

弓昊,李铮,胡皓宇. 基于赵固二矿煤岩损伤程度范围确定及渗透率演化规律研究[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2023, 5(1): 013023.

GONG Hao, LI Zheng, HU Haoyu. Determination of the damage degree of coal rocks and study on the evolution law of permeability based on Zhaogu No. 2 Coal Mine[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering, 2023, 5(1): 013023.

基于赵固二矿煤岩损伤程度范围确定及 渗透率演化规律研究

弓昊¹, 李铮², 胡皓宇²

(1. 中南大学 资源与安全工程学院, 湖南 长沙 410083; 2. 中国矿业大学(北京) 能源与矿业学院, 北京 100083)

摘要:我国东部矿区深埋薄基岩厚煤层的开采面临着许多技术难题。受工作面开挖卸荷效应的影响,覆岩将发生大变形非连续破坏,而上覆岩层的非线性破坏是导致厚冲积层中水沙涌入工作面的根本原因。为了确定煤层及覆岩的损伤程度范围以及渗透率的演化规律,采用现场实测与数值模拟手段,以超声波波速的分布规律定量表征煤壁的损伤程度范围,以覆岩塑性区的高度和体积表征覆岩的损伤程度范围,并对FLAC^{3D}的渗流模式进行二次开发,分析工作面推进过程中覆岩及采空区渗透率的演化规律。研究表明:煤壁的损伤范围与超前支承压力峰值范围一致,6~7 m;覆岩塑性区的高度以及损伤程度随着工作面推进距离的增大而增大,当工作面推进至130 m时,覆岩达到充分采动,塑性区形状呈“马鞍”形分布;隔水层未破坏前岩体的渗透率与垂直应力呈负指数分布,隔水层破坏后高渗透率区域呈明显的分区现象,采空区岩体的渗透率随着冒落矸石的逐渐压实而降低。通过覆岩高渗透率范围的分布确定水沙渗流的主要区域,为赵固二矿14030工作面顶板突水溃沙的防治提供理论依据。

关键词:深埋薄基岩;超声波波速;覆岩塑性区;渗透率;隔水层

中图分类号:TD325

文献标志码:A

文章编号:2096-7187(2023)01-3023-14

Determination of the damage degree of coal rocks and study on the evolution law of permeability based on Zhaogu No. 2 Coal Mine

GONG Hao¹, LI Zheng², HU Haoyu²

(1. School of Resources and Safety Engineering, Central South University, Changsha 410083, China; 2. School of Energy and Mining Engineering, China University of Mining and Technology (Beijing), Beijing 100083, China)

Abstract: There are many technical problems with the mining of deep thick coal seams with thin bedrock in the mining areas in eastern China. Due to the influence of the excavation unloading effect of the working face, which is bound to cause large deformation and discontinuous failure of the overburden, the nonlinear failure of the overburden is the fundamental reason for the influx of water and sand into the working face in the thick alluvium. In order to determine the damage degree range of coal seam and overburden and the evolution law of permeability, this paper

收稿日期:2022-06-14

修回日期:2022-07-26

责任编辑:施红霞

作者简介:弓昊(1997—),男,山西吕梁人,博士研究生,主要从事岩土工程、矿山压力与岩层控制等方面的研究工作。E-mail: GongHao13044486112@163.com

通信作者:李铮(1998—),男,河北武安人,硕士研究生,主要从事矿山压力与岩层控制等方面的研究工作。E-mail: lizheng_98@163.com

adopts the means of field measurement and numerical simulation to quantitatively characterize the damage zone of the coal wall from the distribution law of ultrasonic wave velocity and that of the overburden from the height and volume of overburden plastic zone. A seepage mode of FLAC^{3D} was developed, which analyzed the evolution law of permeability of overburden and goaf during retreating the longwall panel. The results show that the damage zone of the coal wall is consistent with area of the peak front abutment pressure, about 6 ~ 7 m. The height and damage degree of the plastic zone of the overburden increase with advancing distance of the working face. When the working face advances to 130 m, the overburden reaches full mining, and the plastic zone is distributed in a saddle shape. The permeability and vertical stress of the rock mass before the failure of the impermeable layer show a negative exponential distribution. After the failure of the impermeable layer, the high permeability area shows an obvious zoning phenomenon. The permeability of the rock mass in the goaf decreases with the gradual compaction of the caved roof. The main area of water and sand seepage is determined by the distribution of a high permeability range of overburden, which provides a theoretical basis for the prevention and control of water inrush and sand burst in the roof of 14030 working face of Zhaogu No. 2 Coal Mine.

Key words: deep buried thin bedrock; ultrasonic wave velocity; plastic zone of overburden; permeability; impermeable layer

我国煤炭资源开采现面临着西部特厚煤层与急倾斜煤层开采和东部深部煤层开采两大技术难题。我国东部矿区煤炭的赋存主要是以巨鹿煤田和焦作煤田为代表的深埋薄基岩厚煤层,此类煤田储量较大且煤质较好,为了安全高效开采此类煤炭资源,我国学者针对东部深部矿井开采存在的关键科学问题开展了大量研究。

谢和平^[1-3]等认为深部矿井岩体为典型的“三高”赋存环境,此时岩体的力学行为由线性向非线性转变,高能级、大体量的工程灾害难以预测和有效控制,根据深部矿井的初始地应力大小以及采动应力状态定义了亚临界深度、临界深度和超临界深度,给出了矿井是否进入深部开采的量化指标;王家臣^[4]等基于相似模拟试验分析了厚冲击层与薄基岩中采动裂隙的扩展路径以及顶板动载冲击效应产生机制,并探究了动载冲击力的确定方法;王兆会^[5-6]等发现了千米深井超长工作面支撑压力沿工作面长度方向呈“两端大、中部小”的分布特征,且基岩存在明显的分区破断现象,并基于采动应力旋转轨迹提出了千米深井超长工作面围岩分区控制思想;文献[7-8]通过室内试验的手段分析了原煤中超声波的全程动态演化特征,并构建了超声波波速的预测模型,将其应用于综放开采顶煤冒放性预测中;杨胜利^[9]等针对深部矿井分析了工作面高强度开采条件下煤岩变形破坏和围岩应变能分布特征,并揭示了采场煤岩动力灾变发生机制;张

村^[10-11]等开展了卸压开采地面钻井抽采的数值模拟研究,并结合现场实际地质条件,分析了卸压抽采过程中围岩渗透率的演化规律以及西部深井覆岩导水裂隙带的动态演化过程;何祥^[12]等基于损伤力学构建采动岩体损伤的本构模型,并定义了覆岩损伤度指标来定量表征开采扰动覆岩三维空间损伤程度;张农^[13]等对泥岩进行渗透特性试验研究,得出了泥岩渗透率随荷载破坏的变化规律,结合渗流特征提出泥岩巷道防治渗流灾害的注浆稳定技术;王培涛^[14]等对节理岩体进行渗透率张量特征分析,定义了渗流定向性系数,认为节理的分布特征对岩体渗透性有显著影响;车富强^[15]等利用现场测试对裂隙岩体渗透张量进行修正,并对坝区进行三维渗流分析,验证了工程背景防渗措施的可行性;许兴亮^[16]等通过室内试验分析了工作面前方支撑压力对岩体渗透性的影响,并根据裂隙演化特征对工作面前方区域进行分区,认为卸压剪切裂隙发育区的岩体有着较强的渗透率;杨天鸿^[17-18]等对矿井岩体突水机理和非线性渗流模型进行初探,建立了突水流体流动数值模型,认为陷落柱及导水破碎带是巷道突水的主要通道,破碎岩体渗流具有突水通道的应力扰动特性;师文豪^[19]等建立了非达西流耦合模型,利用有限元模拟突水瞬态流动过程,认为导水通道中高速水流的惯性作用是形成突水的主要原因;马克^[20]等考虑了裂隙几何特征和围压对岩体渗透率的影响,通过建立裂隙网络模型总结裂隙密

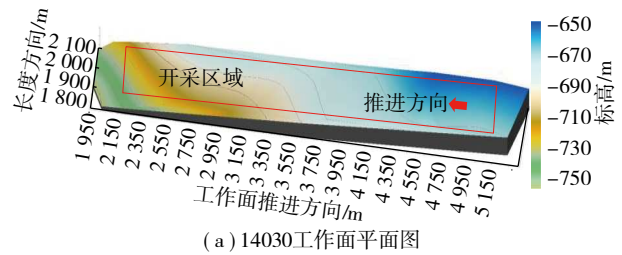
度、倾角、迹长及围压对渗透值的影响规律;屠世浩^[21]等研究了保护层开采过程中采空区渗透率的演化规律、分布特征以及对被保护层的卸压增透效果,并结合达西定律给出了采空区等效渗透率的计算模型;张礼^[22]等通过相似模拟试验确定了采动覆岩裂隙场的形态特征,构建了“采动裂隙环形体”三维模型及其边界判别方法,并结合水力学中裂隙岩体渗透率的求解方法构建了裂隙场渗透率计算模型;陆卫东^[23]等通过结合煤岩体渗透率的计算模型,建立了“面应变-孔隙率-渗透率”的描述煤岩体渗透率变化的表征模型。

笔者以赵固二矿14030工作面为工程背景,开展现场实测与数值模拟试验,通过煤壁前方超前支承压力的分布规律以及工作面顶板钻孔窥视岩体的破坏情况,验证数值模型的可靠性;以超声波波速与覆岩塑性区的分布情况确定煤岩损伤程度的范围,对FLAC^{3D}的渗流模式进行二次开发,分析工作面推进过程中覆岩及采空区渗透率的演化规律。

1 工程背景

赵固二矿14030工作面属于深埋薄基岩厚煤层工作面,工作面倾向长度约200 m,走向长度约2 100 m。14030工作面属于大采高工作面,开采扰动大,主要开采二₁煤,煤层厚度为3.9~6.5 m,平均开采厚度约6 m,煤层结构较为简单,煤层倾角4°~6°,属近水平厚煤层。煤层上覆0.3~0.6 m的泥岩伪顶,颜色为灰黑色,内含少量的炭质,且具有较多的水平层理。直接顶为3.3~6.7 m的灰黑色砂质泥岩,岩性结构致密,存在水平层理,裂隙发育程度较高,结构不稳定,可随采随冒。基岩由6.2~13.5 m的浅灰色粗颗粒大占砂岩和6.8~11.6 m的深灰色砂质泥岩以及5.4~8.0 m的粗砂岩混合组成。工作面上覆薄基岩的总体厚度约为25~50 m,岩体的节理裂隙之间通过泥硅质物质进行胶结,裂隙发育程度较低,渗透性较低,故薄基岩同时起到了隔水层的作用。薄基岩上覆岩层为550~600 m的厚冲积层,且厚冲积层之间赋存水沙,随着煤层开采扰动的影响,薄基岩破断后易引发顶板突水溃沙事故。

赵固二矿14030工作面平面布置及顶底板岩层柱状如图1所示。



(a) 14030工作面平面图

柱状	岩性	厚度/m
	厚冲积层	550~600
	隔水层	1.0~1.5
	粗砂岩	3.7~4.0
	砂质泥岩	4.0~6.0
	粗砂岩	1.7~4.0
	砂质泥岩	2.8~5.6
	大占砂岩	6.2~13.5
	砂质泥岩	3.3~6.7
	泥岩	0.3~0.6
	二 ₁ 煤	3.9~6.5
	粗砂岩	5.0~14.1

(b) 顶底板岩层柱状图

图1 工作面平面图与顶底板柱状图

Fig. 1 Plane map of working face and bar graph of roof and floor

2 现场实测

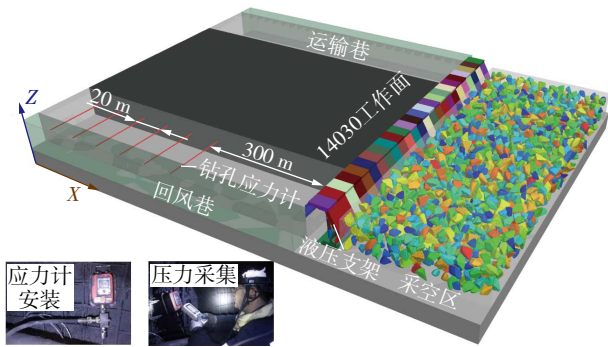
2.1 工作面超前支承压力实测结果分析

为了分析赵固二矿14030工作面采动应力的分布特征,在回风巷超前工作面约300 m处安装6台钻孔应力计,安装应力为5 MPa,安装深度为15 m,间隔为20 m,持续监测14030工作面回风巷临空侧的超前支承压力。钻孔应力计安装及超前支承压力监测结果如图2所示。由图2可知,当钻孔应力计距工作面较近时,测得的超前支承压力较小,为煤体破坏后的残余强度;当钻孔应力计超前工作面6~7 m时,超前支承压力达到峰值9.15 MPa,此时煤体处于极限平衡状态;随着钻孔应力计远离工作面,超前支承压力开始降低,当钻孔应力计超前工作面约145 m后,超前支承压力在3.7~4.1 MPa范围内波动,表明此时煤体处于原岩应力状态。因此,实测超前支承压力的影响范围约145 m,超前支承压力的应力集中系数为2.23。

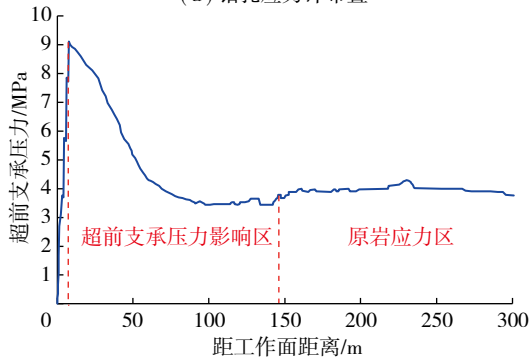
2.2 工作面顶板钻孔窥视结果分析

为了分析14030工作面顶板裂隙的发育特征,采用架柱式回转钻机在工作面端头的100号支架与中部的51号支架间钻取直径32 mm、孔深10 m的窥视钻孔,采用YTJ20型岩层探测记录仪对工作面顶

板进行钻孔窥视,如图3所示。



(a) 钻孔应力计布置



(b) 超前支承压力实测结果

图2 钻孔应力计布置及工作面超前支承压力监测结果
Fig. 2 On-site measurement of front abutment pressure of working face



(a) 设备装置



(b) 布置钻孔

(c) 现场窥视

图3 YTJ20型岩层探测记录仪及现场窥视工作图
Fig. 3 YTJ20 rock stratum detection recorder and field peeping working diagram

工作面顶板钻孔窥视结果如图4所示。

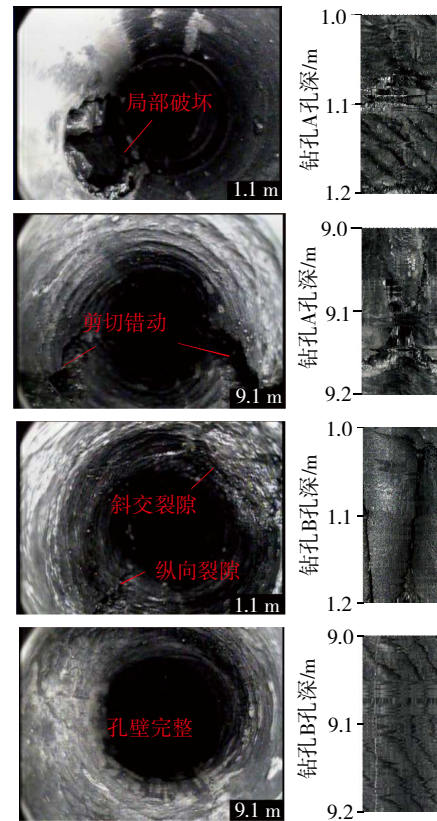
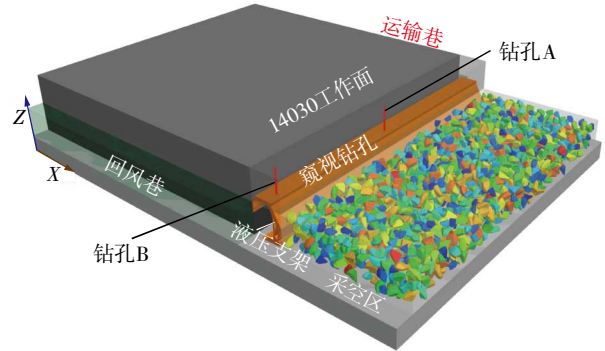


图4 工作面顶板钻孔窥视结果

Fig. 4 Results of roof drilling peep in working face

由图4可知,在垂直方向不同高度处的岩体破坏程度存在较大差异,工作面中部顶板低位岩体窥视孔壁出现大量的随机裂隙并存在局部破碎的现象,说明该位置容易造成顶板离层、窥视孔塌孔等现象;工作面中部顶板高位岩体窥视孔壁出现明显的剪切错动裂隙,破坏裂隙的形状呈显著的“X”型,表明此位置的岩体发生共轭剪切破坏;工作面端部顶板低位岩体窥视孔壁出现多处平行于最大主应力方向的纵向裂隙,表明此位置的岩体发生劈裂拉伸破坏;工作面端部顶板高位岩体窥视孔壁整体完整性较好,无明显宏观裂隙产生。故表明工作面顶板低位岩体裂隙发育较为充分,高位岩体裂隙

发育不充分;工作面中部岩体在同一水平位置处相较于工作面端部岩体破碎程度较高,且工作面中部岩体以剪切破坏为主;工作面端部岩体以拉伸破坏为主,表明此时工作面中部的支承压力大于工作面端部的支承压力。

3 数值模型可靠性验证

3.1 数值模型的建立

为了分析深埋薄基岩厚煤层开采工作面采动应力分布特征以及覆岩渗透率的演化规律,结合图1(b)顶底板岩层柱状图构建对应的数值模型,如图5所示。

数值模型尺寸为300 m(长) \times 300 m(宽) \times 160 m(高),工作面倾向长度为200 m,走向长度为200 m,四周留设50 m的边界煤柱,煤层开采厚度为6 m,采用分步开挖的方式开采工作面,开挖步距为5 m。数值模型的四周以及底部为固定位移边界,上部为应力边界条件,施加12.5 MPa的压应力,用于模拟未建立岩层的上覆载荷。最大、中间、最小主应力分别平行于Z, Y, X轴,侧压系数为0.8和0.5。

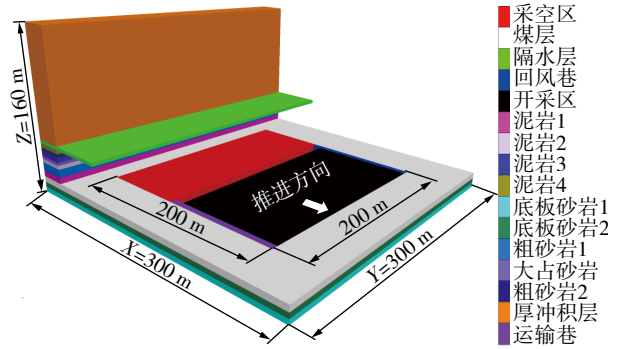


图5 数值模型

Fig. 5 Establishment of numerical model

煤岩体的单元体赋予应变软化模型,厚冲积层的单元体赋予莫尔-库仑模型,开挖后的采空区矸石充填体赋予双屈服模型。为了得到赵固二矿煤岩体的力学参数,通过单轴压缩试验、巴西劈裂试验以及直剪试验得出煤岩体的抗压强度、抗拉强度、抗剪强度、黏聚力以及内摩擦角等参数,通过分析全应力-应变曲线得出煤岩体的泊松比、弹性模量、软化参数等,采用Hoek-Brown强度准则对不同层位煤岩体的力学参数进行修正^[24],最终的煤岩体力学参数见表1。

表1 煤岩体力学参数

Table 1 Mechanical parameters of coal and rock mass

岩体名称	密度/($\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$)	抗拉强度/MPa	黏聚力/MPa	内摩擦角/($^{\circ}$)	弹性模量/GPa	泊松比	软化系数		
							m	n	k
煤体	1 280	0.15	1.25	30.0	2.83	0.16	0.003 5	0.40	270
泥岩	2 311	0.58	2.40	32.0	14.69	0.25	0.002 0	0.56	320
砂岩	2 372	2.01	4.90	38.0	21.22	0.25	0.001 0	0.70	750
厚冲积层	1 580	0	0.80	36.5	0.57	0.10			

采用试错法对双屈服模型参数进行改进,直至采空区的应力-应变曲线与Salamon模型预测结果一

致^[25],最终确定采空区冒落矸石的力学参数见表2。

表2 采空区冒落矸石双屈服模型参数

Table 2 Parameters of double yield model for caving gangue in goaf

参数	密度/($\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$)	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	抗拉强度/MPa	黏聚力/MPa	内摩擦角/($^{\circ}$)	盖帽参数		
							a /MPa	b	c /MPa
取值	2 000	1.2	0.6	0	0	30	60	15	20

3.2 工作面超前支承压力分布规律

为了分析赵固二矿14030工作面采动应力的分布规律,分别沿工作面推进方向的中部位置以及工作面长度方向超前工作面7, 14 m的位置布置3条应力测线,如图6所示。

工作面推进方向采动应力分布特征如图7所示。由图7可知,在14030工作面开采初期,煤壁前

方的超前支承压力数值与范围较小,最大主应力超前工作面7 m,应力峰值为18.37 MPa,应力集中系数为1.15;最小主应力超前工作面14 m,应力峰值为8.18 MPa,应力集中系数为1.03;采空区中最大、最小主应力均为0,表明此时采空区的矸石主要来源于随采随冒的直接顶砂质泥岩。随着14030工作面的继续推进,煤壁前方的超前支承压力呈振荡式增

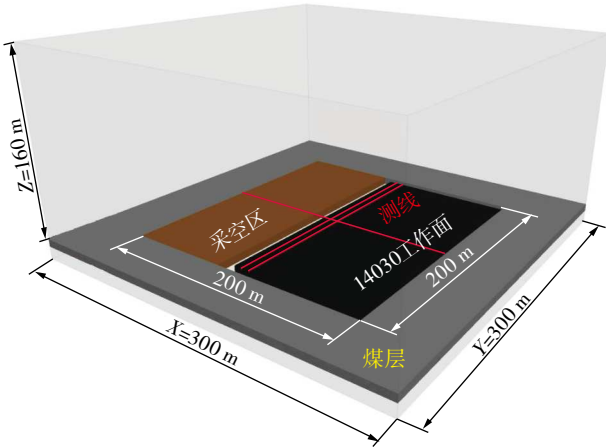
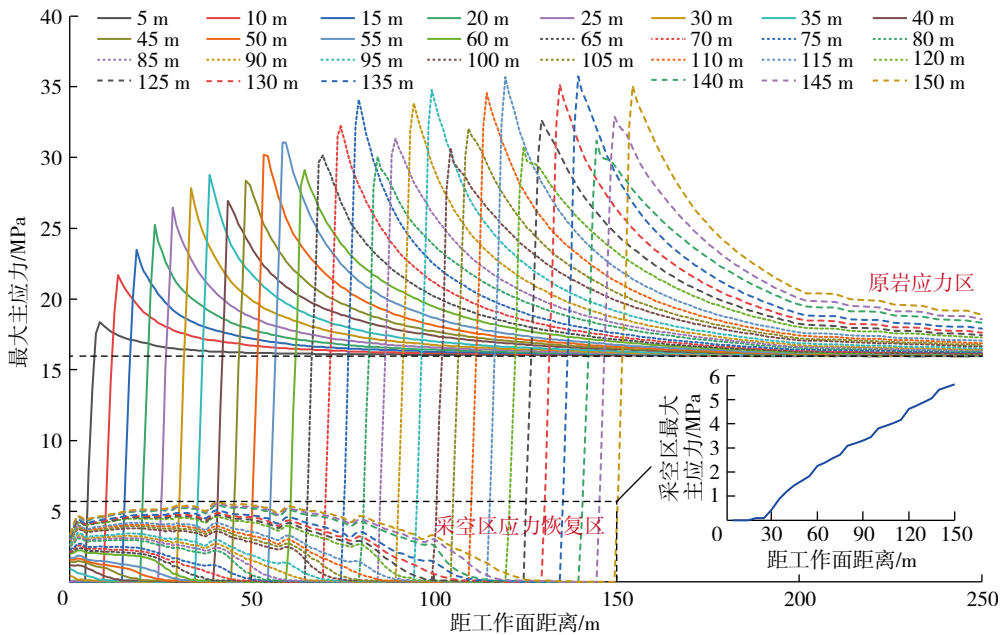


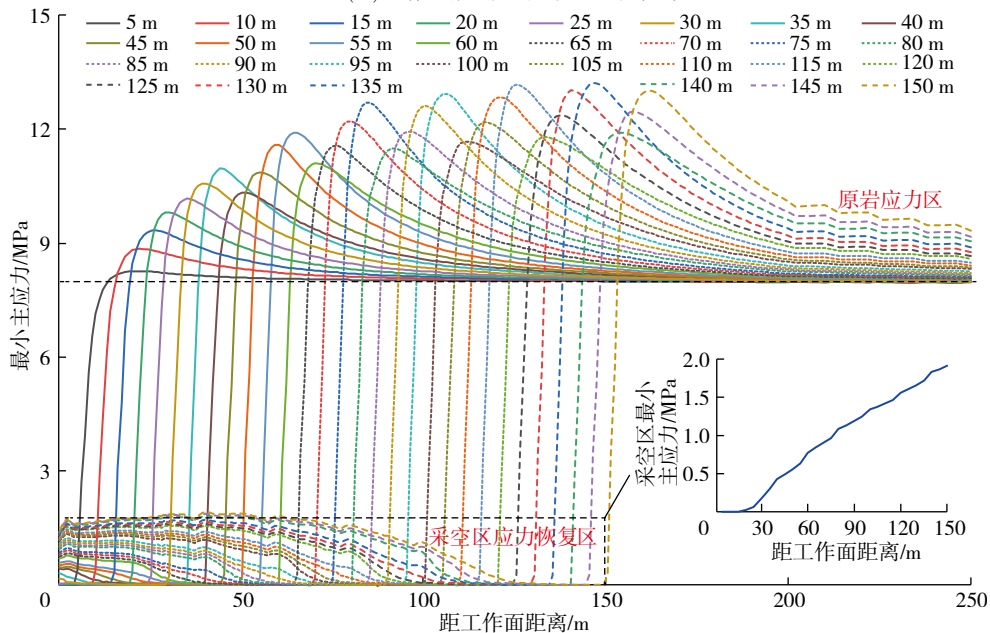
图6 工作面测线布置

Fig. 6 Survey line layout of working face

长,超前影响范围逐渐增大,最大、最小主应力的集中系数在工作面推进至40, 60, 80, 100, 120, 140 m 时出现降低现象,表明此时基本顶发生破断引发弹性回弹现象,煤壁前方的超前支承压力得以释放,数值明显降低,得出工作面的初次破断距约为 40 m,周期破断距约为20 m;采空区的冒落矸石在自重应力以及覆岩运动的作用下逐渐压实,最大、最小主应力的数值逐渐增大,采空区的应力逐渐恢复,上覆岩层的载荷开始向采空区转移,逐渐减轻煤壁前方的支承压力。当14030工作面推进至150 m 处时,煤壁前方最大主应力峰值达35.07 MPa,应力集中系数为2.20;最小主应力峰值达13.01 MPa,应



(a) 工作面推进方向最大主应力分布



(b) 工作面推进方向最小主应力分布

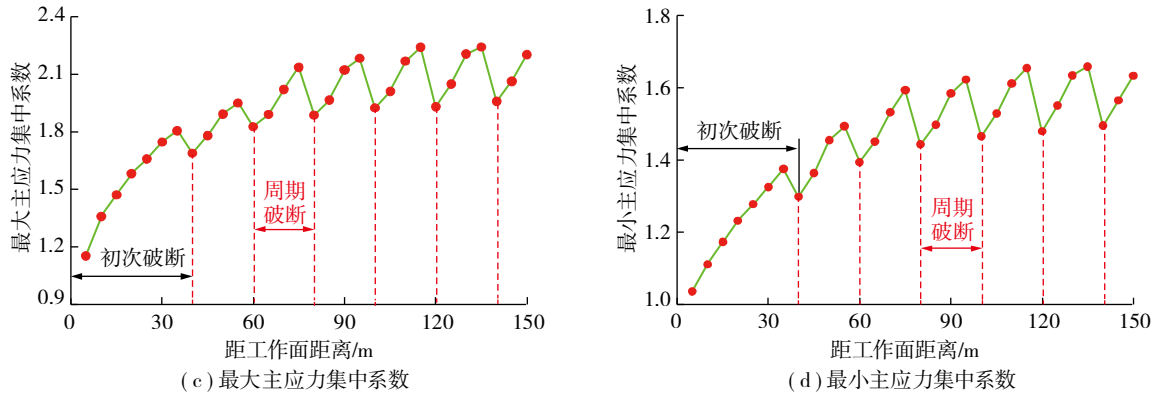
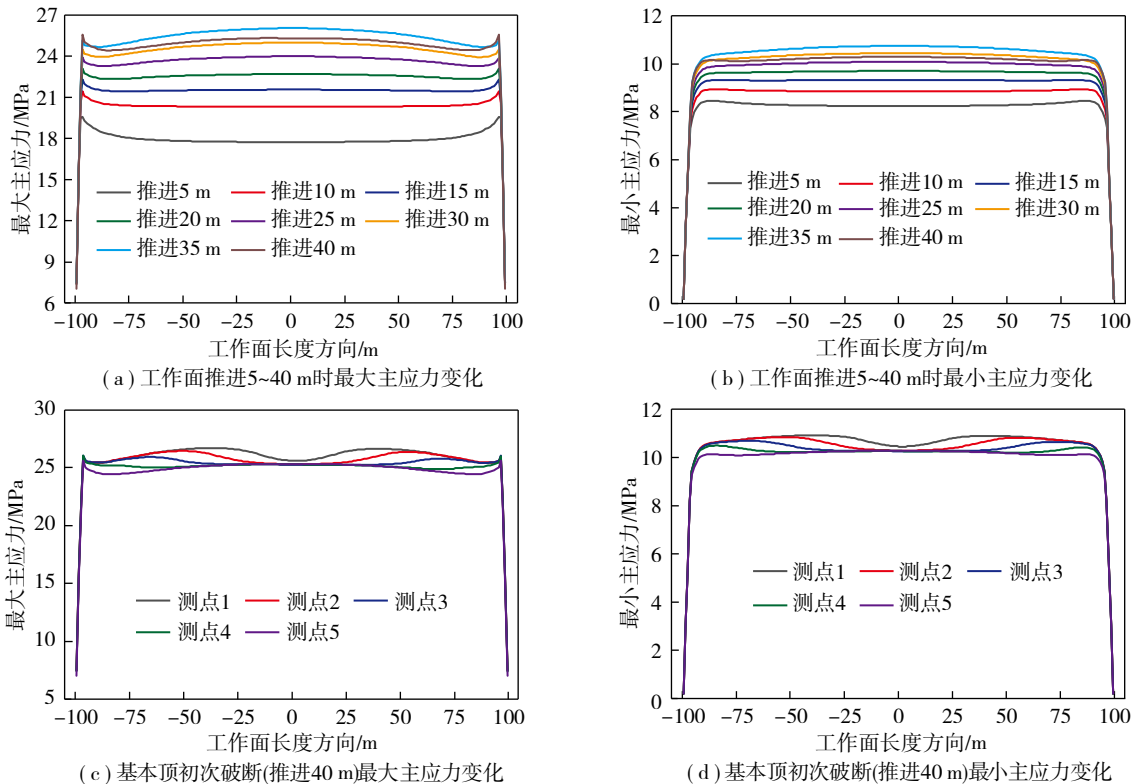


图7 工作面推进方向采动应力分布特征

Fig. 7 Distribution characteristics of mining stress in advancing direction of working face

力集中系数为1.63,此时超前支承压力的峰值远远大于煤体的抗压强度,煤壁容易出现片帮现象,工作面围岩控制较为困难,且最大主应力的集中程度明显高于最小主应力,表明煤层的开采扰动主要影响工作面的最大主应力变化;采空区的最大主应力恢复至5.64 MPa,约为初始地应力的35%,最小主应力恢复至1.91 MPa,约为初始地应力的24%,表明采空区最大主应力的恢复速度比最小主应力的大。对比图2(b)超前支承压力的实测结果可知,由于钻孔应力计的安装应力远低于初始地应力,导致实测结果的支承压力小于数值模拟结果,但超前支承压力的变化趋势与数值模拟结果保持一致,证明了数值模拟结果的可靠性。

工作面长度方向采动应力分布特征如图8所示,由于工作面前方最大、最小主应力分别超前煤壁7 m和14 m,故分别在相应位置处提取工作面长度方向的最大、最小主应力。由图8可知,在14030工作面开采初期,工作面端头与中部位置最小主应力变化相似,工作面端头的最大主应力值高于工作面中部,应力曲线呈明显的双峰形态,表明此时运输巷与回风巷的掘进效应对采动应力的影响要高于工作面的开采效应对采动应力的影响;随着14030工作面继续推进,最大、最小主应力开始呈振荡式增长,工作面中部采动应力的增长速度明显高于工作面端头,最大主应力分布曲线呈中部高于两端的三峰形态,说明此时工作面中部岩体的破碎程度高



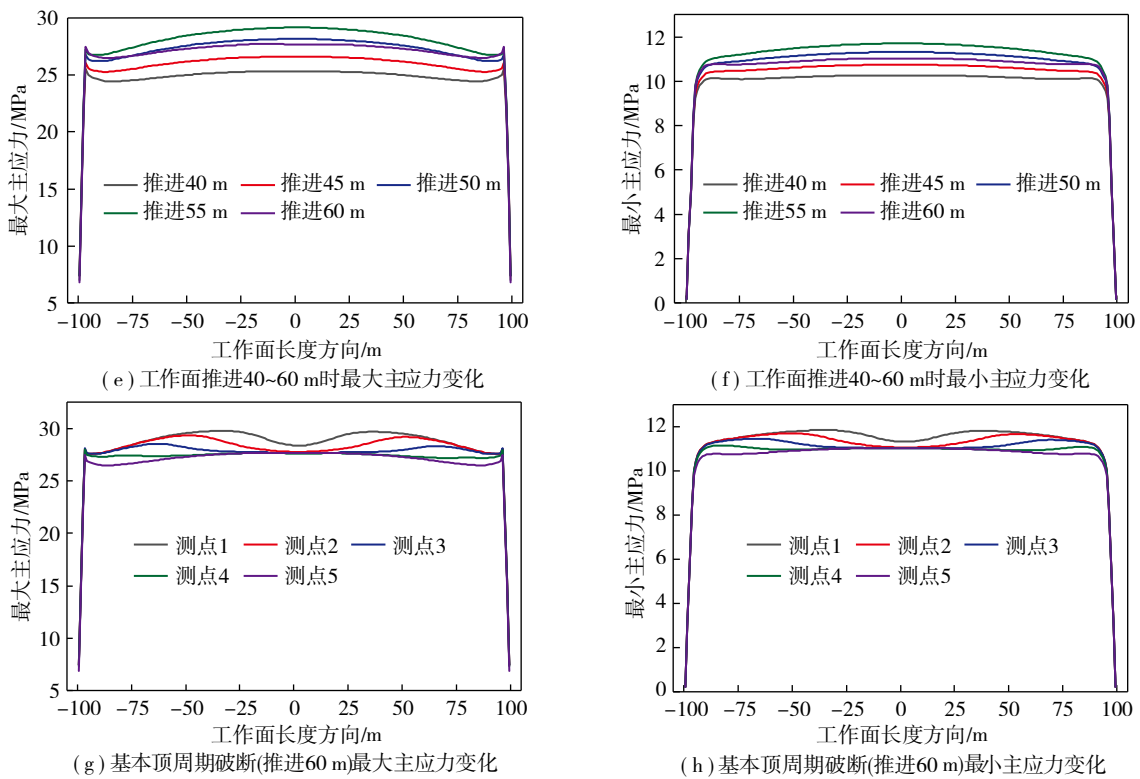


图8 工作面长度方向采动应力分布特征

Fig. 8 Distribution characteristics of mining stress in length direction of working face

于工作面端头岩体的破碎程度,这与现场顶板窥视结论一致,再次证明了数值模拟结果的可靠性,此时工作面的开采效应对采动应力的影响逐渐占据主导地位;当工作面推进至40~60 m时,基本顶发生初次破断与首次周期破断,工作面长度方向上的最大、最小主应力出现明显降低现象,结合图8(c)~(d)、(g)~(h),表明采动应力降低的趋势是由工作面中部向两端开始延伸,表明基本顶的破断位置始于工作面中部,随后向工作面端部进行扩展,呈显著的分区破断现象。

14030工作面推进130 m时的采动应力空间分布特征如图9所示。由图9可知,由于开挖卸荷效应的影响,采空区的采动应力明显降低,工作面后方的C区支撑压力值降低至0,称为采动应力完全卸压区,其范围滞后工作面的距离约为15 m;工作面后方的D区矸石在自重应力及覆岩运动的作用下逐渐压实,此时采空区的支撑压力开始恢复,称为采动应力恢复区域;滞后工作面距离较小的E区,由于对应采空区中的采动应力完全卸压区,因此覆岩载荷全部传递至E区实体煤,造成E区应力集中程度增大;随着滞后工作面距离的增加,采空区出现应力恢复现象,开始承担一部分覆岩载荷,部分覆岩载

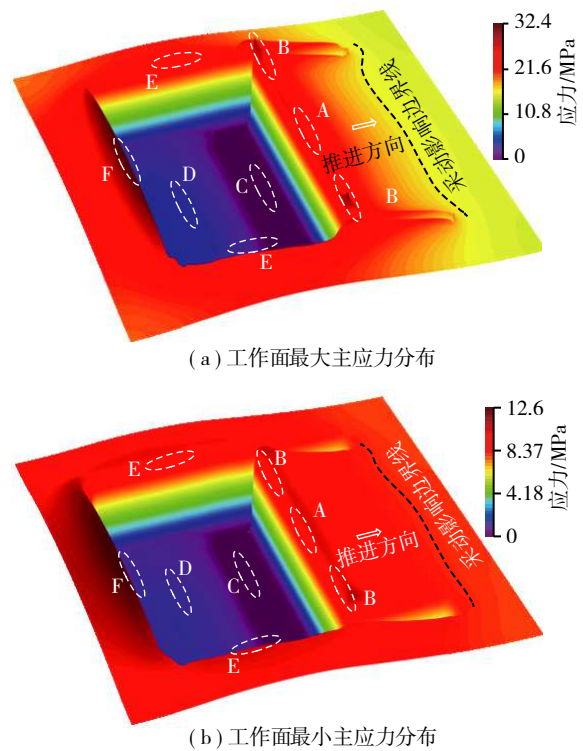


图9 工作面采动应力空间分布特征

Fig. 9 Characteristic map of the spatial distribution of working surface adopting stress

荷开始传递至F区实体煤,导致F区支撑压力的集中程度增大;由于采空区的卸压效应,采空区上方覆

岩载荷开始向工作面前方的实体煤转移,导致煤壁出现明显的应力集中现象,A区和B区受到工作面开采效应与双巷掘进效应的双重影响,支撑压力的集中程度明显升高,最大、最小主应力沿工作面长度方向呈显著的三峰形态。将采动影响后支撑压力大小达到初始原岩应力的1.05倍位置视为超前采动影响边界线,最大主应力的影响范围超前工作面约130 m,最小主应力的影响范围超前工作面约150 m,表明最小主应力的超前影响范围明显高于最大主应力。实测的超前支撑压力影响范围与数值模拟结果相差较小,证明了数值模型的可靠性。

3.3 基本顶应变能密度分布规律

通过提取基本顶岩体中的应变能来反映岩体破断过程中的能量释放,从而定量地得出基本顶的破断距。式(1)表明:岩体的应变能是由初始地应力产生的体积改变能以及偏应力产生的形状改变能组成的,而岩体的破坏实质为内部存储的应变能快速释放的过程,故应变能密度集中区域即为岩体的破断位置^[26]。

$$W = \frac{I_1^2}{18K} + \frac{J_2}{2G} \quad (1)$$

式中, I_1 为应力第一不变量,MPa; J_2 为偏应力第二不变量,MPa; K , G 分别为岩体的体积模量与剪切模量,MPa。

提取工作面推进不同距离下基本顶岩体中的应变能密度分布,如图10所示。由图10可知,当工作面由35,55 m分别推进至40,60 m时,基本顶岩体中的应变能密度出现明显的快速释放现象,表明此时基本顶发生初次破断和首次周期破断,应变能密度由破断前的38,39 kJ/m³分别迅速降低至36,35 kJ/m³,应变能密度集中区域随着基本顶的破断开始扩散转移并重新积聚,定量地得出了14030工作面初次和周期破断距分别为40,20 m,这与现场支架工作阻力分布特征得出的初次和周期破断距为42 m与17 m相近,再次证明了数值模型的可靠性。

4 煤岩损伤程度范围确定及覆岩渗透率演化规律

4.1 煤岩损伤程度范围确定

由于赵固二矿14030工作面属于深埋薄基岩厚煤层开采条件,薄基岩上覆的厚冲积层胶结程度较低,当薄基岩发生破断后,冲积层中的沙土在水的

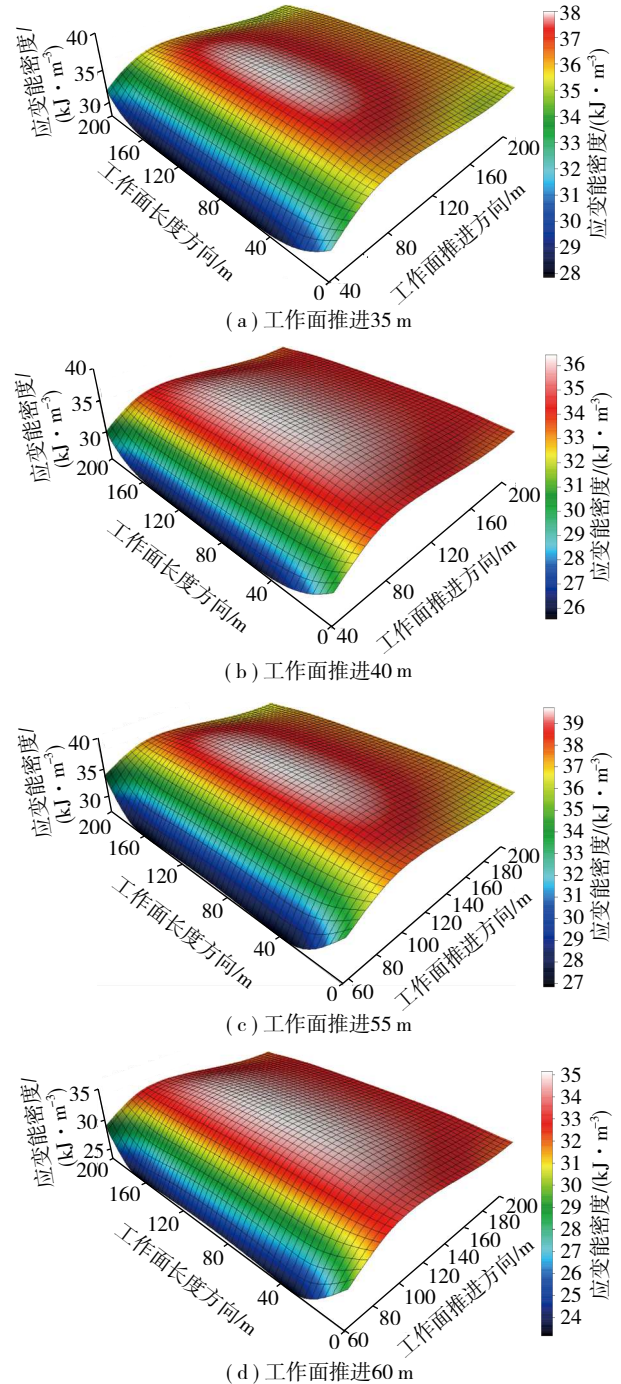


图10 推进不同距离下基本顶岩体中应变能密度分布
Fig. 10 Distribution of strain energy density in main roof under different advancing distances

作用下以散体的形式大范围地进行渗流,覆岩破碎岩体间的裂缝成为突水溃沙的主要通道,而水沙的流动路径主要从覆岩的塑性区域出发经过采空区或煤壁前方的破碎煤体进入工作面,故分析覆岩塑性区域的高度变化以及煤壁前方的煤体破碎范围对于水沙渗流范围的确定起到重要作用。

为了确定煤壁前方煤体的破碎范围,笔者通过提取数值模型中煤层的超声波波速来反映煤体变

形破坏的过程。当煤体的受力载荷小于屈服强度时,煤体产生的应变为可恢复的弹性应变 ε^e ,当受力载荷超过屈服强度时,煤体开始产生不可恢复的塑性应变 ε^p ,故煤体在变形破坏的过程中的总应变值^[26]为

$$\Delta\varepsilon = \Delta\varepsilon^e + \Delta\varepsilon^p \quad (2)$$

而煤体的破坏范围随着累计塑性应变 ε^{ps} (Accumulated plastic strain)的增大而增大,由弹塑性力学理论可以得出累计塑性应变与轴向塑性应变的表达式^[25]为

$$\Delta\varepsilon^{ps} = \sqrt{\frac{(\Delta\varepsilon_1^{ps} - \Delta\varepsilon_3^{ps})^2}{2} + \frac{(\Delta\varepsilon_2^{ps} - \Delta\varepsilon_3^{ps})^2}{2} + \frac{(\Delta\varepsilon_3^{ps})^2}{2}} \quad (3)$$

$$\varepsilon^p = \frac{3(1 - \sin\psi)}{2\sqrt{\sin^2\psi + 3}} \varepsilon^{ps} \quad (4)$$

式中, ε_1^{ps} , ε_3^{ps} , ε_2^{ps} 分别为煤体的最大主应变、最小主应变、体积应变的累计塑性应变值; ψ 为煤体的剪胀角, (°)。

文献[25]给出了煤体的超声波波速 v 同煤体塑性应变 ε^p 的表达式为

$$v = \frac{v_0}{2} (1 + e^{-\eta\varepsilon^p}) \quad (5)$$

式中, v_0 为煤体的初始超声波波速, km/s; η 为量纲常数。

将式(5)内嵌入FLAC^{3D}软件中,用于提取工作面前方煤体的超声波波速。工作面推进120 m时前方煤体超声波波速的空间分布如图11所示。

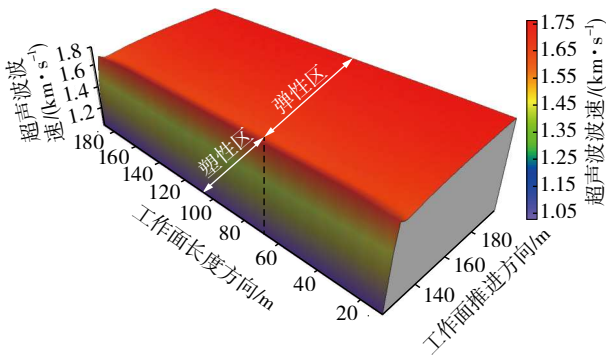


图11 工作面前方煤体超声波波速空间分布

Fig. 11 Spatial distribution of ultrasonic wave velocity of coal in front of working face

由图11可知,煤体的超声波波速随着煤体内部应力分布的不同,沿工作面推进方向分为塑性区与弹性区。塑性区范围超前工作面6~7 m,与超前支承压力峰值范围一致,该区域内煤体的超声波波速迅速降低至1.05 km/s,呈非均匀分布的特征,表明该

区域内煤体的损伤程度严重,为主要的突水溃沙通道。弹性区域煤体内部由于少量弹性应变的存在,导致超声波波速略低于初始值1.8 km/s,表明该区域内煤体受采动应力影响较弱,采动裂隙发育不充分。

在14030工作面煤层开采扰动下,势必引起覆岩发生大变形非连续移动破坏,而上覆岩层的非线性破坏是导致厚冲积层中水沙涌入工作面的根本原因,故分析煤层在开挖过程中覆岩塑性区的高度以及损伤程度对于研究薄基岩破断后厚冲积层中水沙的渗流范围具有指导意义。笔者将覆岩的损伤程度 λ 定义为覆岩塑性单元体总体积 V_i 与覆岩总体积 V 之比。

$$\lambda = \frac{V_i}{V} \quad (6)$$

如图12所示,随着14030工作面的推进,覆岩的塑性区高度以及损伤程度呈现非线性增长趋势。

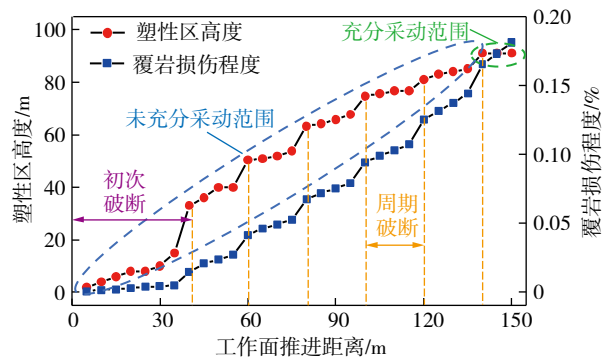


图12 工作面不同推进距离下覆岩塑性区高度及损伤程度演化规律

Fig. 12 Evolution law of plastic zone height and damage degree of overburden under different advancing distance of working face

如图13(a)所示,当工作面推进至40 m时,塑性区主要分布在高于煤层15 m的区域内,此时主要的塑性区域集中在直接顶砂质泥岩中,少量的塑性区分布在高于煤层33 m处的大占砂岩中,基本顶的塑性区域主要集中在采空区的左侧和工作面的右侧,即薄基岩在支承压力峰值处率先出现塑性区,故表明工作面推进至40 m时,薄基岩发生初次破断,覆岩的塑性区高度以及损伤程度增长速率明显增大。如图13(b)所示,当工作面推进至80 m时,覆岩的塑性区高度逐渐发育至隔水层中,此时薄基岩发生周期性破断,覆岩塑性区域高度以及损伤程度发生突变式增长,且增长速率随着周期破断次数的增大而降低。如图13(c)所示,当工作面推进至130 m

时,覆岩塑性区域的高度达到91 m,此时塑性区域的高度不再随着工作面的推进而继续增大,覆岩达到充分采动状态,而覆岩的损伤程度由于开挖卸荷效应的影响继续缓慢增加,在工作面推进方向中部

位置处,覆岩塑性区域的形状大致呈“马鞍”形分布,塑性区的凸起部分位于开采边界附近,主要受超前支承压力的影响,塑性区的下凹部分位于采空区压实区域。

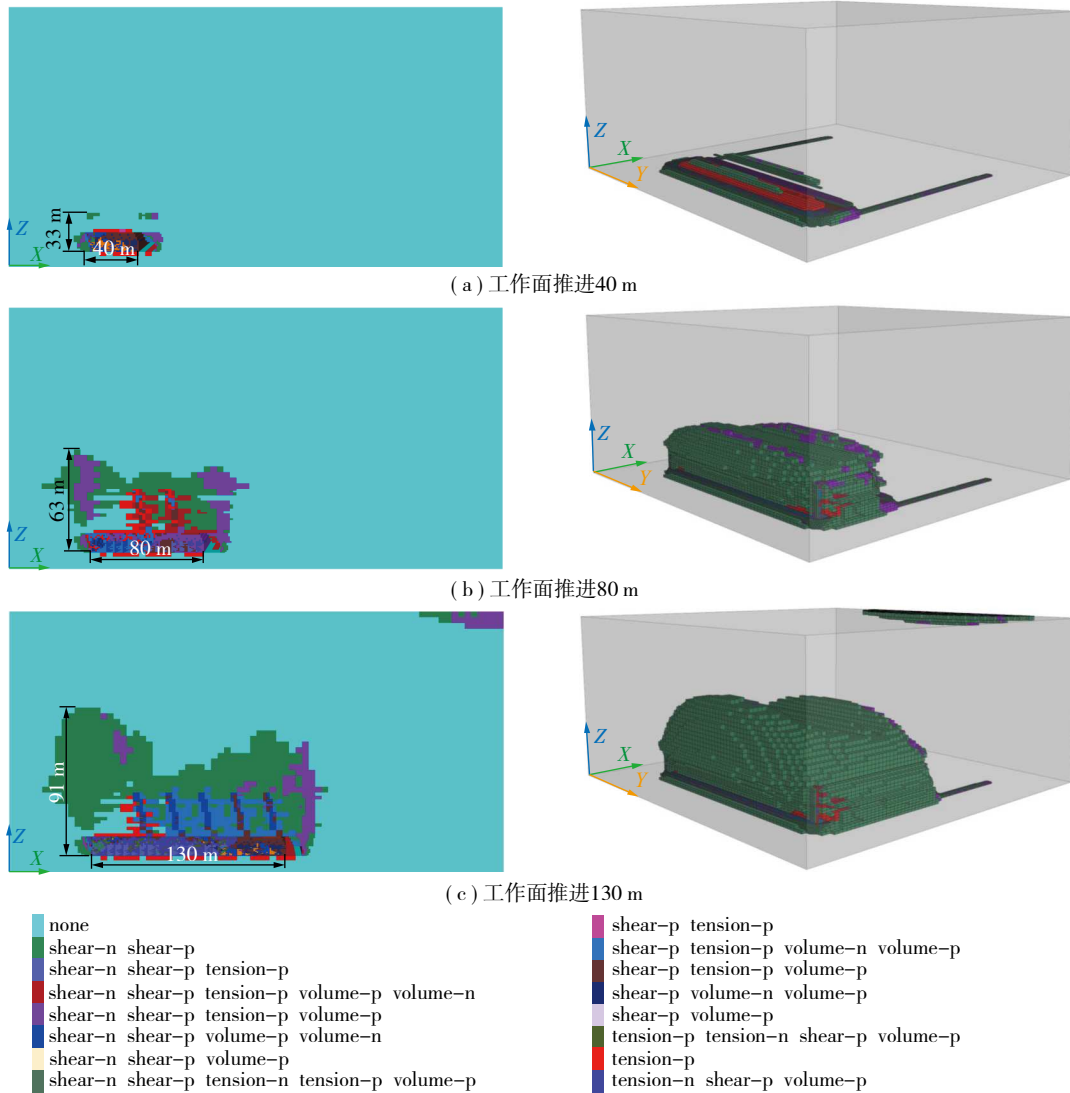


图13 工作面不同推进距离下覆岩塑性区的形态演化

Fig. 13 Morphological evolution of plastic zone of overburden under different advancing distance of working face

4.2 覆岩渗透率演化规律

由于14030工作面开采扰动影响范围存在局限性,导致覆岩在不同区域岩体的破碎程度存在明显差异,故通过分析覆岩渗透率的演化规律可以表征水沙在覆岩中的渗流状态。

国内外学者^[27-29]对原始煤岩体的渗透率进行了大量的室内试验研究,得出了原始煤岩体在应力未达到峰值强度之前,即煤岩体未发生宏观破坏时,渗透率的大小主要受煤岩体内部原生节理裂隙张开与闭合程度的影响,此时试件内部的垂直渗透率随着垂直应力的增大而降低,两者服从负指数函数

分布^[27]。

$$K_z = K_{z0} e^{-0.25(\sigma_z - \sigma_{z0})} \quad (7)$$

式中, K_z , K_{z0} 为原始煤岩体垂直方向的渗透率与原始渗透率, $\text{m}^2/(\text{Pa} \cdot \text{s})$; σ_z , σ_{z0} 为原始煤岩体垂直方向的应力与原岩应力, MPa 。

当应力超过煤岩体的峰值强度时,试件开始出现明显的宏观裂隙,此时渗透率的大小主要受宏观裂隙张开程度的影响,文献[28]通过室内试验得出了裂隙岩体的渗透率与主应力的关系为

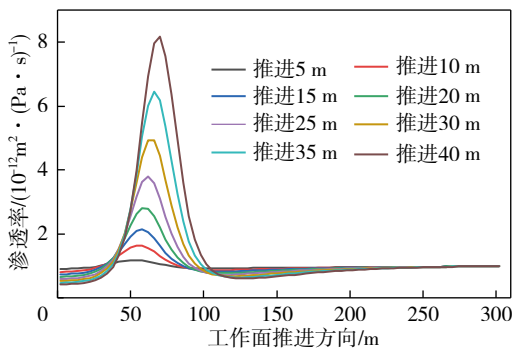
$$K_f = K_0 \left(\frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2} \right)^{0.816} \quad (8)$$

式中, K_f, K_0 为裂隙岩体的渗透率与原始渗透率, $\text{m}^2/(\text{Pa} \cdot \text{s})$; σ_1, σ_3 为裂隙岩体的最大、最小主应力, MPa。

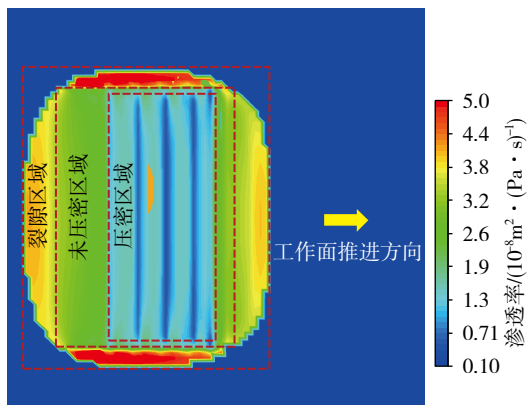
采空区的渗透率主要受冒落矸石碎胀系数的影响, 由于冒落矸石的垂直应力与体积应变值相对较小, 导致采空区的渗透率明显高于裂隙岩体的渗透率, 文献[29]通过室内试验总结出了采空区渗透率 K_g 与体积应变 ε_{vol} 的关系为

$$K_g = -4 \times 10^{-16} \varepsilon_{\text{vol}}^3 - 6 \times 10^{-15} \varepsilon_{\text{vol}}^2 - 7 \times 10^{-14} \varepsilon_{\text{vol}} + 10^{-11} \quad (9)$$

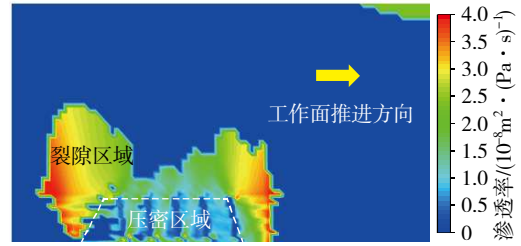
将式(7)~(9)嵌入FLAC^{3D}软件中, 用于提取采空区与覆岩的渗透率, 岩体渗透率演化过程及渗透率分布如图14所示。工作面中部推进方向上隔水层在破断前的渗透率演化过程如图14(a)所示, 此时隔水层中的岩体未发生宏观破坏, 其渗透率与垂直应力呈负指数分布, 在14030工作面开采卸荷效应的影响下, 隔水层中对应煤层开采的区域为应力卸压区, 故该区域内岩体的渗透率较大, 且随着工作面推进距离的增大, 卸压区域的范围与程度逐渐增大, 导致岩体渗透率的增长速率与影响范围逐渐增大, 卸压区域两侧为超前支承压力影响区, 该区域内的垂直应力集中程度较大, 且集中程度随着离开采区域距离的增大而降低, 导致该区域内的岩体渗透率呈先降后升的趋势。



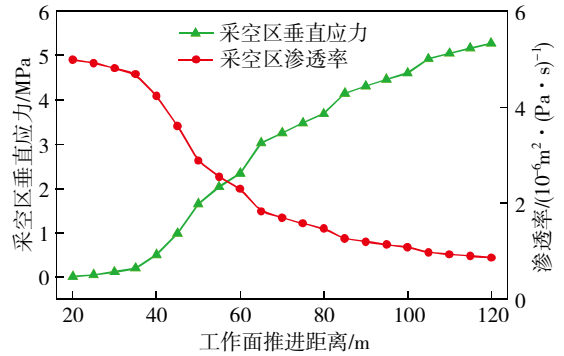
(a) 隔水层破断前岩体渗透率演化过程



(b) 隔水层破断后岩体渗透率分布



(c) 覆岩岩体渗透率分布



(d) 采空区岩体渗透率演化过程

图14 覆岩岩体渗透率演化过程及分布

Fig. 14 Evolution process and distribution map of overburden rock permeability

工作面推进130 m处隔水层岩体的渗透率分布如图14(b)所示, 裂隙岩体区域的渗透率远大于未破坏岩体区域的渗透率, 且由于裂隙岩体区域压实程度的不同, 导致该区域内的渗透率呈明显的分区现象, 从内到外分为压密区域、未压密区域和裂隙区域, 其渗透率随着压实程度的升高而降低。工作面推进130 m处覆岩岩体的渗透率分布如图14(c)所示, 覆岩塑性区形状沿工作面推进方向呈“马鞍”形, 该区域内岩体的渗透率较高, 为主要的突水溃沙通道, 由于“马鞍”形两侧上凸区域相较于中部下凹区域压实程度较低, 导致岩体的渗透率呈两侧高、中部低的趋势。实时监测采空区同一位置岩体的垂直应力与渗透率随工作面推进不同距离下的数值变化, 发现采空区岩体的渗透率随着冒落矸石的逐渐压实而降低, 即冒落矸石的垂直应力越大, 其碎胀系数越低, 岩体的渗透性能越低, 如图14(d)所示。

5 结论

(1) 深埋薄基岩厚煤层工作面超前支承压力的影响范围约145 m, 沿工作面长度方向支承压力呈明显三峰形态, 且工作面中部支承压力值高于端部; 基本顶的初次破断距约40 m, 周期破断距约20 m, 破断位置从基本顶中部向两侧扩展, 呈明显

的分区破断现象。

(2) 根据煤体累计塑性应变与超声波波速间的函数关系,采用FLAC^{3D}软件实现煤体变形破坏过程中超声波速分布规律的数值模拟,定量确定出煤壁的破坏范围为6~7 m。

(3) 覆岩塑性区的高度以及损伤程度随着工作面推进距离的增大而增大,当工作面推进至130 m时,覆岩达到充分采动状态,塑性区形状大致呈“马鞍”形分布。

(4) 隔水层破断前岩体的渗透率与垂直应力呈负指数分布,破断后高渗透率区域呈明显的分区现象,从内到外分为压密区、未压密区和裂隙区,渗透率逐渐升高;覆岩高渗透区域呈“马鞍”形分布,且上凸区域的渗透率高于下凹区域;采空区岩体的渗透率随着冒落矸石的逐渐压实而降低。

参考文献(References):

[1] 谢和平. 深部岩体力学与开采理论研究进展[J]. 煤炭学报, 2019, 44(5): 1283-1305.
XIE Heping. Research review of the state key research development program of China; Deep rock mechanics and mining theory[J]. Journal of China Coal Society, 2019, 44(5): 1283-1305.

[2] 谢和平, 周宏伟, 薛东杰, 等. 煤炭深部开采与极限开采深度的研究与思考[J]. 煤炭学报, 2012, 37(4): 535-542.
XIE Heping, ZHOU Hongwei, XUE Dongjie, et al. Research and consideration on deep coal mining and critical mining depth[J]. Journal of China Coal Society, 2012, 37(4): 535-542.

[3] 谢和平, 高峰, 鞠杨, 等. 深部开采的定量界定与分析[J]. 煤炭学报, 2015, 40(1): 1-10.
XIE Heping, GAO Feng, JU Yang, et al. Quantitative definition and investigation of deep mining[J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(1): 1-10.

[4] 王家臣, 王兆会, 唐岳松, 等. 深埋弱胶结薄基岩厚煤层开采顶板动载冲击效应产生机制试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2021, 40(12): 2377-2391.
WANG Jiachen, WANG Zhaohui, TANG Yuesong, et al. Experimental study on mining-induced dynamic impact effect of main roofs in deeply buried thick coal seams with weakly consolidated thin bed rock[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2021, 40(12): 2377-2391.

[5] 王家臣, 王兆会, 杨杰, 等. 千米深井超长工作面采动应力旋转特征及应用[J]. 煤炭学报, 2020, 45(3): 876-888.
WANG Jiachen, WANG Zhaohui, YANG Jie, et al. Mining-induced stress rotation and its application in longwall face with large length in kilometer deep coal mine[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(3): 876-888.

[6] 王兆会, 孙文超, 水艳婷, 等. 千米深井超长工作面采动应力旋转

轨迹及其推进方向效应研究[J]. 煤炭学报, 2022, 47(2): 634-650.
WANG Zhaohui, SUN Wenchao, SHUI Yanting, et al. Mining-induced stress rotation trace and its sensitivity to face advance direction in kilometer deep longwall panel with large face length[J]. Journal of China Coal Society, 2022, 47(2): 634-650.

[7] 王兆会, 王家臣, 王凯. 综放开采顶煤冒放性预测模型的构建与应用[J]. 岩石力学与工程学报, 2019, 38(1): 49-62.
WANG Zhaohui, WANG Jiachen, WANG Kai. A model for top-coal cavability assessment and its application in longwall top-coal caving[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2019, 38(1): 49-62.

[8] WANG Jiachen, WANG Zhaohui, YANG Shengli. A coupled macro-and meso-mechanical model for heterogeneous coal[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2017, 94: 64-81.

[9] 杨胜利, 王兆会, 蒋威, 等. 高强度开采工作面煤岩灾变的推进速度效应分析[J]. 煤炭学报, 2016, 41(3): 586-594.
YANG Shengli, WANG Zhaohui, JIANG Wei, et al. Advancing rate effect on rock and coal failure format in high-intensity mining face[J]. Journal of China Coal Society, 2016, 41(3): 586-594.

[10] 张村, 屠世浩, 袁永, 等. 卸压开采地面钻并抽采的数值模拟研究[J]. 煤炭学报, 2015, 40(S2): 392-400.
ZHANG Cun, TU Shihao, YUAN Yong, et al. Numerical simulation of surface gas venthole extraction in pressure relief mining[J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(S2): 392-400.

[11] 张村, 任赵鹏, 韩鹏华, 等. 西部矿区厚基岩特大采高工作面导水裂隙带发育特征[J]. 矿业科学学报, 2022, 7(3): 333-343.
ZHANG Cun, REN Zhaopeng, HAN Penghua, et al. Characteristic of the water-conducting fracture zone development in thick overburden working face with extra-large mining height in western mining area[J]. Journal of Mining Science and Technology, 2022, 7(3): 333-343.

[12] 何祥, 张村, 赵毅鑫, 等. 基于覆岩损伤本构模型的高强度开采参数确定及减损效果评价[J]. 采矿与安全工程学报, 2021, 38(3): 439-448.
HE Xiang, ZHANG Cun, ZHAO Yixin, et al. Parameters determination of high-intensity mining and reduction effect evaluation based on damage constitutive model of overburden rock[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2021, 38(3): 439-448.

[13] 张农, 许兴亮, 李桂臣. 巷道围岩裂隙演化规律及渗流灾害控制[J]. 岩石力学与工程学报, 2009, 28(2): 330-335.
ZHANG Nong, XU Xingliang, LI Guichen. Fissure-evolving laws of surrounding rock mass of roadway and control of seepage disasters[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2009, 28(2): 330-335.

[14] 王培涛, 杨天鸿, 于庆磊, 等. 基于离散裂隙网络模型的节理岩体渗透张量及特性分析[J]. 岩土力学, 2013, 34(S2): 448-455.
WANG Peitao, YANG Tianhong, YU Qinglei, et al. Permeability tensor and seepage properties for jointed rock masses based on discrete fracture network model[J]. Rock and Soil Mechanics, 2013, 34(S2): 448-455.

[15] 车富强, 陈益峰, 李毅, 等. 基于等效连续介质的坝区裂隙岩体渗

- 控效应分析[J]. 中南大学学报(自然科学版), 2014, 45(6): 1967-1974.
- CHE Fuqiang, CHEN Yifeng, LI Yi, et al. Seepage analysis of fractured rock mass in a dam foundation based on equivalent continuum model[J]. Journal of Central South University(Science and Technology), 2014, 45(6): 1967-1974.
- [16] 许兴亮, 张农, 田素川. 采场覆岩裂隙演化分区与渗透性研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2014, 31(4): 564-568.
- XU Xingliang, ZHANG Nong, TIAN Suchuan. Division of mining-induced fracture and permeability of overlying strata[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2014, 31(4): 564-568.
- [17] 杨天鸿, 陈仕阔, 朱万成, 等. 矿井岩体破坏突水机制及非线性渗流模型初探[J]. 岩石力学与工程学报, 2008, 25(7): 1411-1416.
- YANG Tianhong, CHEN Shikuo, ZHU Wancheng, et al. Water inrush mechanism in mines and nonlinear flow model for fractured rocks[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2008, 25(7): 1411-1416.
- [18] 杨天鸿, 师文豪, 李顺才, 等. 破碎岩体非线性渗流突水机理研究现状及发展趋势[J]. 煤炭学报, 2016, 41(7): 1598-1609.
- YANG Tianhong, SHI Wenhao, LI Shuncai, et al. State of the art and trends of water-inrush mechanism of nonlinear flow in fractured rock mass[J]. Journal of China Coal Society, 2016, 41(7): 1598-1609.
- [19] 师文豪, 杨天鸿, 刘洪磊, 等. 矿山岩体破坏突水非达西流模型及数值求解[J]. 岩石力学与工程学报, 2016, 35(3): 446-455.
- SHI Wenhao, YANG Tianhong, LIU Honglei, et al. Non-darcy flow model and numerical simulation for water-inrush in fractured rock mass[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2016, 35(3): 446-455.
- [20] 马克, 田洪圆, 王振伟, 等. 裂隙几何特征及围压对岩体渗透特性的影响[J]. 煤炭科学技术, 2020, 48(S1): 37-42.
- MA Ke, TIAN Hongyuan, WANG Zhenwei, et al. Impact of crack geometrical features and confining pressures on permeability of fractured rock masses[J]. Coal Science and Technology, 2020, 48(S1): 37-42.
- [21] 屠世浩, 张村, 杨冠宇, 等. 采空区渗透率演化规律及卸压开采效果研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2016, 33(4): 571-577.
- TU Shihao, ZHANG Cun, YANG Guanyu, et al. Research on permeability evolution law of goaf and pressure-relief mining effect[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2016, 33(4): 571-577.
- [22] 张礼, 齐庆新, 张勇, 等. 采动覆岩裂隙场三维形态特征及其渗透特性研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2021, 38(4): 695-705.
- ZHANG Li, QI Qingxin, ZHANG Yong, et al. Study on three-dimensional shape and permeability of mining-induced fractured field in overburden rock[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2021, 38(4): 695-705.
- [23] 陆卫东, 程健维. 基于岩层移动计算的工作面覆岩体渗透率变化研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2018, 35(1): 118-124.
- LU Weidong, CHENG Jianwei. Study on the permeability change of overlying strata based on strata movement calculations[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2018, 35(1): 118-124.
- [24] HOEK E, BROWN E T. Practical estimates of rock mass strength[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 1997, 34: 1165-1186.
- [25] WANG Zhaohui, WANG Jiachen, YANG Shengli. Stress analysis of longwall top coal caving face adjacent to the gob[J/OL]. International Journal of Mining Reclamation and Environment, 2019. <https://doi.org/10.1080/17480930.2019.1639007>.
- [26] 徐芝纶. 弹性力学[M]. 北京: 高等教育出版社, 2006.
- [27] REN T X, EDWARDS J S. Goaf gas modeling techniques to maximize methane capture from surface gob wells[J]. Mine Ventilation, 2002: 279-286.
- [28] DURUCAN S. An investigation into the stress permeability relationship of coals and flow patterns around working longwall faces[D]. Nottingham: University of Nottingham, 1981.
- [29] JOZEFOWICZ R R. The post failure stress permeability behavior of coal measure rocks[D]. Nottingham: University of Nottingham, 1997.