

西安科技大学

---

硕士学位论文

---

急倾斜煤层综放工作面顶煤运动规律研究

---

姓名：吴学明

---

申请学位级别：硕士

---

专业：采矿工程

---

指导教师：来兴平

---

20090524



**关键词：**急斜煤层；顶煤运动；破裂失稳演化；效果评价

**研究类型：**应用研究[本研究得到国家自然科学基金(10772144,10402033)资助]

**Subject : Research on the Movement Law of Top-coal under the Full-mechanical Mining in Steep Coal Seam**

**Specialty : Mining Engineering**

**Name : Wu Xueming (Signature) \_\_\_\_\_**

**Instructor: Lai Xingping (Signature) \_\_\_\_\_**

## **ABSTRACT**

The movement law of top-coal under the full-mechanical mining in steep coal seam is different from gently inclined coal. Physical-the geometric characteristics and spatial and temporal relations, dynamic disaster is very likely to be induced by the such complexity conditions of the top coal. In this study, engineering background is safety mining technology for the top-coal caving face in steep seam. Indoor experiments include The use of theoretical analysis, similar simulation, numerical calculation, site monitoring and so on. The movement of top coal in the the steep coal seam roof caving mining coal is subjected to quantitative analysis of the monitoring from the micro to the macro under different sizes, different experimental models.

The mechanical behavior of tests by using of the injury and breakdown of the characteristics of the dynamic mechanical in coal and rock under uniaxial compression show that, the axial strain injury the greater the deformation of coal more competitive, the greater deformation of axial strain, the more drastic deformation in coal, the higher the degree of breakdown. Experimental breakdown of coal is loaded into the unstable phase of the damage, the release of elastic strain energy reach the threshold, Using the relationship between the acoustic emission energy and the damage variable curve fitting function determine the damage parameters and characteristics in the breakdown of the best circumstances.

Based on direct observation of elastic wave CT Transmission, follow and simulate the breakdown stages of load coal samples instability. Coal weighted not-uniformly at the top and internal, different degrees of damage in coal, coal-like central (local belt) emerge a sudden increase in velocity as well as surround of the coal samples the velocity has the ladder distribution of with the change of stratigraphic, with the increasing of weighted force on coal, as well as the effect from the environment (humid) and the disturbing will gradually lose its

strength characteristics of the original material, localized fracture zone or "empty" will emerge the trend of expand and spread, crack size will gradually increase.

Analoging simulation experiments simulate the drop-down form and the falling trend of rock. The results show that the forms and the trends of rock fall are non-sequential and non-symmetrical, and the jumps and the Level changes in acoustic emission energy and the number of acoustic emission events have different characteristics, however, the overall situation remains unchanged. With the increase of mining depth, the moment compared to a longer period of time, but it will not reduce the risk of rock instability.

Using numerical simulation analysis of the law of displacement and stress of the top-coal and the overlying goaf. At top-coal movement high stages, its internal stress and surrounding stress show a larger stress drop, and have an uneven distribution, the value of maximum stress and minimum principal stress has a larger shows that the direction and extension, the deformation affects a wide range, and even extends to the surface. Because of the specificity the conditions of coal seam occurrence and the advantages of exploitation technology, along with mining, the low stress conduction potential belt exist in coal alleviates the local principal stress and shear stress concentration area. In addition, with the increasing in promote distance of face, form variables dramatically increase with the speed of advance, it is difficult to reach a temporary equilibrium state. the original structure of shear localization within Rock can develop large-scale sliding block at any time, and further the evolution laws of stress and displacement in top-coal and goaf, further reflect the degree of structure joint, physical and geometric characteristics in the face with top-bottom and overburden goaf,also the complexity and randomness in the process of dynamic temporal and spatial evolution.

**Keywords:** Steep coal seam Top coal movement Evaluation of damage and instability  
Effect evaluation

**Thesis** : Applicable reearch [This study was funded by the National Natural Science  
Foundation(10772144,10402033)]

# 西安科技大学

## 学位论文独创性说明

本人郑重声明：所呈交的学位论文是我个人在导师指导下进行的研究工作及其取得研究成果。尽我所知，除了文中加以标注和致谢的地方外，论文中不包含其他人或集体已经公开发表或撰写过的研究成果，也不包含为获得西安科技大学或其他教育机构的学位或证书所使用过的材料。与我一同工作的同志对本研究所做的任何贡献均已在论文中做了明确的说明并表示了谢意。

学位论文作者签名：

日期：

## 学位论文知识产权声明书

本人完全了解学校有关保护知识产权的规定，即：研究生在校攻读学位期间论文工作的知识产权单位属于西安科技大学。学校有权保留并向国家有关部门或机构送交论文的复印件和电子版。本人允许论文被查阅和借阅。学校可以将本学位论文的全部或部分内容编入有关数据库进行检索，可以采用影印、缩印或扫描等复制手段保存和汇编本学位论文。同时本人保证，毕业后结合学位论文研究课题再撰写的文章一律注明作者单位为西安科技大学。

保密论文待解密后适用本声明。

学位论文作者签名：

指导教师签名：

年 月 日

# 1 绪论

## 1.1 选题背景

急斜煤层是指赋存角度  $45^{\circ}\sim 90^{\circ}$  的煤层。这类煤层总储量和历年产量在我国都不超过 5%，但在许多矿区都有赋存，约占我国开采煤田的 40% 以上。开采急斜煤层的原因有重点煤矿(统配煤矿)约占国有重点煤矿总数的 17%，开采急斜煤层的地方煤矿约占地方煤矿总数的 40%。急斜煤层开采技术的改革，从解放初期至目前，经历了三个发展阶段。分段放顶煤工艺的开展缓解了开采与掘进接续紧张，产量和效率低的难题。急斜煤层的赋存条件、煤层结构、应力环境复杂，采煤方法种类繁多，70 年代的仓储式回采使地面形成许多大面积塌陷坑。急斜煤水平分段放顶煤工作面长度必然受到煤层水平厚度的限制，其产量也受到了限制，在工作面推进速度一定的前提下，提高产量和节省资金的有效途径，尽可能合理的提高水平分段高度，而提高段高可能带来新的安全问题。急斜煤层开采后，地表表现出反复沉降的特点，形成深槽形塌陷坑，地表伴随有较大的裂缝。雨水或雪水融化后将渗入采空区，形成老塘积水，在放顶煤过程中，工作面面临水患危害。地表裂缝与工作面顶板侧裂隙沟通后，将形成连通地表与工作面上方巨大采空区的供氧通道，顶板侧面临发火危险。深部水平开采时，各工作面出现瓦斯异常现象，大段高开采下面临瓦斯突然急剧释放危险，有可能诱发并形成新的“爆炸源”。

与缓倾斜长壁综采放顶煤工作面相比，急斜煤层高阶阶段煤体(水平阶段高度 52m)开采后形成的有限尺度(寸)的采空区或开采扰动区(Excavation Disturbance Zone, EDZ)，在一定意义上是形成了一个尺度(采空区尺度)断层或活化的断层结构，其围岩介质“损伤-演化-断裂-失稳”直至诱致伴生动力学现象是一个十分复杂的(可测)多元信息耦合作用的物理-力学过程。在高阶阶段放顶煤(High-Section-Top-Coal-Caving, HSTCC)超前预裂爆破与开采扰动下，采空区覆岩介质在不同层位区域和不同尺度扰动作用下产生剪切-滑移(也明显不同)，极易演化为覆岩介质的强度劣化产生坍塌失稳进而诱致伴生与衍生灾害。急斜厚煤层高阶阶段综放开采的采空区是个变尺寸的空间结构，在预裂爆破弱化扰动下，加剧了煤体的节理化程度、物理-几何特征和时空关系的复杂性。新疆苇湖梁煤矿+579E2EB<sub>1+2</sub> 急倾斜煤层高阶阶段综放工作面煤体开采后形成的采空区多次出现顶板覆岩(老采空区煤矸)动力学坍塌与气体超限现象。

苇湖梁+579E2EB<sub>1+2</sub> 煤层综放开采区域地质赋存环境复杂，见图 1.1，具有灾害风险性，其总体特征为：(1)地面多处已形成大面积“V”字形坍塌槽，见图 1.2(a)。雨雪降水可灌入坍塌槽内诱发顶板失稳，见图 1.2(b)。(2)历史性小窑小井不规则开采与频繁开采扰动，形成了大量的采空区(或空棚)，其内积聚大量有害气体。(3)开采扰动区近邻八道湾

河，水源补给充足，采空区有积水。以上这些问题直接威胁着+579E2EB<sub>1+2</sub>煤层的安全高效开采。苇湖梁煤矿属于低瓦斯矿井，+579E2EB<sub>1+2</sub>急倾斜煤层高阶阶段综放面前期开采中多次出现大范围动力坍塌，并将采空区内有害气体挤入工作面造成伤人现象。

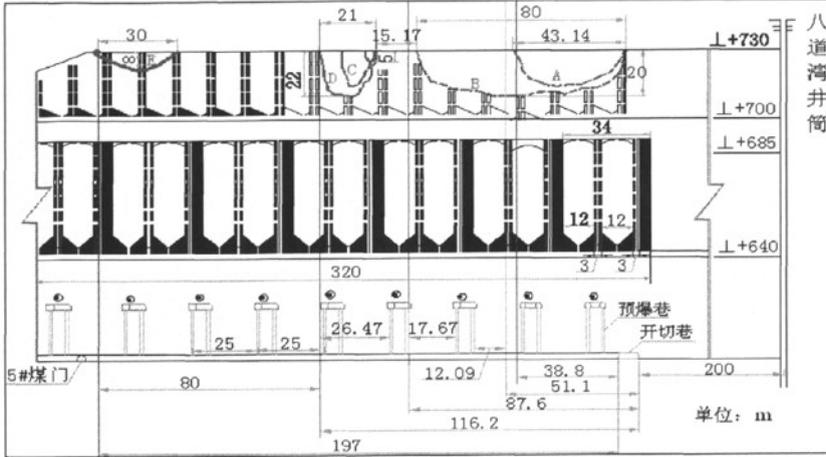
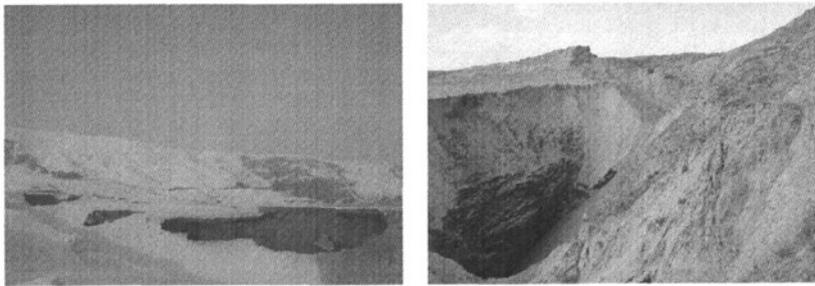


图 1.1 苇湖梁+579E2EB<sub>1+2</sub>煤层(69°)高阶阶段综放面赋存环境



(a) 雨雪隐患

(b) “V”字形坍塌坑

图1.2 灾害风险特征描述

另外，急斜煤层引起的沉陷与缓斜煤层不同，单一缓斜煤层开采的沉陷是一次性的，而单一急斜煤层开采的沉陷随着开采向深部延伸而反复下沉，这进一步增加了研究的复杂性<sup>[1-2]</sup>。因此，要从本质上解决急斜煤层安全开采带来的一系列问题，就必须研究急斜煤层开采顶煤失稳随之而来的伴生与衍生失稳规律，以及开采引起围岩破坏-失稳-演化-传递等过程，只有这样才能使急斜煤层的开采在科学指导下进行。而当煤层倾角大于 55°时，顶板冒落矸石沿工作面倾斜方向的非均匀充填和约束作用使得支撑压力分布规律和围岩变形、垮落具有明显的非对称性和时序性，同时导致底板出现破坏、滑移和支架与设备下滑、倾倒，所构成的“R-S-F”系统的（顶板破断岩块—支架—底板划坏滑移体）系统在工作面推进过程中极易出现动态失稳而引发围岩灾变<sup>[3]</sup>。

急倾斜大段高煤体采用放顶煤开采技术是基于多年开采历史经验一步步奠基而来的，是经过科学论证与现场实践总结来的。在倾角与煤厚及煤质一定的情况下，顶煤冒

落的顺畅与否取决于多方面因数。如块煤率、顶煤及顶板结构的相互影响、支架的反复支撑性能、放煤次序以及支架移动步距等。但是，高阶段开采带来经济效益与降低劳动量的同时所伴生（时间短，也许是几分钟或几天内，发生在瞬间）与衍生（时间长，也许是几个月或几年）的动力灾害也随之而来。这种形式的放顶煤开采称为“不健康放顶煤”，也即“顶煤动力失稳开采”。急倾斜综放开采其本身就是一个外力扰动的动力学连锁效应，爆破震动所释放的爆生力加剧了煤体内部的平衡结构，使原有处于平衡应力环境下的煤岩为了寻求新的平衡而发生应力重分布。在块体移动矢量的路径指引下沿一定的角度或曲线方向做下落运动。顶煤从微观破裂到宏观冒落的过程是一个内部结构发生复杂激烈的静力与动力力学学变化过程。小到微观结构与裂隙的损伤、剪切与演化，大到块体间的摩擦运动及结构体的错位与撞击。总之，顶煤良好的冒放称为“良性放顶煤开采”，反之称为“顶煤动力失稳开采”。

## 1.2 国内外研究动态

顶煤的运动过程是指结构体破坏与冒落及岩层伴生运动的过程。结构体的破坏对于大段高开采时的矿压显现将有显著影响<sup>[4-6]</sup>。二十世纪六十年代，在学习和借鉴国外矿山压力假说的基础上，钱鸣高院士、李鸿昌教授提出了“砌体梁”假说<sup>[7-11]</sup>。认为长壁开采采场支架所受的力之所以只是上覆岩层重量的一部分，是因为裂隙带岩层可能形成某种“大结构”，“砌体梁”就是这一“大结构”。“砌体梁”平衡结构看似梁，实则是一“半拱”。其失稳形式包括滑落失稳、剪切失稳、强度失稳（指咬合处强度）及几何失稳。采场支架必须能够承受“砌体梁”结构“平衡-失稳”作用于它的力，还需适应“砌体梁”结构失稳在开采空间形成的“给定变形”。

张顶立教授将长壁采场顶煤的破坏分为4个区<sup>[12]</sup>，如图1.3所示。

第1区，完整区A，约在煤壁前8m左右至3~4m。顶煤在支承压力作用下裂缝扩展，但远未发生强度破坏。

第2区，破坏发展区B，在煤壁前方3~4m至煤壁近处。煤体已破坏，裂隙扩展，向采空区方向水平变形大于垂直变形，但仍保持相对的完整性。

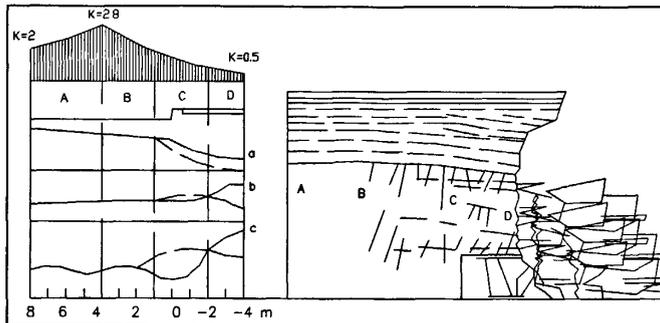


图 1.3 顶煤破坏区

第3区, 裂隙发育区 C, 煤壁前方 1m 左右到控顶区上方距煤距 2m 左右。支架卸载作用使顶煤中的裂隙进一步发育, 裂隙密度增加, 裂缝张开。

第4区, 破碎区 D, 控顶区上方距煤壁 2m 左右以外。顶煤完全破坏, “假塑性结构”失稳, 顶煤丧失连续性, 成为可放出的煤块。

谢和平院士<sup>[13]</sup>讨论了岩石变形破坏过程中的能量耗散、能量释放与岩石强度和整体破坏的内在联系。指出岩石变形是能量耗散与能量释放的综合结果, 并定义了单元耗能、可释放应变能、强度丧失和整体破坏的概念。给出了基于能量耗散的强度丧失准则和基于可释放应变能的整体破坏准则, 分析了各种应力状态下的岩石单元整体破坏的临界应力。

石平五教授认为<sup>[14]</sup>, 对于急倾斜特厚煤层的开采, 采后引起的围岩破坏石向煤层上方和顶板方面发展, 开采过程中顶煤和围岩的破坏过程大致可分 4 个区 (见图 1.4): I 区为顶煤放出区, 即开采引起的围岩破坏是向煤层上方和顶板方向发展的。开采过程中顶煤与围岩的破坏过程存在着明显的分区, II 区沿底座滑区, 靠底板侧未能从窗口放出的顶煤, 能在较长时间内存留, 最后沿底板下滑充填到采空区; III 区顶板离层破坏区, 随开采向下部水平分段发展, 顶板暴露到一定面积后离层向破坏冒落发展, IV 区煤岩滞后垮落区, 随顶板垮落顶煤破坏, 同时向上发展, 冒落顶板和顶煤未能回收, 充填到采空区。由于急倾斜煤层水平分层放顶煤开采围岩破坏主要向煤层上方发展, 因而地表覆盖层破坏与缓倾斜不同, 呈不连续地表塌陷。同时运用弹性力学古典狭长薄板理论, 建立了急倾斜水平分层放顶煤开采顶板变形力学模型, 分析了其变形特征及破断规律。另外建立了顶煤的损伤统计力学模型, 认为煤体微元服从 Weibull 分布, 顶煤以压剪形式破坏, 其随机分布变量满足库仑准则。

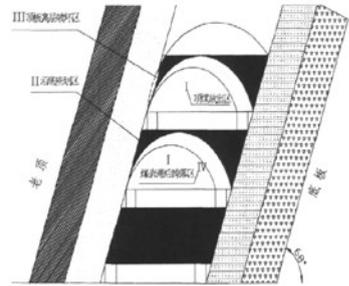


图 1.4 顶煤破坏过程分区图

崔希民、王金安教授认为<sup>[15]</sup>, 急斜煤层开采后, 顶板岩石弯曲冒落, 冒落岩石下滑, 在采空区上部形成了自由空间。当冒落带高度达到一定值, 上部矿柱在重力的作用下, 可能发生失稳, 矿柱沿软弱岩层面与岩体断开, 矿柱向煤层下山方向移动, 其力学模型如图 1.5 所示。只要矿柱与岩体间的摩擦系数  $f > 0.6$ , 剪切安全系数  $k > 1.0$ , 则矿柱不会滑动。当落入地表塌陷漏斗中的岩石不足以支撑上下盘时, 将产生围岩的渐近崩落及将产生围岩的渐近崩落及倾倒破坏, 塌陷漏斗进一步扩大, 甚至形成地表台阶状塌陷盆地。同时, 急倾斜煤层开采过程中的安全矿柱尺寸设计应满

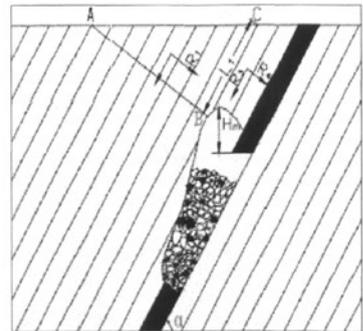


图 1.5 矿柱力学模型

足:

$$l_1 \geq \sqrt{3}HM / \cos\alpha \quad (1.1)$$

靳钟铭教授认为<sup>[16]</sup>,放顶煤过程中由于上位顶煤比下位顶煤松动性差,其块度也相对较大。下位顶煤放出后,上位顶煤在松动和下落过程中容易形成压力平衡拱,拱的存在将阻碍顶煤的放出。

赵朔柱<sup>[17]</sup>认为急斜水平分段放顶煤工作面上方的顶煤和矸石属于散体介质,以拱和拱壳的形态存在,拱壳的平衡是暂时的和有条件的。随着工作面推进,拱壳会失衡。煤层开采后,暴露顶板的面积当达到极限程度时,会沿着倾向和走向破断,并沿倾斜方向形成铰接岩块结构。顶板巷主要表现为来自顶板方向的挤压变形和顶板侧煤帮的破坏,底板巷主要表现为底鼓。

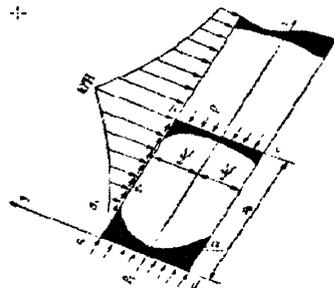


图1.6 煤梁力学模型

康天合等<sup>[18]</sup>从理论上研究了综放开采超前开采工作面注入媒体的水在裂隙中的渗透运动和水对媒体的弱化机理,从试验上得出了注水压力对媒体变形模量的弱化规律和注水含水率对煤的抗压强度的弱化规律。提出了预注水超前工作面的位置、时间、注水含水率、注水量、注水湿润半径、注水孔间距、注水持续时间、注水压力和注水孔布置等工程参数的确定方法。

王卫军教授<sup>[19-20]</sup>在总结现场实践的基础上,应用弹塑性力学及矿压理论分析了急斜煤层放顶煤法顶煤的破碎过程,提出了顶煤破碎机理,引进了“煤梁”的概念,构造了煤梁极限跨度模型,认为在顶煤下部形成了一块两端固定的煤梁,它支撑着上部顶煤和岩体的部分重量及自重,当此梁的跨度达到一定时(极限跨度),在梁中部由于拉应力超过煤体的抗拉强度,导致煤梁失稳、垮落,这一过程反复出现,一直到所有顶煤垮落。因此,煤梁的不断“形成-垮落-形成-垮落”过程,就时顶煤的破碎过程。并建立了顶煤的力学模型,(见图 1.6)。

陈忠辉,王家臣,谢和平等<sup>[21]</sup>利用岩石力学数值分析方法对放顶煤三维采场的顶煤、顶板活动进行了系统研究,得到了三维模型的应力、变形及单元破坏数值分析结果。

东北大学陶连勇等<sup>[22]</sup>通过现场观测、实验室相似材料模拟实验和有限元数值分析,较系统地研究了急倾斜(大倾角)煤层开采时上覆岩层破断机理(剪切破坏)和运移特征。

赵伏军、李夕兵教授应用断裂力学理论建立了急斜煤层巷道放顶煤顶煤的断裂力学模型<sup>[23]</sup>,得出急斜煤层巷道放顶煤较为理想的条件是倾角 70°左右,厚度大于临界厚度且裂纹发育。

吴健教授<sup>[24]</sup>通过通道清矿急斜水平分段放顶煤工作面观测后认为,顶煤的移动过程分为冒落前和冒落后两个阶段,在冒落后阶段又分为冒落过程,压实过程及放出过程,

顶煤开始移动位置位于煤壁前方 3~10m, 平均为 6m, 工作面前方以水平位移为主, 后方以垂直位移为主。

朱川曲、缪协兴教授应用灰色决策方法中的灰色统计方法及模糊数学理论建立了急斜煤层顶煤可放性评价模型<sup>[25]</sup>, 顶煤按可放性分为五类: I类(可放性好)、II类(可放性较好)、III类(可放性一般)、IV类(可放性较差)及V类(可放性差)。

伍永平教授认为倾角大于 35°的走向长壁工作面开采过程中, “支架-围岩”系统的稳定性是此类煤层开采和围岩控制的关键技术基础。顶板破断岩块运动、支架或支护系统位移和底板滑移构成了三维非稳态的“R(顶板)-S(支护系统)-F(底板)”系统<sup>[26-28]</sup>。在工作面推进过程中, 由于不同的地质和生产技术条件的不断变化, 导致构成该系统的 R, S, F 之间形成不同的运动匹配形式, 从而在不同的约束和边界条件下出现不同的失稳形态和围岩灾变模式。

黄庆享教授在对急斜水平分段放顶煤开采的研究中<sup>[29-30]</sup>, 认为顶煤的位移及破坏沿纵向分为三个阶段: 位移增加阶段、加速变化阶段及急变阶段。顶煤破断主要发生于工作面煤壁附近, 顶煤是在悬伸一定长度后才破断的, 建立了顶煤弹性深梁力学模型, 并分析了煤体的破坏形式主要为剪切破坏, 煤体发生破坏的条件为:

$$A \sin \varphi + \frac{1 - \sin \varphi}{2\psi} R_c \leq \tau_{\max}^{\cdot} \quad (1.2)$$

式中,  $\varphi$  为顶煤内摩擦角,  $\psi$  为连续性因子,  $R_c$  为煤体表观单轴抗压强度,  $\tau_{\max}^{\cdot}$  为顶煤内最大有效剪应力。

世界上发达采煤国家中赋存并开采急倾斜煤层的主要是原苏联。如著名的顿巴斯矿区(现属乌克兰)、库兹巴斯矿区(现属俄罗斯), 都赋存有急倾斜煤层。由于原苏联较为重视采矿科学的研究, 对急倾斜煤层开采过程中的覆岩破坏和地表沉陷做过不少工作。然而, 原苏联解体后, 基础产业之一的煤炭工业受到很大冲击, 相关的研究受到的影响就更严重, 对于急斜煤层的研究未见有更新的研究报导。原苏联学者认为<sup>[31]</sup>, 开采单一急斜煤层围岩移动的基本规律如图 1.7 所示。急斜煤层长壁开采后, 对层状岩层, 可在煤层顶底板形成不同的地带。直接顶形成的冒落带(I区), 高度约为开采煤层厚度的 3~5 倍。随采空区面积的增大, 老顶开始移动并沉降在直接顶冒落的矸石上。如果老顶岩层强度较低, 移动带边界处将形成与层面大致成 60~65°的断裂裂隙。老顶岩层离层下沉的范围

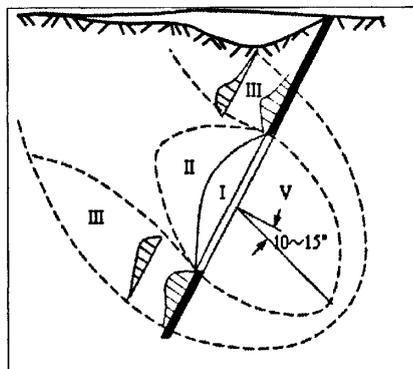


图 1.7 单一急斜煤层围岩移动基本规律示意图 I-冒落带; II-卸载拱; III-支撑压力区; IV-不对称下称盆地; V-底板卸载带

内,个别岩层之间将失去力的联系,从而形成卸载拱(Ⅱ区)。卸载拱外形成压力增高区—支承压力区(Ⅲ区)。回风水平上方,岩层的下沉形成不对称的盆地(Ⅳ区)。底板的卸载带(Ⅴ区)呈不对称的抛物线形,轴线向下稍偏 $10\sim 15^\circ$ 。

土耳其 Hacettepe 大学的 N.E.Yasitli,B.Unver<sup>[32]</sup>利用三维数值模拟成功的对厚煤层放顶煤开采进行模拟运算,他认为顶煤的垮落裂缝越均匀越好。

煤岩动态运动变异及失稳(或突变)问题更加严重,煤炭开采强度与深度逐渐提高,小窑小井的不规范开采以及保护煤柱的结构参数不合理或支撑体系内部结构力学特性劣化,多年形成的大尺度采空区,其承受动力破坏的频繁作用,造成采空区煤岩失稳破坏、大面积坍塌或产生衍生灾害<sup>[33]</sup>。要从本质上解决这一问题,就需要研究开采形成的采空区围岩和地表覆盖层破坏规律,以及开采引起的采动损害及传递过程,才能找出控制采空区失稳以及衍生灾害的科学途径<sup>[34-36]</sup>。

### 1.3 研究目的及意义

急斜煤层开采引起的岩层地表移动必然不同于缓斜煤层的开采。而且随着倾角的增大,使之在矿山压力、顶板稳定性、开采机械化及安全生产方面都存在着许多不同于缓斜煤层之处。顶煤运动面临着顶板覆岩灾害,有可能诱发并形成新的“爆炸源”。研究顶煤从微破裂至断裂失稳机理和规律对灾害防治、控制及减灾提供重要技术途径。所以,综放开采顶煤运动规律研究非常必要,且具有重要意义。文章通过室内各种力学实验方法及现场综合监测手段与多门学科交叉贯通互补的理论研究手段,研究内容紧紧围绕文章题目展开论证与预测分析,实验结果对于西部地质条件下的急倾斜放顶煤开采技术的实施与拓展尤为重要,也为工作面安全开采提供了科学借鉴模式与思想。

### 1.4 研究内容及方法

针对急斜煤层综放工作面而言。工作面顶煤运动至覆岩动力灾害的形成、演化、失稳特征及顶煤超前预裂爆破效果与评价是论文研究的主要问题。所以文章实验主体是研究基于煤岩单轴压缩与集合声、光、波多种模式监测下的局部化损伤与破裂变形特征,继续挖掘加载过程中声发射能量耗散释放规律与局部化损伤非稳态模式,从而进行追踪模拟顶煤破裂失稳量化预测预报机理。研究属于典型的多学科交叉的基础理论研究课题,将充分采用室内力学实验、理论研究、物理模拟和数值模拟相结合的手段,借助岩石力学、结构力学等学科交叉理论分析,对大段高综放开采过程预爆破与开采扰动区域内顶煤运动至动力失稳进行深入研究。研究内容主要包括:

(1) 进行室内小尺寸煤岩单轴压缩与集合声、波多种模式监测下的局部化损伤与破裂变形测试,继续挖掘加载过程中声发射能量耗散释放规律与局部化损伤非稳态模式,从而进行追踪模拟顶煤破裂失稳量化预测预报机理。

(2) 基于 AE 测试的室内急倾斜大段高平面几何相似模拟, 对不同开采阶段(水平)顶煤及附近岩层(直接顶、基本顶)破裂演化过程中的 AE 特征参数动态跳跃变化情况进行实时跟踪监测。

(3) 利用光学窥视仪及数字化智能松动圈对现场高阶段煤体超前爆破至裂后煤体破碎效果进行探测分析与评价。

(4) 利用 FLAC<sup>3D</sup> 三维有限差分法计算程序对苇湖梁煤矿急斜煤层快速推进开采过程中不同推进距离顶煤和采空区围岩力学及位移特征模拟分析。

论文研究技术路线如图 1.8 所示。

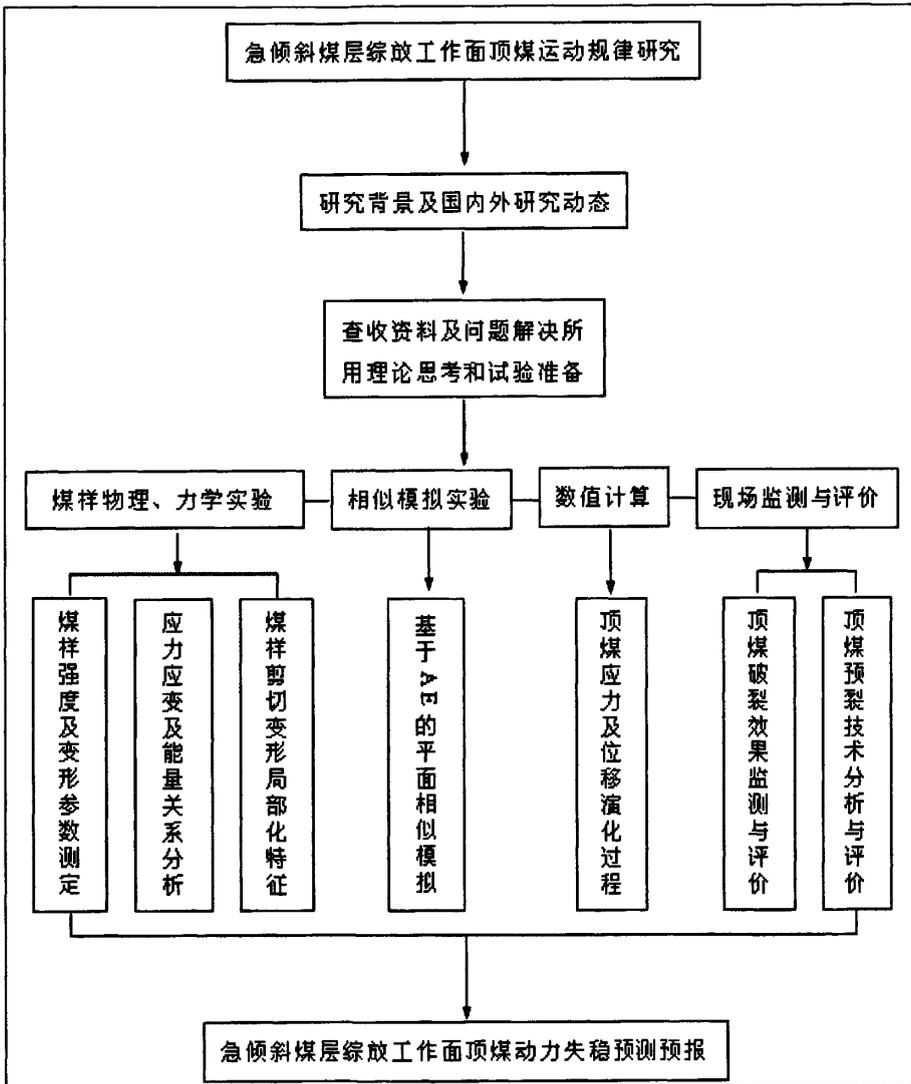


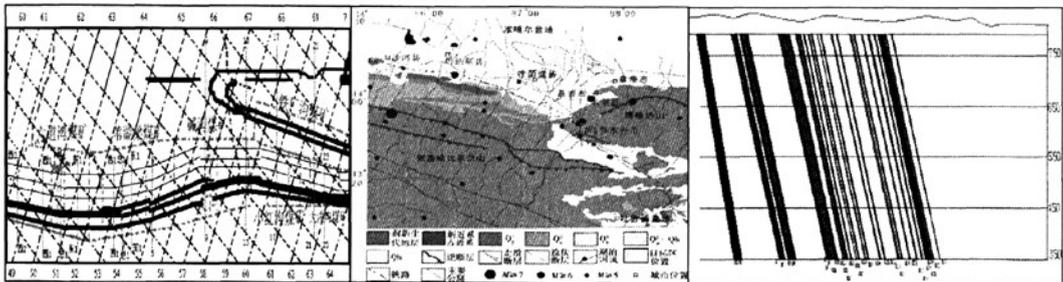
图 1.8 研究技术路线图

## 2 急倾斜煤层综放工作面煤样力学实验

### 2.1 研究区域地质特征及煤层赋存环境

#### (1) 矿区地质特征

乌鲁木齐市附近开采区内的西山-王家沟逆断层组(简称西山断裂组)展布于北天山山前断展褶皱系与博格达推覆构造系的转换部,原被认为是北天山前陆向盆地推覆的八钢-石化盲断层的配套反向逆断层组,由4~5条长度十几公里至近30km的断层组成。西山断层组为盆地向S推覆(由S向N)形成的构造,形成局部对冲,其滑脱面南深、北浅,深约10~15km。西山逆断层组向下汇集到埋深约11km的滑脱面上。西山由向N倾的单斜岩层组成,西山断裂组似为顺层滑动的断裂,但由深地震反射剖面显示的情况分析,断层组应由多个逆冲席组成,逆冲席在运动的过程中伴随有弯曲变形或褶皱变形。矿区西起乌鲁木齐河东至铁厂沟河,走向长19km,可采煤层27层~35层,含煤地层属中下侏罗系八道湾组和西山窑组,平均有益总厚143.38m,倾角 $65^{\circ}$ ~ $88^{\circ}$ 度,属急倾斜煤层群,地质构造简单,矿区主要由八道湾向斜、七道湾背斜和 $F_2$ 断层形成三个构造单元,向斜完整,背斜轴被 $F_2$ 逆断层切割,成为北单斜,煤质属中灰、低硫、高发热量(27.18-33.45MJ/Kg)的长焰煤和弱粘结煤,这种赋存条件在世界上是独一无二的。如图2.1(a,b,c)所示。



(a) 矿区地形地质赋存特征 (b) 区域地质构造环境图 (c) 矿区急倾斜煤层群剖面图

图 2.1 乌鲁木齐井田地质构造赋存特征

#### (2) 矿区煤层地质条件

苇湖梁井田属乌鲁木齐河东矿区构造。主要由该二级构造带中的次级褶皱、断裂组成。褶皱主要有八道湾向斜、七道湾背斜;断裂主要有沿背斜轴部发育的碗窑沟逆断层。井田位于八道湾向斜南翼西段,为简单单斜。地层走向北东 $45^{\circ}$ ~ $55^{\circ}$ ,由西向东略呈S型。地层倾角变化在 $61^{\circ}$ ~ $74^{\circ}$ 之间。总趋势是:按层位自下而上有较大变缓;沿倾向自上而下有较大变缓。

井田含煤地层为侏罗系中统的西山窑组。地层总厚 902.9m, 含煤 35 层。按大于 0.6m 的可采标准计, 可采、局部可采煤层 33 层, 平均有益总厚 134.66m, 含煤系数 15%, 其中可采 29 层, 平均总厚 127.99m。煤层结构全属复杂结构。33 层煤中, 稳定煤层 20 层, 较稳定煤层 13 层, 稳定煤层占总储量的 83%, 较稳定煤层占总储量的 17%, 大部分煤层顶、底板较发育, 少部分煤层顶底、板较平整, 个别煤层顶、底板较松软。一组煤含可采煤层三层, 有  $B_{S1}$ 、 $B_{1+2}$  煤层,  $B_{S1}$  煤层平均有益厚 1.10m,  $B_{1+2}$  煤层平均有益厚 27.79m,  $B_{1+2}$  煤层为特厚煤层, 地层总厚 275.36m, 含煤系数 10.0%。二组煤含可采煤层三层, 有  $B_{4+5}$ 、 $B_6$  煤层,  $B_{4+5}$  煤层平均有益厚 22.56m,  $B_6$  煤层平均有益厚 13.71m, 均为特厚煤层, 地层总厚 207.19m, 含煤系数 18.0%, 煤层厚度层位均很稳定。三组煤含可采、局部可采煤层十五层, 有  $B_7$ ~ $B_{21}$  煤层, 煤层平均有益厚 41.28m, 地层总厚 251m, 含煤系数 16.0%。四组煤含可采、局部可采煤层十二层, 有煤层  $B_{22}$ ~ $B_{33}$ , 煤层平均有益厚 24.44m, 地层总厚 169.35m, 本煤组煤层大部分属中厚煤层, 一般厚在 1.43~2.70m, 其中  $B_{25+26}$ 、 $B_{27}$ 、 $B_{28+29}$ 、 $B_{31}$  等, 煤层厚度沿走向和倾向都有一定变化, 矿区地层综合柱状如图 2.2 所示。

### (3) 井田地理位置及面积

苇湖梁煤矿坐落于乌鲁木齐市水磨沟区苇湖梁, 工业广场位于水磨沟河东、西两岸, 距乌市北门九公里。苇湖梁井田西与六道湾井田相邻, 东与碱沟井田相邻, 矿区面积为 9.504km<sup>2</sup>。井田内现有企业有苇湖梁电厂、兵团四建、乌市造纸厂、乌市化工厂等。井田地理坐标为东经 87°40', 北纬 43°52'。并有五公里铁路专用线与兰新铁路接轨, 七道湾公路横穿矿区西部, 交通极为方便。如图 2.3 所示。

### (4) 矿井煤层赋存环境

苇湖梁煤矿+579E2EB<sub>1+2</sub> 主采煤层节理发育, 结构复杂, 顶-底较松散, 易冒落。井田含煤地层为侏罗纪中统的西山窑组。地层总厚 902.9m, 含煤 35 层。按 $\geq 0.6m$ 的可采标准计, 可采和局部可采煤层为 33 层, 平均有益厚度 134.66m, 含煤系数 15%, 其中可采 29 层, 有益总厚 127.99m, 占 33 层总厚的 95%, 局部可采 4 层, 有益总厚 6.67m, 占总厚的 5%。煤层走向 55°, 倾向 325°, 煤层倾角 64~69°, 顶板移动倾角 30°左右, 底板移动角 60°以上, 走向移动角 70°左右, f 系数 2-3 (见表 2.1)。苇湖梁煤矿东二采区+579E2EB<sub>1+2</sub> 煤层为综采放顶煤回采, 煤层厚度为 32.9m, 放顶煤高度分为三个阶段,

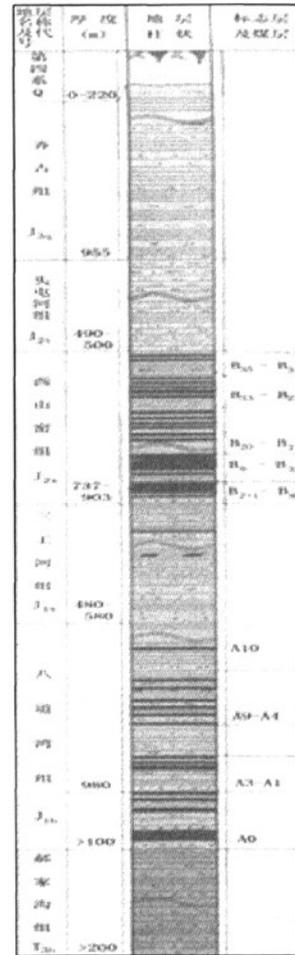


图 2.2 地层综合柱状图

分别为 52m、102m 及 18m 三个水平阶段，第一阶段高度 52m（自开切巷以西沿煤层走向 430m 范围内），沿煤层东西走向长 429m；第二阶段高度 102m（走向 430m 至 627m 段），沿煤层东西走向净长 197m；第三阶段高度 18m（沿走向 627m 至 1202m 段），沿煤层东西走向净长 575m；+579E2EB<sub>1+2</sub> 煤层工作面自东向西走向总长度为 1202m。矿井共划分为四个水平，现开采水平为 550 水平，该水平沿煤层走向划分为五个采区，采区石门间距平均为 600m，目前矿井工作面全部采用综采放顶煤采煤工艺。工作面赋存环境及煤层地质特征如图 2.4、2.5 所示。

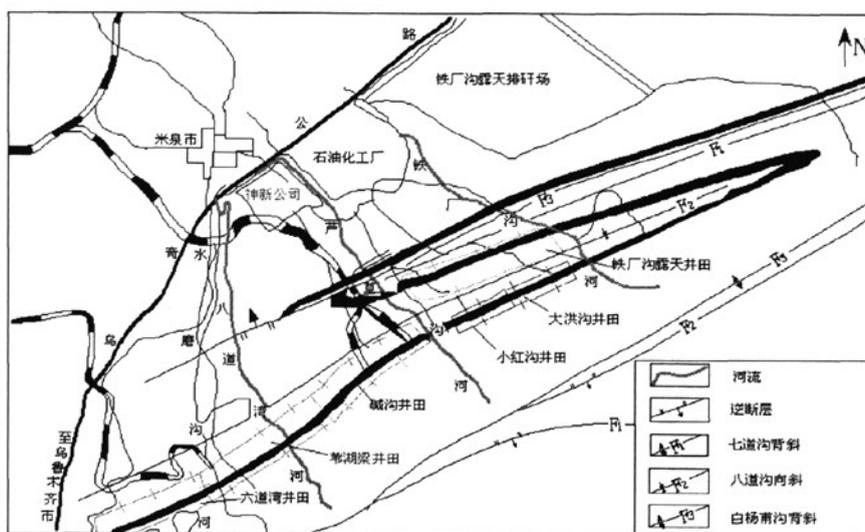


图 2.3 苇湖梁井田构造纲要及位置

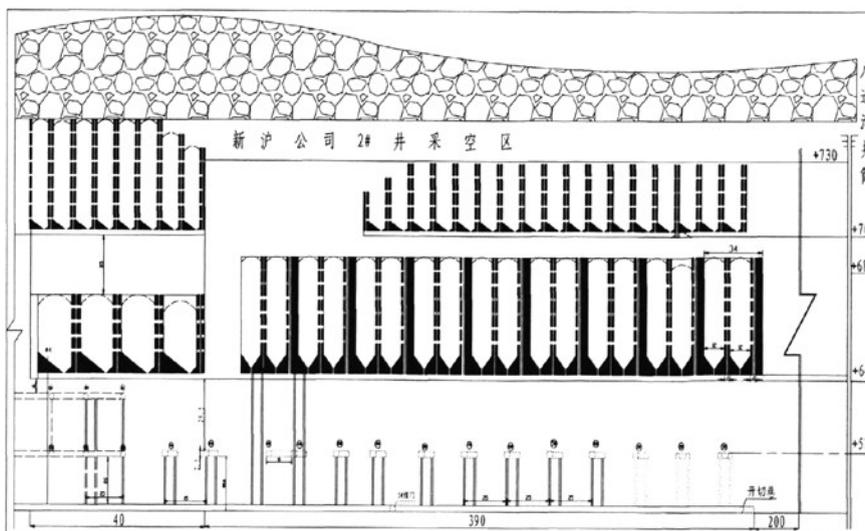


图 2.4 +579E2EB<sub>1+2</sub> 煤层综放面赋存环境

水平		12.9	0.1	5.00	0.90	14.00			
垂直		11.17	0.09	4.33	0.78	12.05			
米累计		11.17	11.26	15.39	16.37	28.62			
石门剖面									
1: 200									
岩性描述	灰白色砂质泥岩 块状坚硬	煤半暗 节理发育 暗淡型层理	灰色泥岩	煤半暗 节理发育 暗淡型层理	灰色泥岩	煤半暗 节理发育 暗淡型层理	节理发育	灰色泥岩	节理层理发育
煤层代号		B1			B2				
产状		325° < 60°							

图 2.5 +579E2EB<sub>1+2</sub> 煤层地质剖面

表 2.1 煤层赋存特征及相关参数

煤层	走向	倾向	倾角(°)	普氏系数	厚度(m)
B <sub>1+2</sub>	53°(NE)	325°(NS)	65	2~3	32.9

(5) 工作面顶底板岩性

煤层大部分有伪顶，岩性一般为碳质泥岩或沙岩，厚 0.13m~0.56m，该伪顶大部分随落煤而跨落，混入原煤，增加原煤灰份。直接顶板为泥岩和碳质泥岩，少量沙质泥岩或沙岩，厚 0.75m~4.77m。直接顶板跨落在工作面，这种跨落不影响煤质。老顶不是很明显，一般为 0.26m~22.55m，岩性为砂岩或砂质泥岩，随工作面推进，周期来压明显。绝大部分煤层都有一层 0.1m~0.85m 的泥岩和碳质泥岩伪底，该伪底也随煤层跨落而跨落。直接底板为一层 0.53m~3.98m 的泥岩或砂质泥岩，少数为砂岩，该底板很少随煤层跨落，对生产基本没有影响。老底为 1.17m~12.04m 的砂质泥岩和细砂岩，不易跨落。煤层顶板、底板情况如表 2.2 所示。

表 2.2 煤层顶板与底板特征

名称	分类	岩石名称	厚度	岩性特征
顶板	直接顶	泥岩、沙质泥岩	大于 15m	灰色，层理节理发育
	老顶	泥岩、炭质泥岩	2.30m	较软，层理节理发育
	伪顶	炭质泥岩	0.50m	松软
底板	直接底	泥岩、炭质泥岩	4.20m	灰色，节理发育，松散
	老底	粉砂质泥岩	大于 10m	灰白色，块状，坚硬

## 2.2 室内单轴压缩下煤样岩石力学参数测试

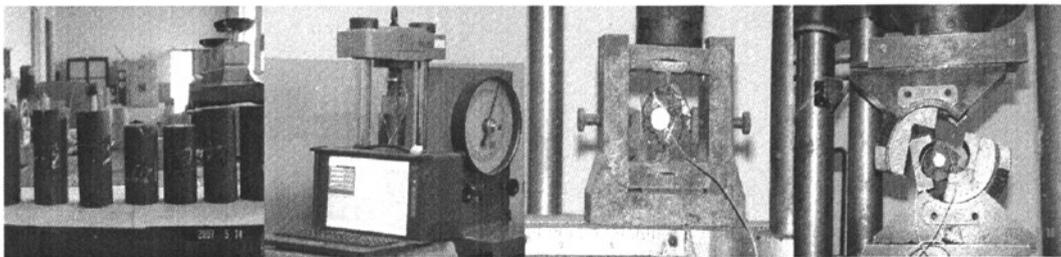
### 2.2.1 实验目的

顶煤运动既与外界的扰动有关，又与煤岩力学特性有关。要对急斜煤层顶煤运动机理进行定量化分析，必须开展小尺寸煤岩样本破裂的室内实验研究。通过对煤样加载岩石力学实验、基于 MTS-AE(Acoustic Emission,AE)的声发射参数实时跟踪监测预报实验，可以预测评价其降低煤体的抗压峰值强度和刚度，可使煤层在受扰动后不发生失稳破坏。因此可通过改变煤体的物理力学性质，如软化煤体、降低煤层弹脆性、降低弹性能指标使之不发生动力失稳破坏，继而深入研究挖掘煤体内部损伤至裂隙演化的应力降趋势以及剪切局部化发生的条件和扩张的可能性。这些理论与实验研究对裂隙化坚硬煤体稳定性提供科学的依据与方法。

### 2.2.2 煤岩抗压、抗拉、抗剪及变形参数确定

#### (一) 实验仪器与设备

煤岩的抗压、抗拉、抗剪及变形参数确定主要采用了 SC200 型自动取芯机、岩石切割机、WE-10T 万能试验机(抗压)、WE-10T 液压万能试验机(抗拉)、WE-60T 万能材料试验机(抗剪)、电烙铁、焊锡、应变片、电线、YJ-31 型静态电阻应变仪、502 胶水、JYT-1 型架盘天平、直尺、双氧水、Sony 数码相机(550 万 dpi)和 JSM-6460LV(JEOL)扫描电子显微镜，采用苇湖梁煤矿+579E2EB<sub>1+2</sub> 煤层煤样为参数标准，进行单轴压缩下煤岩力学参数实验。实验主要设备如图 2.6 (a-d) 所示。



(a) +579E2EB<sub>1+2</sub> 煤样      (b) 万能试验机      (c) 抗拉实验      (d) 抗剪实验

图 2.6 实验加载设备

#### (二) 抗压、抗拉、抗剪强度测定及结果

岩石容重是指岩石单位体积(岩石内孔隙体积)的重量。采用量积法，依据《岩石真密度测定方法》(MT 39-1987)和《岩石视密度测定方法》(MT 40-1987)规定来完成。

①主要仪器设备：烘箱、干燥器、天平、游标卡尺、水中称量装置。

②试件制备：从岩样中心取直径为 50mm 的圆柱体，高径比为 2:1。

③测定步骤：测试件尺寸(试件直径应在其高度中部两个互相垂直的方向量测，取算术平均值)填入记录表内。

④结果计算公式： $r = \frac{g_s}{v}$

式中： $r$ -岩石的天然容重； $g_s$ -试件的天然状态重量； $v$ -试件的体积。

表 2.3 岩石容重测定结果

试件 编号	岩石 名称	试件尺寸(mm)			试件天然状 态重量(N)	天然容重 (kN/m <sup>3</sup> )	平均天 然容重 (kN/m <sup>3</sup> )
		直径	高	体积			
1-1	B <sub>2</sub> 煤	49.10	102.5	1939.444	2698.92	1.391595	1.361991
1-2	(东三采区)	49.20	102.1	1939.444	2628.36	1.355213	
2-1	B <sub>2</sub> 顶层煤	49.18	102.1	1939.444	2445.1	1.260722	1.246069
2-2	(东一采区)	49.22	102.0	1939.443	2416.68	1.246069	
3-1	B <sub>2</sub> 底层煤	49.12	102.4	1939.443	2553.88	1.316811	1.311918
3-2	(东一采区)	49.00	101.9	1920.973	2510.76	1.307025	
4-1	B <sub>1</sub> 煤	49.10	103.5	1957.915	2545.06	1.299883	1.291476
4-2	(东三采区)	49.16	69.1	1311.434	1682.66	1.283069	

岩石单向抗压强度是目前室内数值模拟和强度理论计算以及地下开采过程中使用最广的岩石力学参数，试验过程中依据《煤和岩石单向抗压强度及软化系数测定方法》(MT 44 -1987)。

(1) 仪器设备：材料试验机、游标卡尺。

(2) 标准试件规格：采用直径为 50mm 的圆柱体，高径比为 2:1；

(3) 测定步骤：

①测试件尺寸(试件直径应在其高度中部两个互相垂直的方向量测，取算术平均值)填入记录表内。

②选择压力机度盘：一般应满足  $0.2P < P_{\max} < 0.8P$ 。式中： $P_{\max}$ -预计最大破坏载荷，KN； $P$ -压力机度盘最大值，kN。

③开动压力机，使其处于可用状态，将试件置于压力机承压板中心，调整球形坐，使试件上下受力均匀，0.5~1.0MP<sub>a</sub> 的速度加载直至破坏。

④测定结果的计算：

$$\text{试件的抗压强度: } R = \frac{P}{F}$$

式中:  $R$  - 试件抗压强度, MPa;  $P$  - 试件破坏载荷, N;  $F$  - 试件面积,  $\text{mm}^2$ 。

表 2.4 岩石单向抗压强度测定结果

试件 编号	岩石 名称	试件尺寸(mm)		试件面积 F ( $\text{mm}^2$ )	破坏载荷 P(kN)	抗压强度 R (MPa)	平均抗 压强度 (MPa)
		直径	高				
1-1	B <sub>2</sub> 煤	49.16	52.80	1884.78	20	10.61129	17.95077
2-2	(东三采区)	49.12	52.00	1884.79	15	7.958467	
2-1	B <sub>2</sub> 顶层煤(东	49.10	48.10	1884.78	31	16.4475	17.86234
2-2	一采区)	49.10	49.10	1884.80	32	16.97806	
3-1	B <sub>2</sub> 底层煤(东	49.12	50.70	1884.78	25	13.26411	15.25373
3-2	一采区)	49.10	48.10	1884.70	32.5	17.24335	
4-1	B <sub>1</sub> 煤	49.20	50.40	1884.74	25	13.26411	10.61188
4-2	(东三采区)	49.02	50.20	1884.78	15	7.958467	

采用劈裂法(也称巴西试验法)测定岩石的抗拉强度, 参照《煤和岩石单向抗拉强度测定方法》(MT 47-1987), 试件的形状是圆柱体。

(1) 仪器设备: 材料试验机、劈裂法实验夹具、游标卡尺。

(2) 试件规格: 标准试件采用圆盘形, 直径 50mm, 厚 25mm。

(3) 测定步骤:

①、②同抗压强度相同。

③通过试件直径的两端, 沿轴线方向画两条互相平行的线作为加载基线, 把试件放入夹具内, 夹具上下刀刃对准加载基线, 放入试验机的上下承压板之间, 使试件的中心线和试验机的中心线在一条直线上。

④开动试验机, 以每秒 0.03~0.05MPa 的速度加载直至破坏。

(4) 测定结果计算:

$$\text{试件的抗拉强度: } R_L = \frac{2P}{3.14DL}$$

式中:  $R_L$ -单向抗拉强度(MPa);  $P$ -破坏载荷(KN);  $D$ -试件直径(mm);  $L$ -试件厚度(mm)。

表 2.5 抗拉强度测定结果

试件 编号	岩石 名称	试件尺寸(mm)		破坏载荷 P (kN)	抗拉强度 $R_L$ (MPa)	平均抗 拉强度 (MPa)
		直径(D)	厚度(L)			
1-1	B <sub>2</sub> 煤	49.10	50.40	1.95	0.974912	0.866589
1-2	(东三采区)	49.20	48.14	1.4	0.758265	
2-1	B <sub>2</sub> 顶层	49.18	49.66	1.05	0.693271	0.620095
2-2	(东一采区)	49.22	48.40	1.6	0.696366	
3-1	B <sub>2</sub> 底层煤	49.12	50.40	1.1	0.487456	0.490258
3-2	(东一采区)	49.00	52.80	1.05	0.487456	
4-1	B <sub>1</sub> 煤	49.10	52.00	1.35	0.584947	0.718724
4-2		(东三采区)	49.16	46.08	1.55	

岩石抗剪强度是岩石力学性质中最重要的指标之一，本实验过程中参照《煤和岩石抗剪试验方法》(MT 48-1987)。

(1) 仪器设备：材料试验机、变角剪切夹具、游标卡尺。

(2) 试件规格：标准试件采用直径为 50mm 的圆柱体，高径比为 2:1。

(3) 试验步骤：

① 实验机度盘的选择原则与抗压强度测定之盘选择原则相同。

② 测量试件尺寸、选择剪切角度填入表内。

③ 把变角剪夹具选好角度，试件放上后即可以每秒 0.5~1.0MPa 速度加载直至破坏。

(4) 测定结果的计算：

单个试件剪切破坏面上的正应力、剪应力按下式计算：

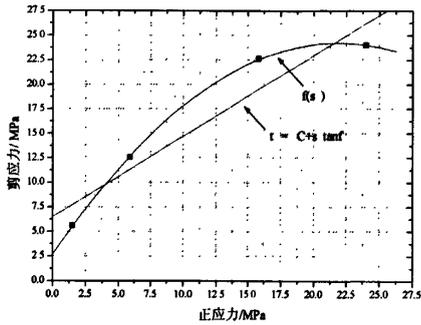
$$\sigma = \frac{P}{F} \times \cos \alpha ; \tau = \frac{P}{F} \times \sin \alpha$$

式中： $\sigma$  - 试件剪切破坏面上的正应力(MPa)； $\tau$  - 试件剪切破坏面上的剪应力(MPa)； $P$  - 试件剪断破坏的载荷(kN)； $F$  - 剪切面的面积(mm<sup>2</sup>)； $\alpha$  - 试件与水平面夹角(°)。

表 2.6 剪切试验结果

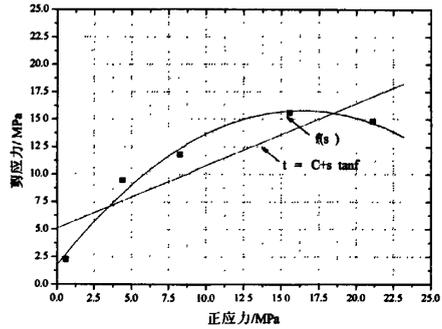
试件 编号	岩石 名称	试件尺寸 (mm)		剪切 面积 (mm <sup>2</sup> )	剪切 角度 (度)	破坏 载荷 (kN)	正应力 (MPa)	剪应力 (MPa)
		直径	高					
1-1	B <sub>2</sub> 煤	49.1	46.08	2.40004	45	81.5	24.0117	23.9926
1-2	(东三	49.1	49.10	2.49726	55	69	15.8480	22.6099
1-3	采区)	49.1	50.20	2.44698	65	34	5.87213	12.5739
2-1	B <sub>2</sub> 顶	49.1	50.70	2.59643	35	67	21.1378	14.7911
2-2	层煤	49.1	51.84	2.44902	45	54	15.5914	15.579
2-3	(东一采区)	49.1	51.50	2.49726	55	36	8.26854	11.7964
3-1	B <sub>2</sub> 底	49.1	48.14	2.30208	45	34	10.4434	10.4351
3-2	层煤	49.1	50.26	2.49726	55	23	5.28268	7.53664
3-3	(东一采区)	49.1	50.28	2.44698	65	18	3.10878	6.65680
4-1	B <sub>1</sub> 煤	49.1	49.42	2.449469	35	80	26.75362	18.72074
4-2	(东三采区)	49.1	49.66	2.498005	45	62	17.55025	17.53628
4-3		49.1	48.40	2.399333	55	33	7.888869	11.25481

B<sub>2</sub>、B<sub>1</sub>煤抗剪  $\sigma$ - $\tau$  曲线如图 2.7 (a-d) 所示。



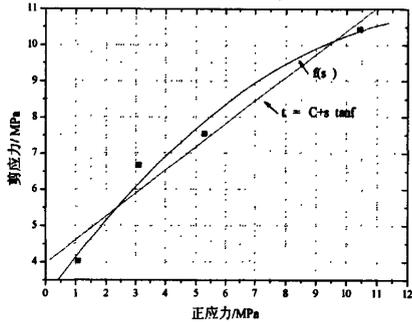
( $c=6.50, \varphi=39.4$ )

(a) B<sub>2</sub>煤(东三采区) $\sigma$ - $\tau$  曲线



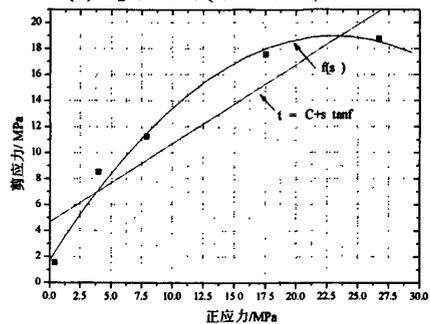
( $c=5.11, \varphi=29.5$ )

(b) B<sub>2</sub>顶层煤(东一采区) $\sigma$ - $\tau$  曲线



( $c=3.97, \varphi=32.7$ )

(c) B<sub>2</sub>底层煤(东一采区) $\sigma$ - $\tau$  曲线



( $c=4.64, \varphi=31.3$ )

(d) B<sub>1</sub>煤(东三采区) $\sigma$ - $\tau$  曲线

图 2.7 B<sub>2</sub>、B<sub>1</sub>煤抗剪  $\sigma$ - $\tau$  曲线

(三) 煤岩变形参数测定

煤岩变形参数测定过程中，参照《煤和岩石变形参数测定方法》(MT 45-1987)。

(1) 仪器设备：电阻应变仪、万用表、试验机、电阻应变片、胶水等。

(2) 试件与抗压强度测定试件的要求相同。

(3) 测定步骤：

将电阻应变仪接上电源，预热半小时连接线路，预调平衡，施加初载荷，检查仪器工作情况，按每秒 0.5~1.0MPa 的速度逐渐加载，按估计破坏载荷的十分之一间隔读一次读数，纪录载荷与应变值，直至破坏。

(4) 测定结果的计算

①应力按下式计算：
$$\sigma = \frac{P}{F}$$

式中： $\sigma$ -应力(MPa)； $P$ -与应变对应的载荷(kN)； $F$ -试件初始面积(mm<sup>2</sup>)。

②体积应变按下式计算：
$$\varepsilon_v = \varepsilon_l - 2\varepsilon_d$$

式中： $\varepsilon_v$ -体积应变值； $\varepsilon_l$ -纵向应变值； $\varepsilon_d$ -横向应变值。

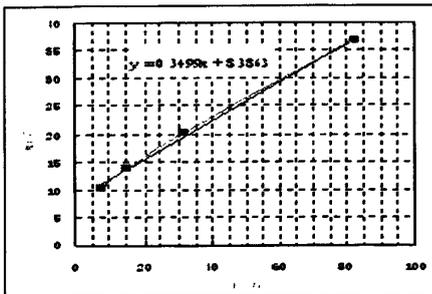
③绘制应力-纵向应变曲线；应力-横向应变曲线。

④在应力-纵向应变曲线上，直线段的斜率为切线模量 $E_t$ (弹性模量)。

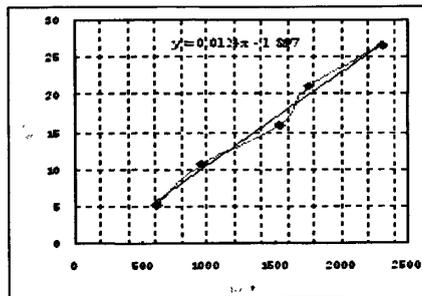
根据应力-纵向应变和应力-横向应变曲线上对应直线段部分纵向和横向应变的平均值计算泊松比 $\mu$ ：
$$\mu = \frac{\varepsilon_d}{\varepsilon_l}$$

式中： $\varepsilon_d$ -应力-横向应变曲线上对应直线段部分应变的平均值； $\varepsilon_l$ -应力-纵向应变曲线上对应直线段部分应变的平均值。

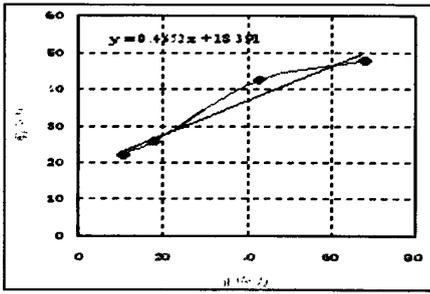
利用以上测试方法，进行苇湖梁煤矿 B<sub>1+2</sub> 煤顶板及煤试件分别在饱和和自然状态下的物理力学参数测定，实验结果如图 2.8 (a-h) 所示



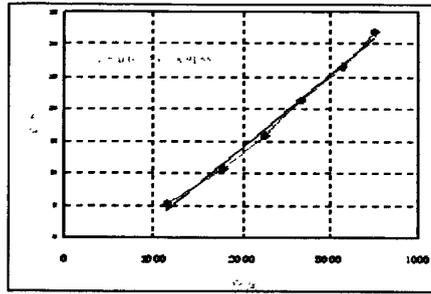
(a) 饱水顶板试件  $\sigma$ - $\tau$  曲线



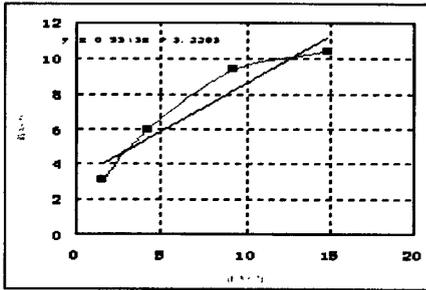
(b) 饱水顶板试件  $\sigma$ - $\varepsilon$  曲线



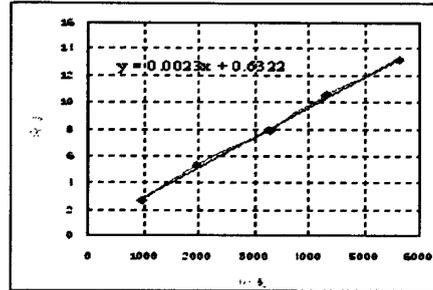
(c) 自然顶板试件  $\sigma$ - $\tau$  曲线



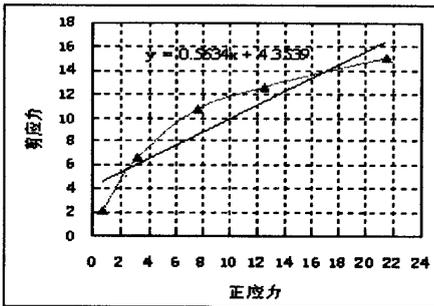
(d) 自然顶板试件  $\sigma$ - $\epsilon$  曲线



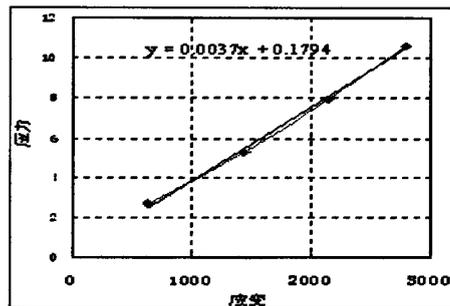
(e) 饱水  $B_{1+2}$  煤试件  $\sigma$ - $\tau$  曲线



(f) 饱水  $B_{1+2}$  煤试件  $\sigma$ - $\epsilon$  曲线



(g) 自然  $B_{1+2}$  煤试件  $\sigma$ - $\tau$  曲线



(h) 自然  $B_{1+2}$  煤试件  $\sigma$ - $\epsilon$  曲线

图 2.8 试件在饱和及自然状态下  $\sigma$ - $\tau$  曲线图

### 2.2.3 单轴压缩下煤岩损伤变量与应力-应变及能量关系

#### (1) 基于声发射参数的损伤概念

基于 AE 单轴压缩下煤岩损伤、变形与破裂过程的测试，尝试运用损伤变量理论，分析单轴压条件下煤样损伤破裂阶段的声发射能量-应力/应变参数与损伤变量之间的内在联系与特征规律。煤岩体通常在外力作用下导致微破裂的产生和扩展，同时累积的应变能也随之迅速释放并伴随有应力波称声发射。煤岩声发射是通过连续施加荷载引起的煤样从微观到宏观并存储与释放应变能及弹性波的过程。在实验中，实验对象受载荷导致不断变形与破坏的质点位移和速度的变化以声发射电信号呈现在电脑图画中。所以以

此以理论现象为依据来辨识顶煤损伤程度。顶煤破裂的好坏与裂隙发育，块度分布和损伤状态有关<sup>[37-38]</sup>，从热力学角度上讲，能量转化是物质物理过程的本质特征，物质破坏是能量驱动下的一种状态失稳现象。在放顶煤开采过程中，顶煤在破裂变形过程分为强度丧失和整体破坏两部分，其释放的总能量为单元存储能的可释放应变能和单元卸载后释放的弹性应变能之和<sup>[39]</sup>。煤岩的动态损伤、破裂并演化致失稳过程预报是灾害控制的前提之一。顶煤作为连续介质与松散介质之间的似连续介质在支承压力作用下的破裂过程为静压破煤过程，因此从弹性变形进入塑性变形直至整体破坏是一个损伤演化破坏动力学过程<sup>[40-41]</sup>。基于损伤理论中的损伤参量(D)，结合煤岩在单轴压缩破裂阶段的声发射能量，建立煤岩损伤变量-应力/应变的关系模式，利用损伤理论探索煤岩破裂声发射参量对急斜煤层(64°-69°)顶煤破裂的影响。

## (2) 损伤变量及其内涵

AE 检测技术可以跟踪煤体承载破坏全过程中的细观损伤演化<sup>[42-43]</sup>，损伤力学中定义损伤为岩体裂隙的出现和扩展，一般在外加载荷应力作用下的变形损伤用损伤变量 D 来衡量材料损伤程度，如果 D=0，则认为材料没有损伤；D=1，表示材料内部损伤发展到极限状态。损伤变量的物理量有微观物理量和宏观物理量<sup>[44]</sup>，而声发射、屈服应力、拉伸强度、弹性模量则属于宏观物理量。不难看出，岩石的损伤变量越大声发射特征越明显，屈服应力、拉伸强度越大，其产生的损伤裂隙变形越明显，而损伤裂隙越发育说明岩石的损伤程度越高，损伤参量也就越大。可作为急斜煤层放顶煤开采支承压力作用下的煤体裂隙程度的唯一指标。岩石材料由于自身的岩性和本身存在或多或少尺度裂隙其产生的力学性质也不一样。岩体往往具有较强的非线性力学特征，文[37]已经对顶煤在受力过程中的损伤变量 D 做了推导，表达式如①式：

$$D = 1 - \exp \left[ - \left( \frac{\varepsilon_y - \frac{\sigma_x}{2E}}{\varepsilon_0} \right)^m \right] \quad (2.1)$$

顶煤总的损伤参量因该有原始应力造成的裂隙损伤（初始损伤）与支承压力静载荷作用下的损伤之和，因此总损伤之和为②式所示。

$$D_s = D + D_0 = D + 1 - \exp \left[ - \left( \frac{\varepsilon_y - \frac{\sigma_x}{2E}}{\varepsilon_0} \right)^m \right] \quad (2.2)$$

式中：D<sub>0</sub>为矿岩的原始损伤，ε<sub>y</sub>为煤岩单元体轴向应变，σ<sub>x</sub>为水平应力(MPa)，m和ε<sub>0</sub>分别为 Weibull 分布标度和形态参数。

## (3) 加载过程及结果

动力加载设备为美国进口的 MTS-815.02 (无围压) 电液伺服试验系统, 基于声发射的室内单轴加载试验系统框图如图 2.9(a)所示, 所用试验仪器采用煤样加载 MTS 压力试验机和数字化声发射监测系统以及电阻应变仪等。试验设备、仪器及煤样如图 2.9(b)(c)(d)示。试验选取新疆苇湖梁煤矿 B<sub>1+2</sub> 煤两个相同煤样, 采用圆柱体试件, 规格参数见表 2.7; 调制好加载系统可控量等数值和声发射系统参数 (如表 2.8 所示)。试验保持加载过程与声发射监测同步, 重点观察压缩破裂过程中加载损伤变形直至破裂全过程声发射能量参数、应力、应变变化情况。

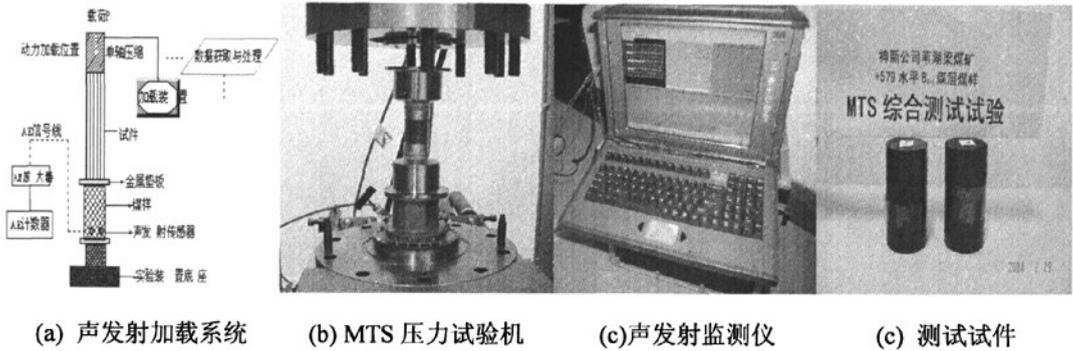


图 2.9 实验加载设备及系统

表 2.7 煤样规格参数表

试样编号	直径 D(mm)	高度 H(mm)
煤样 1	49.36	84.77
煤样 2	49.5	83.91

表 2.8 MTS-AE 参数设置

MTS	型号	加载速率 mm/mm·s <sup>-1</sup>	间隔速度 次/s
	815.02	1.5×10 <sup>-5</sup>	2
AE (SWAES)	触发电平 mv	采样间隔 μs	频率 Hz
	4.5	50	102~104

(4) 煤样损伤与破裂声发射规律

依据实验所得数据绘制轴向应变-损伤变量、轴向应力-应变、基于损伤变量函数的能量拟合关系图。

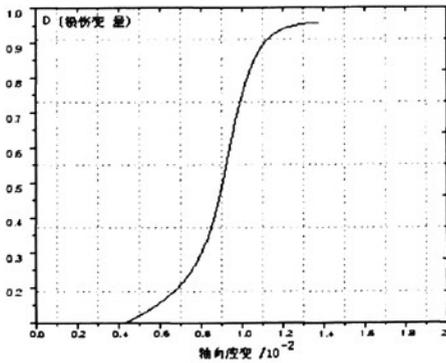


图 2.10 轴向应变-损伤参量的关系曲线

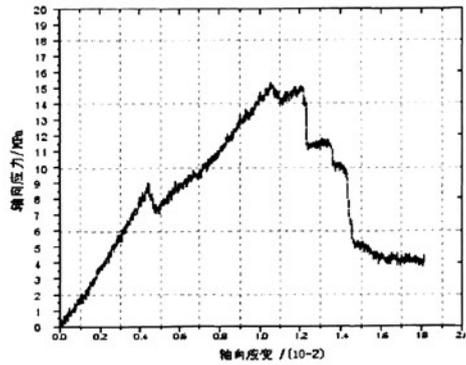


图 2.11 轴向应力-应变关系曲线

如图 2.10、图 2.11 所示。由图 2.10、图 2.11 可以看出，损伤变量函数随着轴向应变变量的增大而增大且呈近垂直增长，当轴向应变值增长到接近最大损伤变形也达到最大化。轴向应变在达到峰值时出现短暂的下降趋势而后又急速上升然后又垂直下降，这种变化现象其实是岩石材料的相继屈服现象，当材料初始屈服后，随着应力和变形的增加，屈服应力不断提高（应变硬化或强化），或者提高到一定程度后降低，这是一般岩石压缩过程中常见的现象。一般顶煤的支承压力随着采深的增加而增大，相应的顶煤的垂直应力 $\sigma_y$ 越大，垂直应变 $\epsilon_y$ 就越大，那么损伤变量也就越大，煤体的破裂性与破碎效果也就越好。这从整个轴向应变和损伤变量函数关系就可以看出。

根据损伤变量函数分析，其随着水平应力值的增大，损伤变量呈下降趋势，前者增幅越大，后者下降越快，从实际工程中讲，由于新疆苇湖梁煤矿煤层倾角大（ $64^\circ-69^\circ$ ）南北应力较大。煤层构造水平应力 $\sigma_x$ 越大，对顶煤体起到的挤压作用就越明显，这很不利于顶煤破裂、破碎和顶煤的位移、垮落。

岩石材料破坏与能量变化密切相关<sup>[45]</sup>。能量-时间关系曲线（如图 2.12 所示）看出当煤样单元体中存储的可释放应变能达到临界（极限状态）值时，损伤变量也达到最大，而整个破坏过程中释放的总能量为煤样单元体内部存储的损伤和塑性变形耗散能与单元体破坏后释放的弹性应变能之和，在单元体煤样破裂后的损伤变量达到最大值时，其能量释放并没有结束而是继续进行，也就是声发射加载破裂阶段的破裂失稳后能量下降阶段（前三个阶段依次为加载上升阶段-初始破裂阶段-加速破裂阶段）。

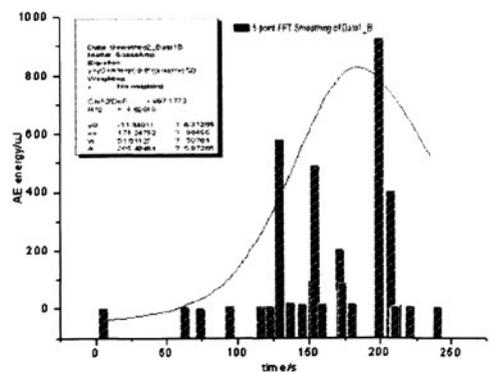


图 2.12 声发射的能量拟合曲线

图中的拟合函数曲线是频谱（Spectroscopy）函数中的 Gaussamp(x, y<sub>0</sub>, x<sub>c</sub>, w, A)函数曲

线, 其方程式为:  $y = y_0 + Ae^{\frac{\lambda - \lambda_c}{2 \times \omega^2}}$ ; ( $y_0 = 1$ ,  $A = -1$ ,  $\omega = 1$ )选取好的参数是拟合成功的重要前提条件。拟合函数为基于轴向应变与损伤变量函数曲线下的能量释放拟合函数, 也就是说当确定  $\varepsilon_0 = 1$ ;  $m = 2$ ,  $\delta_\lambda = 0$ ,  $E = 2E = 2$  时, 其拟合效果最好, 加载破裂的裂纹数目与裂隙程度越均匀; 煤体能量损伤程度达到最大, 致使强度丧失, 在无围压作用下最终达到整体破坏。

#### 2.2.4 实验结论

通过对煤样加载的岩石力学特征实验可以更加科学的证明改变煤岩的物理形态(自然与饱水状态)可使煤体抗峰值强度降低, 从而能达到弱化煤体力学性能, 从减少弹性功有效释放。基于 MTS-AE(无围压条件下)的单轴压缩实验并利用损伤力学理论分析了单轴压缩试验下的煤岩损伤变量与声发射能量-应力/应变的关系, 探讨了损伤参数的选取对急斜煤层顶煤破裂性的影响, 得出如下结论: ①轴向应变越大煤体损伤变形越激烈, 破裂性程度越高。②理论分析表明, 实验加载到煤样破裂失稳阶段, 其破坏后释放的弹性应变能达到临界值, 通过声发射的能量拟合曲线与损伤变量函数之间的关系初步确定出损伤破裂效果最理想化情况下的损伤参数及特征规律, 为现场安全开采提供指导。

### 2.3 动态载荷下煤体剪切变形局部化现象及特征

#### 2.3.1 煤岩变形局部化内涵

急斜煤层大段高综放开采工作面长度短(即煤厚), 开采形成的有限尺度开采扰动区(EDZ)可视其为一个(采空区尺度)局部活化的断层结构<sup>[46]</sup>。在预裂爆破的高应变率载荷作用下, EDZ 范围内顶煤与顶板覆岩材料介质的损伤与变形高度集中于该窄条带内—剪切带(剪切变形局部化带或突发性剪切带)。但由于对起关键作用的微细观结构对宏观变形局部化的控制和影响的理论研究不够, 很难对其机制进行深入和有效分析。主要原因在于对局部化过程中的动态力学响应参数及其与之对应的微结构演化缺少实时观测和记录手段, 因此难于将宏观与微观有机结合起来进行分析。

变形局部化的产生而导致岩样整体失稳破坏是单轴压缩试验所表现出的复杂力学现象之一<sup>[47]</sup>。煤样变形局部化是一个逐渐演化的过程, 并且变形局部化带具有一定尺寸的。一个宏观均匀的岩样, 受到均匀的压缩载荷作用时, 在加载初期, 岩样各处的变形场基本上是均匀的, 而在接近和超过峰值强度后, 变形局部化完全显现出来, 变形强烈集中在某个区域上, 变成非均匀的变形场。由于岩石材料的非均质性, 加载前岩石试样内部原始损伤就已经客观存在, 加载是实现岩样从原始损伤的随机空间分布到出现变形局部化, 直到贯穿断裂(有序)的过程。因此, 应变局部化是加载过程岩样内部变形自组

织的结果，是客观存在的。对于具有这类变形破坏特征的岩样，潜在的变形局部化不会因加载与否而改变，加载过程只是变形局部化的显现，而相应的应力-应变曲线则是反映岩样变形局部化过程的力学行为，即岩样的力学行为受控于变形局部化带的力学特征<sup>[48-52]</sup>。早在1976年，Jaeger和Cook就将单轴压缩岩样的典型应力-应变曲线划分为4个阶段（见图2.13），即轻微上凹阶段OA，也称空隙裂隙压密阶段，试件内部原有张开性结构面与微裂隙逐渐闭合，岩石被压密，形成早期的非线性变形，应力-应变曲线呈上凹型，此阶段试件横向膨胀较小，试件体积随荷载增大而减小。本阶段变形对裂隙化岩石来说较明显，而对坚硬少裂隙的岩石则不明显，甚至不显现。几乎直线阶段AB，也即弹性变形至微弹性裂隙稳定发展阶段。下凹阶段BC（在C点达到峰值强度，其中要经历一个弹性变为塑性的转折点，

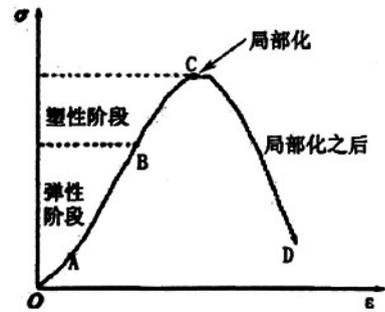


图 2.13 单轴压缩应力-应变曲线

相应于该点的应力称为屈服应力，其值约为峰值强度的三分之二），应变软化阶段CD，又称破裂后阶段，此阶段试件承载力达到峰值强度后，其内部结构遭到破坏，但试件基本保持整体状，裂隙快速发展为宏观断裂面，岩块变形主要表现为沿宏观断裂面滑移，试件承载力随变形增大迅速降低，但并不降为零，岩石破裂后仍有一定的承载力。另外，煤岩体上的应力可概括为“静态”和“动态”两种形式，二者是相互影响。

### 2.3.2 剪切带的形成与演化过程

由于缺少实验和理论的直接比较，限制了局部化塑性剪切特征的深入分析。利用MTS-AE实验装置，尝试研究急倾斜煤层水平分段综放开采中剪切局部化的演化过程。

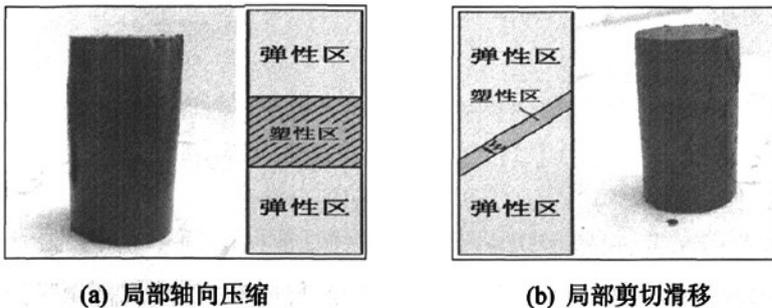


图2.14 应变局部化形式描述

基于小尺寸（mm级）煤样试件损伤与变形AE特征实验表明：煤样单轴压缩应变局部化主要表现在局部轴向压缩或局部剪切滑移，图2.14简单描述了应变局部化形式，同时也揭示了煤样应变局部化带的轴向不均匀性。一般认为，剪切变形局部化是塑性失稳的结果。它与煤岩材料的应变硬化，应变率硬化，热传导和热软化密切相关<sup>[53-54]</sup>。实

验结果表明：应变和应变率是形成剪切带的两个主要因素。在高应变速率载荷下诱发的局部化剪切带一旦生成，带内的应变、应变率将随之升高。

### 2.3.3 剪切局部化带煤岩损伤与变形规律

剪切带的形成是煤体发生损伤与变形的一种重要方式，并为煤体最终断裂提供了一个“快捷”通道，通过 AE 监测获得的煤岩介质累积损伤与变形指标可对之后较长时间段内损伤的概率统计进行预测。综合分析表明：

(1) 煤样损伤与变形局部化包括非均匀剪切(局部化产生与发展)与稳态剪切(剪切带形成)两个过程；试样承载能力的骤然下降的控制因素是剪切带内的裂纹萌生与连结，而剪切带内高应变率变形加速了裂纹贯通过程，表明剪切带的形成是对应于临界应变和应变率的组合。动态变形局部化过程，形变带首先形成，突发性剪切带是在形变带基础上进一步损伤与变形发展的结果。

(2) 煤体形变诱导其微结构变化，进而改变其力学行为，在高应变速率载荷下诱发的局部化剪切带一旦生成，带内的应变、应变率将随之升高。与单轴压缩相比，在三轴动载荷与(定量)围压共同作用，限制了侧向应变与位移，其累积损伤的指标参数更显著，也更加符合工程实际。

(3) 动态载荷下的煤岩体剪切变形局部化是塑性不稳定的一种极端情况。局部化的萌生是一个临界事件，它可能由外部几何因素包括应力和应变集中，或材料内部的结构等因素累积诱发。煤体结构对剪切带形成的影响问题涉及到如何优化材料设计来减缓甚至防止剪切带的形成倾向性，进而为材料的安全运行提供试验依据。

### 2.3.4 煤样局部化损伤与变形 CT 特征

CT技术是指在不损伤研究“对象”内部结构的条件下，利用某种射线源，根据物体外部检测设备所获得的投影数据，依据一定的物理和数学关系，利用计算机反演物体内部未知的某种物理量的分布函数，以波动理论为基础的弹性波生成二维、三维图像，重现物体内部特征。弹性波CT射线追踪技术是根据医学CT原理而来，测试时要求尽可能全方位对被测剖面进行透射测量，才能提高成像精度<sup>[56-57]</sup>。国内外许多学者尝试了CT技术在岩石损伤测试方面研究<sup>[58-62]</sup>。这为利用CT开展急倾斜高阶综放开采中顶煤局部化累积损伤与变形定量分析提供了借鉴思路，CT技术的数学基础是Radon变换及其逆变换，根据实测投影数据重建物体内部某种物理量的分布特征，从观察到的一组曲线或曲面数据反演物理模型，其追踪原理主要是最短路径算法。

根据弹塑性介质中波动理论计算应力波波速值为 $1.7 \times 10^3 \text{m/s}$ ，运用CT方法对煤样局部化损伤进行模拟、追踪与检验，其精确成像精度比较直观反映出煤体裂隙破裂程度。

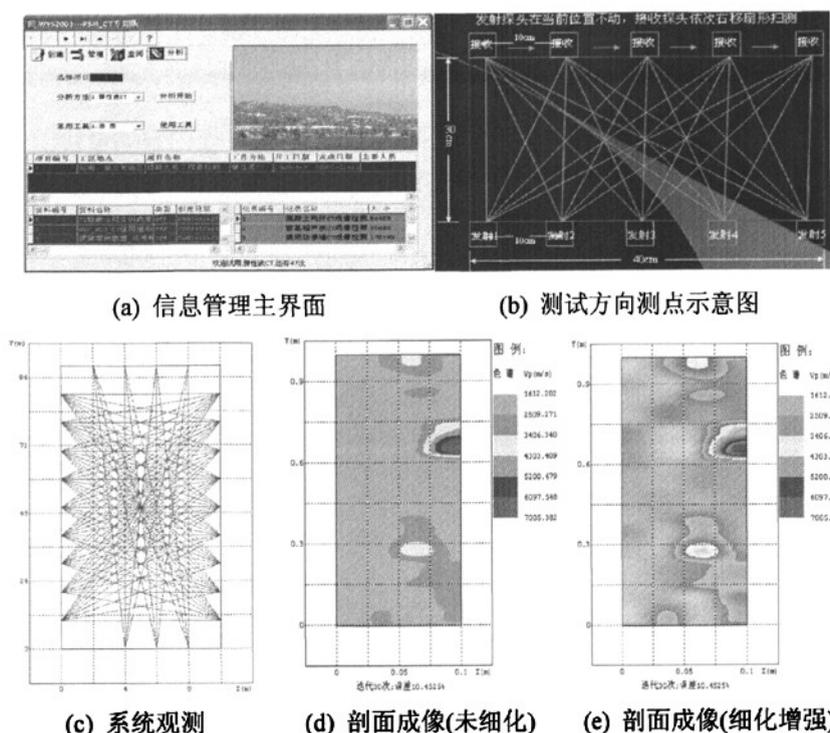


图 2.15 CT 成像模拟过程及结果

图 2.15 为建立的系统直射线下透射观测图,图 2.15(a)为弹性波 CT 软件的信息管理主界面,图 2.15(b)为测试中测点布置示意图,图 2.15(d)为插值圆滑 4 次未细化后的煤体破裂成像剖面(缩小 100 倍),图 2.15(e)为插值圆滑 4 次细化增强后的煤体破裂成像剖面图(同时迭代 30 次,加权函数级为 6,圆滑半径为 3);从成像特征中可看出,波速出现四周对称-阶梯分布,煤样顶部及内部受力不均匀,煤体损伤程度不同,煤样中部(局部化带)出现波速突增以及四周波速随地层呈阶梯状分布现象,随着煤体受力增大以及受环境(潮湿)和扰动影响会逐渐失去原有材料强度特性,局部化带内裂隙或“空洞”会有扩张蔓延趋势,裂隙尺寸会逐渐增大,这往往会给生产带来安全隐患。

### 2.3.5 实验结论

(1) 研究基于室内实验的顶煤局部化剪切形成的力学条件、演化规律和微结构特征以及开采和材料参数对其形成和发展的影响,进而为预测、预防甚至控制变形局部化的发生与发展。首先,动载下材料力学行为比起静态时要复杂的多,它涉及到应变、应变率、惯性和温升甚至伴生“声、光、电”等次生效应。其次,从微观结构出发,剪切局部化形成过程十分短暂,这无疑为局部化过程中力学响应的实时测试及其与对应的微结构演化的观察带来较大困难。最后,剪切带空间尺度很小,通常很难准确对其施行定点高倍观测。需要指出的是,从宏观尺度与现场开采出发,对于急倾斜煤层水平分段综放

开采中剪切局部化带形成过程(跨层拱的形成)是一个可控的时空演化过程。

(2) 尝试利用 CT 层析成像技术对煤样局部化损伤与变形特征进行了分析, 波速出现四周对称-阶梯分布, 煤样顶部及内部受力不均匀, 煤体损伤程度不同, 煤样中部(局部化带)出现波速突增以及四周波速随地层呈阶梯状分布现象, 随着煤样受力增大以及受环境影响会逐渐失去原有强度特性, 局部化带内裂隙或“空洞”会有扩张蔓延趋势, 裂隙尺寸会逐渐增大。

### 2.4 本章小结

结合实际工程背景, 借助 MTS-AE 实验和 CT 技术理论, 探讨了煤样损伤与变形局部化带形成的力学条件、演化规律和微结构特征。MTS-AE 实验表明, 煤样 AE 能率在不同应力水平时变化较大, 在弹性阶段随着应力水平的增加而增加, 特别在弹塑性高应力阶段, AE 增长迅速并形成突发性局部化带。当 AE 能率与时间关系曲线斜率达到最大, 预示煤样裂隙贯通破坏面生成。剪切带的形成与演化一直是理论与实验研究的重要课题之一。非均匀煤岩体介质的损伤与破坏表现为突发性灾变前兆难以捕捉, 固体介质受载后其内部微破裂萌生、扩展和断裂过程中会产生 AE 现象, 根据其信号特征(大-小事件数、总事件数、能率与波形)与力学指标(强度、变形/位移等)多元参数耦合可进行岩石类材料宏观力学性态综合分析。

### 3 急倾斜煤层顶煤运动相似模拟实验

#### 3.1 相似模拟理论概述

物理相似模拟研究是一种重要的科学研究手段,是在实验室内按相似原理制作与原型相似的模拟,借助先进的测试方法和手段,有效获取模型内力学参数及其分布规律,利用模型模拟结果,从而推断原型中可能发生的力学现象以及岩体压力分布的规律,从而解决岩体工程生产中的实际问题。相似材料模拟实验方法按照模型的力学结构,可分为平面模型和立体模型,平面模只是实验研究原型的某一个剖面;立体模型实验研究工程原型的某一个区域。平面模型又分为平面应力模型和平面应变模型,对于矿山巷道和长壁采场,其实质是平面应变。相似材料模型按其相似程度不同分为两类:一种是定性模型,主要目的是通过模型去定性地判断原型中发生某种现象的本质或机理;第二种是定量模型,要求主要的物理量都尽量满足相似常数与相似判据。由于此种模型所需材料多,花费的时间多,因此在制作这种模型前最好先进行定性模拟。

煤矿物理相似模拟实验技术是 20 世纪 30 年代由前苏联的著名学者库兹涅佐夫提出,并在全苏矿山测量和煤炭研究院等应用。在德国、波兰、美国等也得到广泛应用,至今已成为国内外矿业界的一种重要的研究手段。1958 年,我国率先在中国矿业大学矿压实验室建立了相似模拟实验架,并逐步扩大到煤炭科学研究院、各煤炭高校以及冶金、水利、矿业、地质、铁道以及岩土工程等部门。20 世纪 60 年代相似材料模拟技术在国内外获得了广泛应用。在矿业系统,当时主要利用平面应力相似模拟实验为主,通过平面应力模拟实验架重点从宏观及定性的角度来研究矿山开采过程中上覆岩层的移动规律,开采过程同岩层移动之间的相互关系等。

如前所述,传统的矿山压力的模拟实验基本上是“平面应力模型”,它并不能反映长壁采场开采围岩状态的力学本质。因而,科学的发展必然是研究和制作“三维立体模型”或“平面应变模型”。对于实际处于三项应力状态的研究对象—岩体,通过适当的简化常把有关问题简化成平面问题来处理往往无法达到“仿真”的目的。因此应采用立体模型较为可靠,研究结果较接近实际。进入 20 世纪 70 年代后期及 80 年代以后,国内外相继出现了平面应变相似模拟实验架、立体模拟实验装置。俄罗斯、德国、波兰等国均建有立体模型。国内中国矿业大学、重庆大学等单位也建有平面应变模拟及简易的立体模拟实验装置。如德国埃森岩石力学研究中心的  $10\text{m}\times 2\text{m}\times 2\text{m}$  的立体模拟实验台,重庆大学的  $1.5\text{m}\times 1.3\text{m}\times 1.2\text{m}$  的立体模型和 ETVE-85 型  $1.0\text{m}\times 1.0\text{m}\times 0.6\text{m}$  的卧式立体模型,洛阳工程兵部队的  $0.5\text{m}\times 0.5\text{m}\times 0.2\text{m}$  卧式布置的平面应变试验台,中国矿业大学北京校区的放顶煤实验中心的立式相似模拟实验台。通过相似模拟实验取得了丰富的研究成果,有

些著名的理论的提出,岩层破裂与运动演化规律的揭示都不同程度地借助了物理相似模拟实验及其测试技术。山东矿业学院最早制作了一台小型的三维立体模型实验架,而中国矿业大学制作了平面应变模型架。1991年为研究乌鲁木齐矿区六道湾煤矿急斜煤层水平分段放顶煤开采围岩破坏特征,我校矿山压力实验室制作了一台小型三维立体模型实验架,成功进行了实验。1991年建成了“组合堆体模拟实验装置”,这是我国矿山压力模拟实验的第一台大型的三维立体模型实验装置。我校还构建了不同类型的大型的三维立体模型实验台(设计者伍永平)。同时太原理工大学和山东科技大学也建造了大型的三维立体模型实验台。

近年来,随着国家对西部大开发的战略逐步深入,西部矿井开采及灾害防治问题就显得更加突出,随之物理相似模拟实验技术也得到了更大的发展。如为了解决神府矿区厚风积沙覆盖下浅埋煤层安全开采及其环境效应问题,西安科技大学石平五教授主持研制出 $10\text{m}\times 8\text{m}\times 3\text{m}$ 大型组合堆体立体模拟实验装置,并提出浅埋煤层开采岩层控制理论及技术体系。

针对倾角煤层和急倾斜煤层群采动及控制技术问题,伍永平教授主持研制了可变角大型立体模拟实验装置成功解决了四川华蓥山绿水洞煤矿大倾角安全开采问题;针对陕北榆神府矿区浅埋煤层保水开采关键技术和陕西渭北高原厚沙土层下浅埋煤层开采的地表水土流失机理研究等问题,石平五教授主持研制出的 $1.5\text{m}\times 0.2\text{m}\times 1.5\text{m}$ “固-液-气”三相相似材料模拟实验装置系统。可解决地下工程存在的多相介质耦合作用难题,其主要涉及:①研究由于地下采动对地表水体及潜水的渗流机理和过程,寻求防止矿井涌水灾害和保护地下水资源可靠途径;②研究开采扰动下围岩破断过程中煤与瓦斯突出以及有害气体聚集和运移过程,寻求防止灾变以及可能“变害为利”的有效途径;③研究急倾斜特厚煤层(群)高阶放顶煤开采中,单一与综合弱化顶煤或覆岩强度后矿压显现和岩层控制途径等。

针对西部复杂围岩环境下(高应力与富含水)岩层控制问题,伍永平教授改造了 $5\text{m}\times 3\text{m}\times 2\text{m}$ 大型立体模拟实验装置平台,本实验装置平台是由我国著名采矿专家吴绍倩教授、刘听成教授在90年代主持建成的亚洲唯一的多功能立式支架试验台,使我国煤矿巷道支架试验从卧式变为立式,从中小断面提高到大断面,从单架试验扩大到多架试验。整个试验台加载能力仅次于波兰居世界第二,试验台规模可与波兰、德国、英国等大型巷道支架试验台相媲美,而在加载框架的结构设计、加载方式与测试系统等方面更为先进,其主要包括:①动-静耦合(Dynamic-Static Coupling-State)加载系统;②声发射测试系统;③Borehole-Camera 钻孔窥视系统;④Rock Soil Mechanics 围岩松动圈测试系统;⑤分布式光纤测试系统(Distributed Fiber Optical Sensing);⑥光学全站仪测试系统等。

另外,从提高物理相似模拟实验精度与模拟材料的精细程度方面出发,石平五教授研制了高精度精细模拟实验装置,包括可转角顶板“板破断”模拟装置、简易构造应力模

拟装置、急斜煤层专用可变倾角对比模拟实验装置、散体流模拟实验装置、急斜煤层用可旋转小型立体模拟实验装置等。

## 3.2 平面相似模拟实验

### 3.2.1 煤层赋存条件

苇湖梁煤矿+579E2EB<sub>1+2</sub>主采煤层节理发育，结构复杂，顶-底较松散，易冒落。井田含煤地层为侏罗纪中统的西山窑组。地层总厚 902.9m，含煤 35 层。按 $\geq 0.6\text{m}$ 的可采标准计，可采和局部可采煤层为 33 层，平均有益厚度 134.66m，含煤系数 15%，其中可采 29 层，有益总厚 127.99m，占 33 层总厚的 95%，局部可采 4 层，有益总厚 6.67m，占总厚的 5%。煤层走向 55°，倾向 325°，煤层倾角 65°，顶板移动倾角 30°左右，底板移动角 60°以上，走向移动角 70°左右，f 系数 2~3（详情请见表 2.1）。工作面预计设计分段高度由水平标高+540m 之上的 15~17m 进一步增加至+510~+540m 分段工作面的 30m 段高，井田地面标高在+780~850m 之间，平均+810m。其中一组煤含可采煤层三层，有 B<sub>S1</sub>、B<sub>1+2</sub>煤层，B<sub>S1</sub>煤层平均有益厚 1.10m，B<sub>1+2</sub>煤层平均有益厚 27.79m，B<sub>1+2</sub>煤层为特厚煤层，地层总厚 275.36m，含煤系数 10.0%。煤层结构简单、稳定、变化不大，属稳定煤层。该煤层与 B<sub>3</sub>煤层相距 4.8~6.60m，煤层厚度为 35.65~46.6m，平均厚度 40.19m，由东向西有变薄的趋势，往深逐步增厚，内含夹矸 3~8 层，厚度为 0.07~2.50m。煤层伪顶为炭质泥岩（0.1~0.5m），直接顶板为粉砂岩，直接底板为泥岩或砂质泥岩，老底粉砂岩或细砂岩。煤层大部分有伪顶，岩性一般为碳质泥岩或沙岩，厚 0.13m~0.56m，该伪顶大部分随落煤而跨落，混入原煤，增加原煤灰份。直接顶板为泥岩和碳质泥岩，少量沙质泥岩或沙岩，厚 0.75m~4.77m。直接顶板跨落在工作面，这种跨落不影响煤质。老顶不是很明显，一般为 0.26m~22.55m，岩性为砂岩或砂质泥岩。矿井共划分为四个水平，如图 3.1 所示。

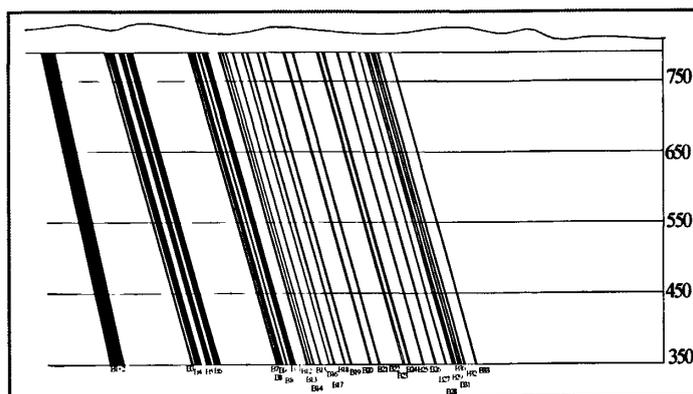


图 3.1 煤层赋存特征

## 3.2.2 模型填装及监测布局设计

模型设计尺寸为长×宽×高=250×20×200cm，可模拟 45°~90°范围内任意倾角煤层的模拟开采。模型几何相似比取 1:300。模型设计分段高度在+540m 标高之上的工作面取 15m 段高，在+540m 标高之下的工作面取 30m 段高。其中 B<sub>1+2</sub> 平均厚度 27.79m (厚度及间距均为水平值)模型填装如图 3.2 所示。

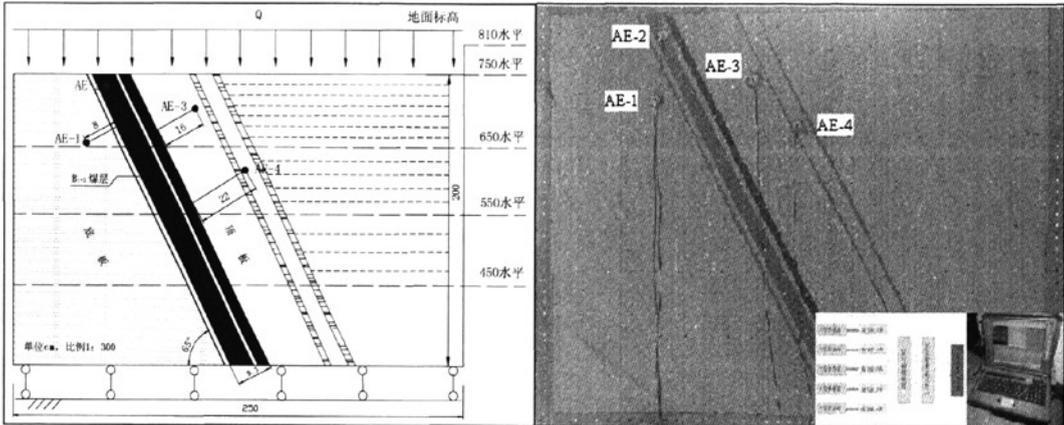


图 3.2 模型填装示意图 (比例尺 1:300, 单位 cm)

实验材料主要包括：河砂、石膏、大白粉、煤粉、云母、黏土和巴厘石等材料介质 B<sub>1+2</sub> 煤层直接顶为泥岩和砂质泥岩，厚度 1~3m，配比取 9:2:8；老顶为粉砂岩，配比取 8:2:8；直接底为炭质泥岩，厚度 1m，配比取 9:3:7；老底为砂岩，配比取 8:2:8；若每次填装水平高度 1cm 时 (面积为 200cm<sup>2</sup>，厚度 20cm)，配比取 9:2:8，容重 1600kg/m<sup>3</sup> 时，砂子 5.76kg，石膏 0.128kg，大白粉 0.512kg。配比取 8:2:8，容重 1600kg/m<sup>3</sup> 时，砂子 5.69kg，石膏 0.142kg，大白粉 0.568kg。模型填装顺序见表 3.1。

表 3.1 模拟填装顺序 (自模型顶至底)

序号	岩性	水平厚度(m)	配比	骨胶比	序号	岩性	水平厚度(m)	配比	骨胶比
1	粉砂岩	176.22	728	7/1	7	B <sub>5</sub>	3	20:1:5:20	40/6
2	B <sub>4</sub>	5	20:1:5:20	40/6	8	砂质泥岩	3.0	928	9/1
3	砂质泥岩	21.0	928	9/1	9	B <sub>1+2</sub>	27.79	20:1:5:20	40/6
4	B <sub>6</sub>	3	20:1:5:20	40/6	10	炭质泥岩	5.0	937	9/1
5	粉砂岩	94.0	728	7/1	11	B <sub>3</sub>	13.0	20:1:5:20	40/6
6	砂质泥岩	2.0	928	9/1	12	砂岩	397.0	828	8/1

### 3.2.3 实验目的及意义

岩体作为非均质固体材料,在变形破坏过程中会产生一系列声发射信号。岩石的受力状态以及岩石的结构特征通过声发射可以反映<sup>[64-68]</sup>。研究表明,岩石结构影响岩石的力学性质,岩石破坏的规律可以通过岩石破坏过程中产生的声发射携带着的大量岩石变形破坏的信息来反映<sup>[69-70]</sup>。声发射信号的强弱与岩体特征及受力状态有关。在岩体结构受力破坏的不同时段,其声发射信号的强弱程度是不相同的。对岩体的声发射过程进行监测分析可以预测岩体的稳定性。在地下开采实际中,当煤体开采后,顶煤结构体将伴随裂隙萌生、扩展及断裂的过程,其中会产生声发射现象<sup>[71-73]</sup>。

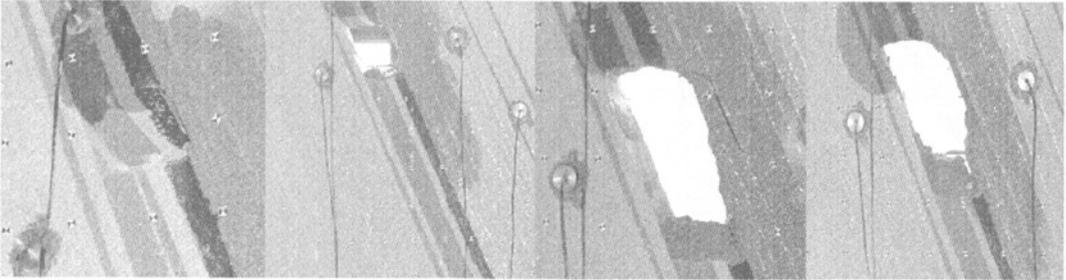
工作面上覆围岩介质受开采扰动剧烈程度不同,其初始损伤与断裂 AE 密集程度也不同,其特征参数-总事件( $\Sigma(\text{Total\_AE})$ )、大事件( $\Sigma(\text{Large\_AE})$ )、和能率( $\Sigma(\text{Energy\_Rate\_AE})$ )随时间-空间变化呈现波动趋势,并存在一定的统计关系。大事件数代表在总事件中所占的比率情况,间接能反应声波在固体或复合介质中的强弱程度。而能量与大事件和总事件往往不呈线性增高或降低,能量的释放完全与否取决于材料本身的质量指标(材料的单轴饱和抗压强度、完整性系数、弹塑性、承载力、弹性模量等),也与材料试验机刚度有关。具有一定的随机性和突发性。往往单轴压缩峰后阶段和应变软化会造成特征模糊判断。通过中尺寸(cm级)平面几何模拟来研究水平分段高度在15~30m条件下急倾斜综放开采围岩失稳运动的声发射特征规律,对顶煤在运动过程中可能形成的结构或结构力学破坏的动态稳定性突发机理进行实时监控与预测预报。这为顶煤及上位覆岩从室内中级尺寸水平研究走向现场大尺度(m级)预报的时、空、强、精度提供必要的条件。

### 3.2.4 围岩宏观变形破坏声发射实验及现象

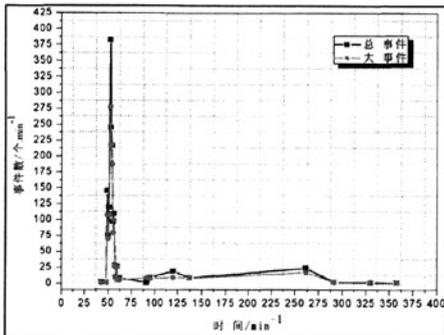
模拟井田地面标高+810m。实验共模拟三个水平的开采,其中第一水平(+650~+750)分为七个分段开采,段高分别为15m、15m、15m、15m、15m、15m及10m;第二水平(+540~+650)分为六个分段开采,段高分别为20m、15m、15m、15m、15m、15m及15m;第三水平(+430~+540)为深部水平开采,划分为四个分段,段高分别为30m、30m、30m、20m。由于现场浅部(地表下60m范围内)煤体经受了小煤窑的乱采,有大量的老窑积水,模拟开挖前一天对露头处煤体进行了注水,当水体完全渗透第一开采水平时,注水停止,开始第一水平开采。第一水平阶段高度100m。首分段开采后,顶板岩层宏观位移无变化量,声发射4个位置探头均无信号(怀疑波形门限偏大造成信号接收太弱,重新设置声发射波形合理门限及数字滤波器);二分阶段开采过程中,直接顶岩层向采空区膨胀变形,有掉渣现象,见图3.3(a)。声发射特征如图3.3(e,i)所示,2<sup>#</sup>通道总事件在50min左右达到375个/min,信号与波动幅度相对强烈,1<sup>#</sup>通道由于上覆岩

层的激烈变形受挤在 40 min 时总试件数达到 680 个/min 左右, 最大值比 2<sup>#</sup>通道提前 10min。在以后的时间段里又恢复平静状态。第三分段至第四分段开采后, 直接顶持续垮落并发展至基本顶(老顶)岩层, 基本顶岩层的垮落沿顶板岩层法向方向扩展。上位垮落角为 70°, 见图 3.3(b)。声发射特征如图 3.3(f)所示, 基本顶的离层垮落造成距离老顶最近的 3<sup>#</sup>通道相对反应强烈, 总事件数在 43min 内达到 110 个/min, 稍后又缓慢降低单位时间大事件数恢复在 10 个以内。第五分段至第六分段开采后, 观测到基本顶岩层先后产生离层现象, 见图 3.3(c)。继续向深部开采 3<sup>#</sup>通道(见图 3.3(g))首先反应明显, 总事件在 3-60min 相当长时间内再次达到 100 个/min 以上, 在 60min 后急剧下降, 在这段时间内离层裂隙距煤层顶板从 10.5m 扩展到 16.5m, 可见扩展距离与速率之大。

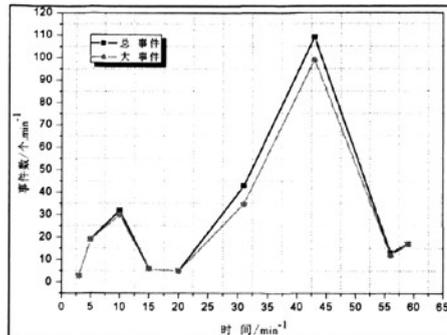
第七分段开采后, 上分段开采时产生的离层岩层垮落, 上部垮落角 70°, 下部垮落角 55°。见图 3.3(d)。这时离下位顶板最近的 4<sup>#</sup>通道, 如图 3.3(h,j)所示, 2<sup>#</sup>通道和 4<sup>#</sup>通道伴随有能量的产生并分别达到  $1000 \times 10^9 \text{J}$  和  $165 \times 10^9 \text{J}$ , 2<sup>#</sup>通道在 45min 时能量达到最大值, 而 4<sup>#</sup>通道在 100-200min 内有大量能量释放, 说明在此时间段内岩层的运动具有延后性和传递性, 声发射特征总是上下跳跃呈现非稳态变化, 对于弹塑性煤岩来说, 顶板内裂隙变形损伤程度激烈, 经过测量后得知岩层内部的损伤失稳导致出现大面积垮落, 并呈现非对称形态。垮落的垂直法线距工作面顶板自由面约 18m。



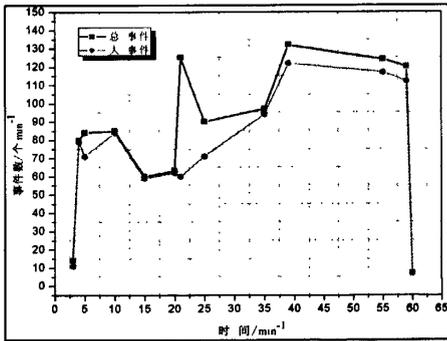
(a) 直接顶垮落 (b) 老顶下位岩层初次垮落 (c) 离层向上位岩层扩展 (d) 老顶非对称



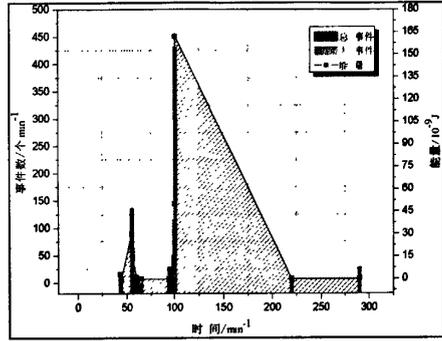
(e) 二分段开采 AE-2 特征



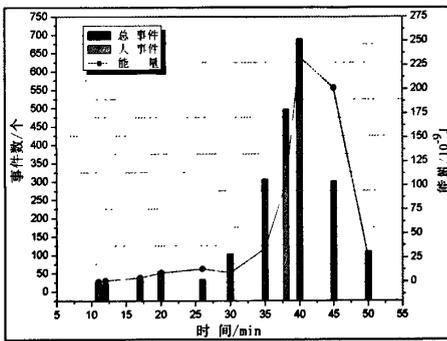
(f) 三、四分段开采 AE-3 特征



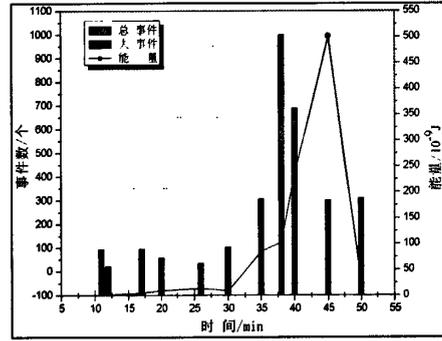
(g) 五、六分段开采 AE-3 特征



(h) 七分段开采 AE-4 特征



(i) 二分段开采 AE-1 特征



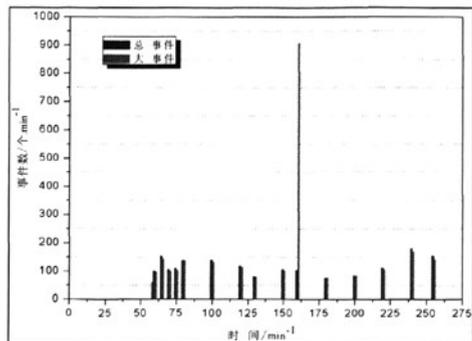
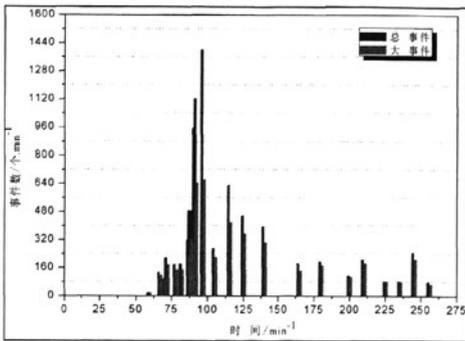
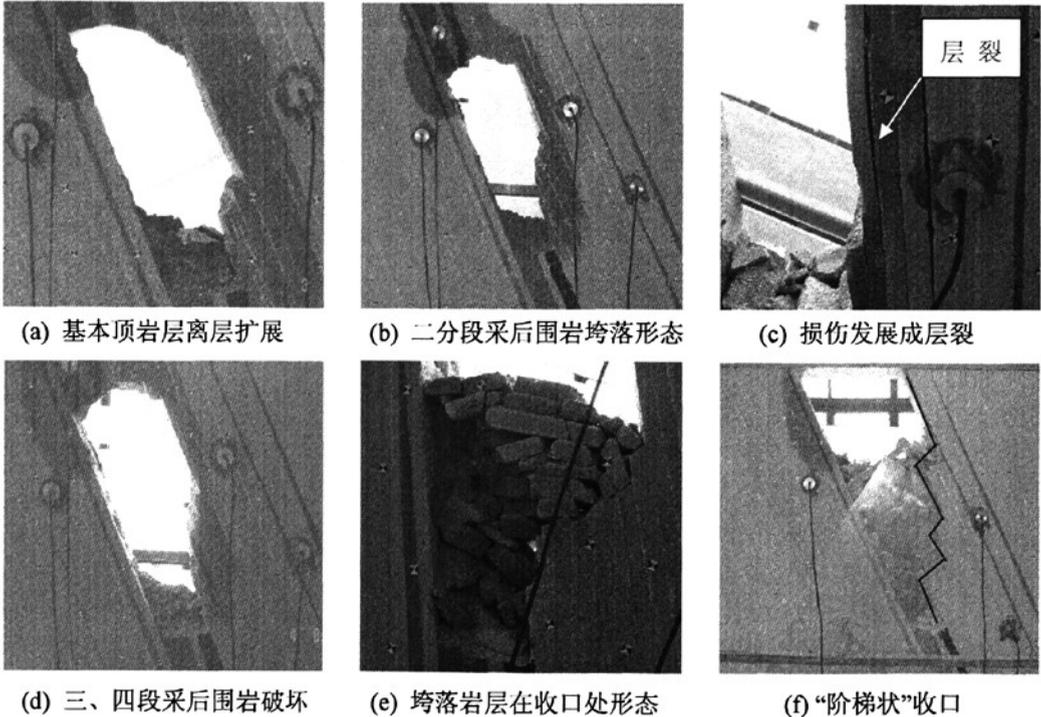
(j) 七分段开采 AE-2 特征

图 3.3 第一水平开采岩层变形破坏及声发射信号特征

第二水平阶段高度 120m，分七个分段开采。首分段开采段高提高到 20m，距煤层顶板 24m 处产生新的离层岩层，见图 3.4(a)；声发射现象比开采第一水平更加激烈，其中 3<sup>#</sup>通道表现最为明显如图 3.4 (g)，总事件达到 1280 个/min。第二分段开采后，上分段开采时的离层间隙扩展并垮落，岩层表现出明显的板破断特征，见图 3.4(b)。声发射特征如图 3.4 (h)，其中 2<sup>#</sup>通道大事件出现急速跳动，在 160min 时达到 900 个/min。这是由于地表浅部由于小窑开采所留置的 60m 煤柱体成为平底拱形的上支承端，受临空岩体挤压后呈拱形垮落造成位于顶部的 2<sup>#</sup>通道出现暂时的大事件大于总时间的“伪加速上升现象”。第三至第四分段开采过程中，先前发生的离层的岩层以板破断形式继续垮落，岩体内部损伤破裂尺度逐渐增大，发展至新的层裂现象，见图 3.4(c)。这时的 4<sup>#</sup>通道表现活跃，如图 3.4 (i,j) 所示，总事件在 105min 时达到 2400 个/min，能量达到  $1.62 \times 10^4 \times 10^9 \text{J}$ ，3<sup>#</sup>通道在 55min 和 105min 先后两次达到 1050 个/min 以上，并伴随较大能量，能量在 105min 时达到最大值  $1 \times 10^4 \times 10^9 \text{J}$ 。预留煤柱体受顶底板挤压破碎后持续垮落，围岩破坏加剧，拱顶向地表浅部方向发展，整体来看，围岩垮落后的非对称平底拱形的形态已非常明显，拱的平底并非位于开采区域的中间部分，而是向地表浅部偏移，见图 3.4(d)；第五分段开采过程中，离层岩层在自重作用及采动影响下，其间隙逐渐扩

展,岩层最终垮落。顶板岩层垮落后,在收口处对顶板岩层形成较强的支承,见图 3.4(e)。声发射 2<sup>#</sup>通道在 100min 时达到 3750 个/min,如图 3.4(k) 示,此时地表形成深槽形塌陷坑,对上覆顶煤有直接冲击作用,所以 2<sup>#</sup>通道特征明显高于其他通道。

第六至第七分段开采后,深槽形塌陷坑内垮落岩体朝采空区下移,塌陷坑内垮落岩体进一步沿煤体采出后形成的通道下移,致使靠顶板侧岩体朝采空区的运动受到抑制。同时地表塌陷范围进一步扩大,在顶板侧延伸至 B<sub>8</sub> 煤层;可明显看出岩体采空部分在垮落过程中产生了“阶梯状”收口,见图 3.4(f)。这时 1<sup>#</sup>通道在 17min 时总事件出现明显的增大并达到 1600 个/min,这时因为地表垮落后,收口处阶梯受到了垮落体的支承作用,但水平方向的自重增加无疑对底板侧造成压力增大,遏制了底板的垂直滑移与剪切。



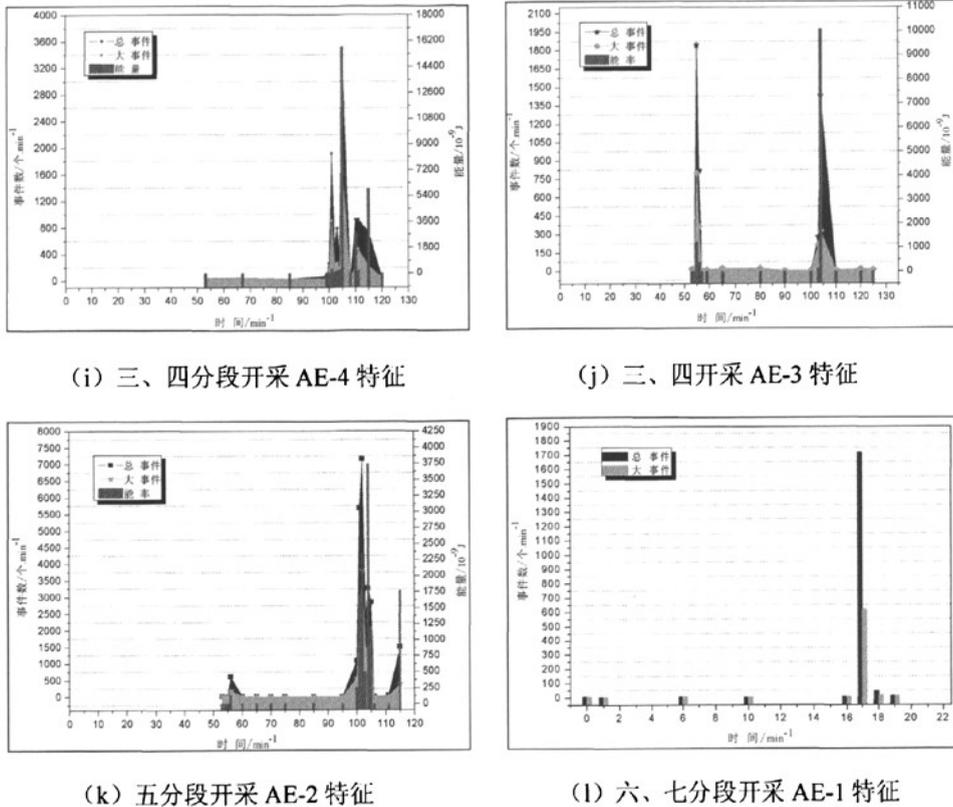


图 3.4 第二水平开采岩层变形破坏及声发射信号特征

第三水平阶段高度 120m。首分段工作面段高增至 30m。开采过程中，由于收口处顶板岩层受到了槽形塌陷坑内岩块的支承作用，该处岩层的离层回转受到抑制。首分段开采后的槽形采空区由收口处开始被塌陷坑内岩块沿槽形采空体下移充填，岩层的回转运动受到抑制；第二至第四分段开采过程中，塌陷坑内垮落体持续沿各分段工作面开采后形成的槽形采空体下移，对顶板岩层形成充填支承作用，使得大段高开采时避免了顶板大范围垮落的危险，大段高开采首先在岩层控制方面得到了可靠保障。

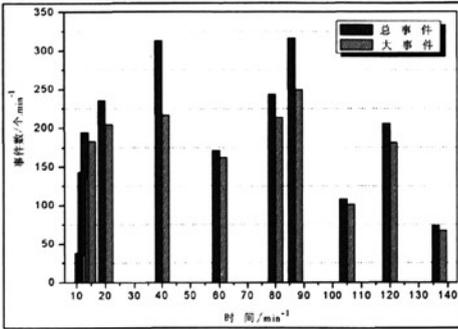
第二至第四分段开采后围岩垮落状态如图 3.5(a)示。同时，地表塌陷坑范围进一步扩大，地表槽形塌陷向漏斗形塌陷转变，如图 3.5(b)示。此时的 3<sup>#</sup>、4<sup>#</sup>通道声发射特征如图 3.5 (c,d) 所示，总事件与大事件都趋于稳定，10-140min 内基本维持在 100-300 个/min 左右，无明显变化。其中在第二分段开采中 1<sup>#</sup>通道（如图 3.5 (e)）大事件数一直高于 175 个/min，能量释放逐渐增大并在 40min 左右达到最大值  $400 \times 10^9$ J。之后缓慢回落，接着在第四分段开采中，1<sup>#</sup>通道试件数表现不明显，但能量数据显示起伏状，表现在 27min 左右，能量释放突然中断，期间数据量几乎为零之后又急剧回升，说明此时的底板受上部下落岩体的挤压是一个非稳态非对称的过程。继而底板岩层内部裂隙形变也出现“架空”现象。



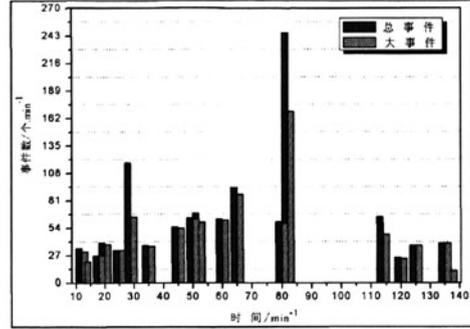
(a) 三、四分段采后围岩垮落形



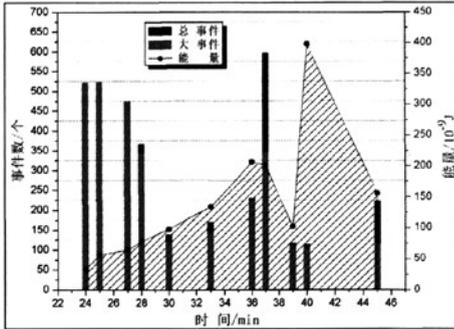
(b) “V”形塌陷槽



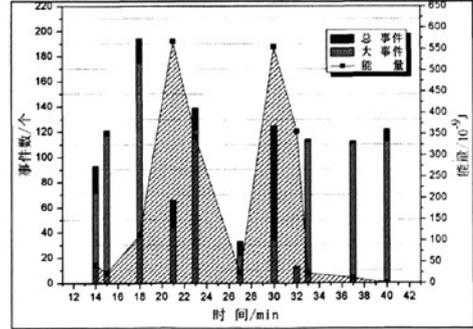
(c) 二、四分段开采 AE-3 特征



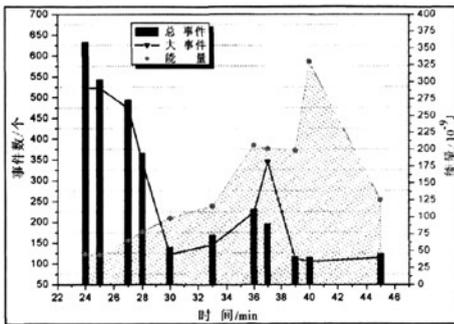
(d) 二、四分段开采 AE-4 特征



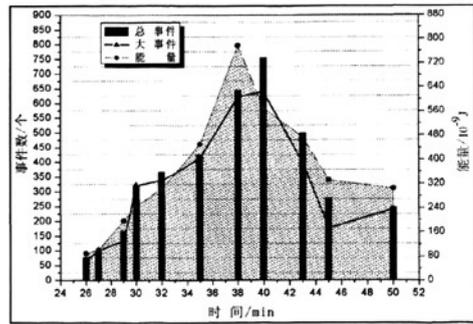
(e) 二分段开采 AE-1 特征



(f) 四分段开采 AE-1 特征



(g) 二分段开采 AE-3 特征



(h) 二分段开采 AE-4 特征

图 3.5 第三水平开采岩层变形破坏及声发射信号特征

### 3.2.5 实验结论

通过中尺寸平面几何模拟条件下的围岩稳定性研究, 尝试利用声发射技术进行实时(不同水平不同段高)跟踪观测, 得出围岩垮落形态及垮落趋势呈非时序非对称发展, 这在分析各个通道在某一时间段的总时间与能量特征里就能看出, 且能量与事件数的跳跃与变化等级各具特征, 但总体现象不变, 声发射参数的高突发率总是体现在某一时间(或长或短)段里, 少则几分钟内, 多则几百分钟内, 之后又趋于缓和状态, 其岩层从内部损伤演化至离层垮落机理发生在瞬间。随着开采深度的增加, 这个瞬间时间段相比较长, 但不会降低岩层失稳机率, 这与第二章所分析的煤岩损伤破裂的单轴压缩特征相吻合。

### 3.3 本章小结

本章通过基于 AE 监测监控下的几何相似模拟进行实时跟踪监测, 定性分析了不同段高不同水平开采下岩层移动冒放的动态声发射特征规律, 利用声发射参数的变化规律来对岩层的变形发展趋势做出合理判断和解释, 根据实时监测情况来看, 围岩的运动变形规律具有速度时间效应, 表现为跨距和跨落形态随开采速度和段高的不同各具特征, 声发射总事件参数是岩层不稳定性推测指标。而能量参数是岩层后继失稳趋势前兆信息之一, 表现出强烈的时间效应。另外, 通过基于声发射测试的相似模拟实验可以实现大型工程不能达到的定量化定性预测预报, 这也为实现现代化矿山智能监测与应急指挥系统的实施提供科学的技术手段。

## 4 采动中顶煤体应力与位移特征数值计算

### 4.1 FLAC<sup>3D</sup> 简介

利用先进的三维有限差分法计算程序 FLAC<sup>3D</sup> 系统对苇湖梁煤矿急倾斜特厚煤层快速推进煤体破裂过程及规律和开采扰动后化煤体不同深度的应力与位移分布特征规律及致灾的可能性进行精细数值计算与分析。

FLAC<sup>3D</sup> (Fast Lagrangian Analysis of Continua in 3Dimensions) 是由美国 Itasca Consulting Group Inc 开发的三维显式有限差分法程序, 它可以模拟岩土或其他材料三维力学行为<sup>[74]</sup>。FLAC<sup>3D</sup>将计算区域划分为若干六面体单元, 每个单元在给定的边界条件下遵循指定的线性或非线性本构关系, 如果单元应力使得材料屈服或产生塑性流动, 则单元网格及结构可以随着材料的变形而变形, 这就是所谓的拉格朗日算法, 这种算法非常适合于模拟大变形问题。FLAC<sup>3D</sup>采用了显式有限差分格式求解场的控制微分方程, 并应用了混合单元离散模型, 可以准确地模拟材料的屈服、塑性流动、软化直至大变形, 尤其在材料的弹塑性分析、大变形分析以及模拟施工过程等领域有其独到的优点。

FLAC<sup>3D</sup>模型的建立首先通过“Gen Erate Zone”等命令建立初始单元模型, 然后将这些模型进行组装。为较快速地建立计算模型, FLAC<sup>3D</sup>软件为用户提供了12种初始单元网模型(Primitive Mesh) 即: Brick、degenerate brick、Wedge、Pyramid、Tetrahedron、Cylinder、Radial Brick、Radial Tunnel、Radial Cylinder、Cylindrical Shell、Cylinder Intersection、Tunnel Intersection。其中, 前6种为一般性的初始单元网模型, 用途广泛; 后6种为特殊的初始单元模型, 是针对地下工程而设计的。

FLAC的模拟计算是根据有限差分格式方法实现的, 三维快速拉格朗日分析将计算区域划分为若干四面体单元, 每个单元在给定的边界条件下遵循指定的线性或非线性本构关系, 如果单元应力使得材料屈服或产生塑性流动, 则单元网格可以随着材料的变形而变形, 这就是所谓的拉格朗日算法, 非常适合于模拟大变形问题。在计算与分析中采用了显式有限差分格式来求解场的控制微分方程, 并应用了混合单元离散模型, 可以准确地模拟材料的屈服、塑性流动、软化直至大变形, 尤其在材料的弹塑性分析、大变形分析以及模拟施工过程等领域有其独到的优点。其基本形式如下:

(1) 导数的表示

$$\frac{\partial F}{\partial x_i} = \lim \left[ \frac{1}{A} \int F n_i ds \right] \quad (4.1)$$

式中,  $F$ —矢量分布规律或张量;  $x_i$ —位置矢量分布规律分量;  $A$ —积分区域;  $ds$ —弧长增量;  $n_i$ —垂直于  $ds$  的单位法线分量。

(2) 运动方程式

$$\rho \left[ \frac{\partial u_i}{\partial t} \right] = \frac{\partial \sigma_{ij}}{\partial x_j} + \rho v_i \quad (4.2)$$

式中， $\rho$ -密度； $\sigma_{ij}$ -应力张量； $u_i$ -速度； $v_i$ -体力分量； $t$ -时间。

对于某一受随时间变化的力  $F$  作用的某质量体的运动方程式：

$$\frac{\partial u}{\partial t} = \frac{F}{m} \quad (4.3)$$

可以用包含半步长的速度的中心差分格式来求解，其加速度可以写为：

$$\frac{\partial u}{\partial t} = \frac{u^{(t+\Delta u_2)} - u^{(t-\Delta u_2)}}{\Delta t} \quad (4.4)$$

(3) 应变增量方程式

在增量形式中，应变张量为：

$$\Delta e_{ij} = \frac{1}{2} \left[ \frac{\partial u_i}{\partial x_j} + \frac{\partial u_j}{\partial x_i} \right] \Delta t \quad (4.5)$$

(4) 计算循环模式控制

计算过程中的循环控制结构如图 4.1 所示。

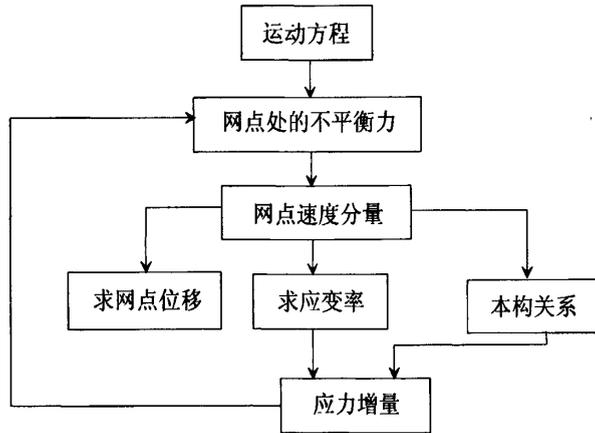


图 4.1 FLAC 程序计算循环结构

4.1.1 计算目的

苇湖梁煤矿+579E2EB<sub>1+2</sub> 高阶阶段综放工作面开采存在顶煤动力失稳的危险性，地质条件恶劣，在 52m 段高开方案中，由于工作面上方距离地面 114m 的区域为老采空区（瓦斯罐），其中聚集大量瓦斯等有害气体，在大段高开采时有可能导致工作面顶煤产生动力坍塌，继而诱致衍生灾害。总之，该工作面前后均有坍塌冒顶与致灾的可能性。所

以本章利用先进的三维有限差分法计算程序 FLAC<sup>3D</sup> 系统对苇湖梁煤矿急倾斜特厚煤层快速推进煤体破裂过程及规律和开采扰动后化煤体不同深度的应力与位移分布特征规律及致灾的可能性进行精细数值计算与分析。

#### 4.1.2 数值模型建立

以神新集团苇湖梁煤矿工程地质条件为背景, 52m 段高模拟方案采用预爆破一次采全高, 即下分层 20m, 上分层 30m 采取预爆破。老窑或空棚设计为: 老采空区沿走向宽 34m, 煤柱 7m, 高为 30~60m。煤层倾角 65°, 工作面水平+579, 地表水平+730。煤与岩层的物理力学参数见表 4.1。为了全面、客观地反映该矿急倾斜快速推进工作面顶煤及相关节理化围岩力学响应过程及规律, 根据现场开采的真实的物理原型, 建立了符合现场开采的计算分析的力学模型, 图 4.2(a,b)分别为模型倾向剖面 and 走向剖面示意图。在建模过程中, 尽量减小重要区域网格尺寸差异, 因为尺寸差异越大编码就越无效, 影响计算的准确程度。尽可能保持主要研究区域网格的统一, 避免长细比大于 5: 1 的单元。模型沿走向长 320m, 沿倾斜宽 300m, 模型底部至模型顶部(地表)高度为 200m。三维模型共划分有 339520 个三维单元, 共 330708 个结点, 图 4.3(a)是由计算机生成的三维计算模型网格图, 图 4.3(b)为三维开采示意图。

表 4.1 煤岩力学参数

类别	岩性	密度 (kg·m <sup>-3</sup> )	弹性模量 E(MPa)	泊松比	粘聚力 (MPa)	内摩擦角 (deg)	抗拉强度 (MPa)
顶板	泥岩	2570	2700	0.25	6.0	37	0.6
煤层	煤	1390	2500	0.28	5.0	36	0.7
底板	砂质泥岩	2550	3500	0.30	7.2	39	0.4

计算采用莫尔-库仑(Mohr-Coulomb)屈服准则判断岩体的破坏:

$$f_s = \sigma_1 - \sigma_3 \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi} - 2c \sqrt{\frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi}} \quad (4.6)$$

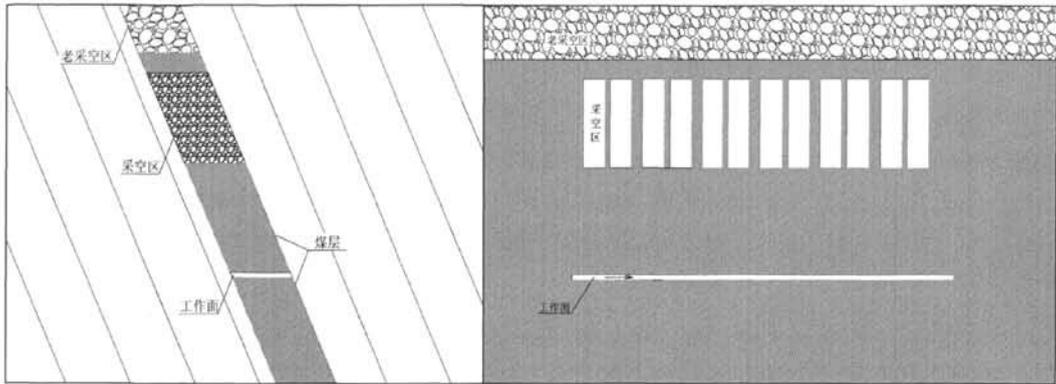
式中,  $\sigma_1, \sigma_3$  分别是最大和最小主应力,  $c, \varphi$  分别是粘结力和摩擦角。当  $f_s > 0$  时, 材料将发生剪切破坏。在通常应力状态下, 岩体的抗拉强度很低, 因此可根据抗拉强度准则( $\sigma_3 \geq \sigma_T$ )判断岩体是否产生拉破坏。

在极限应力状态下(破坏条件)的应力状态和岩石强度参数之间的关系也可用库伦“剪切”准则来表示。剪切破坏的抗摩擦强度(剪切强度)等于岩石本身抗剪切摩擦的粘结力和剪切面上法向力产生的摩擦力。亦即, 平面中的剪切强度准则为:

$$|\tau| = C + \sigma \tan \phi \quad (4.7)$$

式中,  $\tau$ -剪切面上的剪应力(剪切强度);  $\sigma$ -剪切面上的正应力;  $c$ -粘结力(或内聚

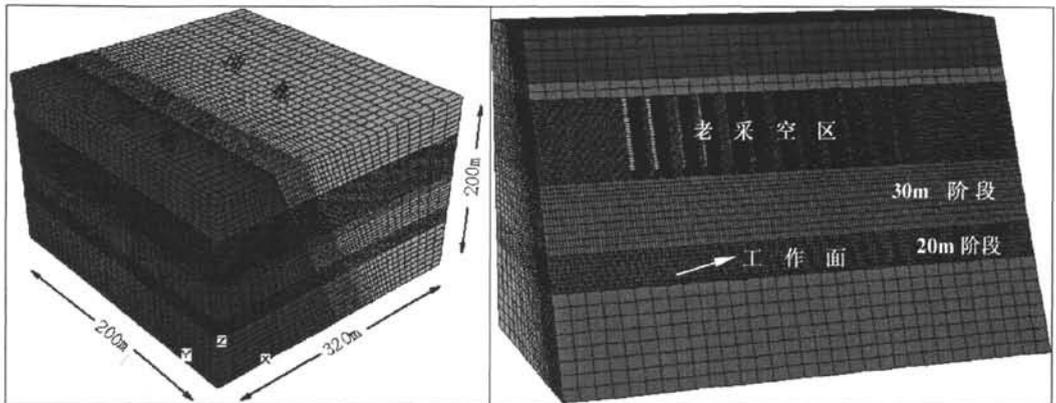
力);  $\phi$ -内摩擦角。



(a) 快速推进倾向模型

(b) 快速推进走向模型结构

图 4.2 模型剖面素描示意图



(a) 三维网格模型

(b) 开采走向剖面

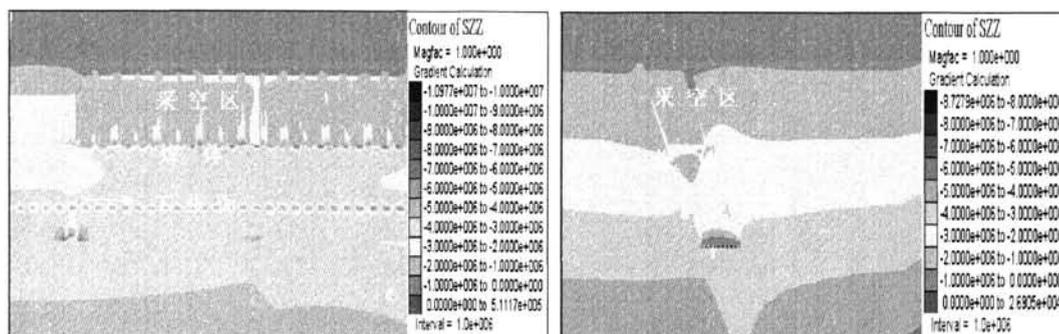
图 4.3 三维模拟网格图

### 4.1.3 计算过程及分析

#### (1) 应力场分布特征

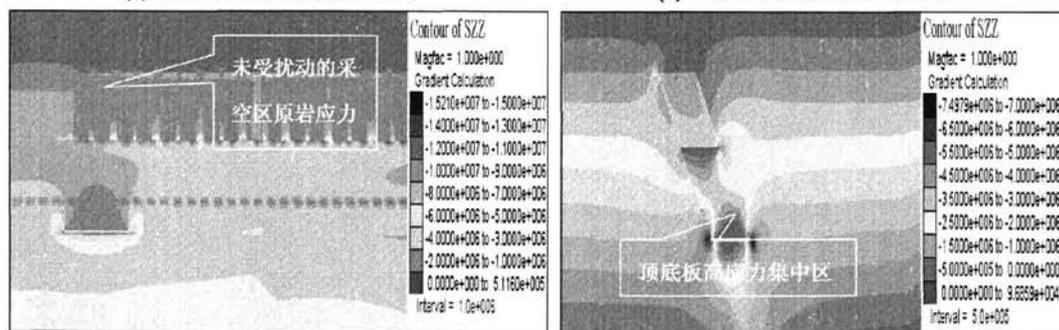
图 4.4(a-h)和 4.5(a-h)分别描述了工作面推进不同距离时顶底板和顶煤上位覆岩以及采空区的垂直应力和剪切应力特征。从中可以看出沿工作面走向和倾向形成了不同的应力增高和降低区,并伴随有低应力导通带产生。顶底板高应力集中区在开采 50m 后显现,其位于工作面上下端头两侧,采空区垂直应力并不受影响不大,见图 4.4(c,d)。随着推进距离增大,工作面上位煤体应力逐渐降低,从工作面倾向纵观来看,沿煤体向采空区垂直方向形成一条低应力导通带,工作面空间的增大起到卸压的目的,有效缓解了上位顶煤应力集中现象,见图 4.4(e,f)。工作面推进至 150m 时,工作面前方出现局部应力增高区,但这是暂时现象,随着工作面继续向前推进这种现象逐渐会消失,但会规律循环性

出现, 见图 4.4(g,h)。图 4.5(a)在工作面初始推进 10m 时, 因受开采扰动, 采空区与顶煤覆岩交界处产生剪应力集中突变带, 打破了原有的平衡力学作用, 使剪力重新构建平衡。工作面推进 50m 时, 工作面下端头底板处产生剪力集中, 而顶板处不明显, 见图 4.5(d)。工作面推进 100m 时, 上位顶煤剪力增高, 此时顶煤内结构受矿山压力及采动影响受挤错动严重, 内部损伤变形行为激烈, 基本顶大面积区域剪力增大。但靠近煤体侧(直接顶)出现局部化剪应力平衡带, 但具有失稳趋势, 见图 4.5(e,f)。当工作面继续推进至 150m 时, 采空区剪力整体增大, 并出现集中。顶板上次残留的局部化剪力原有平衡区继续被打破变为局部显现并有逐步增大的趋势, 损伤演化为变形失稳, 见图 4.5(g,h)。



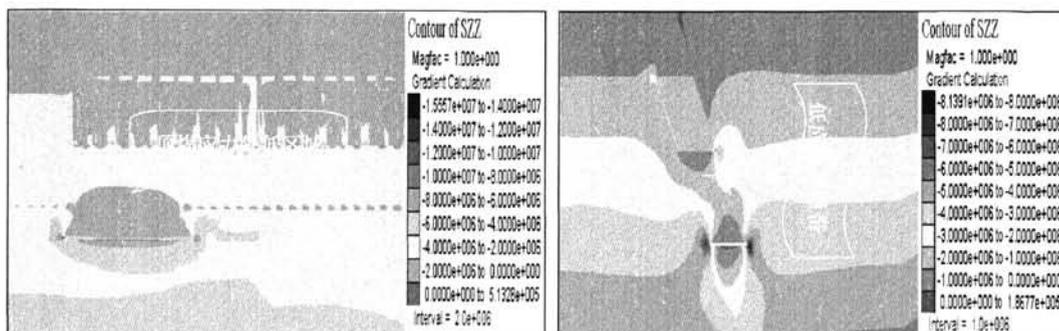
(a) 沿工作面走向推进 10m

(b) 沿工作面倾向推进 10m



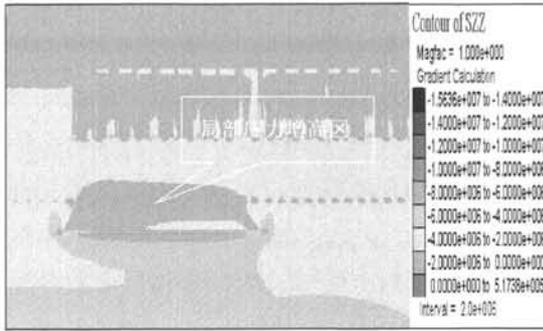
(c) 沿工作面走向推进 50m

(d) 沿工作面倾向推进 50m

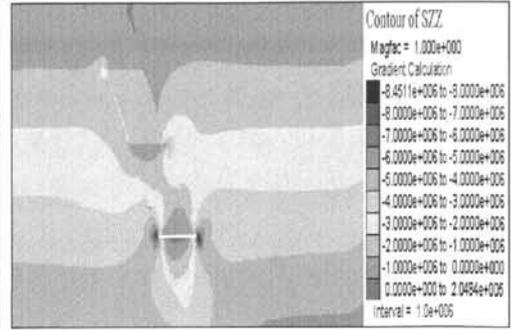


(e) 沿工作面走向推进 100m

(f) 沿工作面倾向推进 100m

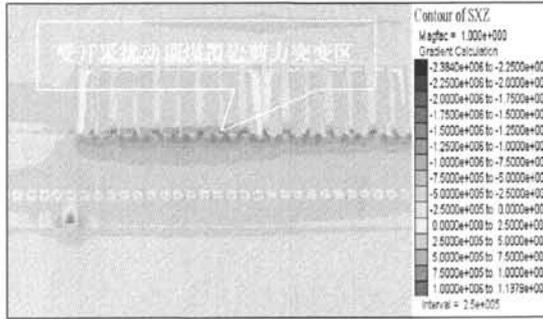


(g) 沿工作面走向推进 150m

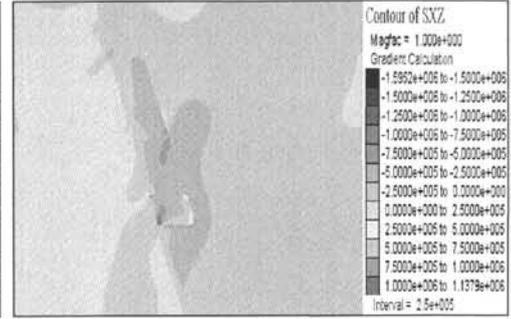


(h) 沿工作面倾向推进 150m

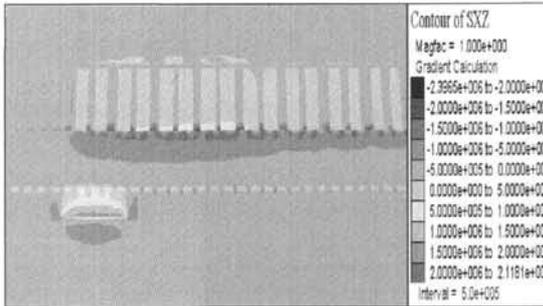
图 4.4 工作面不同推进距离垂直应力特征



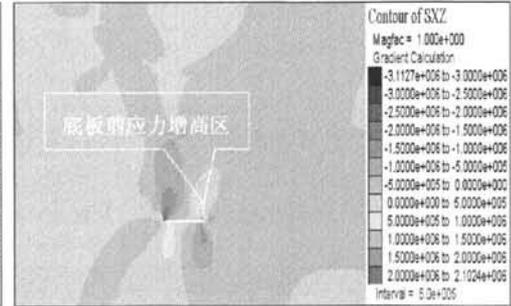
(a) 沿工作面走向推进 10m



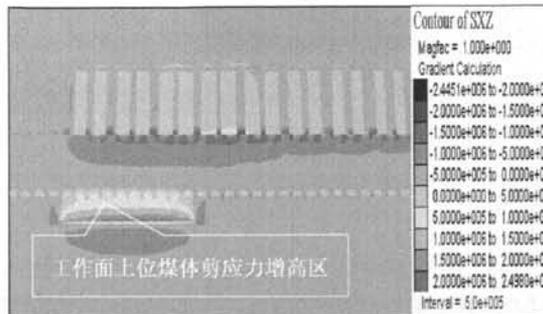
(b) 沿工作面倾向推进 10m



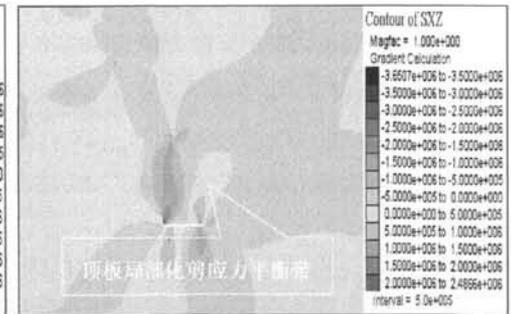
(c) 沿工作面走向推进 50m



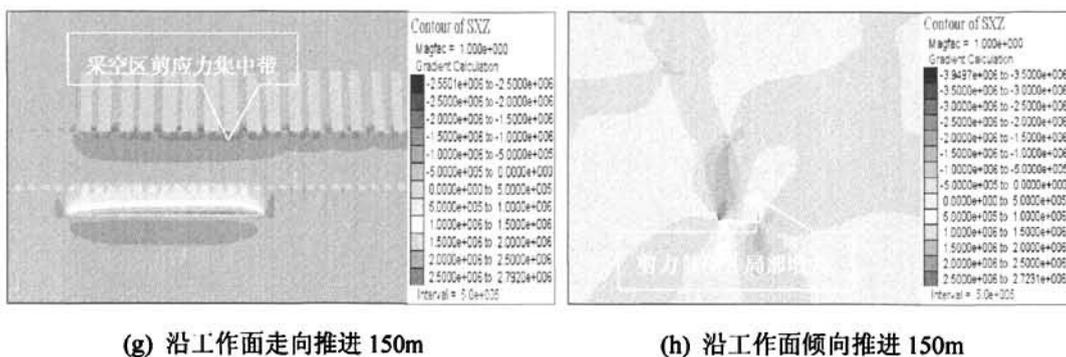
(d) 沿工作面倾向推进 50m



(e) 沿工作面走向推进 100m



(f) 沿工作面倾向推进 100m



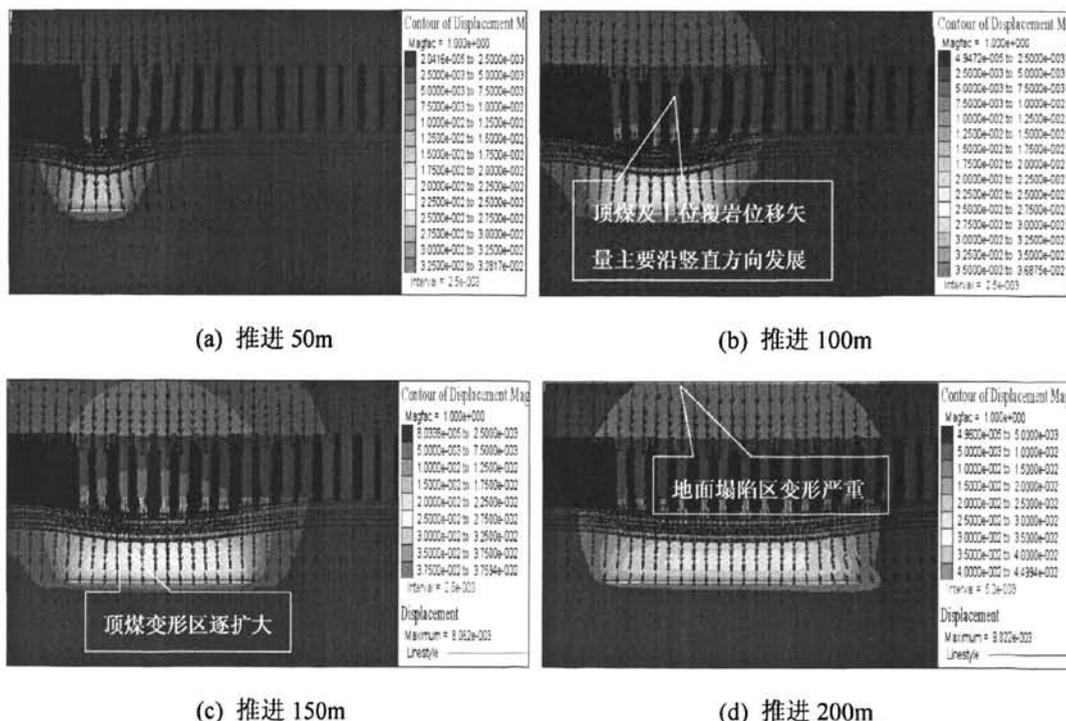
(g) 沿工作面走向推进 150m

(h) 沿工作面倾向推进 150m

图 4.5 工作面不同推进距离剪应力特征

## (2) 位移场分布特征

图 4.6、4.7 (a-d) 分别描述了不同推进速度下的顶煤与空区位移分布规律及曲线特征。由图 4.6 可以看出, 当工作面推进 50m 时, 采空区及顶煤的变形比较显著。位移矢量主要沿垂直方向发展, 变形范围逐步扩大。当推进 100m 时, 沿走向方向上, 随着采空区尺寸加大, 围岩变形加剧, 其变形的尺度范围为  $4.84 \times 10^{-5} - 3.0 \times 10^{-3} \text{m}$ , 在倾斜方向上, 变形范围为  $1.0 \times 10^{-2} - 9.0 \times 10^{-2} \text{m}$ 。可以看出, 工作面的变形趋势显著增加。当推进至 200m 时, 地面出现塌陷区变形严重现象。走向方向范围为  $2.5 \times 10^{-3} - 5 \times 10^{-3} \text{m}$ , 变形范围逐步向基本顶发展。



(a) 推进 50m

(b) 推进 100m

(c) 推进 150m

(d) 推进 200m

图 4.6 沿工作面走向推进不同距离位移场分布特征

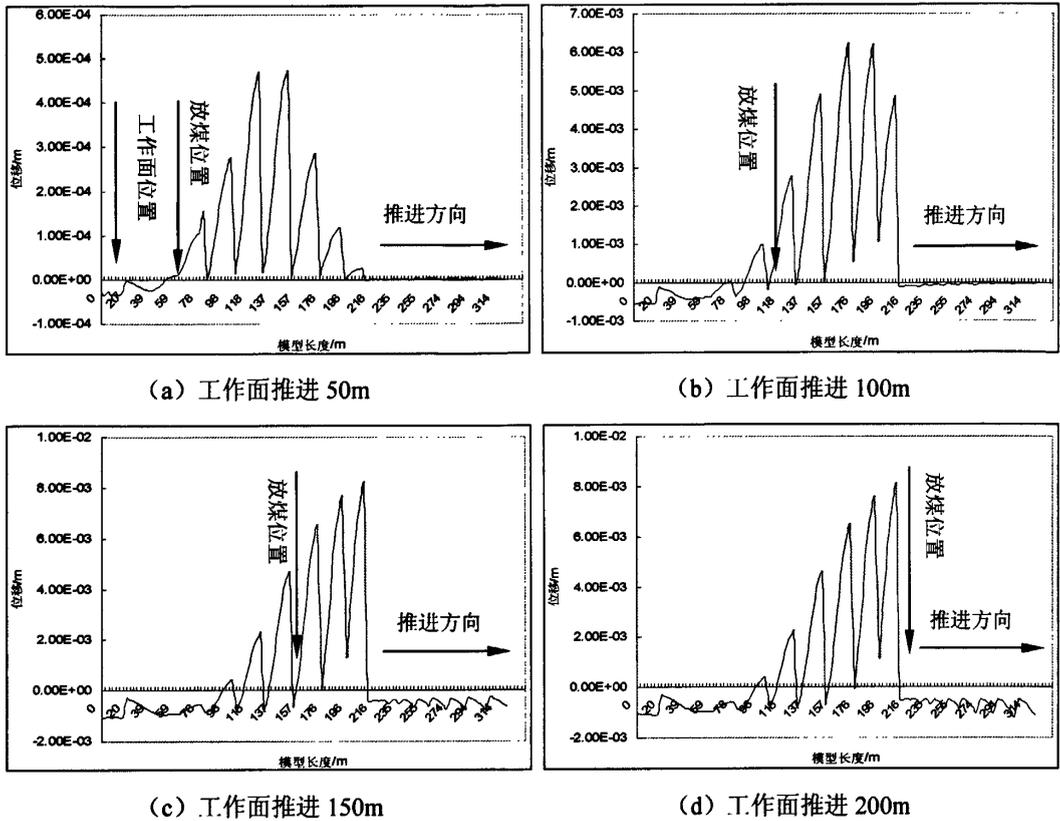


图 4.7 工作面推进过程中采空区上方垂直位移曲线

图 4.7 为工作面推进过程中采空区上方垂直位移曲线。大段高采空区是个变尺寸(度)的空间结构, 在超前预爆破扰动与有害气体耦合作用下, 加剧了工作面顶煤与顶-底板及上覆采空区结构节理化程度、物理特征、几何特征和时空动态演化过程的复杂性。由图 4.7(a-d)可以明显的看出, 采空区受放顶煤支撑力影响, 大变形位置总是出现在距工作面放煤口 60m 范围处, 放煤口之后变形逐渐增高, 当变形增大到一定程度瞬间又降低并恢复平衡, 周而复始。这种现象有很多原因所致, 与工作面超前应力区范围关系很大。急倾斜大段高工作面的稳定性及安全性直接导致老采空区的稳定性, 所以对采空区大变形导致失稳的预测预报也尤为重要。

## 4.2 本章小结

FLAC<sup>3D</sup>三维显式有限差分法程序较直观的模拟了随工作面推进的顶煤及上覆采空区应力、位移演化规律。通过数值模拟计算可以看出, 在高阶段的顶煤体运动的内应力及周边应力呈现出较大的应力降, 且分布不均匀, 最大应力与最小主应力之值相差较大, 表现出明显的方向性和延伸性, 其变形跨度波及范围大, 甚至延伸到地表。由于煤层赋存条件的特殊性和开采技术的优越性, 随着开采进行, 煤体内存在低应力导通带缓解了

局部潜在的主应力和剪应力集中区，无形中消除了工作面安全隐患。另外，随着工作面推进距离的加大，形变量随推进速度急剧增加，难以达到暂时平衡状态。围岩内部原有的剪切局部化结构随时发展为大范围块体滑移，进一步体现了大段高工作面顶煤与顶-底板及上覆采空区结构节理化程度、物理特征、几何特征和时空动态演化过程的复杂性和随机性。

## 5 现场监测与评价

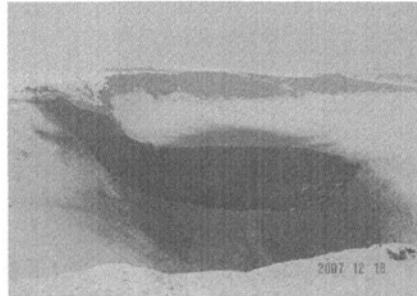
### 5.1 顶煤动力失稳伴随的灾害源

急倾斜煤层开采时,岩层移动和缓斜煤层有所不同。一般情况下,当急倾斜煤层采空后,顶板岩层向采空区弯曲并伴随有沿层面的向下移动,有时底板岩层也会向采空区凸起并伴随层面下滑,随着采空区的扩大,岩层将产生破裂、垮落,岩层移动稳定后,上覆岩层会出现垮落带、裂缝带和整体移动带,有时底板也会出现整体移动带或裂缝带,急倾斜煤层开采岩层移动的这一特点,使急倾斜煤层水平分层放顶煤开采工作面在顶板一侧形成裂隙丰富的裂隙带。同时,分段放顶煤开采后,在地表形成巨大的多次沉陷的塌陷坑,塌陷坑周边产生多组间距较大的地表裂隙,这些裂隙最终会与顶板岩层中形成的裂隙相贯通,从而产生大量的漏风供氧通道(见图 5.1),为采空区顶板侧遗煤自燃提供了供氧途径,造成采空区顶板侧遗煤自燃,并随放煤进入工作面,对工作面构成了严重的发火威胁。

由于阶段高度提高(30m),有可能导致瓦斯积聚而形成新的“爆炸源”。因为现场所开采  $B_{1+2}$  煤层具有自燃发火危险性,加之采空区顶板破断,并出现裂缝,形成供养通道,增加煤层自然发火的概率。煤层下部受采动影响产生裂隙,赋存于其中的瓦斯卸压,不同程度地沿裂隙涌入回采工作面。因而工作面瓦斯涌出来源,主要包括:①工作面煤壁和落煤涌出;②工作面放顶煤瓦斯涌出;③工作面下部 30m 范围左右煤层瓦斯卸压涌出,④采空区;⑤ $B_{1+2}$  煤体左、右邻近层和围岩。其中工作面下部煤层 30m 左右,采空区是主要瓦斯源。另外,在现场开采过程中,采空区积水与冬季雪融化后形成的渗流也促进了顶板动力学坍塌与失稳(见图 5.2),且伴随有瓦斯气体的喷出。



图 5.1 地表进风通道图

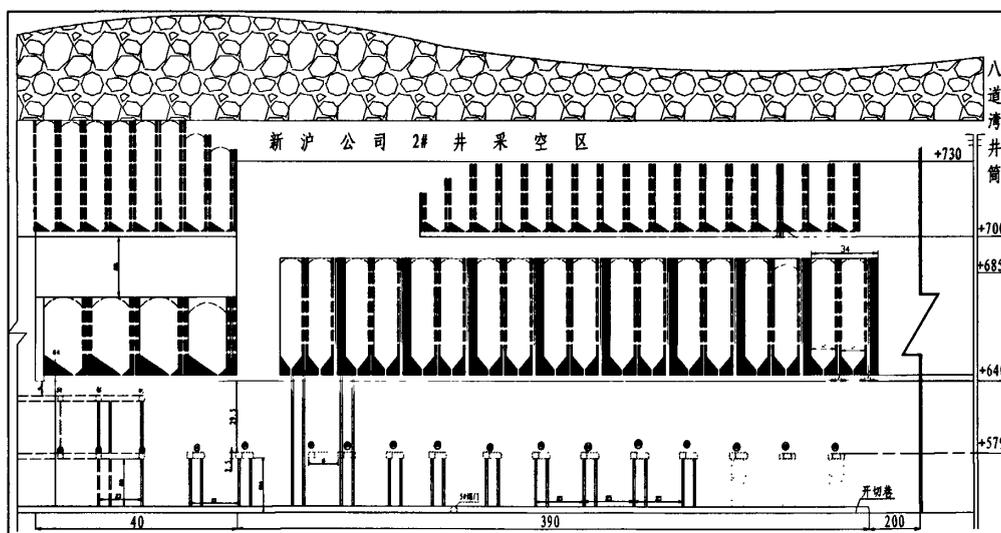


5.2 雪融渗水促进顶板坍塌

### 5.2 超前预裂爆破技术及评价

#### (1) 煤层及工作面地质特征

神华新疆公司苇湖梁煤矿+579E2EB<sub>1+2</sub>煤层节理发育，结构复杂，顶-底较松散，易冒落。煤层走向 55°，倾向 325°，煤层倾角 64~69°，顶板移动倾角 30°左右，底板移动角 60°以上，走向移动角 70°左右煤层厚度为 32.9m，f 系数 2~3。+579E2EB<sub>1+2</sub>工作面长 32m，苇湖梁煤矿东二采区+579E2EB<sub>1+2</sub>煤层为综采放顶煤回采，放顶煤高度分为三个阶段，分别为 52m、102m 及 18m 三个水平阶段，第一阶段高度 52m（自开切巷以西沿煤层走向 430m 范围内），沿煤层东西走向长 429m；第二阶段高度 102m（走向 430m 至 627m 段），沿煤层东西走向净长 197m；第三阶段高度 18m（沿走向 627m 至 1202m 段），沿煤层东西走向净长 575m；+579E2EB<sub>1+2</sub>煤层工作面自东向西走向总长度为 1202m。预爆巷高度分别为：在 52m 高阶段范围内 32m，102m 高阶段范围内预爆高度为 82m。煤层及工作面赋存环境如图 5.3(a)(b)所示。

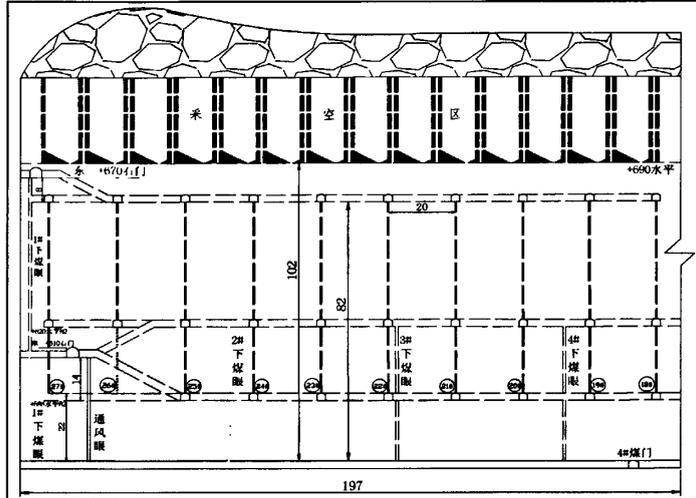


(a) 52m 阶段

## (2) 超前爆破炮孔布置

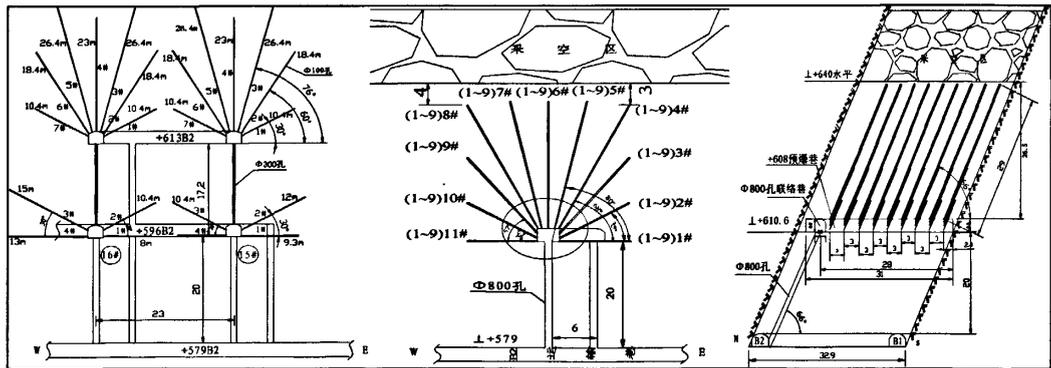
52m 阶段（预爆破采用一次采全高的方式，下分层 20m，上分层 30m 采取预爆破）分初次放顶、超前预爆破和 52m 与 102m 交界三段，前两段在+579B<sub>2</sub>运输巷距切巷南邦沿煤层走向每隔 25m 布置一对  $\phi 800\text{mm}$  孔，孔高 20m，每对  $\phi 800\text{mm}$  孔间距为 6m，每对  $\phi 800\text{mm}$  孔贯通后一个作为行人眼，一个作为预爆眼，以预爆眼为中心，往煤层 B<sub>1</sub> 底板掘一条长度为 31m，宽度为 3.5m，高度为 2.5m 的巷道，在巷道内布置  $\phi 100\text{mm}$  扇形挑顶孔，超前工作面 50m 进行预爆破。起爆炸总炸药量为 37.5t。52m 与 102m 交界处为开切巷 430m 至 627m 段，B<sub>1+2</sub>煤层的阶段高度为 102m，沿开切巷 390m(390m 至 430m 范围内布置 15<sup>#</sup>、16<sup>#</sup>、17<sup>#</sup>预爆巷，预爆 52m 阶段高煤体)至 627m 范围内，分别沿 E3B<sub>1+2</sub>煤层走布置+662E3B<sub>2</sub>巷道、+620E3B<sub>2</sub>巷道、+596E3B<sub>2</sub>巷道，再沿 E3B<sub>2</sub>巷道每隔 20m 向 B<sub>1</sub>底板布置长为 22m，宽为 3.5m，高为 2.5m 的 B<sub>1+2</sub>联络煤门，再在联

络煤门里每隔 8m 布置  $\phi 300\text{mm}$  孔, 进行 E3B<sub>1+2</sub> 煤体的超前预爆工作。52m 与 102m 交界处预爆破采用 17<sup>#</sup>(52m 阶段高煤体)与 18<sup>#</sup>煤体(102m 煤体同时进行超前预爆巷), 爆破炸药量为 35t。炮孔布置技术参数如图 5.4(a)(b)(c)所示。



(b) 102m 阶段

图 5.3 煤层及工作面赋存环境



(a) 52 与 102m 交界处

(b) 沿工作面走向剖面

(c) 沿工作面倾向剖面

图 5.4 52m 阶段炮孔布置技术参数图

102m 阶段（预爆破采用一次采全高开采，下分层 18m，上分层 24 m、40m、20m 采取预爆破）超前预爆破方案实行毫秒微差爆破。以阶段扇形密集中深孔对称布置为主，辅以小洞室药包。装药方式为正向连续，连线方式为孔内并联，孔与孔串联，排与排并联；起爆顺序由上向下依次起爆，总装药量为 40.99t。分别沿 E3B<sub>1+2</sub> 煤层走布置 +662E3B<sub>2</sub> 巷道、+620E3B<sub>2</sub> 巷道、+596E3B<sub>2</sub> 巷道，再沿 E3B<sub>2</sub> 巷道每隔 20m 向 B<sub>1</sub> 底板布置长为 22m，宽为 3.5m，高为 2.5m 的 B<sub>1+2</sub> 预爆巷，再在预爆巷内沿底板中轴线方向每隔 8m 竖直向上布置  $\phi 300$  孔（每个预爆巷布置 3 个  $\phi 300$  孔，+596 水平孔高 26m，单孔装药量为 259.33kg；+620 水平孔高 40m，单孔装药量为 546.66kg）以预爆巷为中心，在  $\phi 300$  孔

周围布置  $\phi 100\text{mm}$  扇形挑顶孔（孔间距为 1.4m，+596-+620 水平以 4 个炮孔为标准，+620-+662 水平为 2 个，+662 以上为 5 个；每个炮孔打 8 排，排距 3m），炮孔布置技术参数如图 5.5(a)(b)所示。

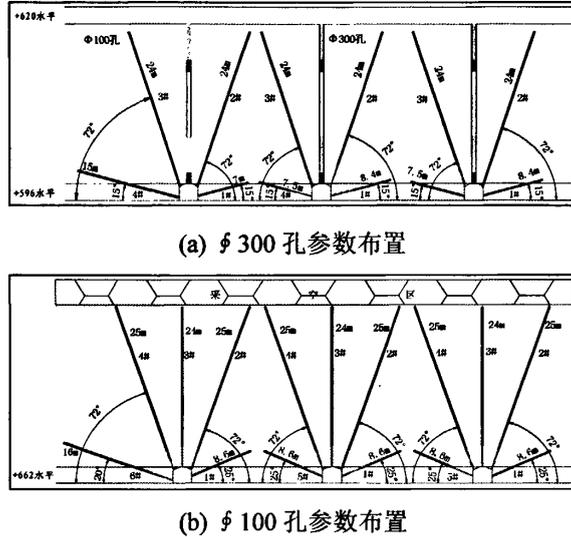


图 5.5 102m 阶段炮孔布置技术参数图

表 5.1 爆破参数表

名称	孔径	应力波理论值	爆生气体理论值
裂隙圈半径	100	1233.6	1935.2
(mm)	300	11102.8	5805.5
临界抵抗	100	1250.9	4926.2
(mm)	300	11154.6	13793.3
实测累加爆破范围	100	11.6~32.2	
(m)	300	19.2~28	

(3) 爆破参数理论计算结果

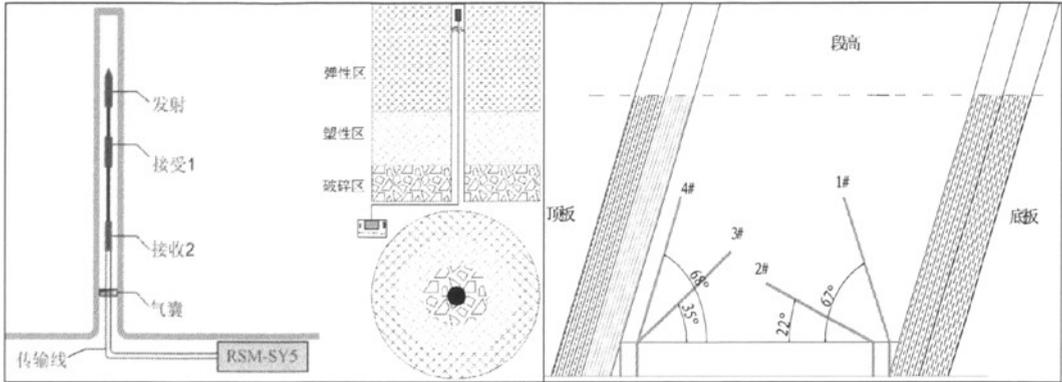
通过对裂隙圈半径、临界抵抗与累加爆破范围等参数计算，其结果如表 5.1 所示。

5.3 顶煤破裂效果监测与评价

5.3.1 煤体内裂隙宏观形态的光-波综合监测与评价

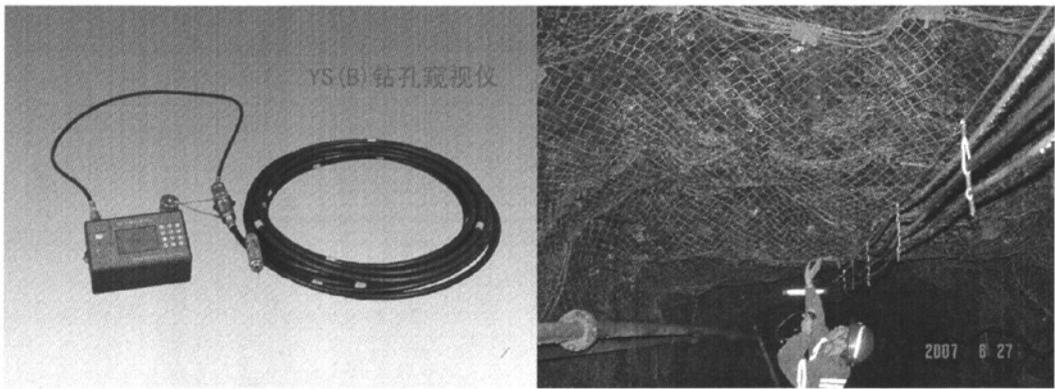
顶煤整体自然冒放性好坏是放顶煤开采取得成功与否的关键环节。顶煤预爆破后，其内的裂隙增加，整体弹性模量、力学强度下降，经过后续的矿山压力作用，煤体进一步损伤、劣化、裂隙扩展及产生新的裂隙，有利于顶煤的垮落和放出。超前预裂爆破是提高冒放性和采煤率的有效方法之一。国内外在该领域的理论研究已取得了一定进展

[75-77]，但由于绝大多数缺乏对矿山地质和实际开采特征的考虑，其实用性与矿山爆破的实际需求还存在着较大距离。



(a) 声波检测仪原理图 (b) 钻孔窥视仪原理图

(c) 监测方位布置示意图



(d) 钻孔窥视仪

(e) 监测现场

图 5.6 监测仪器原理及方位布置示意图

煤体爆破后产生切向拉伸破坏，炮孔内的压力将因炸药爆炸能量的耗散以及爆炸气体的溢散而急速下降。在这种压力下降到一定程度时，从而在弹性破坏区内产生瞬时的径向拉伸应力。当此拉伸应力达到岩石的抗拉强度时，就会引起径向拉伸破坏，形成切向裂隙或张剪性裂隙。采用 RSM 智能松动圈声波检测仪和 YS(B) 钻孔窥视仪检测顶煤的裂隙破坏情况<sup>[78-80]</sup>。

RSM 智能松动圈声波检测仪是利用专用一发双收换能器在钻孔中测量岩土孔壁滑移波的波速来判断空周围岩石的破碎程度。由于声波在不同介质中传播速度的差异性，只需检测出钻孔中出现异常波速的位置即可确定岩石的破碎范围，如图 5.6(a)所示。

防爆钻孔窥视仪用于任意方向煤、岩体松动及裂隙窥视、水文探孔、瓦斯抽放孔孔内情况探查、锚杆孔质量检查和裂隙观察等。采用高清晰度探头及彩色显示设备，可分辨 1mm 的裂隙及不同岩性，与微机可直接连接，便于图像的实时显示。如图 5.6(b)所示。

上下顺槽超前工作面 2m 处分别向煤层不同角度布置一对钻孔, 钻孔直径 45-50mm, 钻孔长度 15m, 钻孔布置如图 5.6(c)所示。

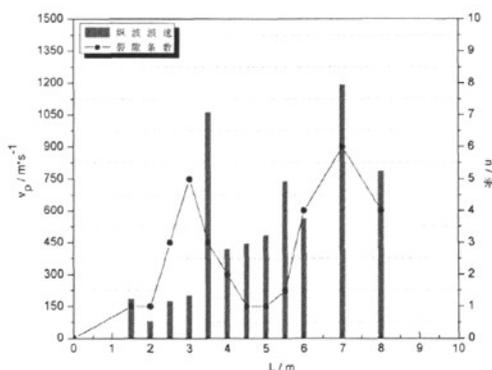


图 5.7 Vp-L-N 曲线图

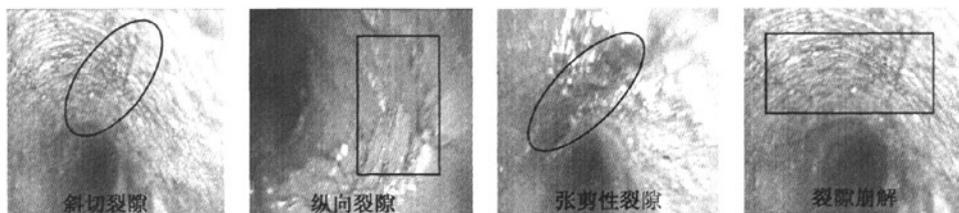


图 5.8 孔内裂隙发育情况

煤体爆破后产生切向拉伸破坏, 炮孔内的压力将因炸药爆炸能量的耗散以及爆炸气体的溢散而急速下降。在这种压力下降到一定程度时, 从而在弹性破坏区内产生瞬时的径向拉伸应力。当此拉伸应力达到岩石的抗拉强度时, 就会引起径向拉伸破坏, 形成切向裂隙或张剪性裂隙。采用 RSM 智能松动圈声波检测仪采用和 YS(B) 钻孔窥视仪检测顶煤的裂隙破坏情况。测量出离孔口不同深度  $L$  处的纵波波速  $V_p$  及裂隙数目并绘制  $V_p$ - $L$ - $N$  曲线图, 如图 5.7 所示。

工作面前方顶煤受采动影响, 最大主应力与最小主应力相差较大, 上位煤体爆破致裂及巷道开挖等综合影响使得煤体内部裂隙出现变形和重新分布<sup>[81,74]</sup>。形状主要以斜切裂隙、纵向裂隙、张剪性裂隙为主(如图 5.8 所示), 根据现场实测煤体孔壁滑行波波速及孔深裂隙数目可以看出在 10m 阶段以下范围煤体充分破碎。

### 5.3.2 工作面支架阻力监测与评价

急倾斜特厚煤层综放开采的顶煤运移规律从 2 个方面影响支架的稳定性: ①顶煤运移规律通过影响放煤工艺的选择而影响支架的稳定性; ②工作面下部顶煤的移动规律直接作用于支架, 影响支架的动态稳定性。这两个因素相互影响, 共同作用于支架。因此, 合理地提高初撑力和工作阻力等技术参数, 可提高有效支护系统的稳定性, 抵挡顶煤动

力失稳带来的工作面支架压力显现现象。

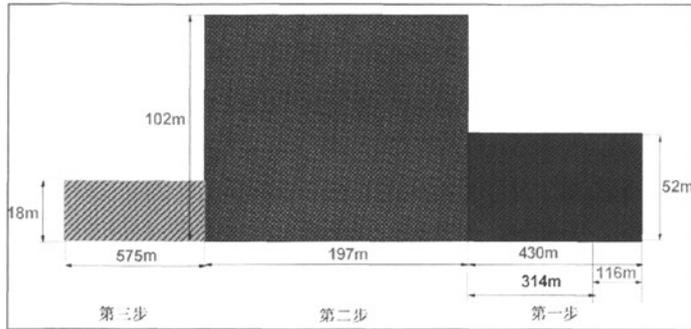
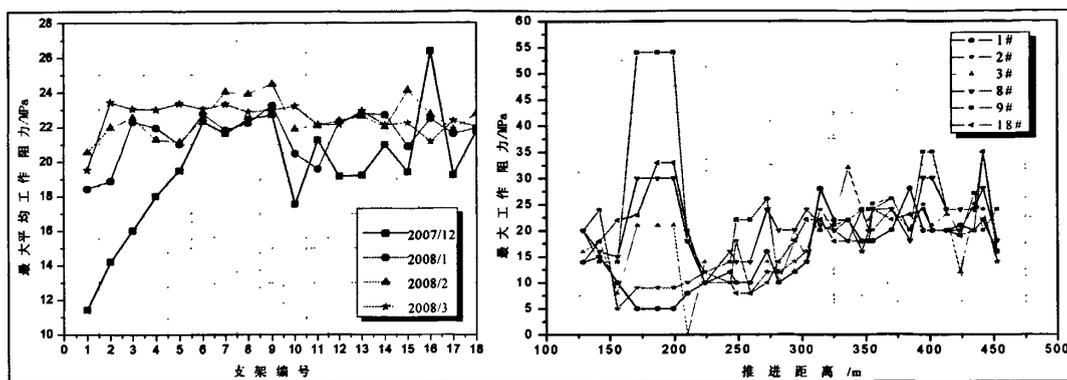


图 5.9 超前预爆破推进顺序示意图

工作面沿  $B_{1+2}$  煤层不同的走向长度范围内包括 3 段不同阶段高度的煤体，预爆破四个阶段主要包括：52m 初次放顶，52m 超前预爆破（自开切巷以西沿煤层走向 430m 范围内），52m 与 102m 交界处（390m 至 430m 范围内），102m 高阶阶段爆破（开切巷 430m 至 627m 段；截止 2008 年 2 月 22 日工作面已安全推过 52m 高阶阶段。推进顺序见图 5.9；工作面总共布置 18 根支架，取工作面上端头、中部、下端头三个部位作为研究对象。共分三组支架进行分析，支架编号顺序依次为 1 组（1<sup>#</sup>、2<sup>#</sup>、3<sup>#</sup>）、2 组（8<sup>#</sup>、9<sup>#</sup>）、3 组 18<sup>#</sup>；时间为 2007 年 12 月 1 日-2008 年 3 月 31 日。1<sup>#</sup>-18<sup>#</sup> 支架月最大平均工作阻力如图 5.10(a) 所示，最大工作阻力预推进度的关系如图 5.10(b) 所示。所示一般的来说在急倾斜大段高煤层超前预爆破放顶煤开采过程中不能简单的用原有的老顶的周期性破段和所形成结构的平衡与失稳简单的解释矿压显现规律，而是通过对支架载荷的特征规律来认识和总结围岩破坏活动动力学过程。

图 5.10(a) 反应了 1<sup>#</sup>-18<sup>#</sup> 支架月最大平均工作阻力曲线。1<sup>#</sup> 支架 12 月份平均最大工作阻力为 11.42MP<sub>a</sub>（以后提到的数据都指最大平均工作阻力），1 月份为 18.43MP<sub>a</sub>，2 月份为 20.57MP<sub>a</sub>，3 月份为 19.51MP<sub>a</sub>，12 月份数据波动幅度较大；2<sup>#</sup> 支架 3 月份值最高，2 月份较为稳定，维持在 20MP<sub>a</sub>-25MP<sub>a</sub> 左右；3<sup>#</sup> 支架 12 月份数值明显低于其他月份，最高数值出现在 1 月份，3 月压力值最高；8<sup>#</sup> 支架四个月的压力均值比较接近；9<sup>#</sup> 支架 12 月压力波动时间短，瞬间变化明显，2 月份均值最大；18<sup>#</sup> 支架数值整体较稳定。从整体来看 12 月份支架数值波动比较大，特别是前 6 个支架数值呈一次函数近直线增大，而后的时间段，7<sup>#</sup>-18<sup>#</sup> 支架数值总体平稳，局部变化较激烈。这期间是进行段高 52m 段高开采，为了尽快提高单产，推进速度加快，再加上由于连日的大雪等天气灾害，采空区上方地表塌陷面积增大并连续塌陷，跨落的采空区地表土层增加了工作面上方顶煤体负荷，随着开采推进，煤体在经过充分的爆破和注水软化下其内部结构发生巨大变化，支架上方的“跨层拱”结构逐步失稳破坏，造成工作面支架阻力明显。

(a) 1<sup>#</sup>-18<sup>#</sup>支架月最大平均工作阻力

(b) 推进距离与支架最大工作阻力的关系

图 5.10 1<sup>#</sup>-18<sup>#</sup>支架工作阻力曲线图

图 5.10(b)反应了工作面推进距离与支架最大工作阻力的关系。从曲线整体关系来看,随着工作面推进距开切眼距离加大,支架工作阻力呈缓慢上升状况,而在工作面推进 150m-225m 过程中 9<sup>#</sup>支架出现明显数值增大,阻力值几乎垂直上升,并达到近 54MP<sub>a</sub>,其中 3<sup>#</sup>支架在推进 200m 时出现数值急速下降现象。

一般情况下,在工作面中进行落煤与放顶时,顶板下沉表现最为剧烈,平时则比较缓和,影响剧烈的本质原因是由于放炮后增大了回采工作面的控顶距,因而破坏了煤壁前方的应力平衡,使支撑压力产生一个向煤壁深处移动的过程,另一极为重要的原因是落煤使工作面推进逐步接近后方垮落岩块的过程使前方岩块逐渐趋于失稳,一般裂隙带的下位岩层形成的“结构”是由“煤壁-工作面支架-采空区已冒落的矸石”支撑体系所支撑,放顶过程就是撤出了靠近采空区一侧的支架支撑力,即撤出了对裂隙带下位岩层的部分支撑力。这样必然使“支架-围岩”的力学系统发生变化,形成新的平衡,从而导致采空区一侧的已冒落矸石进一步压实,这种变化将使顶板下沉量急剧增加,直到新的平衡开始形成时,顶板下沉速度才能趋于缓和。事实上,加快工作面推进速度只是缩短了落煤与放顶两个主要生产过程的时间间隔,从理论上说其结果肯定能减小顶板下沉量,但同时必然时顶板下沉速度加剧。引起局部矿压显现,正是 9<sup>#</sup>支架压力突然增大之故。

急倾斜松散煤层综放工作面受顶煤的影响,顶板力学状态比综采分层工作面复杂而且煤体松软,易造成片帮、漏顶,甚至顶煤流空,支架初撑力低,周期来压显现强。由于顶板岩层中“结构”形成是随工作面推进从工作面倾斜方向的中部区域开始的,这样“结构”的运动在空间上具有“时序性”,导致了大倾角煤层工作面来压的“时序性”,即沿工作面倾斜方向来压是不同步的。当工作面倾斜中部或中上部区域顶板岩层中关键层处于剧烈运动的非稳定状态时,工作面倾斜下部区域顶板内相应层位的岩层仍处于相对稳定的状态,所以一般表现是工作面中部或中上部区域首先出现来压显现,相隔一段时间后,工作面下部区域才出现来压显现特征。由于 3<sup>#</sup>支架位于工作面上端头,急倾斜煤层

和缓倾斜不同,急倾斜工作面( $69^\circ$ )必然使重力沿法向和切向的压力变化。倾角越大,切向分力越大,而法向分力越小,当顶板铰接梁对煤体载荷力的传输方向一般会位于工作面中部。所以当矿压来临时工作面中部支架压力较为明显。

#### 5.4 本章小结

本章针对新疆苇湖梁复杂地质条件下的急斜大段高煤体开采,简要分析了煤体超前爆破至裂所伴随的灾害源问题,详细介绍了大段高综放开采顶煤超前爆破至裂技术(特别是爆破工艺、爆破线路设计、爆破参数的选取、爆破量等)及效果综合评价,这为“因地制宜”地质条件下的大段高大尺度顶煤运动至动力失稳衍生灾害控制提供了科学的技术保障。系统的辨识危险源和理论与实践结合的科学实施决策是风险评估与衍生灾害有效控制的前提和基础。

## 6 结论

本研究以复杂地质条件下急倾斜煤层赋存环境为工程背景，以急倾斜大段高工作面安全开采技术项目为依托。针对研究课题，利用现代化高科技监测手段与学科交叉理论对顶煤运动机制（包括微观实验与宏观监测）综合分析论证得出以下结论：

(1) 由单轴加载实验可知：轴向应变越大煤体损伤变形越激烈，破裂性程度越高。实验加载到煤样破裂失稳阶段，其破坏后释放的弹性应变能达到临界值，通过声发射的能量拟合曲线与损伤变量函数之间的关系初步确定出损伤破裂效果最理想化情况下的损伤参数及特征规律。应变局部化是加载过程岩样内部变形自组织的结果，是客观存在的。应力-应变曲线是反映岩样变形局部显现过程的力学行为。煤体顶部及内部受力不均匀，煤体损伤程度不同，煤样中部(局部化带)出现波速突增以及四周波速随地层呈阶梯状分布现象，随着煤体受力增大以及受环境(潮湿)和扰动影响会逐渐失去原有材料强度特性，局部化带内裂隙或“空洞”会有扩张蔓延趋势，裂隙尺寸会逐渐增大。

(2) 平面模拟分析尝试利用声发射技术进行实时（不同水平不同段高）跟踪观测，得出围岩垮落形态及垮落趋势呈非时序非对称发展，且声发射能量与事件数的跳跃与变化等级各具特征，但总体现象不变，声发射参数的高突发率总是体现在某一时间（或长或短）段里，少则几分钟内，多则几百分钟内，之后又趋于缓和状态，其岩层从内部损伤演化至离层垮落机理发生在瞬间。随着开采深度的增加，这个瞬间时间段相比较长，但不会降低岩层失稳机率。

(3) 详细介绍了综放开采顶煤超前爆破至裂技术及效果综合评价，这为“因地制宜”地质条件下的大尺寸顶煤运动灾害控制提供了科学的技术手段。

(4) 通过数值模拟计算可以看出，在高阶段的顶煤体运动的内应力及周边应力呈现出较大的应力降，且分布不均匀，最大应力与最小主应力之值相差较大，表现出明显的方向性和延伸性，其变形跨度波及范围大，甚至延伸到地表。由于煤层赋存条件的特殊性和开采技术的优越性，随着开采进行，煤体内存在低应力导通带缓解了局部潜在的主应力和剪应力集中区，无形中消除了潜伏的工作面安全隐患。另外，随着工作面推进距离的加大，形变量随推进速度急剧增加，难以达到暂时平衡状态。围岩内部原有的剪切局部化结构随时发展为大范围块体滑移，体现了大段高工作面顶煤与顶-底板及上覆采空区结构节理化程度、物理特征、几何特征和时空动态演化过程的复杂性和随机性。

## 致 谢

本论文是在导师来兴平教授的悉心严格指导下完成的。导师以渊博的学识、严谨的治学态度、活跃的学术思想、幽默诙谐的为人处事风格，给我感动至深。值此论文完成之际向恩师致以诚挚的感谢和崇高的敬意。

在学术研究期间，曾有幸聆听和得到了伍永平教授、索永录教授、柴敬教授、张恩强教授、李龙清教授的指导和帮助，在此致以诚挚的谢意！

感谢西安科技大学矿压实验室苏普正高在实验设计方面的帮助！

感谢解盘石老师在数值模拟分析上的大力帮助！

感谢矿压实验室师兄们在学习生活中的帮助与支持！

在现场资料收集及整理过程中得到神华新疆能源有限责任公司王宁波总工程师、技术研究中心漆涛主任、将东晖副主任等热情帮助与指导，在此向他们表示诚挚的谢意！

感谢我的父母在我学习及论文写作期间给予的理解与支持，深深感谢我的亲人们！

对研究过程中参阅与引用所有文献的著（作）者表示崇高敬意和致谢！

最后衷心感谢在百忙之中评审作者论文的各位专家和教授！

## 参考文献

- [1] 高召宁,石平五,姚令侃.急斜特厚煤层开采采动损害传递途径研究[J].中国煤炭,2006,32(1):37-39
- [2] F-S,Jeng T-H.Huang the holding mechanism of under-reading rocks in soft rock,international journal of rock mechanics and mining sciences,1997,34(4): 761-755
- [3] 伍永平.大倾角煤层开采“R-S-F”系统动力学控制基础研究[M].西安:陕西科学技术出版社,2006
- [4] 钱鸣高,刘昕成.矿上压力及其控制(修订本)[M].北京:煤炭工业出版社.1991
- [5] 钱鸣高,缪协兴.岩层控制中的关键层理论研究[J].煤炭学报,1996,21(3):225-230
- [6] Patrick,Jon Hadjigeorgiou.The destressability index methodology for the assessment of the likelihood of success of a large-scale confined destress blast in an underground mine pillar.International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences 2008,45:407-421
- [7] 钱鸣高,缪协兴,何富连等.采场“砌体梁”结构的关键块分析[J].煤炭学报,1994,19(6):557-562
- [8] 钱鸣高,缪协兴.采场上覆岩层结构的形态与受力分析[J].岩石力学与工程学报,1995,14(2):97-106
- [9] Qian Minggao.A Study of the Behaviour of Overlying Strata in Longwall Mining and Application to Strata control Proceedings of the Symposium on strata Mechanics.Elsevier Science Publishing Company.1982:13-17
- [10] Minggao Qian,Fulian He.Deren Zhu.Monitoring Indices for the support and Surrounding Strata on a longwall Face 11th International Conference on Ground Control in Mining.The Uni of Wollongong.7-10 July 1992,255-262
- [11] Minggao Qian,Fulian He.The System of Strata Control around Longwall Face in china Proceeding.56<sup>th</sup> International Symposium on Mining and Technology.1996,15-18
- [12] 张顶立著.综合机械化放顶煤开采采场矿山压力控制.北京:煤炭工业出版社,1999
- [13] 谢和平,鞠杨,黎立云等.基于能量耗散与释放原理的岩石强度与整体破坏准则[J].岩石力学与工程学报,2005,24(17):3003-3010
- [14] 石平五,高召宁.急斜特厚煤层开采围岩与覆盖层破坏规律[J].煤炭学报,2003,28(1):13-16
- [15] 崔希民,左红卫,王金安.急斜煤层开采地表塌陷坑形成机理与安全矿柱尺寸研究[J].中国地质灾害与防治学报,2000,11(2):67-69
- [16] 靳钟铭,宋选民,张惠轩等.综放采场合理参数的研究[J].东北煤炭技

- 术,1992,3(12):23-25
- [17] 赵朔柱.急斜放顶煤工作面的矿压显现和上覆层结构[J],矿山压力与顶板管理,1992,(1):38-42
- [18] 康天合,张建平,白世伟.综放开采预注水弱化顶煤的理论研究及其工程应用[J].岩石力学与工程学报,2004,23(15):2615-2621
- [19] 王卫军,侯朝炯.急倾斜煤层放顶煤顶煤破碎与放煤巷道变形机理分析[J].岩土工程学报,2001,23(5),623-626
- [20] 王卫军,李学华.巷道放顶煤顶煤破碎机理研究[J].矿山压力与顶板理,2000,(3):66-68
- [21] 陈忠辉,王家臣,谢和平.综放开采顶煤三维变形、破坏的数值分析[J],岩石力学与工程学报,2002,21(3):309-313
- [22] Lianyong Tao.Movement and failure of overlying strata in a face in steep seam. Journal of the China Coal Society.1996(11):582-585
- [23] 赵伏军,李夕兵,胡柳清等.巷道放顶煤顶煤破坏机理研究[J].岩石力学与工程学报,2002,21(增 2),2309-2313
- [24] 吴健.放顶煤开采的顶煤活动规律及矿压显现:第四届煤矿采场矿压理论与实践讨论会论文汇编[C].徐州:中国矿业大学出版社,1989,130-136
- [25] 朱川曲,繆协兴.急倾斜煤层顶煤可放性评价模拟及应用[J].煤炭学报,2002,27(2):134-138
- [26] 伍永平.大倾角煤层开采“顶板-支护-底板”系统稳定性及动力学模型[J].煤炭学报,2004,29(5):527-531
- [27] 伍永平.大倾角煤层开采“顶板-支护-底板”系统的动力学方程[J].煤炭学报,2005,30(6):685-689
- [28] 伍永平.“顶板-支护-底板”系统动态稳定性控制模式[J].煤炭学报,2007,32(4):341-346
- [29] 黄庆享.顶煤弹性深梁力学模型及应用[J].岩石力学与工程学报,1998,17(2):167-172
- [30] 黄庆享.放顶煤工作面顶煤破坏规律及其控制研究[D].西安科技大学硕士论文,1990
- [31] 李栖凤.急倾斜煤层开采[M].北京:煤炭工业出版社,1984
- [32] N.E.Yasitli,B.Unver.3D numerical modeling of longwall mining with top-coal caving, International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences,2004,42(2005):219-235
- [33] Szwedzicki.Geotechnical precursors to large scale ground collapse in mines.International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences,2001,38:957-965
- [34] 来兴平,蔡美峰.大尺度采空区围岩断裂失稳信号数据挖掘及破坏预测分析[J].北京科技大学学报,2003,25(5):394-397
- [35] 蔡美峰,来兴平.岩石基复合材料支护采空区动力失稳声发射特征统计分析[J].岩土工程学报,2003,22(1):51-54

- [36] J.A.Wang,H.D.Park,Y.T.Gao.A new technique for repairing and controlling large-scale collapse in the main transportation shaft,Cheng-Chao-Iron-Mine,China,International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences,2003,40:553-563
- [37] 陈忠辉,谢和平,林忠明.综放开采顶煤冒放性的损伤力学分析[J].岩石力学与工程学报,2002,21(8):1136-1140
- [38] 华安增,孔园波,李世平等.岩块降压破碎的能量分析[J].煤炭学报,1995,20(4):389-392
- [39] 谢和平,鞠杨,黎立云等.基于能量耗散与释放原理的岩石强度与整体破坏准则[J].岩石力学与工程学报,2005,24(17):3004-3010
- [40] 鞠杨,李业学,谢和平等.节理岩石的应力波动与能量耗散[J].岩石力学与工程学报,2006,25(12):2426-2434
- [41] 张明,李仲奎,杨强等.准脆性材料声发射的损伤模式及统计分析[J].岩石力学与工程学报,2006,25(12):2493-2501
- [42] 来兴平,张勇,奚家米等.基于 AE 的煤岩破裂与动态失稳特征实验及综合分析[J].西安科技大学学报,2006,26(3):289-292
- [43] C A Tang.Numerical simulation of progressive rock failure and associated seismicity[J].Int.J.Rock Mech.Min.Sci,1997,34(2):249-262
- [44] 秦四清,李造鼎.岩石声发射的损伤模式及其在地震研究中的初步应用[J].中国地震,1993,9(1):54-59
- [45] 尤明庆,华安增.岩石破坏过程的能量分析[J].岩石力学与工程学报,2006,21(6):778-781
- [46] 尤明庆.岩样三轴压缩下的破坏形式和 Coulomb 强度准则[J].2002,8(2):179-185
- [47] 王学滨.考虑应变梯度及刚度劣化的剪切带局部变形分析[J].工程力学,2006,23(10):101-106
- [48] 王士民,冯夏庭,王泳嘉等脆性岩石破坏的演化细胞自动机(ECA)研究[J].岩石力学与工程学报,2005,24(15):2634-2639
- [49] 徐松林,吴文,张华等.直剪条件下大理岩局部化变形研究[J].岩石力学与工程学报,2002,21(6):766-771
- [50] 王春华,李贵轩,由立军等.煤岩截割破坏的变形局部化理论[J].辽宁工程技术大学学报(自然科学版),2002,21(4):475-477
- [51] Muhlis H B,Vardoulakis I.The thickness of shear bands in granular materials[J].Geotechnique,1987,37(3):271-283
- [52] Pan Y S,Yang X B,Ma S P.Study on deformation localization of rock by white light digital speckle correlation method[J].Chinese Journal of Geotechnical Engineering,2002,24(1):98-100

- [53] 王学滨,潘一山,马瑾.剪切带内部应变(率)分析及基于能量准则的失稳判据[J].工程力学,2003,20(2):111-115
- [54] 潘一山,杨小彬,马少鹏.岩土材料变形局部化的实验研究[J].煤炭学报,2002,27(3):281-284
- [55] 尤明庆,华安增.岩石试样单轴压缩的破坏形式与承载能力的降低[J].岩石力学与工程学报,1998,17(3):292-296
- [56] 王文德,赵炯,胡继武.弹性波 CT 技术及应用[J].煤田地质与勘探,1996,24(5):57-60
- [57] 杨更社,路忠盛,蒲毅彬.三轴受力状态下岩石损伤扩展力学特性研究[J].西安科技学院学报,2000,20(2):101-104
- [58] 任建喜.裂隙岩石单轴压缩损伤扩展细观机理 CT 分析初探[J].岩土力学,2005,26(增):48-52
- [59] 葛修润,任建喜,蒲毅彬等.岩石疲劳损伤扩展规律 CT 细观分析初探[J].岩土工程学报,2001,23(2):191-195
- [60] 杨更社.岩石细观损伤力学特性及本构关系的 CT 识别[J].煤炭学报,2000,25(增):102-106
- [61] Reid T R,Harrison J P.A semi-automated methodology for discontinuity trace detection in digital images of rock mass exposures[J].Int Rock Mech Min Sci,2000
- [62] 程久龙.岩体破坏弹性波CT动态探测试验研究[J].岩土工程学报,2000,22(5):565-568
- [63] 林韵梅著.实验岩石力学(模拟研究)[M].北京:煤炭工业出版社,1984
- [64] 纪洪广,蔡美峰.混凝土材料断裂过程中声发射空间自组织演化特征及其在结构失稳预报中的应用[J].土木工程学报,2001,34(5):15-19
- [65] 来兴平,吴学明,高喜才等.基于MTS-AE的单轴压缩下煤岩损伤与破裂特征[J].西安科技大学学报,2008,28(2):375-378
- [66] Szwedzicki T.Rockmass behaviour prior to failure[J].International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences,2003,40(3):573-584
- [67] 来兴平,吕兆海,张勇等.不同加载下煤样损伤与变形声发射特征对比分析[J].岩石力学与工程学报,2008,27(增2):3521-3527
- [68] Rudajev V,Vilhelm J,Lokajicek T.Laboratory studies of acoustic emission prior to uniaxial compressive rock failure.International Journal of Rock Mechanic and Ming Science,2000,37:699-707
- [69] 李俊平.声发射技术在岩土工程中的应用[J].岩石力学与工程学报,1995,14(4):371-376
- [70] Lavrov A.The Kaiser effect in rocks principles and stress estimation techniques[J].International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences,2003,40(2):151-171

- [71] 李遮林,伊贤刚,土泳嘉等.单轴受压岩石破坏全过程声发射特征研究[J].岩石力学与工程学报,2004,23(15):2499-2503
- [72] 来兴平,张勇,溪家米等.基于 AE 的煤岩破裂与动态失稳特征实验及综合分析[J],西安科技大学学报,2006,26(3):289-292
- [73] Lai Xingping,ZhangBingchuan,Cai Meifeng.Study On Stability Of Underground Structural Engineering by Acoustic Emission Monitoring System[J].Journal of coal science & Engineering(china),2000,2:15-18
- [74] Itasca Consulting Grou,Inc FLAC<sup>3D</sup>,Fast Lagrangian Analysis of Continua in 3Dimensions,version manual[M].USA:Itasca Consulting Group,Inc,1997
- [75] 王家臣,陈忠辉,白希军等.坚硬厚煤层综放开采顶煤预爆破参数研究[J].煤,2000,9(3):1-4
- [76] 谢和平,王家臣,陈忠辉等.坚硬厚煤层综放开采爆破破碎顶煤技术研究[J].煤炭学报,1999,24(4):350-353
- [77] 戴俊.柱状装药爆破的岩石压碎圈与裂隙圈计算[J].辽宁工程技术大学学报[J].2001,20(2):144-147
- [78] 来兴平,吴学明,伍永平等.急倾斜厚煤层 102m 阶段煤体综放开采煤体致裂综合分析[J],西安科技大学学报,已录用,2009
- [79] 张子飞,来兴平.复杂条件下急斜厚煤层高阶阶段综放开采超前预爆破[J].煤炭学报,2008,33(8):845-848
- [80] F.P.Stecher,W.L.Fourney.Prediction of crack motion from detonation in brittle materials[J].International Journal of Rock Mechanics and Mining Science & Geomechanics Abstracts,Volume 18,Issue 1,February 1981,Pages:23-33
- [81] 龚敏,陈向东.铜室爆破空腔比的动光弹研究与工程应用[J].北京科技大学学报,2005,27(6):645-648

## 附 录

### 攻读硕士学位期间发表的论文

- [1] 来兴平,吴学明,高喜才,等.基于 MTS-AE 的单轴压缩下煤岩损伤与破裂特征[J],西安科技大学学报,2008,28(2):375-378
- [2] 伍永平,吴学明,张建华,等.富水软岩环境下斜井稳定性分析[J],矿业工程研究,2009,(1):35-38
- [3] 吴学明,来兴平,伍永平,等.急倾斜厚煤层 102m 阶段煤体综放开采煤体致裂综合分析[J],西安科技大学学报,已录用,2009

### 攻读硕士学位期间参与的科研实践

- [1] 新疆急倾斜大段高综放工作面安全开采技术研究,横向合作项目
- [2] 西部煤矿大尺度采空区煤岩失稳及衍生灾害“S-AE-D”定量化预报基础研究(10402033),国家自然科学基金项目
- [3] 西北强震区煤矿采空区动力灾害预报基础研究(10772144),国家自然科学基金项目

# 急倾斜煤层综放工作面顶煤运动规律研究

作者: [吴学明](#)  
学位授予单位: [西安科技大学](#)

相似文献(0条)

本文链接: [http://d.g.wanfangdata.com.cn/Thesis\\_Y1545899.aspx](http://d.g.wanfangdata.com.cn/Thesis_Y1545899.aspx)

下载时间: 2010年5月31日