

水工环地质

老采空区条带煤柱失稳对地表建筑物的影响

王君¹, 王跃宗¹, 王磊^{2*}, 郑国栋¹, 董周宾¹, 张浩³, 刘康¹, 胡绍豪¹

(1. 山东省鲁南地质工程勘察院(山东省地质矿产勘查开发局第二地质大队), 山东 济宁 272000; 2. 济宁市土地储备和规划事务中心, 山东 济宁 272100; 3. 邹城市自然资源和规划局, 山东 济宁 273500)

摘要:老采空区条带煤柱在长期地下水浸泡及高荷载状态下容易造成两侧煤壁屈服剥离, 导致煤柱部分失稳, 进而对地表建筑物产生影响。为分析条带煤柱失稳对地表建筑物的影响, 本文以某矿区条带开采形成的老采空区为工程背景, 基于 AH 威尔逊煤柱局部屈服理论计算得到煤柱屈服区, 采用数值模拟的方法研究了条带煤柱失稳前后覆岩破坏、竖向应力分布及地表移动变形特征。研究表明: 条带煤柱失稳后, 覆岩仍以剪切破坏为主, 煤层顶底板破坏加剧, 承受拉伸破坏范围增大; 条带煤柱承载应力增加, 监测线 5 处的煤柱应力集中系数由 1.57 增加到 1.96, 距煤层越远, 应力集中系数较条带煤柱失稳前差值越小, 距煤层 50 m 以上岩层应力分布特征基本不变; 地表下沉值增加, 煤柱失稳引起的最大“活化”下沉为 293 mm。最后结合数值模拟结果, 反演得到煤柱剥离前后沉陷预测参数, 预测得到地表建筑物最大“活化”下沉值为 288 mm。研究成果为“三下”压煤开采设计及地表建筑物保护提供参考价值。

关键词:老采空区; 条带开采; 煤柱失稳; “活化”下沉; 数值模拟

中图分类号: TD325

文献标识码: A

doi:10.12128/j.issn.1672-6979.2025.07.006

0 引言

煤炭资源仍是重要的能源之一, 开采方式逐渐转向“三下”(建筑物下、铁路下、水体下)。充填开采和条带开采被普遍的应用于“三下”开采^[1-4], 相较于充填开采的高成本, 条带开采成本低且能较好的控制覆岩破坏和地表移动变形^[5-6], 在我国东部矿区应用较为广泛。目前条带开采沉陷理论比较成熟, 国内外许多学者针对条带开采理论及应用进行了大量的研究^[7-10]。雷武林等^[11]为实现建筑物下煤炭资源的安全开采, 采用实地勘察等方式确定了大采宽条带开采设计方案, 并采用预测和模拟的方法进行了验证。何荣等^[12]基于 SBAS-InSAR 技术对大采深条带开采地表沉降进行监测, 并与实测数据对比, 结果基本吻合, 验证了该技术监测的可靠性。谷拴成等^[13]采用数值模拟、现场实测等方法, 确定出

条带开采煤柱支承压力分布情况, 并计算出不同采空区宽度、不同工作面埋深的煤柱最大塑性区宽度。郭广礼等^[14]针对中原煤粮复合区耕地保护和煤炭资源开采的矛盾, 提出了带状充填开采技术, 并建立了相应的地表变形预测方法。

然而条带开采属于不充分采动, 虽经长期自然压实, 但开采形成的采空区覆岩破裂、离层和垮落岩块的欠压密等现象仍将长期存在。条带煤柱在长期地下水浸泡及高应力状态下造成两侧煤壁屈服剥离, 导致条带煤柱失稳^[15-17], 进而产生“活化”变形, 对地表建筑物的安全产生一定的威胁。

为此, 本文以某矿区村庄下条带开采为工程背景, 结合理论分析了条带煤柱的稳定性及未来煤柱屈服宽度, 采用数值模拟的方法研究了条带煤柱失稳前后覆岩内部应力变化及地表移动变形变化特征, 分析了条带煤柱失稳后地表“活化”变形。最后结合矿区实际情况, 采用概率积分法预测模型预测

收稿日期: 2025-04-16; 修订日期: 2025-04-27; 编辑: 武昕普

基金项目: 山东省重点研发计划: 矿区土壤生态修复与大宗固废高值利用关键技术及工程示范(项目编码: 2020CXGC011403); 2023 年济宁市重点研发计划项目: 采煤塌陷地生态修复关键技术集成与示范(项目编码: 2023HHCG003)

作者简介: 王君(1977—), 女, 新疆昌吉人, 高级工程师, 主要从事采煤沉陷控制、工程测量工作; E-mail: 15206377706@163.com

* 通信作者: 王磊(1974—), 男, 山东济宁人, 高级工程师, 主要从事采煤塌陷地治理、矿山生态修复工作; E-mail: 13953701799@163.com

了未来条带煤柱失稳产生的地表最大“活化”变形，并分析了对地表建筑物的影响。研究成果为“三下”压煤开采设计及地表建筑物保护提供参考。

1 研究区域概况

研究区域位于某矿区矿界范围内，地面为村庄，为保护地表建筑物安全使用，该矿区采用条带开采。根据研究区域内钻孔数据显示，条带开采工作面采宽 120 m，留宽 100 m，开采煤层为 3 煤层，煤层平均厚度为 3.5 m，平均采深约 900 m，煤层倾角为 5° 左右。3 煤层赋存于二叠纪山西组，主要由浅灰、灰白色中、细粒砂岩及灰黑色粉砂岩、泥岩和煤层组成。上部为二叠纪石盒子组，主要由灰、灰绿色中、细砂岩和黄绿、灰紫等杂色黏土岩与粉砂岩组成。地层往上为侏罗纪三台组，上组主要由灰、深灰至灰绿色粉、细砂岩互层组成，下组有一层辉长岩侵入，厚约 90 m，致密坚硬。地层最上方覆盖一层厚度约 200 m 的松散层。地层柱状图如图 1 所示。

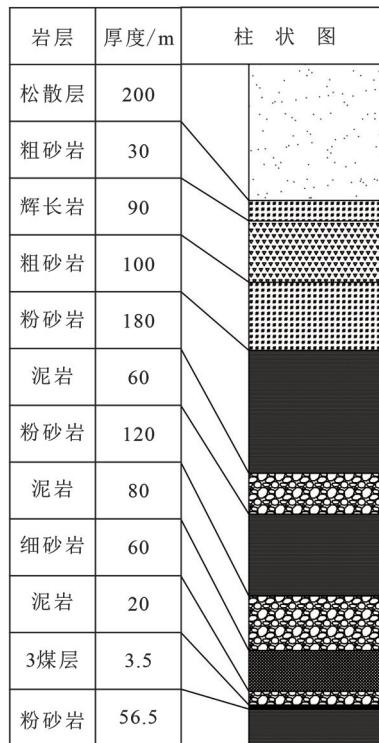


图 1 研究区地层柱状图

2 条带煤柱稳定性分析

根据 AH 威尔逊煤柱局部屈服理论，条带开采煤柱两侧为屈服区 Y，中间为核区 s，中部核区处于

三向受力状态^[18]，煤柱应力分区示意图见图 2。

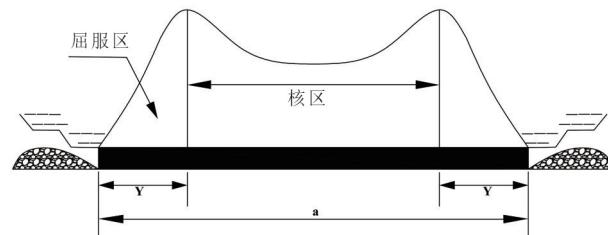


图 2 煤柱应力分区示意图

屈服区宽度与开采深度 H、开采厚度 m 有关：

$$Y = 0.005mH \quad (1)$$

因此，条带煤柱的宽度 a 应满足以下关系：

$$a \geq 2Y + s \quad (2)$$

根据实测资料，核区宽度一般为 8.4 m，即：

$$a \geq 0.01mH + 8.4 \quad (3)$$

当留宽 a > 0.01mH 时，可以根据煤柱极限承受荷载和实际承受荷载计算煤柱稳定性。

煤柱能承受的极限荷载为：

$$P_{\text{极}} = 40\gamma H(a - 4.92mH \times 10^{-3}) \quad (4)$$

煤柱实际承受的荷载为：

$$P_{\text{实}} = 10\gamma [Ha + \frac{b}{2}(2H - \frac{b}{0.6})] \quad (5)$$

式中：γ 为上覆岩层平均容重，单位 N/m³；b 为采空区采宽，单位 m。

因此，煤柱安全系数 K 为：

$$K = \frac{P_{\text{极}}}{P_{\text{实}}} \quad (6)$$

根据采空区相关资料计算可知，该矿区煤柱安全系数为 1.64，留设煤柱稳定。同时，计算得到煤柱屈服区宽度为 15.5 m。

3 数值模拟研究

3.1 数值模型建立

为分析老采空区条带煤柱失稳地表移动变形特征，采用 FLAC 3D 数值模拟软件，根据研究区域内钻孔数据等资料经合并简化确定模型地层，如图 3 所示，模型尺寸大小为 1 780 m × 2 400 m × 950 m，每个单元体长度和宽度固定 5 m，高度随岩层而异。模型左右两侧边界固定 x 方向位移，前后两侧边界固定 y 方向位移，下边界固定 z 方向位移，上边界为自由边界。模型采用摩尔—库伦模型，研究区域内岩层分布及模拟力学参数如表 1 所示。

01	松散层
02	粗砂岩
03	辉长岩
04	粗砂岩
05	粉砂岩
06	泥岩
07	粉砂岩
08	泥岩
09	细砂岩
10	泥岩
11	3煤层
12	粉砂岩

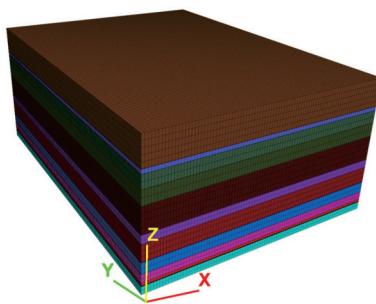


图 3 研究区域地层数值模型

表 1 研究区域内岩层模拟力学参数

岩层	厚度 /m	体积模量 /GPa	剪切模量 /GPa	内聚力 /MPa	抗拉强度 /MPa	内摩擦角 /(^{\circ})	密度 /kg/m^3
松散层	200	0.02	0.01	0.04	0.03	16	1300
粗砂岩	30	0.64	0.45	0.60	0.60	28	2300
辉长岩	90	1.11	0.83	2.00	1.00	40	2600
粗砂岩	80	0.64	0.45	0.60	0.60	28	2300
粉砂岩	150	0.56	0.40	0.50	0.60	25	2400
泥岩	60	0.62	0.45	0.40	0.50	28	2200
粉砂岩	120	0.56	0.40	0.50	0.60	25	2400
泥岩	80	0.62	0.45	0.40	0.50	28	2200
细砂岩	60	0.77	0.53	0.80	0.70	28	2400
泥岩	20	0.62	0.45	0.40	0.50	28	2200
3煤层	3.5	0.40	0.30	0.30	0.40	20	1800
粉砂岩	56.5	6.00	3.60	4.00	3.50	35	2600

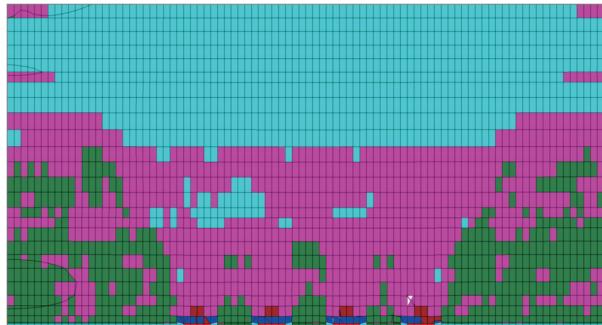
3.2 模拟试验及结果分析

为分析老采空区条带煤柱失稳对地表建筑物的影响,模型模拟开挖 4 条条带工作面,工作面采宽 120 m,留设 3 条条带煤柱,宽度 100 m。根据上文计算结果,煤柱屈服区宽度为 15.5 m,按照最不利影响计算,本次模拟煤柱最大剥离宽度为 15 m(单元体最小宽度为 5 m),以此分析煤柱失稳前后覆岩破坏、应力分布及地表移动变形特征。

3.2.1 条带煤柱失稳前后覆岩破坏特征

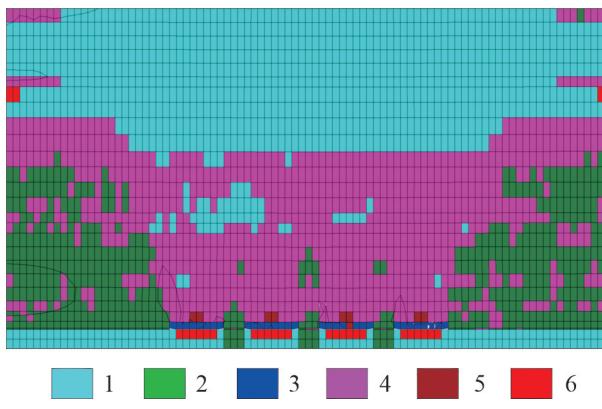
为分析老采空区条带煤柱失稳前后覆岩破坏特征,从模型中提取煤柱失稳前后覆岩破坏情况(图 4、图 5)。可以看出,上覆岩层和煤柱主要承受剪切破坏,这是由于沉降导致的层位错动形成的破坏;采空区底板承受拉伸破坏,是由于顶板破碎充填采空区对底板形成的压力。距煤层上方 570 m 左右以上的岩层遭受破坏极小或未破坏,岩层层位大致位于辉长岩及上覆岩层,这是由于辉长岩作为该地层的关键层,阻隔了覆岩破坏向上发育。对比条带煤柱失稳前后覆岩破坏特征,上覆岩层整体破坏情况仍以剪切破坏为主,煤层顶底板承受拉伸破坏程度

加剧,这是由于煤柱两侧失稳造成采空区范围增大,剥离后的煤柱和采空区底板承载更多应力造成的。



1—未遭受破坏;2—持续遭受剪切破坏;3—持续遭受剪切破坏已遭受拉伸破坏;4—已遭受剪切破坏;5—已遭受剪切破坏和拉伸破坏;6—已遭受拉伸破坏。

图 4 研究区煤柱失稳前覆岩破坏情况



1—未遭受破坏;2—持续遭受剪切破坏;3—持续遭受剪切破坏已遭受拉伸破坏;4—已遭受剪切破坏;5—已遭受剪切破坏和拉伸破坏;6—已遭受拉伸破坏。

图 5 研究区煤柱失稳后覆岩破坏情况

3.2.2 条带煤柱失稳前后覆岩应力分布特征

沿着模型竖向方向布设 5 条监测线,监测条带开采后不同位置处岩层内部应力分布情况,由于模型两侧对称,因此只取模型左侧部分来分析,监测线位置示意图如图 6 所示。y 方向上,5 条监测线位于模型中间;x 方向上,监测线 1 位置为距模型左边界 480 m 处,分析条带开采后实体煤上方承载应力情况,监测线 2 和 4 位置为采空区中心上方,监测线 3 和 5 位置为条带煤柱中心上方。为便于描述,将采空区从左到右命名为采空区 A、B、C、D,煤柱从左到右命名为煤柱①②③,沿着监测线方向提取条带煤柱失稳前后应力值,分析覆岩应力分布特征。

(1) 条带煤柱失稳前覆岩应力分布

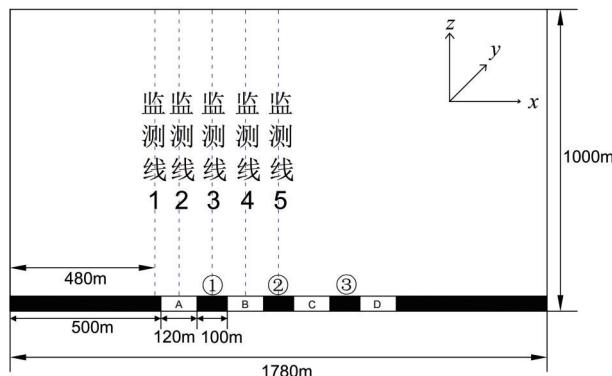


图 6 研究区应力监测线位置示意图

沿着 5 条监测线提取条带煤柱失稳前竖向应力值,绘制了应力分布曲线(图 7)。监测线 1、3 和 5 竖向应力呈递减状态,距煤层越远,应力值越小,这是由于监测线 1、3 和 5 位于实体煤和条带煤柱上方,此时作为应力主要承载体,在煤层上方出现应力集中现象。监测线 5 的应力值最大,其次为监测线 3,最小为监测线 1,这是由于监测线 5 位于开采区域中间,不仅受到采空区 B、C 上覆岩层对其造成的影响,还要分担采空区 A、D 上覆岩层的部分应力,而监测线 3 主要承受采空区 A、B 上覆岩层的应力,部分承受采空区 C 上覆岩层的应力,基本不受或者承受极少采空区 D 上覆岩层的应力,因此其承载应力要小于监测线 5,同理,监测线 1 承载应力更小。监测线 2 和 4 竖向应力先增大后减小,是由于监测线 2 和 4 位于采空区上方,此时条带采空区上方形成平衡拱结构,该结构下方为卸压区,应力值较小。在距离煤层约 200 m 位置处,覆岩中不同位置处应力值基本相等,该位置处即为平衡拱结构,且距离地表较远,此水平以上覆岩中竖向应力随着埋深减小不断减小,且不同位置处应力基本一致。

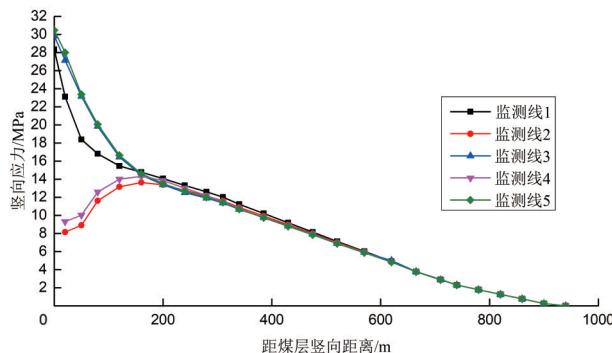


图 7 研究区条带煤柱失稳前监测线应力分布曲线图

(2) 条带煤柱失稳后覆岩应力分布

条带煤柱失稳后竖向应力分布曲线如图 8 所示。竖向应力曲线整体变化特征与条带煤柱失稳前基本一致,此时煤柱上方承载应力值增大,最大达到 38.07 MPa,在距煤层约 200 m 处形成稳定的平衡拱结构,平衡拱的位置与煤柱失稳前大致相同,说明由于条带煤柱两侧剥离后覆岩内仍能形成稳定的结构,未造成覆岩失稳。

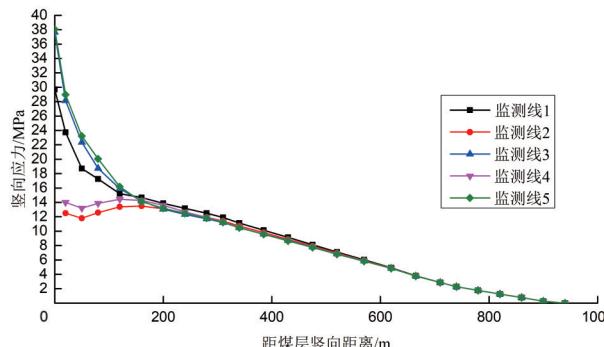


图 8 研究区条带煤柱失稳后监测线应力分布曲线图

通过条带煤柱失稳前后覆岩竖向应力分布特征对比可知,岩层不同位置处竖向应力曲线变化特征基本一致,条带煤柱失稳后煤柱承载应力值增大,由 30.47 MPa 增加到 38.07 MPa;煤柱失稳前后都形成了较为稳定的平衡拱结构,且平衡拱的高度大致相同,位于煤层上方约 200 m 位置处,小于上覆岩层的厚度,煤柱失稳未造成覆岩失稳。

(3) 条带煤柱失稳前后条带煤柱应力集中情况

为直观分析条带煤柱承载应力情况,以监测线 5 为例,提取条带煤柱失稳前后覆岩竖向应力值,与对应处原岩应力(煤层未开挖状态)进行对比,得到条带煤柱失稳前后竖向应力集中系数(图 9)。可以看出,条带煤柱失稳后,煤柱处应力集中系数急剧增加,由 1.57 增加到 1.96,距煤层越远,应力集中系数差值在逐渐减小,煤层上方 20 m 处,应力集中系数由 1.44 增加到 1.49。煤层上方 50 m 以上岩层,条带煤柱失稳前后应力集中系数基本一致,表明此时条带煤柱失稳对距煤层 50 m 以上的岩层基本无影响。距煤层 50~570 m 内的岩层,应力集中系数小于 1,这是由于煤层开采造成应力重新分布,应力主要集中在距煤层 50 m 以内的岩层,造成 50~570 m 处的岩层承载应力减少。而距煤层 570 m 以上的岩层,应力集中系数大致为 1,与原岩应力一致,此处应力未受到开采扰动的影响,此处岩层为辉长岩所在层位,表明辉长岩阻隔了上覆岩层的应力重分布。

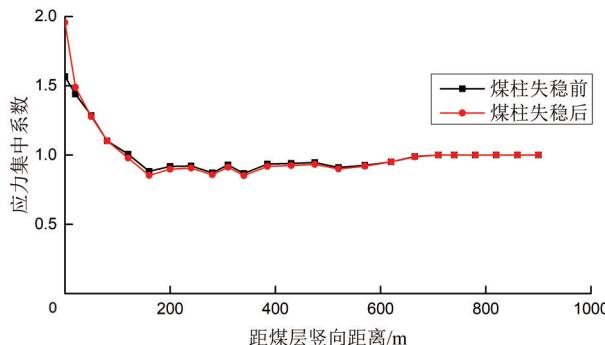


图 9 研究区条带煤柱失稳前后覆岩应力集中系数
(以监测线 5 为例)

3.2.3 条带煤柱失稳地表“活化”变形特征
为分析条带煤柱失稳后地表“活化”变形,沿着倾向主断面(I-I 线)提取条带煤柱失稳前后地表下沉,通过前后两次作差得到条带煤柱失稳地表“活化”变形,倾向主断面位置如图 10 所示。

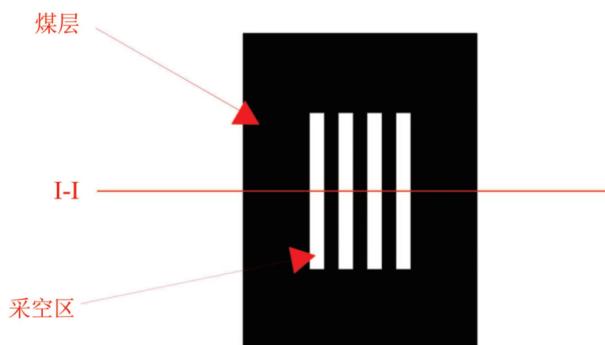


图 10 研究区倾向主断面位置示意图

沿着倾向主断面提取条带煤柱失稳前后地表下沉值,作差得到采空区地表“活化”下沉值,如图 11 所示。从图中可以得出,条带煤柱失稳前地表最大下沉值 1 003 mm,煤柱失稳后地表最大下沉值达到了 1 296 mm,最大“活化”下沉值为 293 mm。实际计算中,可以根据采空区和地表建筑物的相对位置关系,计算得到地表建筑物受采空区影响的“活化”下沉值。

4 “活化”下沉预测

4.1 参数选取

采用数值模拟方法分析煤柱未发生剥离及剥离宽度为 5 m、10 m、15 m 地表下沉情况,并采用遗传算法反演得到不用工况条件下下沉系数^[19-20],分析不同剥离宽度下下沉系数变化特征,并计算得到煤壁剥离前后的下沉系数。下沉系数变化曲线如图

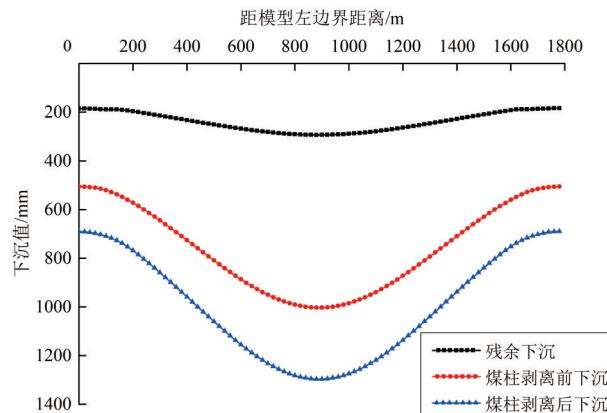


图 11 地表“活化”下沉曲线

12 所示。

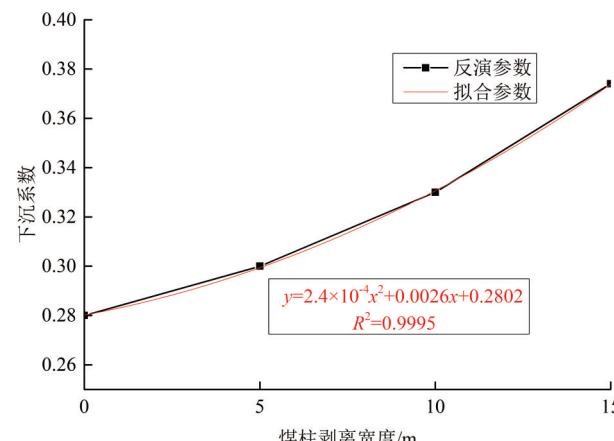


图 12 不同剥离宽度下沉系数变化曲线

根据拟合结果,在煤壁剥离 15 m 内,下沉系数和剥离宽度呈二次函数关系,拟合系数为 0.9995。因此可以依据拟合结果来获取煤柱剥离后的预测参数,经计算,预测参数如表 2 所示。

表 2 煤壁剥离前后概率积分法预计参数

煤柱状态	下沉系数 q	水平移动系数 b	主要影响角正切 $\tan\beta$	开采影响传播角 θ (/°)	拐点偏移距 S /m
煤壁剥离前	0.28	0.25	2	85	0
煤壁剥离后	0.37	0.25	2	85	0

4.2 预测结果分析

根据上文确定的概率积分法预测参数,基于以概率积分法原理为基础的采煤沉陷预测分析系统,对煤壁剥离前后进行开采沉陷预测,通过作差得到地表“活化”变形值,限于篇幅原因,仅绘制了地表“活化”下沉等值线图(图 13)。

根据预测得到的地表“活化”变形值,统计得到未来老采空区条带煤柱失稳地表建筑物“活化”变形

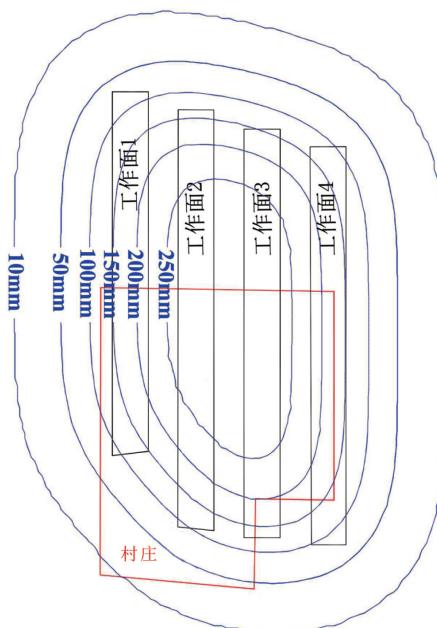


图 13 条带煤柱失稳地表“活化”下沉等值线图

值如表 3 所示。根据表 3 预测结果,地表建筑物因未来煤柱失稳产生的最大“活化”下沉为 288 mm,最大倾斜变形为 0.3 mm/m,最大水平移动为 34 mm,最大水平变形为 0.1 mm/m。“活化”下沉对地表建筑物有影响,其他变形对地表建筑物影响较小。综上分析,在条带开采中,工作面采宽和留宽的设计应当考虑未来“活化”变形对地表建筑物的影响,或是开采结束后,应采取相应措施防治未来可能产生的“活化”变形的影响。

表 3 地表建筑物“活化”变形值

移动变形值类型	方向	移动变形量		单位
下沉	—	—	288	mm
倾斜变形	走向方向	0	0.3	mm/m
	倾向方向	-0.2	0.3	
水平移动	走向方向	0	30	mm
	倾向方向	-34	34	
水平变形	走向方向	0	0.1	mm/m
	倾向方向	-0.1	0.1	

5 结论

(1) 基于 AH 威尔逊煤柱局部屈服理论,分析了条带煤柱的稳定性及屈服区宽度,根据采空区资料计算得出煤柱屈服区宽度为 15.5 m。

(2) 采用数值模拟的方法,对比研究了条带煤柱失稳前后覆岩破坏、应力分布及地表移动变形特征。条带煤柱失稳后,覆岩仍以剪切破坏为主,煤层顶底板破坏加剧,承受拉伸破坏范围增大;条带煤柱承载

应力增加,监测线 5 处的煤柱应力集中系数由 1.57 增加到 1.96,距煤层 50 m 以上岩层应力分布特征基本不变;地表移动变形值增加,下沉值增加 293 mm。

(3) 基于数值模拟结果,反演得到煤柱剥离前后沉陷预测参数,预测得到地表建筑物未来可产生的最大“活化”下沉值为 288 mm,和数值模拟结果较为吻合。研究成果为“三下”压煤开采设计及地表建筑物保护提供参考。

参考文献:

- [1] LI H Z, GUO G L, ZHAI S C, et al. Mining scheme design for super-high water backfill strip mining under buildings: a Chinese case study [J]. Environmental Earth Sciences, 2016, 75(12): 1–12.
- [2] 叶学伟, 张珂. 村庄下压煤短壁间隔充填开采技术研究与应用 [J]. 煤炭工程, 2020, 52(11): 6–10.
- [3] BO H Z, GUO G L, LI H Z, et al. Study on surface subsidence prediction method of shallow coal seam backfill – strip mining under the hard roof [J]. Bulletin of Engineering Geology and the Environment, 2023, 82(7): 281.
- [4] 张强, 张吉雄, 杨康, 等. 综合机械化放顶煤充填开采技术构想及理论框架研究 [J]. 中国矿业大学学报, 2024, 53(3): 469–482.
- [5] 高磊, 郭爱国, 李利峰. 与建筑物保护要求相适应的采煤方法比选研究 [J]. 中国矿业, 2024, 33(S1): 350–353.
- [6] 杨伟峰, 隋旺华. 薄基岩条带开采覆岩与地表移动数值模拟研究 [J]. 煤田地质与勘探, 2004(3): 18–21.
- [7] 刘义新, 戴华阳, 郭文兵. 巨厚松散层下深部宽条带开采地表移动规律 [J]. 采矿与安全工程学报, 2009, 26(3): 336–340.
- [8] 杨逾, 于洁瑜, 王宇. 条带开采采空区覆岩移动规律数值模拟分析 [J]. 中国地质灾害与防治学报, 2017, 28(1): 96–101.
- [9] 刘震, 王玉涛, 刘小平, 等. 深部条带开采覆岩“三带”探测及量化评判 [J]. 煤田地质与勘探, 2020, 48(3): 17–23.
- [10] 栾元重, 王义昌, 李增鑫, 等. 条带开采关键层控制地表变形分析 [J]. 煤炭技术, 2022, 41(8): 1–5.
- [11] 雷武林, 李星亮, 王建, 等. 城镇下特厚煤层大采宽条带开采方法研究 [J]. 煤矿安全, 2020, 51(2): 219–224.
- [12] 何荣, 刘畅远, 徐可心. 基于 SBAS-InSAR 的大采深条带开采地表沉降监测与特征分析 [J]. 金属矿山, 2021(2): 16–22.
- [13] 谷拴成, 杨超凡, 王盼, 等. 条带开采煤柱支承压力与塑性区分布规律研究 [J]. 矿业安全与环保, 2021, 48(2): 1–6.
- [14] 郭广礼, 李怀展, 查剑锋, 等. 平原煤粮主产复合区煤矿开采和耕地保护协同发展研究现状及对策 [J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(1): 416–426.
- [15] 蓝航, 韩科明, 韩震. 深部条带煤柱蠕变影响下地表残余沉降及煤柱稳定性分析 [J]. 煤炭学报, 2022, 47(S1): 1–12.

- [16] 李学良.浸水条件下条带煤柱蠕变破坏机理及稳定性评价研究[D].北京:煤炭科学研究院,2023.
- [17] 陈远峰,杨静,马占国,等.倾斜煤层条带开采煤柱群长期稳定性研究[J].煤矿安全,2024,55(11):146-153.
- [18] 邓喀中,谭志祥,姜岩,等.变形监测及沉陷工程学[M].徐州:中国矿业大学出版社,2014.
- [19] 薄怀志,谭现锋,宋炳忠,等.遗传算法和模矢法结合的概率积分法参数反演方法[J].中国矿业,2020,29(2):151-155.
- [20] 薄怀志,宋炳忠,李川建,等.概率积分法沉陷预计与参数反演优化算法及实现[J].山东国土资源,2018,34(4):73-77.

Influence of Instability of Strip Coal Pillar in Old Goaf on Surface Buildings

WANG Jun¹, WANG Yuezong¹, WANG Lei², ZHENG Guodong¹, DONG Zhoubin¹, ZHANG Hao³, LIU Kang¹, HU Shaohao¹

(1.Lu'nan Geo-engineering Exploration Institute(No.2 Geological Brigade of Shandong Provincial Bureau of Geology and Mineral Resources), Shandong Jining 272000, China; 2.Jining Land Reserve and Planning Affairs Center, Shandong Jining 272100, China; 3. Zoucheng Bureau of Natural Resources and Planning, Shandong Jining 273500, China)

Abstract: Under long-term groundwater immersion and high load conditions, strip coal pillars in the old goaf are easy to yield and peel off the coal walls on both sides. It will lead to partial instability of the coal pillars and affect surface buildings. Taking the old goaf formed by strip mining in a certain mining area as the engineering background, based on the AH Wilson coal pillar local yield theory, the yield zone of the coal pillar has been calculated. By using numerical simulation, characteristics of overlying rock damage, vertical stress distribution, and surface movement deformation before and after strip coal pillar instability. It is showed that after the instability of strip coal pillars, the overlying rock still experiences shear damage. The damage at the roof and floor of coal strata has been intensified, with an increased range of tensile failure. The bearing stress of the strip coal pillar increases, and the stress concentration factor of the coal pillar at monitoring line 5 increases is 1.57~1.96. The further away from the coal seam, the smaller the difference in stress concentration factor compared to before the instability of the strip coal pillar. The stress distribution characteristics of the rock layer above 50m from the coal seam remain basically unchanged. The increase in surface subsidence value resulted in a maximum "activated" subsidence of 293 mm caused by coal pillar instability. Finally, based on numerical simulation results, the predicted parameters for subsidence before and after coal pillar stripping were inverted, and the maximum "activated" subsidence value of surface buildings was predicted to be 288 mm. It will provide references for the design of "three underground" coal mining and the protection of surface buildings

Key words: Old goaf; strip mining; coal pillar instability; "activation" subsidence; numerical simulation