不同采高下覆岩强度劣化模型及合理初采高度研究*

陈伟崇[1]，黄晶柱[2]，肖剑[3]，吴锐[3]，孙俊涛[4]

（1.国能榆林能源有限责任公司， 陕西 榆林市 719000；
2.江西理工大学 江西省环境岩土与工程灾害控制重点实验室， 江西 赣州市 341000；
3.江西理工大学 资源与环境工程学院， 江西 赣州市 341000；
4.云南省水利水电勘测设计研究院， 云南 昆明 650205）

摘要：为研究采高对覆岩强度的劣化规律，以郭家湾51208工作面初采阶段合理初采高度的确定为背景，采用裂隙密度函数衡量采高对覆岩强度的劣化，建立不同采高下覆岩强度劣化的理论模型和数值分析模型，结合回采工作面的参数，得出采高对覆岩稳定性的影响规律。结果表明，随着采高的增加，回转角逐渐增大，承载层所负载的岩层厚度逐渐减小，岩层更易发生回转变形失稳。工作面推进长度为40 m时，采高2.5 m和采高4.0 m的覆岩位移最大值、基本顶的塑性区分布基本一样；工作面推进长度在50 m及以上时，采高4.0 m的覆岩位移最大值较采高2.5 m增加了10%以上，基本顶的塑性区明显增加。超前支承压力峰值随着采高的增加而增加，初次来压步距随着采高的增加而减小，采高2.5 m的初次来压步距为70 m。采用初采高度为2.5 m、在老顶初次来压后逐渐将采高调整为实际煤厚(4.0 m)的方案，工作面初采更为高效和安全。研究结果可为工作面初采顶板控制问题提供参考。

关键词：初采高度；顶板管理；覆岩结构；劣化模型；数值模拟

中图分类号：TD325 **文献标识码**：A **文章编号**：1005-2763(2025)09-0027-09

Study on the Degradation Model of Overlying Rock Strength Under Different Mining Heights and the Reasonable Initial Mining Height

CHEN Weichong[1], *HUANG Jingzhu*[2], *XIAO Jian*[3], *WU Rui*[3], *SUN Juntao*[4]

(1.CHN Energy Yulin Energy Co., Ltd., Yulin, Shaanxi 719000, China;
2.Jiangxi Provincial Key Laboratory of Environmental Geotechnical Engineering and Disaster Control, Jiangxi University of Science and Technology, Ganzhou, Jiangxi 341000, China;
3.School of Resources and Environmental Engineering, Jiangxi University of Science and Technology, Ganzhou, Jiangxi 341000, China;
4.Yunnan Institute of Water & Hydropower Engineering Investigation, Design and Research, Kunming, Yunnan 650205, China)

Abstract: In order to study the degradation law of mining height on the strength of overlying rock, taking the determination of reasonable initial mining height in the initial mining stage of Guojiawan 51208 working face as the background, the fracture density function was used to measure the degradation of mining height on the strength of overlying rock, and the theoretical model and numerical analysis model of the strength degradation of overlying rock under different mining heights were established. Combined with the parameters of the working face, the influence law of mining height on the stability of overlying rock was obtained. The results show that with the increase of mining height, the rotation angle gradually increases, the thickness of the rock layer loaded by the bearing layer gradually decreases, and the rock layer is more prone to rotary deformation and instability. When the advancing length of the working face is 40 m, the maximum displacement of the

* **收稿日期**：2024-10-18
基金项目：国家自然科学基金项目(52368048)；宜春市一般科技攻关项目(2023YBKJGG06，2023ZDKJGG04，2023ZDKJGG05)
作者简介：陈伟崇(1980—)，男，河北衡水人，工程师，主要从事矿山稳定性、自动化、智能化等方面的研究工作。E-mail：11625155@shenhua.cc
通信作者：黄晶柱(1989—)，男，江西萍乡人，博士，讲师，主要从事爆破、煤矿采矿工程、稳定性分析等方面的研究。E-mail：690488311@163.com

overlying rock and the plastic zone distribution of the basic roof are basically the same for the mining height of 2.5 m and 4.0 m. When the advancing length of the working face is 50 m and above, the maximum displacement of the overlying rock with a mining height of 4.0 m is more than 10% higher than that with a mining height of 2.5 m, and the plastic zone of the basic roof is obviously increased. The peak value of advance support pressure increases with the increase of mining height, and the first weighting step decreases with the increase of mining height. The initial weighting step of 2.5 m mining height is 70 m. The initial mining height is 2.5 m, and the mining height is gradually adjusted to the actual coal thickness (4.0 m) after the first weighting of the main roof. The initial mining of the working face is more efficient and safe. The research results can provide reference for the initial mining roof control problem of the working face.

Key words: Initial mining height, Roof management, Structure of overlying rock, Degradation model, Numerical simulation

0 引言

陕西榆林的煤炭储量占全国的1/5,预测其储量达2 800亿t。煤层具有埋藏浅、赋存条件简单、厚度大、煤质优良等特点[1-2]。在这种优越的条件下,该区域非常适合大采高综采。大采高开采方法具有生产能力大、回采率高、安全性高、掘进率低、经济效益好等优点[3-4],但是大采高综采实践表明,在工作面开采初期,采高增加会导致覆岩活动空间增大、扰动强度提高,进而使矿山压力显现比普通采高时更加剧烈,严重威胁工作面人员和设备安全[5]。初采高度指在初次开采某个煤层或矿层时,从开采面底部到开采面顶部的垂直距离。当初采高度较大时,容易出现顶板垮落安全事故,严重影响后期回采,从而降低开采效率和安全性。究其原因为初采高度对覆岩结构具有一定的影响,因此,深入研究不同采高下覆岩强度劣化模型及合理初采高度具有重要意义。

钱鸣高[6]、缪协兴等[7]提出了覆岩结构的砌体梁结构模型和关键层理论。宋振骐等[8]、卢国志等[9]提出了覆岩结构的传递岩梁结构模型。弓培林等[10]根据关键层理论确定了关键层的分布特征。王金安等[11]通过数值模拟发现采场上方存在高应力束组成的复合应力拱,其外应力拱承担覆岩及地表土的自重,内应力拱承担悬空顶板的自重。刘怀东等[12]采用现场调研、物理试验与理论分析方法,建立了考虑承压水作用的覆岩结构力学模型。马祥等[13]基于微震监测获得了覆岩结构演化规律。刘洪涛等[14]采用理论分析、相似模拟、现场实测等方法,建立了羊场湾矿大采高结构力学模型。黄庆享等[15]以神东某矿12101工作面为背景,研究了工作面过回撤通道及两段煤柱的覆岩结构。于斌等[16]采用现场实测和物理三维相似模拟方法,探讨了特厚煤层开采覆岩扰动高度及坚硬顶板断裂特征。吴锋锋等[17]研究了急倾斜特厚煤层水平分段开采覆岩活动结构演化特征。伊永杰等[18]发现主关键层位置是影响超大采高综采工作面矿压显现的一项主要因素。

以上研究结果对于揭示工作面采高增加时覆岩结构的演化规律具有重要意义。但是采高增加,暴露的采场空间更大,覆岩活动的空间更大,其扰动强度也更大,势必导致覆岩强度发生劣化,而已有研究对覆岩强度的劣化关注较少。为此,本文以郭家湾51208综采工作面为研究背景,针对初采高度的合理选择,采用理论分析和数值模拟相结合的方法,对比分析不同采高下覆岩的稳定性及运动规律,以期为工作面初采顶板控制问题的研究和实践提供参考。

1 工程概况

本研究以郭家湾51208工作面煤层赋存条件为参考,并根据研究需要做适当调整。51208工作面的煤层为5-1煤,厚度为2.58~3.85 m,平均厚度为3.57 m,埋深为60~220 m,平均埋深为140 m,单轴抗压强度约为12 MPa。上覆岩层依次为砂质泥岩、细粒砂岩、粉砂岩、粗粒砂岩等。直接顶为砂质泥岩,厚度为4.56~10.96 m,平均厚度为6.37 m。基本顶由多层中粒砂岩、细粒砂岩等构成,厚度为9.0~28.30 m,平均厚度为22.2 m。直接底为砂质泥岩,厚度为2.45~7.36 m,平均厚度为3.54 m。51208工作面地表大部分被第四系黄土、风积沙覆盖,局部沟谷地段有基岩出露。钻孔资料显示,工作面上部地表为第四系黄土、风积沙,厚度约为10 m。

整个工作面采用走向长壁后退式一次采全高综合机械化采煤法。为减少初采时顶板垮落带来的安全隐患,在老顶初次来压前,提出两种初采高度方案进行比选。方案1:初采高度为2.5 m,在老顶初次来压后逐渐将采高调整为实际煤厚(4.0 m)。方案

2：初采高度为实际煤厚，即采高约为 4.0 m。为此，要确定合理的初采高度方案，实现工作面安全高效开采，首先要研究不同采高下顶板覆岩强度的变化。

2　不同采高下覆岩强度劣化模型

覆岩中存在大量的孔隙、裂隙、节理等，工作面采高增大时，扰动强度随之提高，致使萌生更多采动裂隙，且裂隙进一步发育和贯通，进而破坏覆岩的完整性，劣化其物理力学性能，最终导致失稳。采高增加对覆岩造成损伤最直接的结果是裂隙密度增加，因此，裂隙密度的变化可直接反映采高对覆岩强度的劣化程度。

室内相似模型试验发现[19]，采高增加对覆岩的扰动更大，导致覆岩顶板的裂隙增加，即裂隙密度更大。从宏观角度考虑，裂隙密度变化对覆岩强度产生劣化效果，其劣化值 D_h 与裂隙密度函数 $C_d(M)$ 的关系[20-21]为：

$$D_h=\frac{16}{9}\frac{\mu_e^2}{1-2\mu_e}C_d(M) \tag{1}$$

式中：$C_d(M)$ 为裂隙密度函数，其值与采高 M 有关；μ_e 为等效泊松比。

李树刚等[19]通过相似模拟试验，发现当工作面推进到 36 m，在距切眼 30 m 时，裂隙密度函数与采高存在如下关系：

$$C_d(M)=0.5M+5.5 \quad (1\leqslant M\leqslant 5) \tag{2}$$

由于裂隙密度函数范围在[0，1]之间[22]，对式(2)归一化处理，得到裂隙密度函数计算式为：

$$C_d(M)=\frac{0.5M+4.5}{7} \quad (1\leqslant M\leqslant 5) \tag{3}$$

等效泊松比 μ_e 与泊松比 μ 的关系式为：

$$\mu_e=\mu\ \exp^{-\alpha C_d(M)} \tag{4}$$

式中，α 为经验系数。

煤层开采后，随着采场工作面不断向前推进，采空区越来越大，基本顶暴露的面积也越来越大，在地应力作用下，基本顶开始离层下沉，进而断裂，根据已有研究，基本顶破断后将形成砌体梁结构[23]。当砌体梁结构回转失稳或滑落失稳时将形成剧烈的顶板来压[24]，钱鸣高[6]、缪协兴等[7]根据该规律提出了砌体梁结构模型，如图 1 所示。图 1 中，M 为采高，A、B、C 为岩块，θ 为岩块 B 的回转角，K_0 为直接顶垮落后未经压实前的松散系数，$\sum h$ 为直接顶厚度。

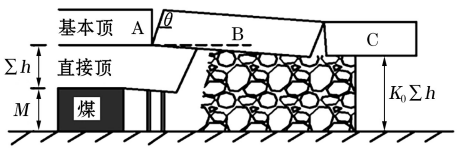


图 1　基本顶断裂砌体梁结构模型

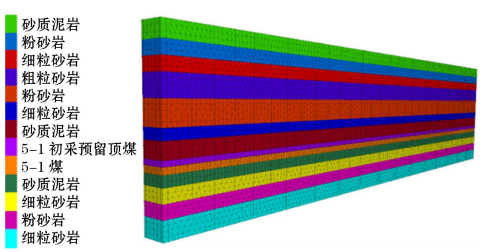
Fig.1　Main foor fractured masonry beam structure model

综上所述，随着采高的增加，回转角逐渐增大，承载层所负载的岩层厚度逐渐减小，使得岩层更易发生回转变形失稳。因此，从理论分析角度，相较于方案 2，方案 1 的岩层更不易发生回转变形失稳，即采用方案 1 施工，工作面初采更为安全。

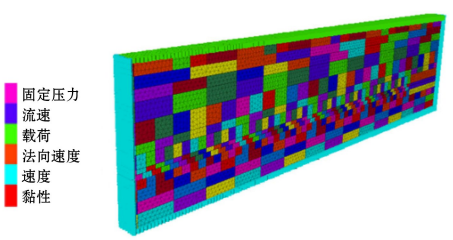
3　不同初采高度下覆岩强度劣化的数值分析

3.1　不同初采高度下覆岩强度劣化数值模型

根据上述郭家湾 51208 工作面的地质条件建立 3DEC 数值计算模型，模型长×宽×高＝300 m×10 m×68.5 m，5-1 煤层厚度约为 4.0 m，其以上顶板高度为 43 m。模型的边界条件为：左、右、前、后和底部的速度等于 0；顶部按照上覆岩体的自重施加均匀荷载(2.5 MPa)。整个煤层、直接顶、基本顶的块体采用随机节理进行加密，三维离散元数值计算模型如图 2 所示。各岩层材料的本构模型都采用摩尔-库伦模型，随机节理和岩层层面的本构模型均采用库伦滑移模型。



(a) 岩层分布



(b) 块体切割及边界条件

图 2　三维离散元数值计算模型

Fig.2　Three dimensional discrete element numerical calculation model

为了分析不同初采高度对覆岩运动的影响,分别考虑初采高度 2.5 m、4.0 m 两种工况,对应的预留顶煤厚度分别为 1.5 m、0 m。数值模型的初始岩体力学参数和结构面力学参数分别见表 1 和表 2。采高越高,扰动强度越大,导致覆岩裂隙更加发育,覆岩岩体的力学参数随之劣化,不同采高的岩体力学参数通过式(5)至式(9)劣化获得。

$$K=K_0(1-D_h) \tag{5}$$

$$G=G_0(1-D_h) \tag{6}$$

$$C=C_0(1-D_h) \tag{7}$$

$$\varphi=\varphi_0(1-D_h) \tag{8}$$

$$\sigma_t=\sigma_{t0}(1-D_h) \tag{9}$$

表 1 数值模型的初始岩体力学参数

Table 1 Initial rock mechanics parameters of numerical model

岩性	体积模量 K_0/GPa	剪切模量 G_0/GPa	黏聚力 C_0/MPa	内摩擦角 φ_0/(°)	抗拉强度 σ_{t0}/MPa	密度 ρ/(kg/m³)
砂质泥岩	4.90	3.20	1.18	35	1.80	2 520
粉砂岩	10.83	8.13	2.75	38	1.84	2 460
细粒砂岩	18.02	14.02	3.80	43	5.13	2 586
粗粒砂岩	7.35	6.63	3.04	40	4.96	2 700
5-1 煤	1.73	0.82	0.75	20	1.50	1 410

表 2 数值模型的结构面力学参数

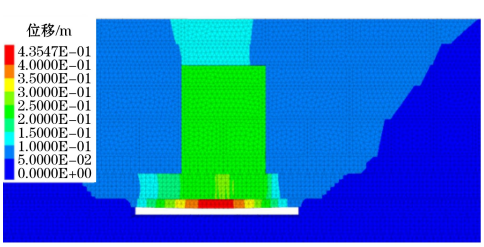
Table 2 Structural plane mechanical parameters of numerical model

岩层	法向刚度 K/(GPa/m)	切向刚度 G/(GPa/m)	黏聚力 C/MPa	内摩擦角 φ/(°)	抗拉强度 σ_t/MPa
砂质泥岩	2.8	2.2	0.96	22.0	1.18
粉砂岩	8.0	8.0	1.60	6.0	1.31
细粒砂岩	8.0	7.0	1.70	20.8	3.70
粗粒砂岩	6.0	4.0	1.30	11.0	2.35
5-1 煤	3.0	1.0	0.14	10.0	1.02

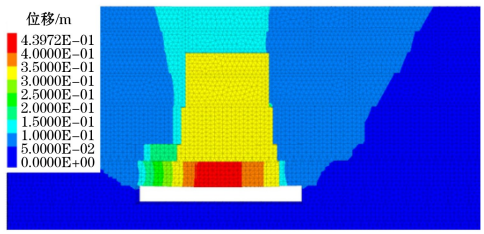
3.2 数值模拟结果

3.2.1 覆岩位移分布规律

图 3 为不同采高下工作面推进 40 m 时覆岩位移云图。由图 3 可知,采高为 2.5 m 时,采空区中部的最大位移约为 0.435 m,预留煤层开始离层;采高为 4.0 m 时,采空区中部的最大位移约为 0.440 m,较采高 2.5 m 增加了 1.15%。



(a) 采高 2.5 m

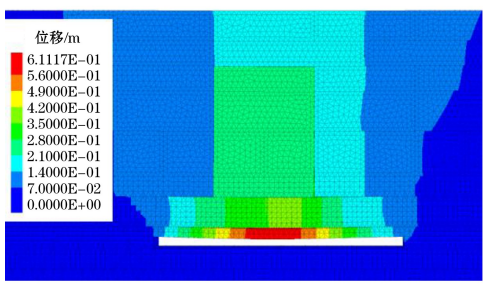


(b) 采高 4.0 m

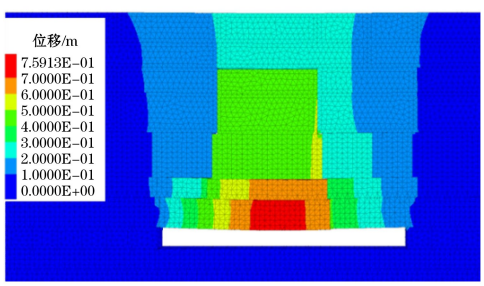
图 3 不同采高下工作面推进 40 m 时覆岩位移云图

Fig.3 Distribution cloud diagrams of overlying rock when the working face advances 40 m under different mining heights

图 4 为不同采高下工作面推进 50 m 时覆岩位移云图。由图 4 可知,随着工作面的推进,不同采高下采空区的位移值均呈增加趋势。采高为 2.5 m 时,采空区中部的最大位移约为 0.611 m,预留煤层继续下沉,直接顶开始离层;采高为 4.0 m 时,采空区中部的最大位移约为 0.759 m,较采高 2.5 m 增加了 24.22%,直接顶和基本顶开始离层。



(a) 采高 2.5 m



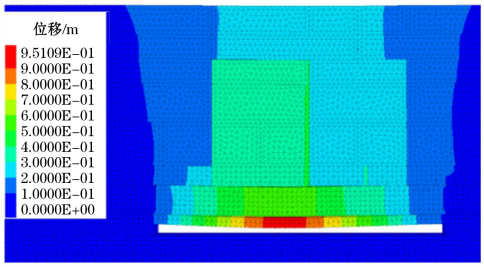
(b) 采高 4.0 m

图 4 不同采高下工作面推进 50 m 时覆岩位移云图

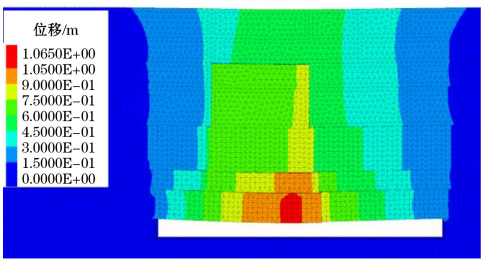
Fig.4 Displacement cloud diagrams of overlying rock when the working face advances 50 m under different mining heights

图 5 为不同采高下工作面推进 60 m 时覆岩位移云图。由图 5 可知,随着工作面的推进,不同采高下采空区的位移值均呈增加趋势。采高为 2.5 m 时,采空区中部的最大位移约为 0.951 m,预留煤层弯曲下沉增大,直接顶开始弯曲下沉;采高为 4.0 m 时,采空区中部的最大位移为 1.065 m,较采高 2.5

m 增加了 11.99%，直接顶和基本顶开始弯曲下沉。



（a）采高 2.5 m

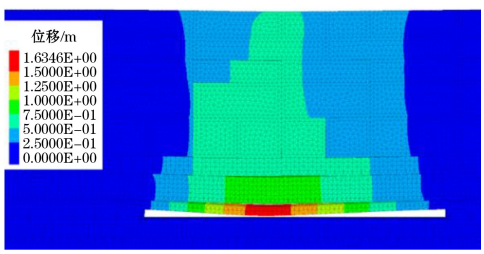


（b）采高 4.0 m

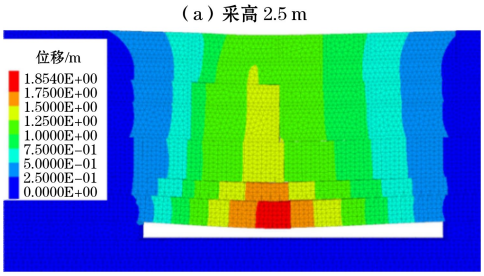
图 5　不同采高下工作面推进 60 m 时覆岩位移云图

Fig.5　Displacement cloud diagrams of overlying rock when the working face advances 60 m under different mining heights

图 6 为不同采高下工作面推进 70 m 时覆岩位移云图。由图 6 可知，随着工作面的推进，不同采高下采空区的位移值均呈增加趋势。采高为 2.5 m 时，采空区中部的最大位移约为 1.635 m，预留煤层和直接顶弯曲下沉增大，基本顶开始离层；采高为4.0 m 时，采空区中部的最大位移为 1.854 m，较采高 2.5 m 增加了 13.39%，直接顶和基本顶弯曲下沉继续增大。



（a）采高 2.5 m



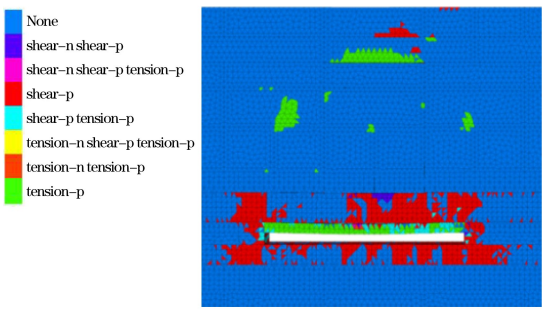
（b）采高 4.0 m

图 6　不同采高下工作面推进 70 m 时覆岩位移云图

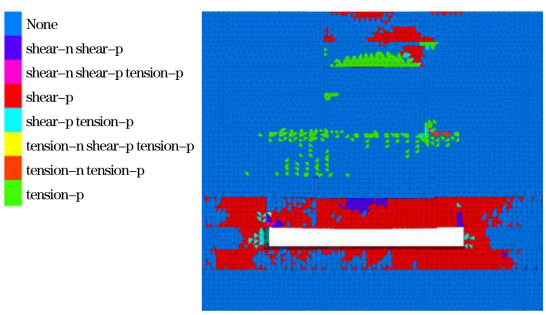
Fig.6　Displacement cloud diagrams of overlying rock when the working face advances 70 m under different mining heights

3.2.2　覆岩塑性区分布规律

图 7 为不同采高下工作面推进 40 m 时覆岩塑性区分布云图。图 7 中，shear 表示剪切破坏，tension 表示拉伸破坏，n 表示当前步进入破坏，p 表示过去步进入破坏。由图 7 可知，采高为 2.5 m 时，预留煤层的塑性区呈拉伸破坏，且已经完全贯通。直接顶的塑性区以剪切破坏为主，分布在中间及靠近工作面端头处，基本顶存在少量的拉伸破坏区；采高为 4.0 m 时，直接顶、工作面开切眼处煤壁、底板、工作面端头煤壁的塑性区面积明显大于采高 2.5 m，基本顶的塑性区较采高 2.5 m 变化不大。



（a）采高 2.5 m

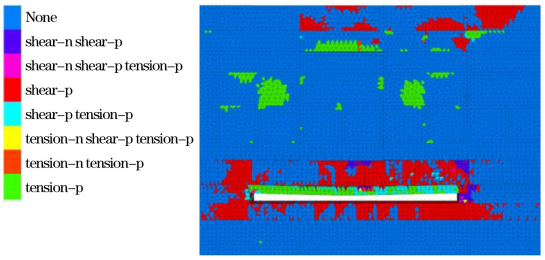


（b）采高 4.0 m

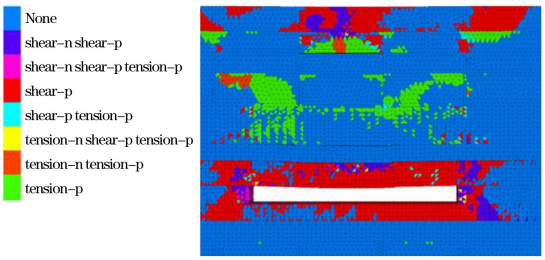
图 7　不同采高下工作面推进 40 m 时覆岩塑性区分布云图

Fig.7　Distribution cloud diagrams of plastic zone of overlying rock when the working face advances 40 m under different mining heights

图 8 为不同采高下工作面推进 50 m 的覆岩塑性区分布云图。由图 8 可知，随着工作面的推进，不同采高的塑性区均有所增加。采高为 2.5 m 时，预留煤层的塑性区仍呈拉伸破坏，且已经完全贯通。直接顶的塑性区以剪切破坏为主，分布在中间及靠近工作面端头处。底板、基本顶及以上的塑性区继续增加；采高为 4.0 m 时，直接顶、工作面开切眼处煤壁、底板、工作面端头煤壁的塑性区面积明显大于采高 2.5 m，基本顶的塑性区较采高 2.5 m 明显增加，且以拉伸破坏为主。



(a) 采高 2.5 m

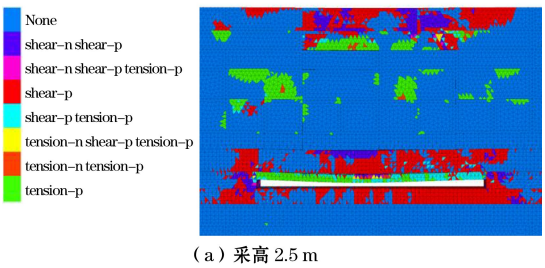


(b) 采高 4.0 m

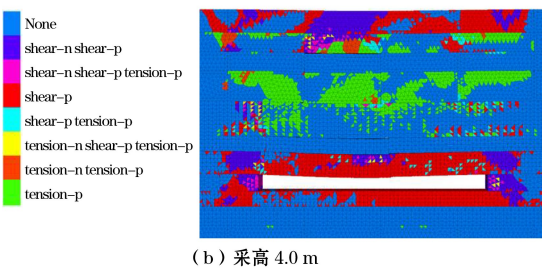
图 8 不同采高下工作面推进 50 m 时覆岩塑性区分布云图

Fig.8 Distribution cloud diagrams of plastic zone of overlying rock when the working face advances 50 m under different mining heights

图 9 和图 10 分别为不同采高下工作面推进 60 m 和 70 m 时覆岩塑性区分布云图。由图 9 和图 10 可知,随着工作面的推进,不同采高的塑性区均增加。采高为 2.5 m 时,预留煤层的塑性区仍呈拉伸破坏,且已经完全贯通。直接顶的塑性区以剪切破坏为主,分布在中间及靠近工作面端头处,底板、基本顶及以上的塑性区继续增加。



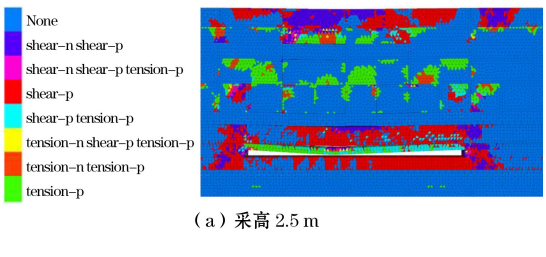
(a) 采高 2.5 m



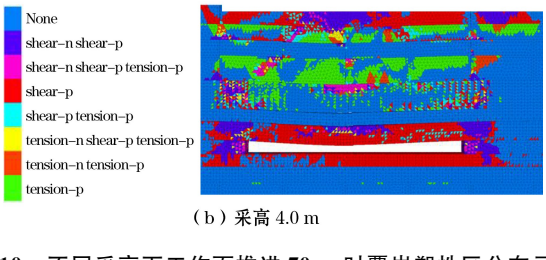
(b) 采高 4.0 m

图 9 不同采高下工作面推进 60 m 时覆岩塑性区分布云图

Fig.9 Distribution cloud diagrams of plastic zone of overlying rock when the working face advances 60 m under different mining heights



(a) 采高 2.5 m



(b) 采高 4.0 m

图 10 不同采高下工作面推进 70 m 时覆岩塑性区分布云图

Fig.10 Distribution cloud diagrams of plastic zone of overlying rock when the working face advances 70 m under different mining heights

采高为 4.0 m 时,直接顶、工作面开切眼处煤壁、底板、工作面端头煤壁的塑性区面积明显大于采高 2.5 m,基本顶的塑性区较采高 2.5 m 增加非常明显,且以拉伸破坏为主。

3.2.3 超前支承压力分布规律

为了分析综采工作面支承压力,布置一条测线,测线位置在工作面高度的中间位置,监测线上监测点的间距为 1 m,每个监测点的测量变量为竖向应力,模型竖向应力监测线布置如图 11 所示。

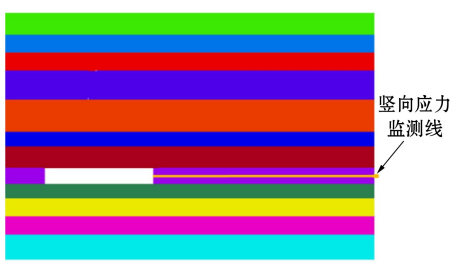


图 11 模型竖向应力监测线布置

Fig.11 Vertical stress monitoring line layout of the model

图 12 为不同采高下工作面推进 40 m 时煤体超前支承压力分布曲线。由图 12 可知,随着距煤壁距离的增加,不同采高的超前支承压力均呈先增加后减小、最后平缓的趋势,将该规律分为 3 个区间:应力剧增区间、应力递减区间和应力平缓区间。由于工作面推进 50 m、60 m 和 70 m 时的超前支承压力变化规律与图 12 类似。因此,上述推进长度的超前支承压力分布曲线不再给出。但不同工作面推进长度下的超

前支承压力峰值不同，提取该参数进行后续分析。

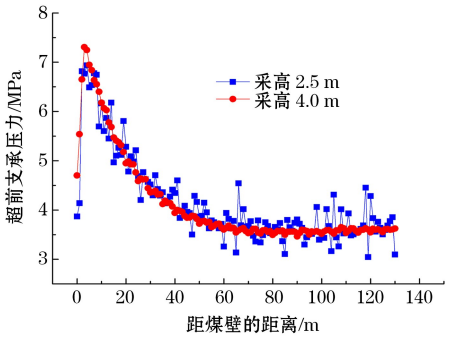


图 12　不同采高下工作面推进 40 m 时煤体超前支承压力分布曲线

Fig.12　Distribution curves of advance support pressure of coal body when the working face advances 40 m under different mining heights

图 13 为不同采高下超前支承压力峰值与工作面推进长度的关系曲线。由图 13 可知，随着工作面推进长度的增加，不同采高的超前支承压力均增加。工作面推进长度从 40 m 增加至 70 m 时，采高 4.0 m 的超前支承压力峰值均大于采高 2.5 m 的超前支承压力峰值。当采高为 2.5 m，工作面长度从 60 m 增加至 70 m 时，超前支承压力峰值剧增，表明此时发生了初次来压，对应的初次来压步距为 70 m。当采高为 4.0 m，工作面长度从 50 m 增加至 60 m 时，超前支承压力峰值剧增，同样表明此时发生了初次来压，对应的初次来压步距为 60 m，该值比采高 2.5 m 的初次来压步距小 10 m。发生初次来压时，采高 2.5 m 的超前支承压力峰值为 11.78 MPa，采高 4.0 m 的超前支承压力峰值为 14.5 MPa，较采高 2.5 m 增加了 23.09%。

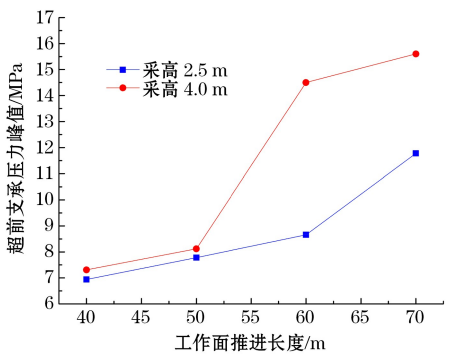


图 13　不同采高下超前支承压力峰值与工作面推进长度的关系曲线

Fig.13　Relationship curves between the peak value of advanced support pressure and working face advance length under different mining heights

3.3　不同初采高度下数值模拟结果对比

(1) 在覆岩位移分布方面。工作面推进长度为 40 m 时，采高 2.5 m 和采高 4.0 m 的覆岩位移最大值基本一样，采高 4.0 m 较采高 2.5 m 增加了 1.15%；工作面推进长度在 50 m 及以上时，采高 2.5 m 和采高 4.0 m 的覆岩位移最大值相差很大，采高 4.0 m 较采高 2.5 m 增加了 10%以上。

(2) 在覆岩塑性区分布方面。工作面推进长度为 40 m 时，采高 2.5 m 和采高 4.0 m 基本顶的塑性区分布基本一样；工作面推进长度在 50 m 及以上时，采高 4.0 m 基本顶的塑性区较采高 2.5 m 明显增加。

(3) 在支承压力分布方面。超前支承压力峰值随着采高的增加而增加，初次来压步距随着采高的增加而减小。发生初次来压时，采高 2.5 m 的超前支承压力峰值为 11.78 MPa；采高 4.0 m 的超前支承压力峰值为 14.5 MPa，较采高 2.5 m 增加了 23.09%。

(4) 结合覆岩位移和塑性区分布可以得出，工作面推进长度为 40 m 时，对直接顶影响很大，对基本顶影响较小；工作面推进长度在 50 m 及以上时，对基本顶影响较大。

综上所述，方案 1 比方案 2 的位移、塑性区和支承压力更小，即采用方案 1 施工时工作面初采更为安全。此外，采用方案 1，在初次来压之前预留 1.5 m 厚的顶煤，该顶煤垮落后将充填采空区，可以有效降低工作面基本顶下沉量和变形量，对于缓解初次来压时的矿山压力具有重要意义。

4　工程应用

根据上述分析结果，51208 综采工作面采用初采高度为 2.5 m、在老顶初次来压后逐渐将采高调整实际煤厚(4.0 m)的方案。工作面自 2023 年 3 月 20 日开始回采，顶板控制能力显著增强。自开采以来，相比于其他初采高度为实际煤厚的工作面，该工作面的推进度平均每月增加 10%，经济效益增加 600 万元。

5　结论

(1) 本文采用裂隙密度函数衡量采高对覆岩强度的劣化，建立了不同采高下覆岩强度劣化的理论模型和数值分析模型。理论分析表明，随着采高的增加，回转角逐渐增大，承载层所负载的岩层厚度逐渐减小，岩层更易发生回转变形失稳。

(2) 工作面推进长度为 40 m 时，采高 4.0 m 的

覆岩位移比采高 2.5 m 增加了 1.15%;采高 2.5 m 和采高 4.0 m 的基本顶的塑性区分布基本一样。工作面推进长度在 50 m 及以上时,采高 4.0 m 的覆岩位移较采高 2.5 m 增加了 10%以上,采高 4.0 m 基本顶的塑性区较采高 2.5 m 明显增加。此外,超前支承压力随着采高的增加而增加,初次来压步距随着采高的增加而减小。

(3) 结合覆岩位移和塑性区分布可以得出,当工作面推进长度为 40 m 时,对直接顶影响很大,对基本顶影响较小;当工作面推进长度为 50 m 及以上时,对基本顶影响较大。根据超前支承压力峰值的变化可知,采高 2.5 m 的初次来压步距为 70 m。

(4) 从理论和数值分析得出,采用初采高度为 2.5 m、在老顶初次来压后逐渐将采高调整为实际煤厚(4.0 m)的方案,工作面初采更为安全。

参考文献(References):

[1] 陈兵,薛晓强,张林川,等.小保当矿大采高工作面煤壁片帮的压杆稳定性分析[J].煤炭工程,2020,52(12):97-101.
CHEN Bing, XUE Xiaoqiang, ZHANG Linchuan, et al. Stability analysis of compression bar for coal wall rib spalling in high cutting working face of Xiaobaodang Mine [J]. Coal Engineering,2020,52(12):97-101.

[2] 韩会军,韩春福,李明忠,等.10 m 超大采高智能化开采关键技术及装备研究[J].中国煤炭,2024,50(7):82-90.
HAN Huijun, HAN Chunfu, LI Mingzhong, et al. Research on key technologies and equipment for intelligent mining with 10 m super large mining height[J]. China Coal, 2024,50(7):82-90.

[3] 范国涛,晁伟,张丁丁,等.深埋大采高综采面采动巷道底鼓机理及控制研究[J].矿业研究与开发,2022,42(5):95-100.
FAN Guotao, CHAO Wei, ZHANG Dingding, et al. Research on floor heave mechanism and control of mining roadway in fully mechanized mining face with deep depth and large mining height[J]. Mining Research and Development, 2022,42(5):95-100.

[4] 何吉清,李猛,安博超,等.大采高工作面覆岩运动与煤壁片帮规律[J].辽宁工程技术大学学报(自然科学版),2024,43(2):135-142.
HE Jiqing, LI Meng, AN Bochao, et al. Overlying strata movement and rib spalling law of large mining height working face [J]. Journal of Liaoning University of Engineering and Technology (Nature Science),2024,43(2): 135-142.

[5] 梅星,孔德中,刘新杰,等.深埋薄基岩大采高工作面矿压规律研究[J].煤矿安全,2014,45(4):21-23+28.
MEI Xing, KONG Dezhong, LIU Xinjie, et al. Study on pressure behavior law at large mining height working face in deep buried thin bedrock coal seam [J]. Safety in Coal Mines,2014,45(4):21-23+28.

[6] 钱鸣高.采场上覆岩层岩体结构模型及其应用[J].中国矿业学院学报,1982(2):6-16.
QIAN Minggao. A structural model of overlying strata in longwall workings and its application[J]. Journal of China University of Mining & Technology,1982(2):6-16.

[7] 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(增刊 1):3-12+197.
MIAO Xiexing, QIAN Minggao. Solid structure and model of voussoir beam of face surrounding rock [J]. Mining Pressure and Roof Management,1995(Suppl.1):3-12+197.

[8] 宋振骐,文志杰,蒋宇静,等.采动力学与岩层控制关键理论及工程应用[J].煤炭学报,2024,49(1):16-35.
SONG Zhenqi, WEN Zhijie, JIANG Yujing, et al. Theory and application of mining mechanics and strata control[J]. Journal of China Coal Society,2024,49(1):16-35.

[9] 卢国志,汤建泉,宋振骐.传递岩梁周期裂断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 Guozhi, TANG Jianquan, SONG Zhenqi. Difference between cyclic fracturing and cyclic weighting interval of transferring rock beams[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering,2010,32(4):538-541.

[10] 弓培林,靳钟铭.大采高采场覆岩结构特征及运动规律研究[J].煤炭学报,2004(1):7-11.
GONG Peilin, JIN Zhongming. Study on the structure characteristics and movement laws of overlying strata with large mining height[J]. Journal of China Coal Society,2004(1):7-11.

[11] 王金安,赵志宏,侯志鹰.浅埋坚硬覆岩下开采地表塌陷机理研究[J].煤炭学报,2007(10):1051-1056.
WANG Jin'an, ZHAO Zhihong, HOU Zhiying. Study on the catastrophic collapse of surface land induced by mining under a shallow and hard strata[J]. Journal of China Coal Society,2007(10):1051-1056.

[12] 刘怀东,刘长友,杨培举,等.向斜构造区特厚煤层开采覆岩结构稳定性及突水压架机理[J].煤炭学报,2024,49(9): 3745-3758.
LIU Huaidong, LIU Changyou, YANG Peiju, et al. Structural stability of overlying rock and mechanism of water inrush and support crushing in extra-thick coal seam mining within syncline structural area[J]. Journal of China Coal Society,2024,49(9):3745-3758.

[13] 马祥,白贤栖,曹安业,等.基于微震分布特征的覆岩结构演化规律研究[J].煤矿安全,2023,54(12):80-87.
MA Xiang, BAI Xianqi, CAO Anye, et al. Study on evolution law of overburden structure based on microseismic distribution characteristics[J]. Safety in Coal Mines,2023, 54(12):80-87.

[14] 刘洪涛,韩洲,韩子俊,等.深埋煤层覆岩结构与支架工作阻力研究[J].煤矿安全,2023,54(7):171-177.
LIU Hongtao, HAN Zhou, HAN Zijun, et al. Study on overburden structure and working resistance of supports in deep buried coal seam[J]. Safety in Coal Mines,2023,54 (7):171-177.

[15] 黄庆享，高翔宇，贺雁鹏，等.浅埋近距离煤层工作面过末采煤柱覆岩结构及动载传递规律研究[J].采矿与安全工程学报，2023，40(3)：517-524.
HUANG Qingxiang，GAO Xiangyu，HE Yanpeng，et al. Research on strata structure and dynamic load transfer of under coal pillars of last mining section in shallow and close coal seams[J]. Journal of Mining and Safety Engineering，2023，40(3)：517-524.

[16] 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.

[17] 吴锋锋，岳鑫，刘长友，等.急倾斜特厚煤层开采覆岩结构演化特征及支架工作阻力计算[J].采矿与安全工程学报，2022，39(3)：499-506.
WU Fengfeng，YUE Xin，LIU Changyou，et al. Movement law of overburden in steep inclined ultra thick seam and calculation of support working resistance[J]. Journal of Mining and Safety Engineering，2022，39(3)：499-506.

[18] 伊永杰，王捞捞，朱卫兵.超大采高综采面覆岩结构对矿压显现的影响研究[J].煤炭科学技术，2022，50(增刊1)：42-47.
YI Yongjie，WANG Laolao，ZHU Weibing. Study on influence of overburden structure on groud pressure behavior of fully mechanized face with super-large mining height[J]. Coal Science and Technology，2022，50(Suppl.1)：42-47.

[19] 李树刚，李志梁，林海飞，等.采高对采动裂隙演化规律的影响研究[J].矿业安全与环保，2015，42(5)：25-28.
LI Shugang，LI Zhiliang，LIN Haifei，et al. Research on influence of mining height on mining fissure evolution[J]. Mining Safety & Environmental Protection，2015，42(5)：25-28.

[20] BUDIANSKY B，O'CONNELL R J. Elastic moduli of a cracked solid[J]. International Journal of Solids and Structures，1976，12(2)：81-97.

[21] 杨军，王树仁.岩石爆破分形损伤模型研究[J].爆炸与冲击，1996(1)：5-10.
YANG Jun，WANG Shuren. Study on fractal damage model of rock fragmentation by blasting[J]. Explosion and Shock Waves，1996(1)：5-10.

[22] 赖勇，张永兴.岩体微裂纹密度确定方法及应用[J].土木建筑与环境工程，2009，31(2)：51-56.
LAI Yong，ZHANG Yongxing. Methods of rock crack density determination and their application[J]. Journal of Civil and Environmental Engineering，2009，31(2)：51-56.

[23] 李春元，张勇，左建平，等.深部开采砌体梁失稳扰动底板破坏力学行为及分区特征[J].煤炭学报，2019，44(5)：1508-1520.
LI Chunyuan，ZHANG Yong，ZUO Jianping，et al. Floor failure mechanical behavior and partition characteristics under the disturbance of voussoir beam instability in deep coal mining[J]. Journal of China Coal Society，2019，44(5)：1508-1520.

[24] 刘万荣，马海峰，彭超.浅埋薄基岩煤层合理采高的选择[J].煤矿安全，2014，45(5)：194-196+200.
LIU Wanrong，MA Haifeng，PENG Chao. Selection of rational mining height in shallow coal seam with thin bedrock[J]. Safety in Coal Mines，2014，45(5)：194-196+200.