出现明显的下沉变化,如图 5 所示。其中,各测量周期的地表下沉量等于各测量周期范围内地表所测得的高程减去第 1 期地表高程,同时第 3、4、5、6 期航拍时工作面与开切眼的距离分别为 275、1 154、1 425、1 768 m。

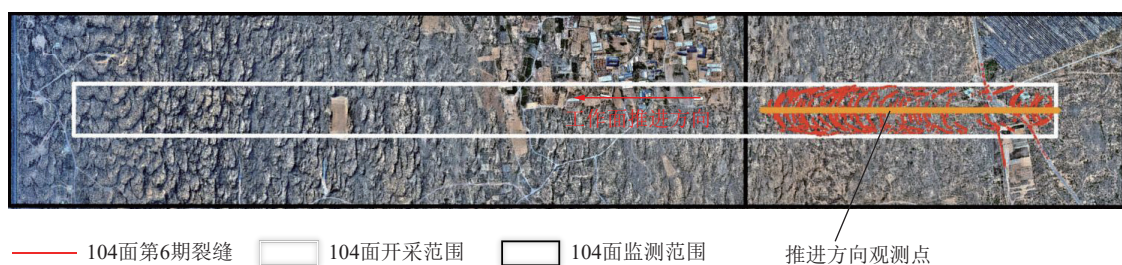


图 4 122104 工作面地表沉陷观测区域

Fig.4 Surface subsidence observation area of 122104 longwall face

根据图 5 不同测量周期地表下沉曲线可以看出,地表下沉是随着工作面的推进逐步形成的,如距离工作面开切眼 100 m 时,第 3 期的下沉量仅为 63 mm,但在第 6 期航拍时地表下沉量达到 4 281 mm,表明地表下沉是一个逐渐形成的过程;即使工作面已远离既定的采空区,采空区上覆地表依然有下沉量出现,如第 5 期实测时,工作面后方 300 m 位置处地表下沉量为 48 mm,工作面后方 500 m 位置处地表下沉量为

4 841 mm;同时,不同时期的地表下沉速度有所不同,其中距工作面开切眼 100 m 位置处,第 6 期—第 5 期增幅为 104 mm、第 5 期—第 4 期增幅为 57 mm、第 4 期—第 3 期增幅为 4 057 mm。实测结果表明,采空区内的冒落矸石随着时间的推移发生了连续的压缩变形,使得高位岩层在采空区后方形成连续下沉。其他矿井地表下沉观测亦有类似规律<sup>[24-25]</sup>,限于篇幅,不再列举。

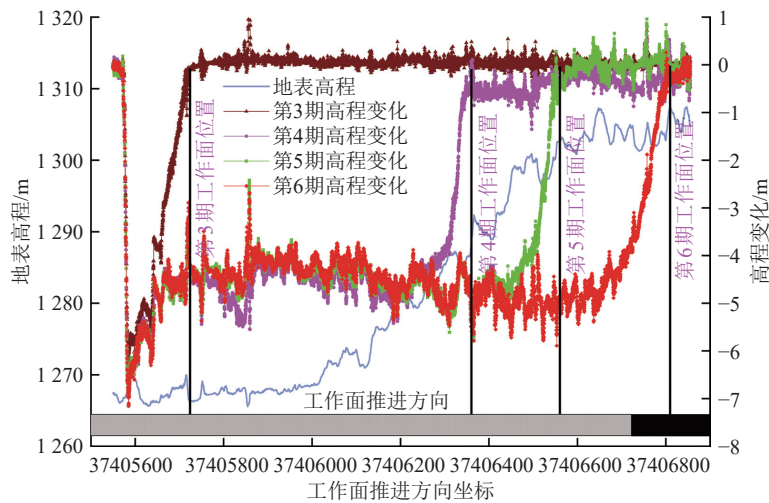


图5 104工作面不同时期地表下沉量

Fig.5 Surface subsidence of 104 longwall face in different time

理论与实测数据分析表明,采空区内的冒落矸石在非充分压实阶段延缓了高位岩层的下沉,并阻断了高位岩层对采场支架作用力的传递,因此对采场支架有作用力的岩层是有一定范围的。随着采场推进,采空区内的冒落矸石将由非充分压实阶段过渡为充分压实阶段,这一时期的采空区至地表岩层将继续下沉,但采场已离开此区域,因此在充分压实阶段的顶板岩层下沉将不会对采场支架产生力的作用。

## 2 大采高顶板近场岩层量化结构判断方法

### 2.1 大采高采场直接顶和基本顶范围的确定

由于大采高一次采出厚度大,围岩活动范围增大,一部分岩层随采随冒,而其上的传统意义中的基本顶虽不是随采随冒,但难以形成稳定的铰接结构,而是以“悬臂梁”的结构型式存在,所以从顶板控制角度有必要根据大采高采场直接顶和基本顶的定义确定大采高采场直接顶和基本顶范围。

文献[13]认为大采高采场直接顶岩层在垮落前难以触矸,且以随采随冒或呈“悬臂梁”结构形式运动;而基本顶岩层在采场煤壁前方、支架与直接顶联合支撑体、采空区冒落矸石的支撑下在采场横向形成铰接平衡结构。

根据大采高采场直接顶和基本顶岩层破断垮落特征及其形成原因,得到大采高采场直接顶与基本顶的确定条件,即:

满足:  $\Delta_j - \Delta_m \leq 0$  的顶板岩层为大采高直接顶岩层,此范围内的厚硬岩层可形成“悬臂梁”结构。

满足:  $\Delta_j - \Delta_m > 0$  的顶板岩层为大采高基本顶岩层,此范围内的厚硬岩层可形成“铰接结构”。

其中,岩层的极限下沉量  $\Delta_j$  可通过式(2)计算得到[14]

$$\Delta_j = h - \frac{ql^2}{kh[\sigma_c]} \quad (2)$$

式中:  $h$  为岩层厚度,  $m$ ;  $k$  为系数,其近似解可以取  $k=0.1h$ ;  $[\sigma_c] = (0.3 \sim 0.5)R_c$ ,  $R_c$  为抗压强度,  $MPa$ ;  $q$  为岩层均布载荷,  $N/m$ ;  $l$  为岩层的断裂步距,  $m$ 。

### 2.2 大采高采场直接顶范围增大的必然性

根据大采高直接顶岩层破断垮落特征可知,满足  $\Delta_j - \Delta_m \leq 0$  的顶板岩层为直接顶岩层,其中  $\Delta_j$  是一个特征值,对于某一具体的开采条件,直接顶岩层的厚度  $h$ 、抗压强度  $R_c$ 、层位等数值都是确定的,所以极限下沉量  $\Delta_j$  是个属性值。而可能下沉量  $\Delta_m$  是随煤层采高  $H$ 、岩层碎胀系数  $k_p$  以及直接顶冒落厚度变化而变化,为一变化值,对于特定开采工艺及地质条件,在岩层碎胀系数一定的前提下,随着采高  $H$  的增大,可能下沉量  $\Delta_m$  的值必然加大,使满足判定式  $\Delta_j - \Delta_m \leq 0$  的岩层范围增大,如图6所示。

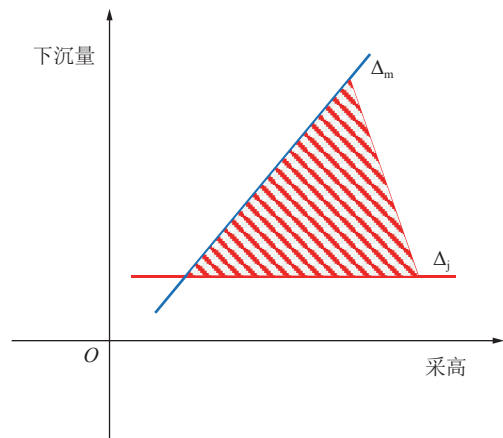
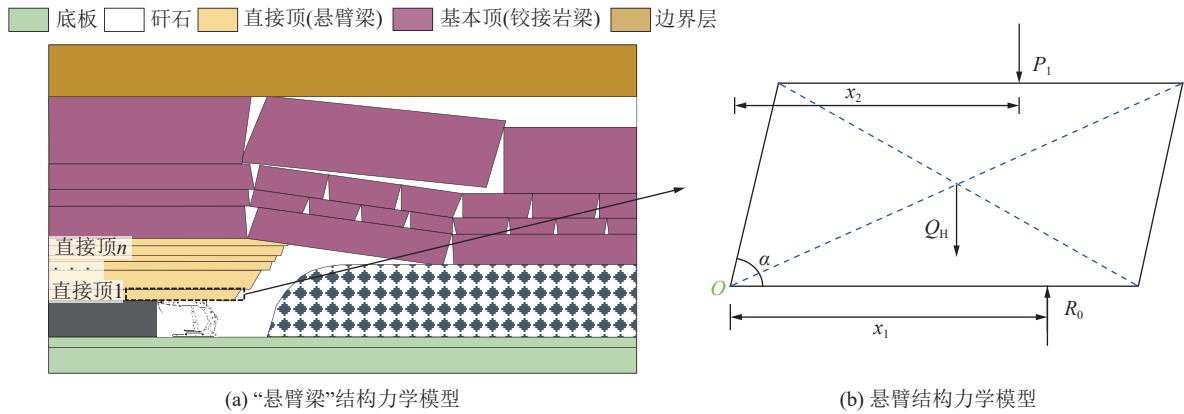


图6 直接顶岩层范围与采高和岩层下沉量关系

Fig.6 Relationship between the range of direct roof and mining height and rock subsidence

因此对于厚以及特厚煤层随着采出空间的加大,





(a) “悬臂梁”结构力学模型 (b) 悬臂结构力学模型

图8 直接顶“悬臂梁”结构力学模型

Fig.8 Mechanical model of immediate roof with “cantilever beam” structure

力  $P_1$ , 第1直接顶形成悬臂梁结构块体自重  $Q_H$  以及支架作用力  $R_0$ 。

通过对  $O$  点求力矩平衡, 得到直接顶“悬臂梁”作用于支架上的力为

$$R_0 = \frac{1}{2} [Q_H(l_{z1} + h_{z1} \cot \alpha) + 2P_1 x_2] / x_1 \quad (7)$$

式中:  $l_{z1}$  为第1直接顶断裂距, m;  $h_{z1}$  为第1直接顶厚度, m;  $\alpha$  为岩层破断角;  $x_1$  为支架合力作用点与煤壁的距离, m。

式(7)仅为一层直接顶对支架的作用力, 则有变形压力的直接顶作用于支架上的合力为

$$R_0 = \frac{1}{2} \sum_{i=1}^n \left[ Q_{Hi} (l_{zi} + h_{zi} \cot \alpha) + 2P_1 x_2 \right] / x_1 \quad (8)$$

则根据式(3)结合式(5)、式(6)、式(8)得到大采高工作面支架所需的支护阻力为

$$P_M = \frac{1}{2x_1} \sum_{i=1}^n \left\{ Q_{Hi} (l_{zi} + h_{zi} \cot \alpha) + \sum_{j=1}^s \left[ Q_{Mj} (l_{lj} + h_{lj} \cot \theta_j) + 2P_3 x_3 - 2F_{MN} (l_{lj} + h_{lj} \cot \theta_j) - T_{MN} (2h_{lj} - 2W_j - a) - 2k_2 S_1 x_2 \right] \right\} \quad (9)$$

### 3.2 支架合力作用点对顶板控制的影响

根据式(8)得到直接顶传递于支架的合力作用点与煤壁的距离为

$$x_1 = \frac{1}{2R_0} \sum_{i=1}^n \left[ Q_{Hi} (l_{zi} + h_{zi} \cot \alpha) + 2P_1 x_2 \right] \quad (10)$$

由式(10)可知, 作用于支架的合力作用点位置与不同层位直接顶断裂距  $l_{zi}$ 、岩层厚度  $h_{zi}$ 、岩层破断角  $\alpha$  以及基本顶传递给直接顶的应力  $P_1$  呈正比, 与支架作用力大小  $R_0$  成反比。因此, 为了防止煤壁片帮冒顶,

应尽可能缩短直接顶、基本顶的破断步距, 从而缩小近场岩层对支架的作用范围, 并有利于防止支架平衡千斤顶被拉坏的现象。

## 4 工程应用

### 4.1 工程背景

曹家滩煤矿 10 m 超大采高 122104 工作面开采 2-2 煤层, 煤层厚度 7.2~12.3 m, 平均 10.5 m, 煤层倾角  $0^\circ \sim 6^\circ$ 。工作面埋深约 300 m, 工作面采用走向长壁后退式一次采全高综合机械化采煤工艺, 全部垮落法处理采空区, 设计采煤高度 10.0 m。122104 工作面终采线附近的补 42 号钻孔柱状如图 9 所示。煤层上方各岩层物理力学参数见表 1。

由图 9 分析得到, 煤层上方 120 m 范围内有 6 层厚度超过 10 m 的厚硬岩层, 分别为距煤层 3.82 m 的粉砂岩 (厚度 15.9 m)、距煤层 30.42 m 的细粒砂岩 (厚度 12.3 m)、距煤层 42.72 m 的粉砂岩 (厚度 18.1 m)、距煤层 67.62 m 的中粒砂岩 (厚度 13.2 m)、距煤层 89.82 m 的细粒砂岩 (厚度 10.9 m) 以及距煤层 100.72 m 的中粒砂岩 (厚度 25.1 m)。

### 4.2 回撤通道布尺寸与搬家方式

图 10 为 122104 工作面的主、辅回撤通道布置。其中, 工作面主回撤通道长度为 300 m、宽度为 7.2 m、高度为 6.5 m。主、辅回撤通道间布置 4 个联络巷, 宽度为 6.2 m, 运输沿线最低高度为 4.2 m。为了安全和回撤方便在距离终采线 25 m 处起逐渐将采高由 10 m 降低到 8.5 m 以下, 通道内的垛式支架将承担起支护顶板的作用, 工作面的支架将逐个卸压搬出。

### 4.3 不同回撤高度下近场岩层所成结构及其对支架作用力

#### 4.3.1 不同回撤高度下近场岩层范围确定

由于 2-2 煤层上覆岩层多为砂岩, 根据文献[26]

柱状	岩性	层厚/m	总高度/m	序号
	中粒砂岩	25.10	125.82	15
	细粒砂岩	10.90	100.72	14
	中粒砂岩	7.90	89.82	13
	砂质泥岩	1.10	81.92	12
	中粒砂岩	13.20	80.82	11
	细粒砂岩	0.30	67.62	10
	煤	0.60	67.32	9
	细粒砂岩	5.90	66.72	8
	粉砂岩	18.10	60.82	7
	细粒砂岩	12.30	42.72	6
	中粒砂岩	9.40	30.42	5
	细粒砂岩	1.30	21.02	4
	粉砂岩	15.90	19.72	3
	细粒砂岩	3.60	3.82	2
	粉砂岩	0.22	0.22	1
	2-2煤	11.97	0	0

图 9 122104 工作面钻孔柱状图

Fig.9 Drilling histogram of 122104 longwall face

岩石碎胀系数与垂直压力关系式, 计算得到工作面顶板岩层碎胀系数为 1.15, 并根据式 (1) 计算得到不同回撤高度下近场岩层范围, 见表 2。其中, 当回撤高度为 10.0 m 时, 煤层上方 66.6 m 处岩层的可能下沉量

表 1 岩体力学参数

Table 1 Mechanical parameters of rock strata

岩性	密度/ ( $\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$ )	抗拉强度/ MPa	抗压强度/ MPa	弹性模量/ GPa	容重/ ( $\text{kN} \cdot \text{m}^{-3}$ )
中粒砂岩	2 440	1.20	23.94	4.57	25.8
细粒砂岩	2 450	1.52	23.55	4.02	28.7
粉砂岩	2 500	3.05	33.35	5.49	24.6
砂质泥岩	2 100	2.44	29.61	6.03	23.2

趋于零, 因此对支架产生应力作用的近场岩层范围为煤层上方 66.6 m, 此条件下煤层上方第 9 岩层为对支架不产生应力作用的边界层; 当回撤高度为 8.5 m 时, 煤层上方 56.6 m 处岩层的可能下沉量趋于零, 由于煤层上方 56.6 m 位置位于第 7 岩层范围内, 因此对支架产生应力作用的近场岩层范围为煤层上方 60.8 m, 此条件下煤层上方第 8 岩层为对支架不产生应力作用的边界层。

### 4.3.2 不同回撤高度下近场岩层所成结构

根据大采高近场岩层量化结构判断方法, 岩层以何种结构形态出现主要由工作面采高、岩层厚度、岩层强度以及岩层层位等因素决定。其中, 当厚硬岩层破断块体的回转量超过维持其结构稳定的最大回转量时, 岩层会以“悬臂梁”结构形态运动, 即当岩层极限下沉量大于可能下沉量 ( $\Delta_j > \Delta_m$ ) 时岩层将处于垮落带中并呈现“悬臂梁”结构形态, 当  $\Delta_j < \Delta_m$ , 岩层将处于裂隙带中并呈现“铰接”结构形态, 基于此计算得到不同回撤高度下近场岩层破断所成结构, 见表 2, 并得到不同回撤高度下近场岩层所成结构模型, 如图 11 所示。

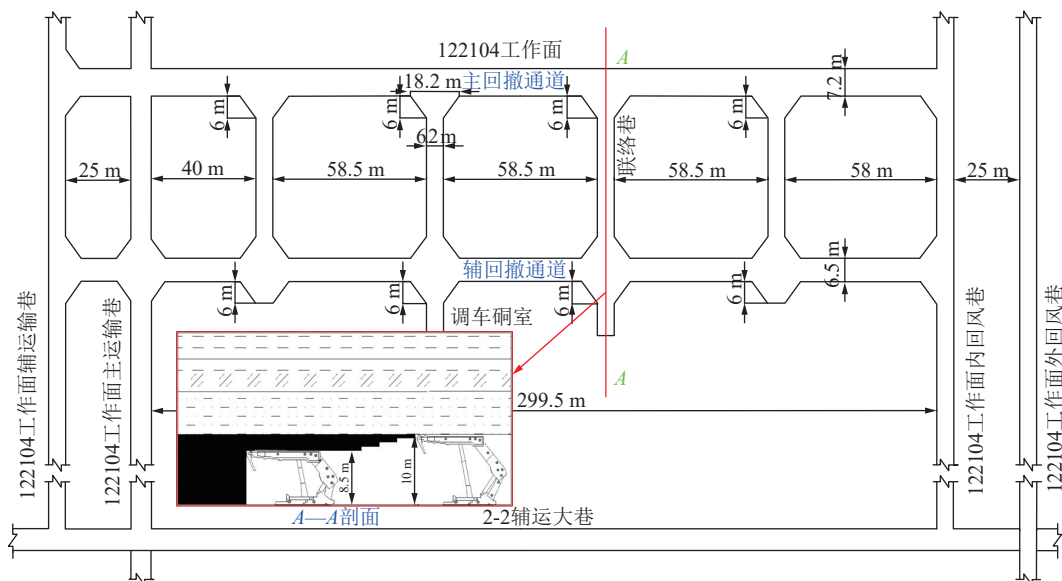
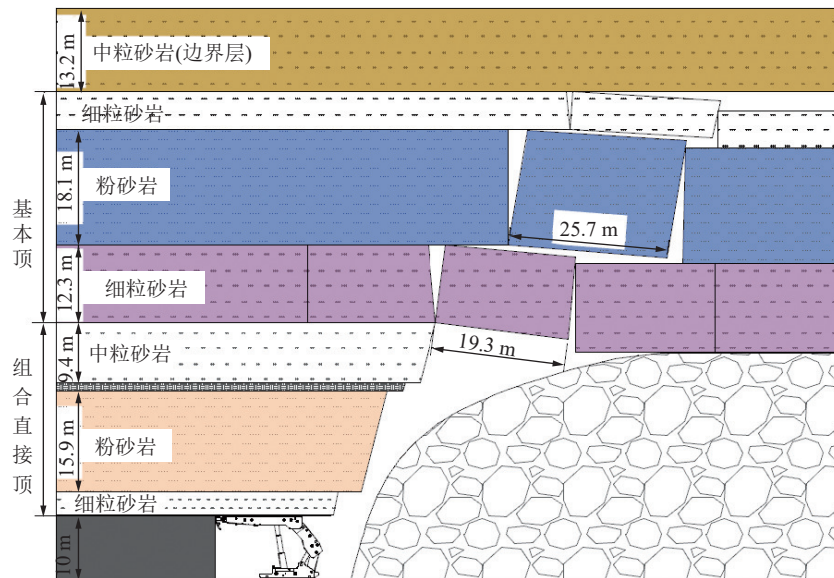


图 10 122104 工作面主辅回撤通道布置

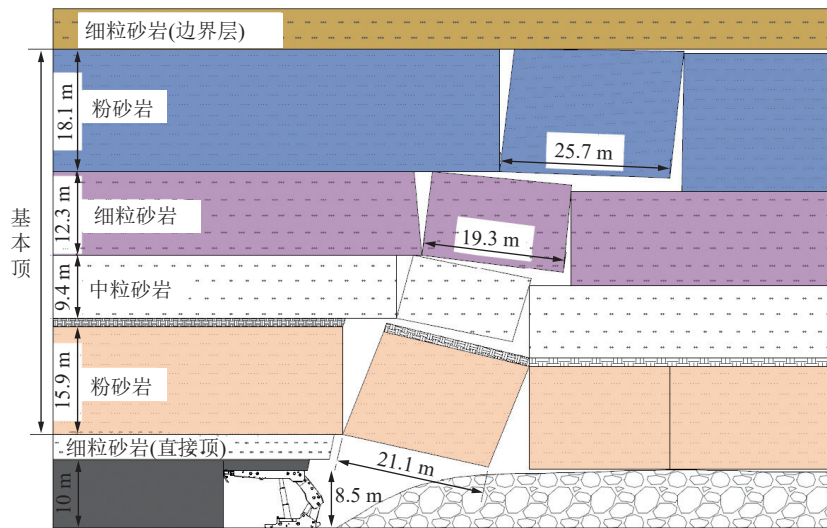
Fig.10 Layout diagram of main and auxiliary retracement channel of 122104 longwall face

表 2 不同回撤高度时近场岩层所成结构判断  
Table 2 Structure of near-field rock strata at different retracement heights

序号	岩性	岩层厚度 $h/m$	顶板高度 $m$	$\Delta_j/m$	回撤高度为 10.0 m			回撤高度为 8.5 m		
					$\Delta_m/m$	$\Delta_j$ 与 $\Delta_m$ 关系	形成结构	$\Delta_m/m$	$\Delta_j$ 与 $\Delta_m$ 关系	形成结构
9	中粒砂岩	13.20	79.92	—	0		边界层	—	—	—
8	细粒砂岩	5.90	66.72	3.42	0.88	$\Delta_m < \Delta_j$	铰接岩梁	0		边界层
7	粉砂岩	18.10	60.82	10.04	3.59	$\Delta_m < \Delta_j$	铰接岩梁	1.87	$\Delta_m < \Delta_j$	铰接岩梁
6	细粒砂岩	12.30	42.72	7.66	5.44	$\Delta_m < \Delta_j$	铰接岩梁	3.71	$\Delta_m < \Delta_j$	铰接岩梁
5	中粒砂岩	9.40	30.42	5.37	6.85	$\Delta_m > \Delta_j$	悬臂梁	5.12	$\Delta_m < \Delta_j$	铰接岩梁
4	细粒砂岩	1.30	21.02	0.11	7.04	$\Delta_m > \Delta_j$	悬臂梁	5.31	$\Delta_m > \Delta_j$	—
3	粉砂岩	15.90	19.72	8.64	9.43	$\Delta_m > \Delta_j$	悬臂梁	7.70	$\Delta_m < \Delta_j$	铰接岩梁
2	细粒砂岩	3.60	3.82	3.09	9.78	$\Delta_m > \Delta_j$	悬臂梁	8.24	$\Delta_m > \Delta_j$	悬臂梁
1	粉砂岩	0.22	0.22	—	—		伪顶随工作面推进随采随冒	—	—	—



(a) 采高 10.0 m



(b) 采高 8.5 m

图 11 不同采高下顶板“组合悬臂梁-铰接岩梁”结构

Fig. 11 Roof structure of “composite cantilever beam-articulated rock beam” structure under different mining heights

当回撤高度为 8.5 m 时,煤层上方第 1 岩层由于厚度仅为 0.22 m 形成工作面伪顶,其随工作面推进随采随冒。煤层上方厚度 3.6 m 的第 2 岩层因其可能下沉量大于极限下沉量,随工作面推进在支架作用下其破断垮落具有一定滞后性,因此以“悬臂梁”结构形式运动,为工作面直接顶。随着岩层层位的增加,第 3 岩层、第 5 岩层~第 7 岩层因其可能下沉量小于极限下沉量形成铰接结构,使得工作面上方第 3 岩层~第 7 岩层为工作面基本顶范围,基本顶厚度为 57.0 m。其中,根据岩层载荷计算<sup>[1]</sup>得到,由于第 4 岩层厚度仅为 1.3 m,所以第 4 岩层为第 3 岩层铰接结构的随动层<sup>[27]</sup>,并随着第 3 岩层的破断运移发生破断冒落,从而无法形成稳定的结构。

当回撤高度为 10.0 m 时,由于采高较大,采出空间增大,直接顶范围较采高为 8.5 m 时必然增大,使得下位基本顶转化为直接顶,基本顶向高位转移。此条件下煤层上方第 2 岩层~第 5 岩层因其可能下沉量大于极限下沉量,同时岩层厚度整体较厚,因此随工作面推进以“悬臂梁”结构形式运动,为工作面直接顶范围,直接顶厚度 30.2 m。煤层上方第 6 岩层~第 8 岩层因其可能下沉量小于极限下沉量形成铰接结构,为工作面基本顶范围,基本顶厚度为 36.3 m。

#### 4.3.3 不同回撤高度下近场岩层对支架的作用力

为了简化计算不同回撤高度下近场岩层所成结构对支架的作用力,基于大采高采场“组合短悬臂梁—铰接岩梁”结构的传力机制,将不同回撤高度下的第 1 基本顶“铰接岩梁”结构作为基本顶作用力的承载层,分析基本顶对直接顶的作用力;同时将第 1 直接顶,即 3.6 m 厚的第 2 岩层粉砂岩,作为直接顶作用力的承载层,分析直接顶对支架的作用力,进而得到不同回撤高度下近场岩层对支架的作用力。

当回撤高度为 10.0 m 时,第 1 基本顶为第 6 岩层细粒砂岩,岩层相关参数有  $h_{11}=12.3$  m,  $l_{11}=19.34$  m,  $W_1=5.43$  m,  $\theta_1=72^\circ$ ,  $S_1=1.66$  m, 第 6 岩层上覆载荷为第 7、8 岩层自重,因此  $P_3=11\ 429.8$  kN,作用力  $R_1$  距块体  $M_1$  破断点的距离取块体长度的一半,则  $x_2=9.8$  m。当回撤高度为 8.5 m 时,第 1 基本顶为第 3 岩层粉砂岩,岩层相关参数有  $h_{11}=15.9$  m,  $l_{11}=21.13$  m,  $W_1=8.17$  m,  $\theta_1=72^\circ$ ,  $S_1=0.65$  m, 第 3 岩层上覆载荷为第 4 岩层至第 7 岩层的岩层自重,因此  $P_3=22\ 579.5$  kN。作用力  $R_1$  距块体  $M_1$  破断点的距离取块体长度的一半,则  $x_2=10.5$  m。其中,块体间摩擦因数  $f=0.54$ <sup>[1]</sup>,并基于不同岩性刚度计算公式<sup>[28]</sup>,计算得到  $k_1=1.10\times 10^4$  kN/m,  $k_2=1.30\times 10^4$  kN/m。

第 2 岩层细粒砂岩作为直接顶作用力承载层,岩

层厚度  $h_{21}=3.6$  m,假定直接顶断裂距等于回撤区控顶距最大长度,则  $l_{21}=15.5$  m,得到  $Q_H=1\ 601.46$  kN。支架实际控顶距一般为 7.0 m 左右,支架合力作用点取控顶距的一半,则  $x_1=3.5$  m,岩块破断角  $\alpha=72^\circ$ 。

将上述参数分别代入到式 (4)、式 (7) 计算得到,当回撤高度为 10.0 m 时,近场岩层(单位宽度)作用于支架上的合力  $R_0=14\ 033.82$  kN;回撤高度为 8.5 m 时,近场岩层(单位宽度)作用于支架上的合力  $R_0=12\ 955.52$  kN。垛式支架控顶距(宽度方向)取 6.3 m,纵向布置 3 排支架,则支架宽度取 2.1 m;因此,当回撤高度为 10.0 m 时,回撤专用垛式支架应有的支护阻力  $R_M=29\ 471$  kN;当回撤高度为 8.5 m 时,回撤专用垛式支架应有的支护阻力  $R_M=27\ 207$  kN。考虑一定的富裕系数并取整,则回撤高度为 8.5 m 时支架额定工作阻力选为 28 000 kN。

#### 4.4 垛式支架技术参数确定

基于不同回撤高度下近场岩层对支架作用力的计算,得到当回撤高度为 8.5 m 时支架所受作用力明显低于回撤高度为 10.0 m 时支架受到的作用力,结合 122104 工作面主辅回撤通道布置情况,在回撤通道高度为 8.5 m 时,垛式支架的额定工作阻力不小于 28 000 kN 满足支护要求。因此选择 ZDD28000/33/68 型支撑掩护式液压支架,如图 12 所示,垛式支架技术参数见表 3。支架顶梁长度为 5.7 m,支架宽度 1.7 m,控顶距为 6.3 m,单台垛式支架工作阻力 28 000 kN,

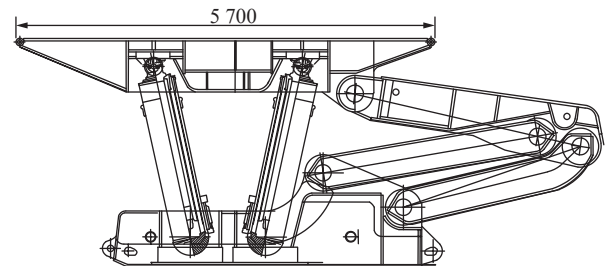


图 12 ZDD28000/33/68 型支撑掩护式液压支架

Fig.12 Supporting shield hydraulic support of ZDD28000/33/68

表 3 ZDD28000/33/68 型支架技术参数

Table 3 Technical parameters of ZDD28000/33/68 support

参数名称	技术参数
型号	ZDD28000/33/68
支架结构高度	3 300~6 800 mm
支架宽度	1 700 mm
初撑力	23 844 kN(37.5 MPa)
支架工作阻力	28 000 kN(44 MPa)
支护强度	2.84 MPa
全巷道断面支护强度	1.83 MPa

在回撤通道中与工作面支架垂直方向布置3排支架,支架间距为0.6 m,共布置141架。

## 5 结 论

1) 根据大采高采场顶板逐层由下向上破断垮落并碎胀累积后最终充满采空区冒落空间的事实,提出了对大采高采场支架受力具有影响的覆岩边界层概念和判断方法。

2) 从对大采高采场矿压显现有影响的角度将采场覆岩分为近场岩层和远场岩层。近场岩层指支架上方与边界层内的复合岩层,远场岩层指边界层至地表的复合岩层。近场岩层运动规律是采场矿压研究的重点,远场岩层运动规律是开采地表沉陷研究的重点。

3) 提出了大采高近场岩层形成“组合短悬臂梁-铰接岩梁”量化结构的判断方法,并建立了结构应力传递模型。以曹家滩煤矿10 m超大采高工作面为工程背景,计算得到超大采高综采工作面回撤专用垛式支架应有的支护阻力下限值为28 000 kN,支护强度不小于1.75 MPa。

## 参考文献(References):

- 钱鸣高,石平五,许家林. 矿山压力与岩层控制[M]. 2版. 徐州:中国矿业大学出版社,2010.
- 徐刚,张震,杨俊哲,等. 8.8 m超大采高工作面支架与围岩相互作用关系[J]. 煤炭学报,2022,47(4):1462-1472.  
XU Gang, ZHANG Zhen, YANG Junzhe, et al. Interaction between support and surrounding rock in 8.8 m super mining height working face[J]. Journal of China Coal Society, 2022, 47(4): 1462-1472.
- 杨俊哲,刘前进. 8.8 m超大采高工作面矿压显现规律实测及机理分析[J]. 煤炭科学技术,2020,48(1):69-74.  
YANG Junzhe, LIU Qianjin. Analysis and measured of strata behavior law and mechanism of 8.8 m ultra-high mining height working face[J]. Coal Science and Technology, 2020, 48(1): 69-74.
- 尹希文. 大采高综采工作面压架原因分析及防治对策[J]. 煤炭科学技术,2014,42(7):26-29.  
YIN Xiwen. Analysis on crushed cause of hydraulic support in fully-mechanized high cutting coal mining face and prevention countermeasures[J]. Coal Science and Technology, 2014, 42(7): 26-29.
- 杨胜利,王兆会,孔德中,等. 大采高采场覆岩破断演化过程及支架阻力的确定[J]. 采矿与安全工程学报,2016,33(2):199-207.  
YANG Shengli, WANG Zhaohui, KONG Dezhong, et al. Overlying strata failure process and support resistance determination in large mining height face[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2016, 33(2): 199-207.
- 王家臣. 基于采动岩层控制的煤炭科学开采[J]. 采矿与岩层控制工程学报,2019,1(2):40-47.  
WANG Jiachen. Sustainable coal mining based on mining ground control[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering, 2019, 1(2): 40-47.
- WANG Y, LI Y M, YU Z L, et al. Research on the surrounding rock control technology of gob-side entry with a narrow coal pillar reserved in a fully mechanized caving face with large mining height[J]. *Geotechnical and Geological Engineering*, 2022, 40(1): 285-300.
- 周金龙,黄庆享. 浅埋大采高工作面顶板关键层结构稳定性分析[J]. 岩石力学与工程学报,2019,38(7):1396-1407.  
ZHOU Jinlong, HUANG Qingxiang. Stability analysis of key stratum structures of large mining height longwall face in shallow coal seam[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2019, 38(7): 1396-1407.
- 钱鸣高,缪协兴,许家林,等. 岩层控制的关键层理论[M]. 徐州:中国矿业大学出版社,2003.
- 缪协兴,钱鸣高. 采场围岩整体结构与砌体梁力学模型[J]. 矿山压力与顶板管理,1995(3):3-12.  
MIAO Xiexing, QIAN Minggao. Solid structure and model of voussoir beam of face surrounding rock[J]. Ground Pressure and Strata Control, 1995(3): 3-12.
- 宋振骥. 实用矿山压力控制[M]. 徐州:中国矿业大学出版社,1988.
- 闫少宏. 特厚煤层大采高综放开采支架外载的理论研究[J]. 煤炭学报,2009,34(5):590-593.  
YAN Shaohong. Theory study on the load on support of long wall with top coal caving with great mining height in extra thick coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 2009, 34(5): 590-593.
- 闫少宏,尹希文,许红杰,等. 大采高综采顶板短悬臂梁-铰接岩梁结构与支架工作阻力的确定[J]. 煤炭学报,2011,36(11):1816-1820.  
YAN Shaohong, YIN Xiwen, XU Hongjie, et al. Roof structure of short cantilever-articulated rock beam and calculation of support resistance in full-mechanized face with large mining height[J]. Journal of China Coal Society, 2011, 36(11): 1816-1820.
- 闫少宏,于雷,刘全明. 综放开采“组合短悬臂梁-铰接岩梁”形成机理与应用[M]. 北京:煤炭工业出版社,2017.
- 许家林,鞠金峰. 特大采高综采面关键层结构形态及其对矿压显现的影响[J]. 岩石力学与工程学报,2011,30(8):1547-1556.  
XU Jialin, JU Jinfeng. Structural morphology of key stratum and its influence on strata behaviors in fully-mechanized face with super-large mining height[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2011, 30(8): 1547-1556.
- 鞠金峰,许家林,王庆雄. 大采高采场关键层“悬臂梁”结构运动型式及对矿压的影响[J]. 煤炭学报,2011,36(12):2115-2120.  
JU Jinfeng, XU Jialin, WANG Qingxiong. Cantilever structure moving type of key strata and its influence on ground pressure in large mining height workplace[J]. Journal of China Coal Society, 2011, 36(12): 2115-2120.
- 鞠金峰,许家林,朱卫兵. 浅埋特大采高综采工作面关键层“悬臂梁”结构运动对端面漏冒的影响[J]. 煤炭学报,2014,39(7):1197-1204.  
JU Jinfeng, XU Jialin, ZHU Weibing. Influence of key strata cantilever structure motion on end-face fall in fully-mechanized face with super great mining height[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(7): 1197-1204.

- [18] 于斌, 朱卫兵, 高瑞, 等. 特厚煤层综放开采大空间采场覆岩结构及作用机制[J]. 煤炭学报, 2016, 41(3): 571-580.  
YU Bin, ZHU Weibing, GAO Rui, et al. Strata structure and its effect mechanism of large space stope for fullymechanized sublevel caving mining of extremely thick coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 2016, 41(3): 571-580.
- [19] 于斌, 高瑞, 孟祥斌, 等. 大空间远近场结构失稳矿压作用与控制技术[J]. 岩石力学与工程学报, 2018, 37(5): 1134-1145.  
YU Bin, GAO Rui, MENG Xiangbin, et al. Near-far strata structure instability and associate strata behaviors in large space and corresponding control technology[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2018, 37(5): 1134-1145.
- [20] 于斌, 匡铁军, 杨敬轩, 等. 特厚煤层开采坚硬顶板覆岩结构及其演化特征分析[J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(1): 95-104.  
YU Bin, KUANG Tiejun, YANG Jingxuan, et al. Analysis of overburden structure and evolution characteristics of hard roof mining in extremely thick coal seam[J]. Coal Science and Technology, 2023, 51(1): 95-104.
- [21] 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): 1956-1960.  
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): 1956-1960.
- [22] 于雷. 综放采场“倒台阶组合悬臂梁”结构形成机理与稳定性[J]. 煤矿安全, 2018, 49(10): 221-224.  
YU Lei. Formation mechanism and stability of “combined cantilever beam with inverted bench” in fully-mechanized sublevel caving face[J]. Safety in Coal Mines, 2018, 49(10): 221-224.
- [23] 闫少宏, 薛博. 高强度开采煤壁稳定性关键因素量化与危险性分级研究[J]. 煤炭学报, 2024, 49(12): 4728-4738.  
YAN Shaohong, XUE Bo. Quantification of key factors and hazard classification of “coal wall” stability under high-intensity mining[J]. Journal of China Coal Society, 2024, 49(12): 4728-4738.
- [24] 鞠金峰, 许家林, 刘阳军, 等. 关键层运动监测及岩移 5 阶段规律——以红庆河煤矿为例[J]. 煤炭学报, 2022, 47(2): 611-622.  
JU Jinfeng, XU Jialin, LIU Yangjun, et al. Key strata movement monitoring during underground coal mining and its 5-stage movement law inversion: a case study in hongqinghe mine[J]. Journal of China Coal Society, 2022, 47(2): 611-622.
- [25] 孙斌杨, 袁亮, 张平松, 等. 巨厚砾岩下采场覆岩运移与离层演化的光-电感知试验研究[J]. 中国矿业大学学报, 2024, 53(5): 977-992.  
SUN Binyang, YUAN Liang, ZHANG Pingsong, et al. Study on the optic-electric perception experiment of overburden movement and separation evolution in the mining area under super-thick conglomerates[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2024, 53(5): 977-992.
- [26] GUO W B, ZHAO G B, LOU G Z, et al. A new method of predicting the height of the fractured water-conducting zone due to high-intensity longwall coal mining in China[J]. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 2019, 52(8): 2789-2802.
- [27] 张俊文, 董续凯, 柴海涛, 等. 厚煤层一次采全高低位厚硬岩层垮落致冲机理与防治[J]. 煤炭学报, 2022, 47(2): 734-744.  
ZHANG Junwen, DONG Xukai, CHAI Haitao, et al. Mechanism and prevention of rock burst caused by the collapse of low-level thick hard rock strata at full-height mining face in thick coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 2022, 47(2): 734-744.
- [28] 孙闯, 闫少宏, 徐乃忠, 等. 大采高综采工作面采空区垮落矸石刚度实验[J]. 煤炭学报, 2020, 45(S1): 38-48.  
SUN Chuang, YAN Shaohong, XU Naizhong, et al. Experimental study on the stiffness of waste rock of gob of fully mechanized mining with large mining height[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(S1): 38-48.