

doi:10.13582/j.cnki.1674-5876.2021.02.001

# 孤岛工作面不同条件下煤柱稳定性

米东\*, 苗晓伟

(潞宁煤业有限责任公司, 山西 忻州 036700)

**摘要:** 为了降低因工作面煤柱不稳定因素给生产带来的安全隐患, 对潞宁 22116 工作面上覆 23.0 m 细粒砂岩进行水力压裂, 并对总体压裂效果进行预测, 结合数值模拟方法研究煤柱在顶板压裂前后及不同宽度条件下的位移情况. 研究表明: 顶板进行水力压裂前, 风巷及运巷煤柱宽度为 15 m 时, 其变形量可以满足经济及安全要求, 但变形量还可以进一步控制; 顶板进行水力压裂后, 15 m 宽煤柱的变形有极大的改善, 说明水力压裂对释放上覆岩层应力、减缓煤柱压力具有积极作用, 可为类似顶板条件的工作面作实践参考.

**关键词:** 煤柱稳定性; 水力压裂; 数值模拟

**中图分类号:** TD323

**文献标志码:** A

**文章编号:** 1672-9102(2021)02-0001-05

## Stability of Coal Pillar Under Different Conditions in Isolated Working Face

MI Dong, MIAO Xiaowei

(Luning Coal Industry Co., Ltd., Xinzhou 036700, China)

**Abstract:** In order to reduce the safety problems caused by the stability of coal pillars in the working face, hydraulic fracturing is performed on the 23.0 m fine-grained sandstone on the working face of Luning 22116, and the overall fracturing effect is predicted. The numerical simulation method is used to study the stability of coal pillars under different conditions. The research results show that when the width of the coal pillars is different and the width of the coal pillars is 15 m, the amount of deformation meets the economic and safety requirements. The column deformation has been greatly improved, indicating that the coal pillar width of the 22116 working face is better at 15 m, and the hydraulic fracturing pressure relief is feasible. It can be used as a reference for the working face with similar roof conditions.

**Keywords:** coal pillar stability; hydraulic fracturing; numerical simulation

长期以来煤柱稳定性制约着矿井安全生产,煤柱自身强度和承载力是影响其稳定性的重要因素,同时煤柱稳定性还受矿井地质条件、煤层开采方式以及顶底板的制约<sup>[1-4]</sup>.许多学者做了大量研究,Kahir A W 等<sup>[5]</sup>发现当顶板弯曲挠度达到一定极限时,突然释放的弹性能极易引起煤柱破坏损伤从而导致其失稳;Lu P H<sup>[6]</sup>利用现场及实验室试验,提出了煤柱稳定性动态完整性系数法;崔希民<sup>[7]</sup>改进了传统计算的局限性,将煤柱安全系数进一步优化;王春秋等<sup>[8]</sup>通过现场实测,得到了煤柱承载曲线关系图;赵景礼等<sup>[9,10]</sup>通过建立煤柱力学模型,研究了煤柱极限平衡区宽度表达式并提出煤柱分区概念,且对其稳定性进行了评估;宋义敏等<sup>[11]</sup>通过实验室试件加载,研究了煤柱失稳及其能量演化特征,发现其能量释放和积聚规律与失稳形态相关;曹胜根等<sup>[12,13]</sup>引入突变理论模型来研究煤柱的失稳机理,得到煤柱保持稳定时屈服区与煤柱宽度的临界关系;张向阳等<sup>[14]</sup>对煤柱宽度合理留设进行了模拟,认为采动叠加和上覆岩层性质是

收稿日期:2020-05-30

\* 通信作者, E-mail: 18135502610@163.com

影响煤柱稳定性的重要因素.总而言之,对于煤柱稳定性已经有了较深入的理论研究,但对于不同的矿井地质条件,仍需对其进行针对性研究.因此本文通过水压致裂法和数值模拟对 22116 孤岛工作面煤柱稳定性进行研究.

## 1 水力压裂方案设计

根据矿山提供的资料可知,煤层上覆顶板大同组由下往上依次主要为 2.6 m 细粒砂岩(以长石为主)、3.0 m 砂质泥岩、5.0 m 粉砂岩、2.6 m 中粒砂岩、23.0 m 细粒砂岩(以石英为主),总厚 42.0 m,均属于坚硬岩层.在 22116 工作面开采时,上区段 22114 采空区以及下区段 22118 采空区上覆岩层顶板均没有达到稳定状态,由于上覆岩层压力的作用,在开采 22116 工作面时煤柱稳定性成为亟待解决的问题,为满足安全生产需要,对 22116 工作面上覆 23.0 m 细粒砂岩进行水力压裂.

### 1.1 压裂孔布置方案

压裂孔分 A 类孔和 B 类孔,这 2 类压裂孔都能预裂至工作面基本顶位置,符合设计要求.压裂孔的布置如图 1 所示,压裂孔的参数如表 1 所示.

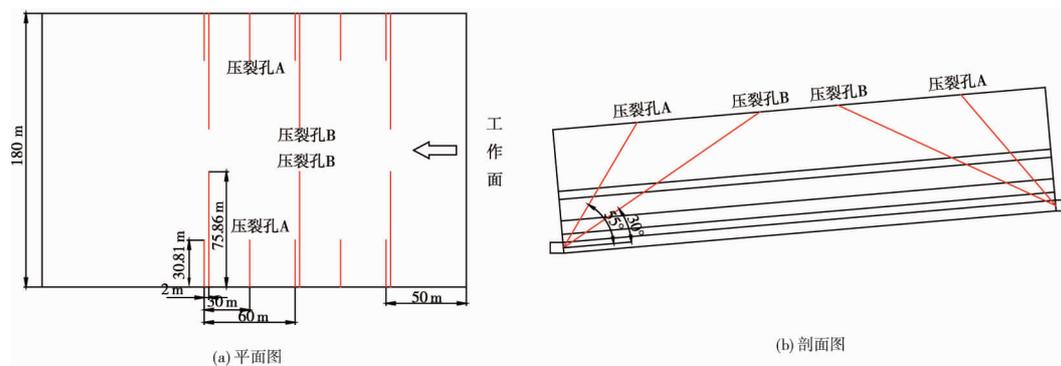


图 1 压裂孔布置

表 1 压裂孔参数

钻孔类型	走向/(°)	倾角/(°)	实际长度/m	直径/mm	间距/m
A 类孔	90	55	53.72	56	30
B 类孔	90	30	87.45	56	60

### 1.2 观测孔布置方案

每个压裂孔周边布置了相应的观测孔,用于对压裂效果如水力裂纹扩展半径等进行观测.图 2 为观测孔布置的平面图和剖面图.观测孔亦分为 A 类孔和 B 类孔(观测孔参数如表 2 所示),通过这 2 类观测孔均能观测到压裂孔注水后的压裂现象,可以更好地确定顶板的压裂效果.

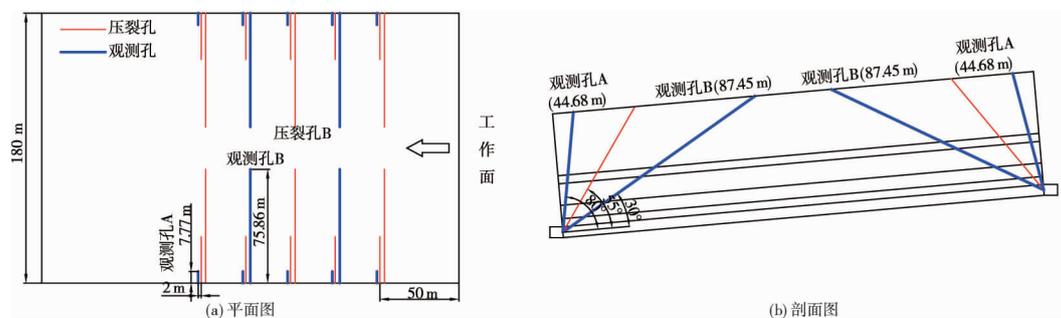


图 2 观测孔布置

表 2 观测孔参数

钻孔类型	走向/(°)	倾角/(°)	实际长度/m	直径/mm	间距/m
A 类孔	90	80	44.69	56	30
B 类孔	90	30	87.45	56	60

### 1.3 总体压裂效果预测

为达到更好的压裂效果,设计 A 类孔和 B 类孔均压裂 5 次,压裂顺序由钻孔底部至钻孔端部。A 类压裂孔注水后,当水从 A 类观测孔或 B 类压裂孔流出时停止注水;B 类压裂孔注水后,当水从 B 类观测孔流出时停止注水。致裂孔注水位置参数如表 3 所示。

表 3 致裂孔注水位置

类别	位置 1	位置 2	位置 3	位置 4	位置 5
压裂中心距 A 类孔口距离/m	53.72	47.95	42.18	36.41	30.64
压裂中心距 B 类孔口距离/m	80.80	72.11	63.42	54.73	46.04

图 3 为预计压裂效果的平面图和剖面图。预计 A 类孔水力裂纹呈椭圆状,短半轴半径约 15.0 m,长半轴半径约 26.5 m;B 类孔水力裂纹呈椭圆状,短半轴半径约 30.0 m,长半轴半径约 40.0 m;A 类压裂孔压裂靠近运输巷一侧和回风巷一侧的顶板岩体,B 类致裂孔压裂工作面中部顶板岩体,促进顶板岩体随着工作面的推进及时垮落,达到释放上覆岩层压力、减缓煤柱受力的目的。

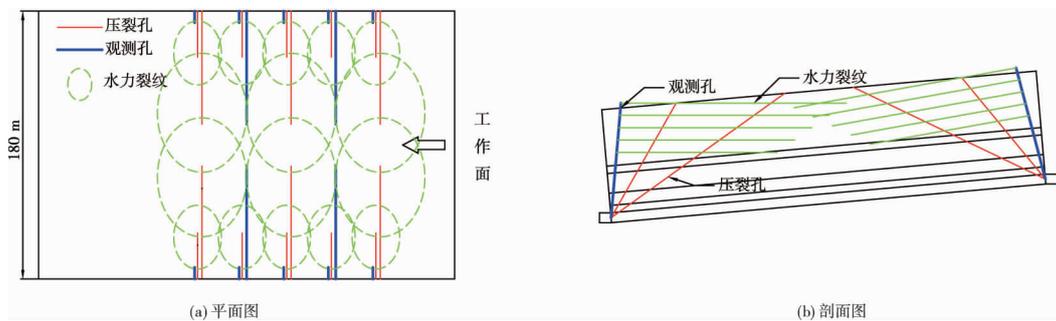


图 3 预计致裂效果

## 2 不同条件下煤柱稳定性数值模拟研究

### 2.1 模型方案

为更清楚了解煤柱在上覆岩层作用下的变形情况以及水力致裂释压的可行性,根据 22116 工作面地质资料建立 UDEC 数值模型,模型设置左右边界及底部边界速度为 0,上部施加垂直应力进行计算,如图 4 所示。模型宽度为 382 m,高度为 67 m,模拟煤层厚度为 4 m,起始模拟运巷煤柱宽度为 12 m,风巷煤柱宽度为 10 m。模型开挖主要分为 22114 采空区、22118 采空区及 22116 工作面,其中首先开挖 22114 和 22118 工作面各 80 m,待模型达到一定平衡状态时再开挖 22116 工作面 180 m。开挖 22116 工作面时,在风巷及运巷煤柱上各布置 10 个监测点以监测煤柱位移情况。

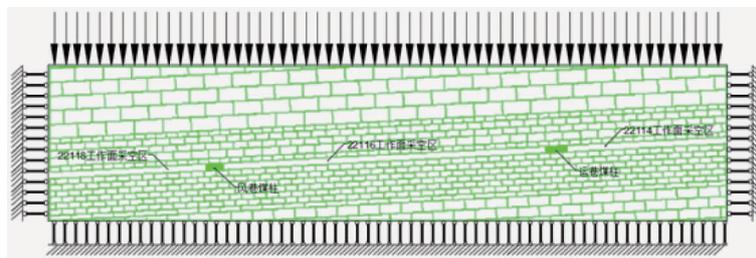


图 4 数值计算模型

### 2.2 顶板压裂前不同煤柱宽度的位移情况分析

为研究在不同煤柱宽度条件下煤柱的变形情况,设置 4 组不同煤柱宽度进行对比,运巷煤柱宽度和风巷煤柱宽度分别为 12 和 10 m,15 和 12 m,18 和 15 m,20 和 18 m。煤岩层力学参数及节理力学参数如表 4 和表 5 所示。

根据模拟结果得到风巷煤柱宽度变形情况和运巷煤柱宽度变形情况分别如图 5 和图 6 所示,可以看出煤柱宽度为 10 m 时,煤柱挤帮严重且最大变形位于煤柱中央,最大变形量达到 1.5 m 左右;煤柱宽度为 12 m 时,变形量相对于 10 m 时要小,但最大变形量仍为 0.9~1.1 m,对于整个巷道安全来说是极为不利,且煤柱上方及下方在上覆岩层压力作用下较煤柱初始位置有很大位移,致使巷道断面急剧减小,不利于安

全维护;但是当煤柱为15 m时,煤柱变形情况得到极大改善,变形量仅仅为0.2~0.3 m;当煤柱为18 m时,煤柱变形较15 m时略有改善,变形量仅在0.1 m左右;当煤柱为20 m时,煤柱变形较18 m时基本没有太大的变化.故据此考虑经济及安全性可以判断:当煤柱处于15 m时为最佳煤柱宽度,有利于后期煤柱维护以减少安全事故的发生.但此时模拟并未考虑矿井实际生产时对工作面上覆岩层的相关措施,为进一步确认15 m煤柱的合理性,对工作面上覆岩层进行模拟压裂以更符合现场实际.

表4 计算模型煤岩层物理力学参数

岩层	密度/(kg/m <sup>3</sup> )	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	抗拉强度/MPa	内聚力/MPa	内摩擦角/(°)
中粒砂岩	2 340	14.22	5.15	4.06	4.67	30
粉砂岩	2 650	12.00	8.18	4.30	8.99	36
砂质泥岩	2 659	2.51	1.36	2.34	1.90	21
2#煤层	1 400	3.50	2.21	1.70	1.21	20
泥岩	2 240	2.33	1.47	1.50	2.36	21
细粒砂岩	2 600	11.97	8.27	3.00	9.30	34

表5 计算模型煤岩层节理力学参数

岩层	法向刚度/GPa	切向刚度/GPa	抗拉强度/MPa	内聚力/MPa	内摩擦角/(°)
中粒砂岩	5.0	2.50	0.4	1.70	15
粉砂岩	5.2	2.20	0.3	1.26	18
砂质泥岩	2.6	1.70	0.5	1.20	15
2#煤层	2.2	1.40	0.1	1.00	12
泥岩	2.7	1.70	0.7	1.40	13
细粒砂岩	5.5	2.28	0.5	1.96	14

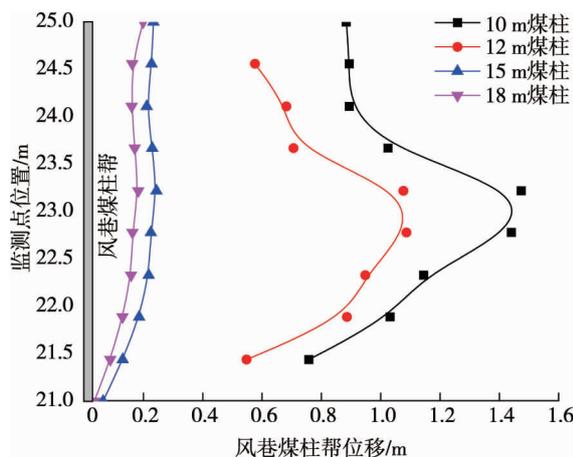


图5 顶板压裂前风巷煤柱变形情况

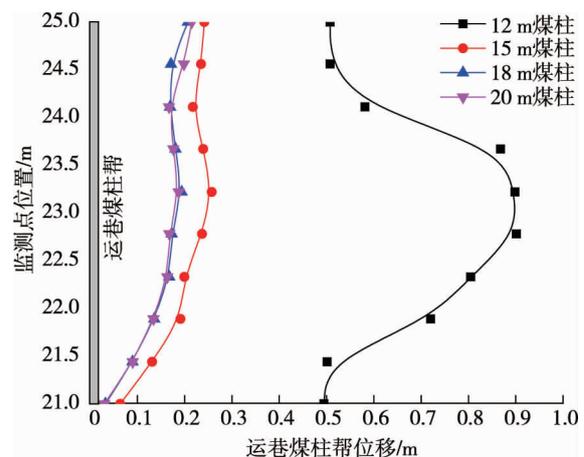


图6 顶板压裂前运巷煤柱变形情况

### 2.3 顶板压裂后煤柱位移情况分析

根据顶板水力压裂预计效果,拟采用降低上覆岩层力学参数及节理力学参数的方法进行模拟水力压裂,将上覆23.0 m细粒砂岩物理力学参数降低为初始值的80%(如表6所示),节理力学参数降低为初始值的50%(如表7所示),以达到水力压裂后岩层的力学效果.

表6 软化后岩层的物理力学参数

岩层	密度/(kg/m <sup>3</sup> )	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	抗拉强度/MPa	内聚力/MPa	内摩擦角/(°)
细粒砂岩	2 600	9.576	6.616	2.4	7.44	34

表7 软化后岩层的节理力学参数

岩层	密度/(kg/m <sup>3</sup> )	法向刚度/GPa	切向刚度/GPa	抗拉强度/MPa	内聚力/MPa	内摩擦角/(°)
细粒砂岩	2 600	2.75	1.14	0.25	0.98	14

由上节模拟可知,煤柱宽度为12,15 m时其变形量最具代表性,故模拟压裂后的煤柱位移情况时选取这2种煤柱宽度进行.模拟采用两种方案进行压裂前后的对比,方案一为初始力学参数模拟结果,方案二为模拟压裂后力学参数模拟结果.如图7和图8所示分别为风巷煤柱宽度变形情况和运巷煤柱变形情况.

模拟结果显示:当煤柱宽度都为 12 m 时,方案一煤柱最大变形量为 0.9~1.1 m,方案二煤柱最大变形量为 0.7~0.8 m,可见模拟压裂后,煤柱变形相对较小,但仍存在安全风险;当煤柱宽度都为 15 m 时,方案一与方案二的煤柱变形相差不大,变形量基本在 0.20~0.25 m 之间,可见煤柱宽度为 15 m 时压裂效果不明显。对比这 2 种煤柱宽度发现,15 m 的煤柱变形量较小,完全符合安全生产需要。

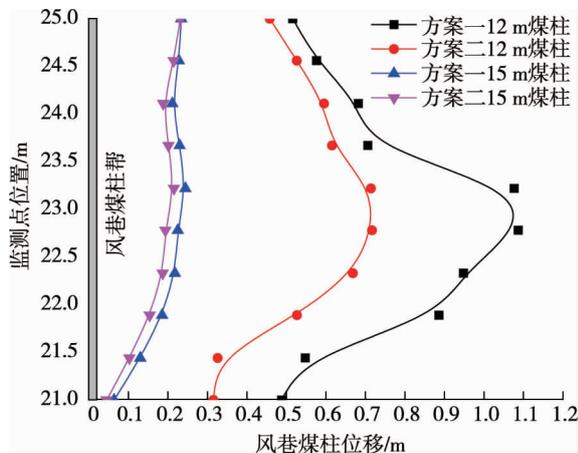


图7 顶板压裂后风巷煤柱变形情况

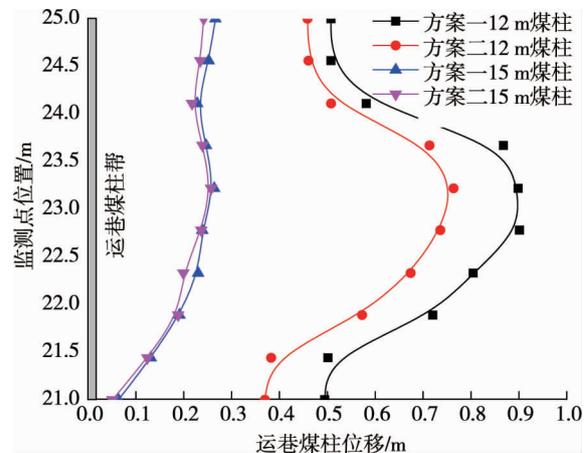


图8 顶板压裂后运巷煤柱变形情况

通过上述 2 次模拟结果来看,22116 孤岛工作面煤柱宽度选取 15 m 是合理的,也说明水力压裂对于煤柱稳定性是有效的。

### 3 结论

- 1) 提出水力压裂设计方案,预计水力裂纹呈椭圆状,且水力压裂可以释放上覆岩层应力、减缓煤柱压力。
- 2) 不同煤柱宽度条件下的模拟显示,22116 工作面开采时留设 15 m 宽的煤柱有利于工作面煤柱的稳定性及巷道安全;同一煤柱宽度条件下,致裂后的煤柱变形较小,说明水力压裂设计对 22116 工作面煤柱稳定性具有积极作用,为工作面安全生产提供了实践指导意义。

### 参考文献:

- [1] Peng S S. 煤矿地层控制[M]. 高博彦,韩持,译.北京:煤炭工业出版社,1984.
- [2] 张洪伟,万志军,张源,等.基于端头垮落煤岩体注浆加固的综放沿空掘巷窄煤柱稳定性分析[J/OL].煤炭学报:1-9 [2020-05-30]. <https://doi.org/10.13225/j.cnki.jccs.2020.0028>.
- [3] 顾士坦,魏宝贞,蒋邦友,等.双侧采空不规则煤柱稳定性分析[J].煤矿安全,2020,51(3):216-220.
- [4] 朱卫兵,许家林,陈璐,等.浅埋近距离煤层开采房式煤柱群动态失稳致灾机制[J].煤炭学报,2019,44(2):358-366.
- [5] Kahir A W, Peng S S. Causes and mechanisms of massive pillar failure in a southern West Virginia coal mine[J]. Mining Engineering, 1985, 37(4):323-328.
- [6] Lu P H. Triaxial-loading measurement for mine-pillar stability evaluation[C]//Proceedings of the 27th U S Symposium on Rock Mechanics. New York: American Rock Mechanics Association, 1986:379-385.
- [7] 崔希民,逯颖,张兵.基于载荷转移距离和有效宽度的煤柱稳定性评价方法[J].煤炭学报,2017,42(11):2792-2798.
- [8] 王春秋,高立群,陈绍杰,等.条带煤柱长期承载能力实测研究[J].采矿与安全工程学报,2013,30(6):799-804.
- [9] 赵景礼,常中保,田筱剑,等.错层位采煤法非常规区段煤柱稳定性理论研究[J].矿业科学学报,2018,3(1):55-60.
- [10] 郝育喜,李化敏,袁瑞甫,等.煤柱稳定性的微震监测研究[J].煤炭工程,2012(11):64-67.
- [11] 宋义敏,杨小彬.煤柱失稳破坏的变形场及能量演化试验研究[J].采矿与安全工程学报,2013,30(6):822-827.
- [12] 曹胜根,曹洋,姜海军.块段式开采区段煤柱突变失稳机理研究[J].采矿与安全工程学报,2014,31(6):907-913.
- [13] 陈彦龙,吴豪帅.露天矿端帮开采下的支撑煤柱突变失稳机理研究[J].中国矿业大学学报,2016,45(5):859-865.
- [14] 张向阳,常聚才,王磊.深井动压巷道群围岩应力分析及煤柱留设研究[J].采矿与安全工程学报,2010,27(1):72-76.