

· 煤田地质 ·

文章编号: 1001-1986(2001)03-0001-04

断层对顶板稳定性影响相似模拟试验研究

彭苏萍, 孟召平 (中国矿业大学资源开发工程系, 北京 100083)

李玉林 (煤炭科学研究院西安分院, 陕西西安 710054)

摘要: 通过相似模拟试验方法分析了不同倾向高角度正断层, 在采动影响下顶板岩体变形破坏和矿压分布规律。结果表明, 在采动影响下断层“活化”, 断层带及其影响范围内的岩体破碎, 表现为周期断裂步距小, 冒落带高, 尤其是断层下盘, 顶板稳定性差; 当工作面开采到离断层面 22.5~30 m 时, 直到断层位置的前方煤体中支承压力增大, 煤体被压碎, 且随着距断层面距离的缩小, 支承压力的峰值位置向工作面前方转移; 通过断层后, 顶板岩体中支承压力减小, 比无断层存在的情况要低。

关键词: 断层; 煤顶板稳定性; 相似模拟试验

中图分类号: P584 文献标识码: A

1 引言

断层是影响顶板稳定性的重要地质因素, 对煤层采区(或工作面)进行准确的构造分析, 对采区布置和确保开采及有效支护起决定性的作用^[1]。长期以来, 国内外不少学者已注意到断层对采矿的影响, 并已进行了卓有成效的研究^[2~4]。在采动影响下, 易于使构造结构面“活化”^[5], 使煤层顶板稳定性受到影晌。由于受观察条件的限制, 现有的岩层控制和矿压理论基本上都是以均匀连续介质假设作为理论研究前提, 不能考虑岩层中存在的不连续面, 如节理、裂隙以及断层的影响。而实际上岩层中存在大量的节理、裂隙和规模不等的断层, 这些不连续面的存在影响了矿压分布规律, 尤其是当开采区域断层比较发育时, 断层对矿压分布规律的影响十分明显, 在这种情况下就不得不考虑断层不连续面的影响。相似材料模拟试验可以观测到一些现场无法观测的现象, 能够模拟岩层在开采过程中遭受破坏的整个变形过程。本文以淮南新集井田主采煤层及其顶底板沉积岩体为模拟对象, 根据工作面开采方向与正断层倾向之间的关系, 概化为两种断层模型, 分析了断层在采动过程中的力学行为和运动规律。试验结果对顶板岩层控制是非常有益的。

2 试验模型

模拟试验采用平面应力模型架, 模型架的长×

宽×高为 2.5 m×0.2 m×1.8 m 地质模型位于淮南新集井田, 主采煤层为上石盒子组的 13-1 煤, 煤厚(含 13-1 下煤)6.2~10 m, 平均 8 m, 具有良好的冒放性, 有利于综放开采。煤系地层之上被推覆体外来系统的下元古界片麻岩和寒武系石灰岩覆盖。由于推覆构造的存在, 给综采放顶煤安全开采带来一定的威胁, 开采地质条件在国内外具有典型性和特殊性。

根据断层产状和开采方向关系, 主要考虑了两组不同方向的高角度断层(断层倾角大于 45°)对顶板稳定性的影响, 一组是倾向开采方向(断层构造模型 1); 另一组是倾向采空区方向(断层构造模型 2)。

2.1 断层构造模型 1

位于淮南新集井田南中央采区, 为松散层推覆体下综放开采。走向长 500 m, 高 300 m, 模拟整个地层至地表。煤层底板平均深度为 300 m, 其中推覆体花岗片麻岩厚度取 20~90 m, 寒武系灰岩和泥岩厚 4.9~48 m, 阜凤逆冲断层破碎带厚为 1.7~17.4 m。模型中 13-1 煤采厚为 7.5 m, 顶板岩性为砂质泥岩, 中细砂岩和粉砂岩, 其中距煤顶板 2.2~8.5 m 分布的第一层砂岩(中细砂岩)厚度为 4.2~5.9 m, 且稳定。在模型中部存在一条正断层, 断层倾向开采方向, 倾角 60°, 落差为 5 m, 将煤层顶板岩层切断。回采工作面由断层的下盘往上盘方向开采(图 1)

收稿日期: 2000-08-28

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(编号 59774003 和 49872053); 国家 95 攻关项目(编号 97224-02)

作者简介: 彭苏萍(1959-), 男, 江西萍乡人, 中国矿业大学教授, 博士生导师, 从事工程地质与工程物探研究。



图 1 断层构造模型 1



图 2 断层构造模型 2

2.2 断层构造模型 2

位于淮南新集井田北部,走向长 375 m,高 185 m 模型中 13-1 煤层底板平均深度 510 m,煤层采厚 8.0~8.7 m 模拟上覆岩层厚 100 m,补偿厚度为 400 m 煤层上覆岩层岩性为泥岩、中细砂岩、粉砂岩、砂质泥岩、砂泥岩互层等,其中 13-1 煤的直接顶被冲刷,为粉砂岩和细砂岩沉积,厚度为 8.0~9.3 m 在模型中存在一条正断层,倾角为 70°。回采工作面由断层的上盘往下盘方向开采。(图 2)

3 断层模拟结果分析

3.1 顶板岩体变形破坏规律

模型试验表明,由于断层的存在,在断层带及其影响范围内岩体破碎,当工作面开采到距断层面 22.5~30 m 时,前方煤岩体中支承压力增大,煤体被压碎。在顶板岩体中无论是由断层的下盘往上盘方向开采,还是由断层的上盘往下盘方向开采,在断层下盘靠近断层面附近最易冒顶。但是通过断层时,由于断层倾向不同,顶板岩体变形破坏特征各异。

在断层模型 1 中(由断层的下盘往上盘方向开采),在工作面前方,矿压作用力方向近乎平行于前方断层,断层易于“活化”,顶板岩体易于利用断裂结构面发生滑移、回转和破坏失稳,当工作面开采到离断层面 6~15 m 时,由于受采动影响,断层“活化”,形成“Z”字型拉张断裂,(图 3)断层下盘沿断层面拉伸下沉,且两盘相对位移达 0.2~0.6 m 由于断层“活化”,导致断层下盘岩体破碎,且随着工作面靠近

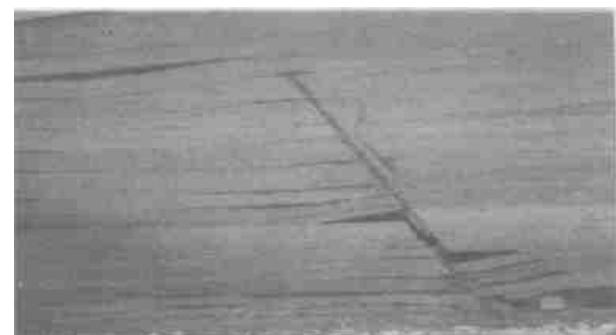


图 3 断层由采动“活化”产生“Z”字型拉张断裂



图 4 断层由采动“活化”产生雁行断裂

断层面位置,周期断裂步距由正常区的 18.0 m 减小到 8.5 m 冒落带高度达到最大值(36 m) 过断层后,由于断层面进一步拉裂和滑动,不能完全把覆岩重量转移到回采工作面前方,使煤壁前方及其顶板岩体中压力减小,且冒落高度减小到正常值(18 m)。

在断层模型 2 中(由断层的上盘往下盘方向开采),在工作面前方矿压作用力方向近乎垂直于前方断层,易于形成砌体梁式或传递梁式平衡结构。与断层构造模型 1 相比,断层不易于“活化”,只有当工作面推进到断层面附近,断层才开始“活化”,且沿断层面产生拉张裂隙 通过断层后,除利用断层结构面外,在断层两旁产生一系列拉张裂隙,呈雁行排列,(图 4)裂隙方向倾向开采方向,倾角 71°。

过断层后,由于断层下盘沿断层面拉裂和滑动,冒落带和冒裂带高度分别由断层上盘正常区的 7.5 m 和 72 m 增大到 22.5 m 和 96 m,周期断裂步距由断层上盘正常区的 27.75 m 减小到 10.5 m 由于过断层时沿断层面活化,导致断层下盘较上盘岩体破碎,顶板易于冒落,影响范围达 30 m 左右,因此应加强过断层后顶板的控制与管理。

试验结果还表明,在断层模型 1 中,由于推覆体的存在,随着工作面推进,当冒落、弯曲发展到厚层花岗片麻岩(20~90 m)时,其坚硬岩体阻止了顶板变形破坏的连续性。除了形成冒落带、裂隙带和弯曲下沉带外,由于推覆体久悬不落,形成离层带。由于

片麻岩岩体的完整性存在着很大的差异,加之厚度在开采方向上的变化,在自重和上覆岩体压应力作用下,当工作面开采长度达170 m时,片麻岩岩体发生断裂破坏,且断裂位置位于切眼上方,距切眼62 m处。同时由于顶板岩体组合结构的差异性,顶板破坏形态明显地出现偏态,冒裂角在开切眼上方为64°24',在停采线上方为56°。

3.2 矿压分布规律

试验表明,在断层上、下盘随着观测点距断层面之间的距离减小,断层对顶板岩体的影响增大,煤层及其顶板岩体破坏程度随之增加。在采动过程中,支承压力的峰值位置在工作面前方由小到大变化;由于断层倾向不同,随着工作面推进,顶板岩体中支承压力的峰值大小各异。

在断层构造模型1中,压力盒布置在13-1煤顶部,且位于断层面两侧和各周期断裂前,其中3、5、6号点位于断层的下盘,距断层面距离分别为70 m、30 m和10 m;7、8、9号点位于断层的上盘,距断层面距离分别为10 m、30 m和50 m。回采工作面由断层的下盘往上盘方向开采,在采动过程中各测点的相对压力(P/P_{max})与回采工作面距离 S (m)之间的关系曲线如图5所示。

由图可知,在采动过程中,支承压力峰值位于工作面前方10 m,3号点和9号点分别位于断层下盘和上盘,且远离断层面,分别代表不受断层影响的情况。当工作面位于断层下盘开采时,断层位于工作面前方煤岩体中,随着工作面向断层面靠近,断层下盘岩体向下移动,断层面被拉伸,断层开始“活化”,直到断层位置的前方煤岩体中支承压力开始增大(如图中5号点);当工作面推进到距断层20 m时,支承压力达到最大(如图中6号点);在断层上盘的煤岩层中支承压减小(图5)。

试验结果表明,在回采工作面前方煤体中受断层影响的6号点的支承压力比无断层影响的3号点支承压力增大了4.3倍,在回采工作面煤壁和其前方断层之间煤柱之上的压力分布类似于小的残留煤柱的情况,断层面倾角越大,断层下盘压力越高,在小的残留煤柱情况下,压力峰值出现在煤柱中部,并且煤柱愈窄,压力峰值愈高,煤的抗压强度是残余煤柱承压作用的极限。

当工作面过断层后,由于断层面倾向开采方向,顶板岩体中压力拱的前拱作用力方向近乎平行于断层面,断层已全部“活化”,断层面两盘岩体之间具有较小的静摩擦,从而断层可以完全地阻止顶板岩石载荷向前方煤体中转移,以致工作面在通过断层后,

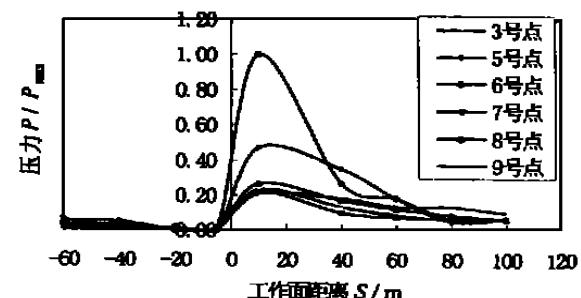


图5 模型1采动过程中煤岩体矿压分布规律图

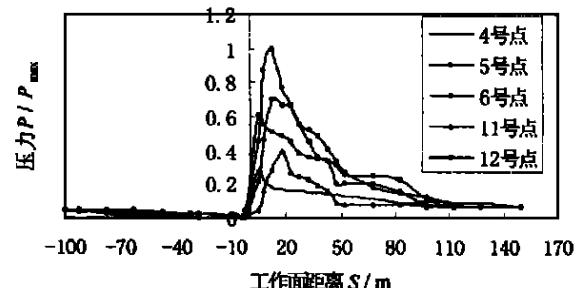


图6 模型2采动过程中顶板岩体矿压分布规律图

前方煤体中支承压力减小,比无断层存在的情况要低。而在采空区已冒落的矸石中压力将升高,因为开采区之上存在的岩体重量与煤层中载荷和采空区已冒落的矸石中载荷的总和是相等的。

在断层模型2中,因为13-1煤直接顶被冲刷,压力盒全部布置在13-1煤顶板细粉砂岩中,且靠近煤层,测点布置在断层面两侧和各周期断裂前,其中测点4、5和6均位于断层上盘,距断层面距离分别为50 m、30 m和10 m;测点11和12均位于断层下盘,距断层面距离分别为10 m和30 m。与断层模型1相反,回采工作面由断层上盘往下盘方向开采,在采动过程中各测点的相对压力(P/P_{max})与回采工作面距离 S (m)之间的关系曲线如图6所示。

由图可知,在采动过程中,在断层面两侧,支承压力峰值位于回采工作面前方顶板岩体中2.5~17.5 m。图中断层上盘的4、5和6号点支承压力峰值位置分别位于工作面前方顶板岩体中2.5 m、7.5 m和12.5 m;而在断层下盘的11和12点支承压力峰值位置分别位于工作面前方顶板岩体中17.5 m和7.5 m。因为靠近断层面煤层及其顶板岩体破碎,岩体强度较低,不能和岩体内部一样抵抗覆岩压力,致使支承压力峰值向内部转移,因此靠近断层面支承压力峰值位于工作面前方岩体中距离大;而远离断层面,煤层及其顶板岩体完整性较好,岩体强度大,能较好的抵抗顶板压力,因此支承压力靠近工作面煤壁上方。

在采动过程中,除了断层对支承压力峰值位置

产生重要影响外,对支承压力的大小亦产生显著的影响。当工作面位于断层上盘开采时,此时断层位于工作面前方煤层及其顶板岩体中,与断层构造模型 1 相似,随着工作面向断层面靠近,断层上盘顶板岩体向采空区移动,断层面受剪切,支承压力开始增大(如图中 5 号点),当工作面推进到距断层 20 余米时(如图中 6 号点),支承压力达到最大;当工作面推过断层后,断层已全部“活化”,在断层下盘煤层及其顶板岩体中支承压力减小(图 6)从图中可以看出,位于工作面前方顶板岩体中,且靠近断层面的 6 号点支承压力比远离断层面的 4 号点支承压力升高了 4.2 倍,同模型 1 情况相似,在回采工作面煤壁和其前方断层面之间煤柱之上的压力分布类似于小的残留煤柱的情况,但与模型 3 相反,断层面倾角越大,断层上盘岩体中压力相对减小,在小的残留煤柱情况下,压力峰值出现在煤柱中部,并且煤柱越窄,断层面倾角接近 45°,压力峰值愈高,煤层及其顶板岩体中的抗压强度是残留煤(岩)柱承压作用的极限。

比较断层构造模型 1 和 2 可知,存在倾向与开采方向相反的正断层比倾向与开采方向相一致的正断层,在工作面前方顶板岩体中支承压力要大。显然,在井下采动过程中,在工作面前方存在断层的情况下,工作面前方煤(岩)体中支承压力明显增大,且在单轴压缩条件下,比煤(岩)体的承载能力要大得多,因此当回采工作面前方煤体接近断层时,在支承压力作用下,产生裂隙,煤体被压碎,强度降低,从而使传递压力的能力减弱,支承压力峰值位置向前方煤体中转移。

当工作面过断层后,此时断层位于采场中,由于断层面倾向采空区方向,顶板岩体中压力拱的前拱作用力方向与断层面斜交,当工作面推过断层后,断层虽然“活化”,但断层面两盘岩体之间具有较大的静摩擦力,断层两侧岩体呈现整体下沉趋势,顶板岩体易于形成力学结构平衡,从而与倾向开采方向的断层相比,该方向的断层难以完全阻止顶板岩体载

荷向前方煤岩体中转移,以致在过断层后,前方煤岩体中支承压力较倾向开采方向的断层要高,但比无断层存在的情况要低。

4 结论

通过模拟试验得到如下结论:

a. 由于断层存在,在采动影响下断层“活化”,在断层带及其影响范围内岩体破碎,表现为周期断裂步距小,冒落带高,顶板稳定性差。无论是由断层的下盘往上盘方向开采还是由断层的上盘往下盘方向开采,在顶板岩体中断层下盘靠近断层面附近最易冒顶,且影响范围达 30 m 左右。

b. 在断层上、下盘,随着距断层面距离的减小,断层对顶板岩体的影响增大,煤层及其顶板岩体破坏程度随之增加,在采动过程中,支承压力的峰值位置在工作面前方由小到大变化。当工作面开采到离断层面 22.5~30 m 时,直到断层位置的前方煤体中支承压力增大,煤体被压碎;随着工作面推进,由于断层倾向和距断层面距离的不同,顶板岩体中支承压力的峰值大小各异。

c. 当工作面过断层后,断层全部“活化”,从而阻止顶板岩体载荷向前方煤体中转移,以致前方煤岩体中支承压力减小,比无断层存在的情况要低。

参考文献

- [1] Kose H. Modeltheoretische Untersuchung der Gebirgsdruckverteilung beim Abbau[J]. Glückauf-Forschungshefte, 1987, 48(1): 17~22.
- [2] Adler B E. Tektonische Deformationszahl zur Gebirgsbeschreibung[J]. Glückauf, 1978, 114(4): 169~175.
- [3] 孟召平,王冲,彭苏萍等. 地质构造有限变形几何分析及其应用[J]. 煤炭学报, 1998, 22(5): 119~123.
- [4] 夏玉成,胡明星. 矿井构造的 GMDH-BP 评价预测方法及其应用[J]. 煤炭学报, 1997, 22(5): 466~469.
- [5] 于广明,谢和平,扬伦. 采动断层活化分形界面效应的数值模拟研究[J]. 煤炭学报, 1998, 23(4): 396~399.

Influence of faults on coal roof stability by physical modeling study

PENG SUPING, MENG ZHAOPENG (China University of Mining and Technology, Beijing 100083, China)
LI YULIN (Xi'an Branch, China Coal Research Institute, Xi'an 710054, China)

Abstract Through simulation test of similar materials, the distribution of deformation failure and underground pressure with high-angle faults of different dip direction are analyzed during coal mining operation. The results indicate that roof rock-mass in fault zone and its influential range is broken and with poor stability by activation of fault after coal mining, so the distance of periodic weighting decreases and the caving zone increases, particularly in the footwall of fault. When working face is mined about 22.5 to 30.0 m to the fault, the abutment stress ahead of working face obviously increases, coal seam is crushed, and the peak value of abutment stress migrates to the inside of rocks(coal) with reduction of distance away from the fault. Compared with non-fault, the abutment stress of the foot rock mass decreases after passing the fault.

Key words fault; coal roof stability; similar simulation test