

摘 要

顶板不稳定的缓倾斜薄、中厚矿体为典型的难采矿体。这类矿体在金属矿中占有一定比例，采矿方法结构参数的确定和顶板稳定性控制比较困难。本文以金厂峪金矿为例，对难采矿体采矿过程中的顶板稳定性进行了分析研究。

本文根据金厂峪金矿顶板不稳定的缓倾斜薄、中厚难采矿体的具体赋存条件，综合运用采矿工程、岩体力学、计算机模拟、现场测试等理论和方法，提出了按房柱采矿法进行，分两层逆向、顺向推进留间柱的新型采矿方法：第一层以切割上山为自由面，将矿房底部逆向全部拉开，第二层以挑顶爆破方式顺向采完。采用块体理论分析顶板的稳定性，设计矿房跨度、矿柱的位置及尺寸等，用超声波测试仪探测岩石顶板松动圈以及断层的位置及产状。运用 FLAC（拉格朗日元）法对实验采场顶板的稳定性进行数值模拟，根据模拟结果对原方案进行修正、调整。在开采过程中，采用声发射仪监测顶板稳定性状态，监测生产爆破前后采场围岩的声发射规律，及时预报顶板的稳定性情况，为采场安全回采提供了有力的保障。实践证明，本论文提出的方案取得了满意的效果，最终安全、高效地回采了试验矿块，取得了很好地经济效益和社会效益，试验矿块回采率为 92.83%，贫化率 9.26%，采准系数 25.36%。这些指标大大优于金厂峪金矿以前用其它方法回采类似条件矿体的指标，也优于全国类似条件矿体开采的平均指标。

本成果对类似条件的难采矿体有较好的参考价值，经济效益较好。

图 [20] 表 [15] 参 [60]

关键词：难采矿体；采矿方法；顶板稳定性；数值模拟

分类号：（1--2）TD：853

Abstract

This dissertation analyses the mining method and roof stability of hard-to-mine ore body. Mining of gently inclined thin and medium thick ore body with unstable roof is regarded as typical hard-to-mine ore body. This kind of ore body has occupation ration in metallic mineral, especially, the ratio of this kind of ore body is rather large in gold ore and other nonferrous metal and it has great value of reclaim. However, this kind of ore body is extracted with common mining method difficultly and the roof control is also difficult.

This dissertation puts forward new mining method which is departed from converse and forward according to room and pillar on the basis of research in response to concrete condition of thin and medium thick ore body with unstable roof in Jinchangyu gold mine, and it utilizes the theory and method of mining engineering、rock mechanics、computer simulation、on-the-spot measurement etc. The upward incise is used as free face in the first layer and the bottom of room is pulled conversely. The second layer is extracted by means of ripping blasting forwardly. It analyses roof stability by block theory and designs room span、site and inch of pillar etc. Moreover, the zone of roof、site and attitude of fracture are detected by ultrasonic testing instrument. It makes the numerical simulation of roof stability in the experiment by FLAC, and original scheme is modified 、adjusted according to analog result. In the course of mining, roof stability、acoustic emission law of wall rock fore and after blasting and the forecasting of roof stability are monitored by acoustic emission system, therefore, this system ensures safety coal extraction of mining field. Practice proves that the scheme of paper achieves satisfied result, and select practical nugget safely and efficiently; moreover, it acquired good economic benefit and social benefit.

This achievement has promotional value for hard-to-mine ore body whose condition is analogous to this. Its economic benefit is large.

Figure [20], table [15], reference [60]

Key Words: hard-to-mine ore body, mining method, roof stability, numerical simulation

Chinese books catalog:TD801

独 创 性 说 明

本人郑重声明：所呈交的论文是我个人在导师指导下进行的研究工作及取得研究成果。尽我所知，除了文中特别加以标注和致谢的地方外，论文中不包含其他人已经发表或撰写的研究成果，也不包含为获得河北理工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。

签名： 宋继勋 日期： 2005 年 3 月 28 日

关于论文使用授权的说明

本人完全了解河北理工大学有关保留、使用学位论文的规定，即：学校有权保留送交论文的复印件，允许论文被查阅和借阅；学校可以公布论文的全部或部分内容，可以采用影印、缩印或其他复制手段保存论文。

（保密的论文在解密后应遵循此规定）

签名： 宋继勋 导师签名： 李 静 日期： 2005 年 3 月 28 日

引 言

国内外采矿界都将应力集中区内顶板不稳的缓倾斜薄、中厚矿体视为典型的难采矿体。该类矿体难采体现在：①在应力集中区内进行采掘工作，由于原岩应力较大，采掘工作破坏了原来的应力平衡状态，并产生了较大的次生应力，在二者的作用下，地下工程承受很大的应力作用；②直接顶板不稳，很容易造成顶板的冒落、塌方，给采矿生产造成很大威胁；③缓倾斜薄、中厚矿体的开采，在矿石搬运、采矿方法结构参数确定、回采工艺确定等方面均无十分有效的方法。这类矿体开采极具难度，已引起国内外采矿界的广泛关注和重视。

这类矿体在金属矿中占有一定比例，尤其是在金矿等有色金属矿中相对占有较大比例，而有色金属矿一般都属于贵重金属，因此，在储量较大、品位较高的情况下，具有很高的回采价值。金厂峪金矿难采矿体就是其中的典型，该矿难采矿体储量在 6 万吨，品位 6.48g/t，极具开采价值。对此类矿体的采矿方法和顶板稳定性研究就具有十分重要的现实意义。

难采矿体的开采，在国内已开展了一定的研究工作。但是，主要集中在单一的采矿方法结构参数的确定、单一的回采工艺过程确定或单一的顶板稳定性监测与管理上。而综合运用各种知识、技术和手段，如采矿工程、岩石力学、计算机模拟、岩层稳定性监测等系统地研究顶板不稳的缓倾斜薄、中厚矿体的开采，并提出一套理论和方法的文献还很少。

难采矿体顶板的稳定性确定是一项非常重要和复杂的课题。一方面，顶板不稳定，会引起冒落、塌方等危险；另一方面，顶板支撑、维护过于稳定，则会造成回收率低和资源浪费，降低矿山经济效益。这就要求我们寻求一种生产上安全可靠、技术上可行、经济上合理的采矿方法，确保顶板稳定。

鉴于此，本论文对难采矿体采矿过程中的顶板稳定性进行研究，为实际开采提供科学的理论依据。

1 文献综述

1.1 国内外研究现状

矿产资源是人类赖以生存和发展的基础，在国民经济和社会发展中占有非常重要的地位^[1]。据统计，我国 90%的能源和 80%的工业原料来源于矿产资源，其中金属矿产资源占有非常重要的地位。因此，金属矿产资源的开发与利用是国家经济腾飞的首要条件，也是影响国民经济和社会发展的的重要因素^[2-3]。

当前，从国内各类矿山的生产经营状况来看，大多数矿山的经济效益逐年下降，亏损矿山逐年上升，亏损数额逐年增大，甚至使得一些矿山提前闭坑或倒闭，其中因素较多，尤其是不少矿山长期采取“吃富丢贫”和“采易丢难”，以及由于某些矿山“重生产轻科研”，往往习惯于“以法套矿”，长期沿用一般采矿法，采矿法科技创新含量低等等，从而导致不少矿山的矿石损失严重，矿石开采品位逐年下降，开采难度增大以及采矿成本增加，促使整个矿山的经济效益大幅下滑，严重影响矿山的竞争力和生存力^[4]。尤其是有些老矿山，矿产资源已经开采的差不多，为了提高矿山经济效益和延长矿山的寿命，回采一些边角矿体和未采的难采矿体势在必行。

国内外采矿界公认的地下难采矿体主要类型有：极薄难采矿脉、难采薄矿脉、难采中厚矿体、难采厚矿体、难采极厚矿体、难采夹层矿体(矿脉)、分支复合断层错动难采矿体、松软难采矿体、复杂多变难采矿体、低品位难采矿体、三下难采矿体、自燃难采矿体、多水难采矿体以及各类难采残矿残柱等^[5]。而将应力集中区内顶板不稳的缓倾斜薄、中厚矿体则视为典型的难采矿体。这类矿体的“难”体现有三：①在应力集中区内进行采掘工作，由于原岩应力较大，采掘工作破坏了原来的应力平衡状态，并产生了较大的次生应力，在二者的作用下，地下工程承受很大的应力作用；②直接顶板不稳，很容易造成顶板的冒落、塌方，给采矿生产造成很大威胁；③缓倾斜薄、中厚矿体的开采，在矿石运搬、采矿方法结构参数确定、回采工艺确定等各方面均无十分有效的方法。上述三方面综合在一起，使这类矿体的开采极具难度，因此这类矿体的开采引起了国内外采矿界的广泛关注和重视^[6]。如何创造性地摸索出“安全、高效、低成本、低贫损”的新型采矿法，也是当今地下采矿法科技创新的重要课题和核心^[7]。

1.1.1 难采矿体采矿方法研究现状

(1) 采矿方法研究

我国许多金属矿床和大部分非金属矿床都属于缓倾斜矿床，一直沿用常规方法开采，效果普遍不好，尤其是用传统方法开采在我国占有很大比重的中厚缓倾斜矿体，以及开采厚度虽然不大，但顶板岩石稳固性不好的薄缓倾斜矿体时，问题更多^[8]。前者由于没有找到更有效的开采方法，长期以来，国内很多矿山不得不采用底盘漏斗房柱法或底盘漏斗分段矿房法，它虽然可提高开采的安全性，但因在底板岩石中的采切工程量大，千吨采切比高（有的高达 30-50m/t），开采成本很高，矿块或采场生产周期长。开采厚度小于 7~8m 矿体时，问题更严重。由于存在这些严重缺陷，国外已很少采用此类方法，而用其它方法代替。如葡萄牙的 Neres Corvo 铜矿（铜品位高达 8%~14%）采用横向分层充填法，法国的 Largen-tiere 铅锌矿采用普通房柱法和充填采矿法（铅 7%，锌 1%的富矿断层部位）。美国的 Stall lake 铜矿（铜品位>4%），90%产量用充填法回采，我国的一些缓倾斜中厚矿床也采用充填法开采^[9]。目前国内外使用各种充填法存在的主要问题是生产能力低和开采成本高，有的采掘工艺复杂，充填系统庞大，技术难度大，中小矿山不易掌握。

据对国内有色系统矿山缓倾斜中厚矿体的统计，采用房柱采矿法的占 50%，采用底盘漏斗采矿法占 35%，其余的主要采用分层充填法及浅孔留矿法。在黄金矿山，分层充填法应用比例略大，可达 25%以上^[10]。而国外这种类型的缓倾斜中厚矿体则主要采用房柱法，其比例达 61%^[11]，另外采用充填采矿法的占 23%，其余的主要采用爆力运矿采矿法^[12]。

荆襄矿区大峪口矿段采用房式采矿法进行强化开采^[13]。该采区内 PH_3 矿层平均厚度 3~10m，一般倾角 $20^\circ \sim 30^\circ$ ，局部矿段 $30^\circ \sim 70^\circ$ ，矿层顶、底板岩层均为含磷白云岩，致密坚硬，层理发育稳定性较好。矿岩硬度系数为 $f=8 \sim 12$ ，矿石无自燃、结块现象。从该矿开采的最终效果看，房柱法的缺点是需要保留大量的房间矿柱无法回采，特别是随着矿体厚度的增大，其矿石损失更大，一般情况下矿石损失率高达 20%~30%以上。另外，房式采矿法回采矿石时，崩下的矿石飞入已采的空区后无法回收，造成矿石永久损失，而有些矿段矿体倾角较小，致使残留于底板上的崩落矿石不能借助重力放出，回收困难也造成了矿石损失。

湘西金矿应用水平分层机械化削壁抛掷充填采矿法^[14]，在矿脉平均倾角 26° 、厚 0.62m 条件下进行开采，其工艺特点是：采用了定向削壁抛掷爆破充填接顶工艺技术，围岩抛掷率达 80%~90%，接顶率 70%~90%，取代了约 80% 的人工充填量，减轻了充填作业劳动强度，而且将充填作业所占循环作业时间由原削壁充填工艺的 40%~50% 降到 11%，大大提高了采场生产能力。采场出矿采用微型铲运机，采场生产能力(77.2t/d)比原削壁充填采矿法提高一倍以上，贫化率 8.3%，降低了 8.7%，损失率 5.11%，降低了 2.01%。

鱼儿山金矿采用分条胶结充填采矿方法^[15]在矿体平均倾角 30° ，平均厚度 6m，直接顶板不稳固，有断层泥破碎带的缓倾斜中厚矿体中进行开采。分条垂直走向布置，分条宽 4m，采高控制在 6~7m，各分条嗣后一次充填完毕，采充互不影响。间隔分条采用全粒级掘进废石胶结充填，无灰浆输送系统，电耙直接拌和水泥浆与石块，然后再充入采场，充填制备工艺简单，成本低，充填胶结效果显著。采场生产能力达 70t/d，贫化率 8.26%，损失率 5.6%，块石胶结充填能力 $30\text{m}^3/\text{d}$ 。以垂直分条作为采场结构特征的分条胶结充填采矿方法具有结构合理，回采工艺简单，充填质量可靠等特点，解决了缓倾斜中厚难采矿体的开采问题。

北京矿冶研究总院与大冶有色金属公司、铜绿山铜铁矿共同协作^[16]，开展了难采矿段矿体合理采矿方法的试验研究工作。研究试验使用上向分层分条充填采矿法方案对 IV 号矿体难采矿段进行回采^[17]。铜绿山铜铁矿矿石的铜品位高，而且富含金、银、铁等贵金属元素。该矿地下开采中，IV 号矿体为难采矿段，其地质条件极其复杂，矿岩不稳固，开采条件恶劣，在掘进与回采过程中冒顶垮落现象时有发生，矿体回采难度很大，使得部分采准巷道与采场无法按正常顺序掘进和回采，影响了矿山的生产，造成不必要的损失浪费。据统计，难采矿段地质矿量约 $1.5 \times 10^6\text{t}$ ，矿石铜品位为 1.2%~1.9%，矿石中富含贵金属元素。该试验方法顺利地恢复了停采时间已久的 IV 号难采矿段矿体的回采工作，给矿山难采矿体和难采矿段的回采方式提供了一种安全、经济、高效的新采矿方案。

山东金岭铁矿侯庄矿区采用全面预控顶房柱法对 -160m 水平以上矿体进行了开采^[18]。侯庄矿区，年产矿石 35 万吨，根据矿区的实际生产条件，需在 -160m 水平出矿，否则，将影响整个企业产量的稳定，影响企业的生产经营。侯庄矿区 -160m 水平以上矿体的赋存条件，有如下几个特点：①部分地段矿体与第四系直接接触，即矿体的直接顶板是黄土层。第四系与矿岩接触的界面也高低不同，变化较大；最低处在 58 线 -136m 水平；最高处在 33 线 -58m 水平。②矿体倾角小，基

本上东缓西陡,属缓倾斜矿体。在24线~60线之间,倾角在 $0^{\circ}\sim 27^{\circ}$ 之间,大多数为 23° 左右;在60线~89线之间,倾角在 $40^{\circ}\sim 50^{\circ}$ 之间;中间64线~69线之间夹有一无矿带。③矿体厚度不大,属中厚矿体。21线~64线之间矿体平均厚度为6.59m;69线~91线之间矿体平均厚度为6.78m。④矿体上盘围岩大部分为结晶灰岩,下盘围岩大部分为砂卡岩或闪长岩。围岩裂隙比较发育,特别是靠近浅部第四系黄土层矿岩均松散不稳固。

山东鑫汇金矿采用盘区连续开采、全尾砂与分级尾砂充填及无废开采技术,有效地解决了其开采问题^[19]。鑫汇金矿的矿体属蚀变岩型矿体,矿体严格受构造破碎蚀变带的控制。矿体的顶底板围岩主要为黑云变粒岩、斜长角闪片麻岩。岩体整体性好,裂隙不发育,坚固程度好,硬度系数 $f=8\sim 10$ 。矿体与岩层倾向一致,但矿体与上下盘围岩接触不规则,矿体形态变化较大,倾角为 $12.5^{\circ}\sim 37^{\circ}$,厚度为0.55~18.34m,平均为5.9m,厚度变化大。3020盘区共有5个采场,1[#]、3[#]、5[#]为矿柱先采,2[#]、4[#]为矿房先采。盘区沿走向长31m,沿倾向长50~70m,矿体缓倾斜,倾角 $10^{\circ}\sim 30^{\circ}$,矿体上缓下陡,南陡北缓、呈层状产出,一般真厚度5~6m,局部达8m。盘区控制矿量平均品位为11.09g/t。矿山水文地质条件简单。

金山金矿针对缓倾斜极薄矿脉的开采技术条件,采矿方法采用全粒级废石胶结条柱连续分条采矿法^[20]。金山金矿属产状不稳定的缓倾斜极薄矿脉。矿体主要为蚀变岩型,其次为石英脉型。石英脉型矿体赋存在蚀变岩型矿体上盘的千枚岩中,顺层产出,由分布在同一层位的多个石英透镜体构成。矿体呈脉状或串珠状,由于受成矿后多组剪切断裂穿插、切割,矿体在走向和倾向上均不连续,且呈舒缓波状变化,倾角 $5^{\circ}\sim 28^{\circ}$,矿脉厚度几cm至几十cm,平均不到0.5m。矿石品位高,平均品位17.95g/t。矿体和顶底板围岩成整合型接触,倾向北玄武岩构成。下盘围岩由绿泥石千枚岩、含碳千枚岩和少量玄武岩构成,蚀变作用较弱。顶底板围岩 $f=8\sim 10$,局部受节理裂隙影响,稳固程度较差,易发生片帮冒落。

西石门铁矿和北京科技大学共同进行了西石门铁矿南区难采矿体提高综合生产能力的科研攻关^[21],研究并采取了调整回采顺序、实施盘区开采^[22]的技术措施,完善并推广垂直平行密集束状孔落矿的有底柱崩落采矿法,同时采用了巷道掘支一体化的综合维护措施,生产能力明显提高,取得了较好的经济效益。

大庄子金矿根据本矿的地质开采条件,采用技术经济比较法和模糊数学优化理论^[23],对以下几种采矿方法进行分析、评价:①中深孔预切顶胶结充填矿柱房柱法;②浅孔落矿胶结矿柱房柱法;③嗣后充填房柱采矿法;④机械化上向分层盘区充填法;⑤底盘漏斗采矿法;⑥上向分层充填法。大庄子金矿矿体的顶底板围岩主要为黑云变粒岩、斜长角闪片麻岩。岩石裂隙不发育,其整体性与坚固程度均较好。矿体与岩层倾向一致,但与上下盘接触不规则,矿体形态变化较大。矿体倾角 $12^{\circ} \sim 37^{\circ}$,厚度 $0.55 \sim 18.34\text{m}$,厚度变化也比较大,给设计与开采带来很大的困难^[24]。结合实际情况,最终采用浅孔落矿胶结矿柱法^[25]。

鲁中冶金矿业集团公司小官庄铁矿对于处于高应力区段的软弱破碎矿体缩小回采单元,采用无底柱分段崩落法,实行“三强”开采^[26],尽量缩短采准巷道的服务年限,使其服务年限低于巷道开挖到变形报废的时间,效果良好。小官庄铁矿倾角缓,上盘倾角 $10^{\circ} \sim 30^{\circ}$ 。垂直厚度小,水平厚度大,相应的重叠分层少,第一分层较多,需直接在承压带下回采的总面积大。矿体“三强”开采是指强掘、强凿、强采。“强掘”,即提高掘进强度。“强凿”,即提高中深孔凿岩强度,从而减小中孔凿岩时间。“强采”,提高出矿强度,从而减小回采时间。“三强”的核心是强采,因为在产量一定的前提下,只有提高出矿效率,才能减少同时回采的矿块数,更多地减少采准巷道的服务年限,确保高压区段软破矿体的安全退采。

国内还有许多关于此类问题的研究,例如,赣州有色金属研究所在金子窝锡矿采用钢筋混凝土假顶及带承载绳的柔性假顶的刚、柔假顶分层崩落法回采该矿难采矿体。北京矿冶研究总院在白银有色金属公司小铁山矿进行了难采矿体机械化上向巷道式尾砂胶结充填法试验研究。江西冶金学院完成了江西东乡铜矿难采矿体的无底柱锚喷支护分段崩落法研究。西安建筑科技大学进行了陕西省潼关金矿缓倾斜中厚矿体采矿方法试验研究,该研究中探索出“预控爆力运搬采矿法”。诸暨黄金矿冶公司和长沙矿山研究院合作,完成了“诸暨璜山金矿下向分层进路胶结充填法”的科研课题。长沙矿山研究院和山东焦家金矿联合进行了“倾斜破碎矿体抛掷充填采矿法试验研究”。

(2) 国内外在开采缓倾斜矿体方面的共同发展趋势

国内外在开采缓倾斜矿体方面的共同发展趋势主要是:研究和采用高效率、高回收率的采矿方法和工艺,以及高效能的采掘设备,并与科学的管理方法相结合,形成一个优化的矿山生产系统,大幅度提高矿山综合生产能力,改善企业的总体效益^[27]。

发达国家首先把主要精力放在发展高效能设备上,通过实现主要采切工艺和辅助作业的高度机械化来增加生产安全性、提高效率和降低成本^[28]。如美国的白松(White Pine)铜矿由于实现了采、掘、碎(矿)、运(输)设备的配套更新,全矿劳动生产率提高了20%。爱尔兰的塔拉(Tara)铅锌矿率先使用ST-8型遥控铲运机出矿且不在围岩中掘进采准巷道的无底柱分段充填法,实现了缓倾斜中厚矿体的高效率、大能力开采。葡萄牙的帕纳什凯拉(Panasqueira)钨矿由长壁法改用房柱法,实现机械化生产,全员劳动生产率从5.1t/工班提高6.3t/工班。全矿197人(含选厂27人),年产矿石量在 $1.0 \times 10^5 \sim 5.0 \times 10^5 \text{t}$ 。

我国对矿山先进设备的引进、研制和推广应用也十分重视。但主要是从我国矿产资源条件和矿山生产现状出发,依靠科技进步,实行国内攻关和引进技术相结合,研究采用具有我国特色的开采技术。

1.1.2 顶板稳定性研究现状

(1) 顶板稳定性数值模拟研究

采场稳定与否,直接影响着采矿生产、人员及设备的安全。长期以来,工程中一直沿用以安全系数作为评价采场稳定性的依据。但在计算荷载、岩石参数及结构承载力时,许多因素都是变化的、不确定的,在传统的确定型设计中很难确定其准确的数值,造成设计的经验性与不确定性,因而常常以适当加大安全系数的办法来确保采场的稳定。事实上,尽管人们充分应用工程经验,经过安全与经济的慎重权衡与比较,选择尽可能大的安全系数,然而设计出来的采场结构仍然不可能绝对安全可靠。由于安全系数的确定一般是依靠经验类比法,因而难以与实际相符,且加大安全系数势必造成大量资源浪费或生产成本的提高。采用以可靠度表示的可靠性设计法则是以概率分布表示不确定性因素的一种设计方法^[29],认为荷载及材料参数均为服从一定分布规律的随机变量,将确定型的设计方法转化为概率型设计方法,能更全面地考虑影响结构可靠性诸因素的客观变异性,与工程实际更相符^[30]。采场顶板可靠性分析的目的,就是将采场顶板可靠性的“大小”,用概率(即可靠度)定量地表示出来,以保证采场具有足够的安全水平。计算结构可靠度的方法有多种,目前主要有:JC法、Montcarlo法、随机有限元法、有限元正交设计算法、拉格朗日元法(Flac)等^[31]。

党建印^[32]等采用FLAC(连续介质快速拉格朗日分析)试验方法对张家口东坪金矿进行了空区处理前的围岩稳定性分析,实现了空区处理过程中的优化问题。

潘洛铁矿洛阳采区矿石及围岩均属稳固类型, 开采方法采用空场法。随着采矿的深入, 空区安全隐患逐渐暴露。利用计算机数值模拟分析, 结合 131 矿体坑采空区情况, 给出稳固性初步评价, 为合理选择空区处理方法提供依据^[33]。

鹤庆县锰矿采用人工柱锚杆房柱法针对缓倾斜中厚不稳顶板的沉积型锰矿床进行开采^[34]。用岩石梁理论分析讨论采场顶板稳定性问题, 从而为生产采场及采空区地压管理提供理论上的依据^[35]。

铜陵有色金属公司冬瓜山矿通过正交试验方法, 运用 RFPA 数值程序研究了不同开挖步骤、充填体刚度、充填接顶情况对矿床开挖稳定性的影响^[36]。以采场破坏的峰值载荷为评判依据, 试验表明, 在给定的数值试验条件下, 充填接顶对峰值载荷影响最大, 而充填体刚度影响最小, 这表明, 在冬瓜山矿开采过程中, 一定要保证充填的接顶质量。

曹胜根^[37]等认为由于直接顶(含顶煤)厚度的成倍增加, 综放采场顶板下沉量与支架工作阻力并不存在类双曲线关系。因此用顶板最大下沉量判断直接顶(含顶煤)稳定性已失去意义。应用 UDEC 程序分析了综放开采端面顶板稳定性与支架工作阻力及端面距的关系, 得到当端面距在一定范围之内时, 端面顶板冒落情况与支架工作阻力及支护角度密切相关, 支架工作阻力和端面顶板下沉量呈类双曲线关系。此基础上提出综放支架工作阻力新的确定方法^[38]。

凌标灿^[39]等运用人工神经网络技术, 综合岩石介质条件、赋存环境条件以及工程因素 3 大方面的 5 个指标, 即岩石单轴抗压强度、岩石质量指标、煤体强度、地下水状况、工作面月推进速度, 建立了采场顶板稳定性动态预测模型^[40]。并以工作面月推进速度 40m、60m、80m、100m 分别预测了新集井田顶板稳定性分区, 提出了不同顶板类型的控制对策。

(2) 顶板稳定性监测技术研究

声发射技术在矿山顶板稳定性监测中的应用也越来越多。岩体声发射监测的基本原理是^[42]: 岩体在受力变形过程中以弹性波形式释放应变能的现象称为声发射(AE), 声发射技术是研究岩石力学性质的一种声发射方法。岩石在载荷作用下发生破坏, 主要与裂纹的产生、扩展及断裂过程有关。裂纹形成或扩展时, 造成应力松弛, 贮存的部分能量以应力波的形式突然释放出来, 产生声发射现象。通过对岩石的声发射信号的分析研究, 可推断岩石内部的性态变化, 反演岩石的破坏机制。声发射通常用与声发射事件的发生率和大小有关的参数及与单一事件或一组事件的频率有关的参数来描述。

岩体声发射基本参数与岩体状态密切相关^[43]。在变形破坏过程中,伴随岩体内部应力分布的重新调整,岩体内部会产生一系列声发射信号。研究表明,声发射信号强弱、多少与岩体结构、构造及受力状态有关,岩体结构受力破坏的不同阶段,其声发射水平有一定的差别。岩体越濒临破坏,所产生的声发射信号就越强、越多,且岩体声发射水平的升高超前于岩体结构的变形破坏,岩体一旦破坏后,其声发射水平便会急剧下降。因此,对岩体的声发射状态进行检测分析,可判断岩体变形破坏程度,并预测其安全状态及稳定性。

湘西金矿与中南大学合作进行了无间柱连续回采帷幕隔离快速跟随尾砂充填采矿法的试验。监测岩体声发射,以了解采空区暴露面积对采矿活动的影响^[44]。湘西金矿沃溪矿区深部采区地质构造复杂,地压活动剧烈。特别是复式褶皱轴部矿段矿体的形状和产状较矿床内的其他矿段发生了巨大的变化,矿脉上盘围岩受构造破坏严重,断层、节理、裂隙发育。加之向斜轴部矿段的直接顶板围岩向采空区方向下凸,顶板围岩极易沿板岩层理冒落,发生地压活动^[45]。以前在回采过程中曾发生过多次大面积顶板冒落,严重威胁着生产和工人的安全,同时也增加了矿石的损失贫化,降低了劳动生产率。原有的采矿方法不仅劳动强度大,而且劳动生产率低。在湘西金矿深井开采中,岩音频度 10 次/分以下时,顶板处于稳定状态,此时,采场的跨度控制在 8~12m 以内。但当岩音频度剧增,特别是岩音频度达 16 次/分以上时,采场顶板就有冒落的可能性,应该采取预防措施^[46]。

北京矿冶研究总院与凡口铅锌矿合作^[47],研究凡口矿井下采场地压变化规律。监测系统以 RAEL 型岩体声发射监测定位仪为核心、微机辅助等,监测凡口铅锌矿狮岭顶板-200m 试验盘区 6[#]进路采场的岩体稳定性。前期试验取得了大量测试数据,研究人员在此基础上扩大了试验监测范围,对盘区 $2.4 \times 10^5 \text{m}^3$ 的采场进行了监测,为采矿方法试验研究的顺利进行提供了可靠的技术保障。

赵奎^[48]等采用工程地质调查、现场应力变化监测、声波测试结合三维有限元数值分析方法,对某金矿残留矿柱回采方案进行研究及稳定性分析,确定回采区优势结构面、主要承载矿柱以及矿柱临近破坏的声速值。结果表明,小矿柱更易破坏,顶底柱比间柱回采稳定性好,采场留中间采端部的底柱回采方案围岩稳定性最好,距地表 500m 以下的采场回采底柱时应加大人工顶柱的高度,回采主要承载矿柱必须采取安全措施。

国内外对采场顶板稳定性监测也开展了不少研究工作。长沙矿山研究院完成了云南老厂锡矿 14[#]-5 矿体采场顶板稳定性监测与控制技术的研究。长沙矿山研究院

和广西大厂矿务局长坡锡矿合作，完成了长坡锡矿地压活动规律及控区处理研究技术。长沙矿山研究院和广东凡口铅锌矿联合进行了凡口铅锌矿采场稳定性监测及声发射定位技术的研究。淄博矿务局双沟煤矿完成了超声波探测巷道围岩松动全新技术及应用项目等。国外也有一些关于采场顶板稳定性监测的报道，此处不再赘述。

从上述文献报道中可以看出，国内外对难采矿体开采的研究主要集中在单一的采矿方法结构参数确定上，或单一的回采工艺过程确定上，或单一的顶板稳定性监测和管理上。而综合运用各种知识、技术和手段，如采矿工程、岩石力学、计算机模拟、岩层稳定性监测等系统地研究顶板不稳的缓倾斜薄、中厚矿体的开采，并提出了一套理论和方法的文献报道尚不多见。

1.2 本论文的主要内容及方法

（1）研究内容：

针对金厂峪金矿顶板不稳的缓倾斜薄、中厚难采矿体的具体赋存条件，对采矿过程中顶板的稳定性进行研究，确定采矿方法结构参数和回采工艺。

（2）研究方法

①采用超声波测试仪探测岩石顶板松动圈以及断层的位置及产状，为采场结构参数的确定提供依据。

②采用声发射仪监测顶板稳定性状态，监测生产爆破前后采场围岩的声发射规律，预报顶板的稳定性情况。

③采用拉格朗日元法对试验采场顶板的稳定性进行数值模拟、分析，根据结果对原采矿方案进行修正、调整。

2 矿山开采现状

金厂峪金矿位于河北省迁西县金厂峪镇金厂峪村。地理坐标东经 $118^{\circ}26'26''$ ，北纬 $40^{\circ}18'50''$ 。该矿南距唐山市 110km，有公路相通，交通方便。

金厂峪金矿唐朝、清朝曾经开采。日寇侵略时建有日处理 50t 矿石的选矿厂，1944 年日军投降之前全部设备均被破坏。1945~1948 年中国人民解放军在金厂峪生产硫酸。1958 年 8 月唐山专署冶金局在此建立矿山；1960 年河北省冶金厅投资扩建、重建日处理 50t 矿石的选矿厂。1965 年冶金部中国黄金矿产公司投资建成日处理矿石 500t 选矿厂的大型黄金矿山，并投入生产。

2.1 历史开采情况

该矿有 60 多年的开采历史，使用的主要采矿方法为浅孔留矿法和分段凿岩阶段矿房法，多项指标达全国先进水平。近几年由于对已探明的储量将近采完，开始回收边角矿体，这些矿体有很大一部分是既倾斜又受断层控制的矿体，周围矿体的开采使之地压很大，矿房开采的几个矿块指标不好，顶板时有塌方，采用的主要采矿方法为沿脉分条全面法，分条高一般 6m 左右，掘一条沿脉电耙巷，用边掘上山，边回采的方式，全面拉开采场，由下而上逆倾斜回采。由于顶板被断层破坏严重，开采至中后期顶板大量塌方，使矿石损失很大，表 1 是 600-6、600-3 矿块的开采指标。

表 1 原倾斜矿体采矿方法指标

Table1 Data of mining method about tilt ore body

采场指标	600-6	600-3	国内同类矿山
回采率%	60	65	80
贫化率%	20	30	15
采准系数	50m/kt	30m/kt	15~25m/kt

从表中可以看出金厂峪金矿的采矿系数大，回采率低（约 60%左右），与国内同类矿山的开采指标比较相差太远。这也是本次试验研究的主要原因。

2.2 试验矿块地质状况

(1) 矿体赋存位置及矿体形态特征

金厂峪金矿的试验矿块为 608-2 矿块。该矿块赋存于 8~10 线间，呈脉状，走向北东，倾向南东，平均倾角 26° ，为缓倾斜矿体。矿体厚度 2~4m，平均近 4m。矿体在下部 6m 处尖灭，矿体上部在 10 线部位的 30m 处尖灭，在 8 线处一直延深至 143 水平，而且从 26m 至 143 水平之间矿体角度变为 50° 左右。

矿体在矿块的 28~33m 处有民采空区，使 28m 以上无法掘进采区联络巷道。在 10 线 6m 处有一溜井，于 13~18m 处穿过该矿体。在 13m 处、26m 处（在 8 线和 10 线）都有穿脉横穿矿体。

(2) 矿体主要构造概况

矿体主要受断层控制，特别是矿体西南有比较大断层，矿体严格受这些断层控制。上盘距矿体 0.3~0.8m 左右，有断层与矿体平行。

根据 26m 处探矿巷道揭露的情况分析，本矿块共有九条断层，其产状如下：

F₁ 断层：倾向 133° ，倾角 25° ，破碎带宽度 10.0cm，连续性好；

F₂ 断层：倾向 57° ，倾角 80° ，夹断层泥，厚 3.0cm，主要成分为黄泥，破碎带不明显；

F₃ 断层：倾向 130° ，倾角 25° ，破碎带宽度 30.0cm，无填充物；

F₄ 断层：倾向 130° ，倾角 65° ，破碎带宽度 5.0cm，无填充物；

F₅ 断层：倾向 145° ，倾角 84° ，破碎带宽度 40.0cm，无填充物；

F₆ 断层：倾向 150° ，倾角 30° ，破碎带宽度 15.0cm，无断层泥；

F₇ 断层：倾向 160° ，倾角 30° ，破碎带宽度 40.0cm，无填充物；

F₈ 断层：倾向 150° ，倾角 70° ，破碎带宽度 6.0cm，无填充物；

F₉ 断层：倾向 174° ，倾角 55° ，破碎带宽度 20.0cm，无填充物。

(3) 矿化特征

矿体主要是黄铁矿化，次之绢云母化，绿泥石化，矿化均匀，矿体主要在石英脉中，有少部分在复脉中。

(4) 围岩及其蚀变概况

围岩主要是斜长角闪岩，斜长角闪片麻岩，围岩蚀变片理化，绿泥石化，绢云母化都很强烈。上盘受平行矿体断层的影响，直接顶板 0.3~0.8m 厚，不稳定断层之上的间接顶板中等稳固。上盘断层内围岩平均品位 0.69g/t。

(5) 勘探工程网度及存在的问题

该矿块附近有 085 井, 083 井, 105 井, 及 103 水平, 143 水平, 13m 处, 26m 处等的穿脉及沿走向探矿工程, 控制网度到达 40m×13m。勘探网度介于 B 级和 C 级之间, 主要是 8 线与 10 线之间尚缺一探矿井, 使勘探网度不够 B 级。

(6) 矿块矿石储量及品位 (见表 2) :

表 2 608-2 矿块储量及品位计算结果表

Table2 Recovery of 608-2 nugget and aulatt on of grade

矿块及各部分名称	矿石量 (t)	金属量 (kg)	平均品位 (g/t)	备注
608-2	10444	67.677	6.48	
1 26m 以上	1645	10.66	6.48	
2 123 水平~26m	5378	34.85	6.48	
3 116~123 水平	3421	22.16	6.48	

3 采场回采过程中的稳定性研究

3.1 采矿方法试验方案设计及实施

3.1.1 试验方案的设计

本论文以 608-2 采场为对象, 根据该采场矿体平均倾角 26° , 矿体厚度 2~4m 的赋存条件, 可用的采矿方法有房柱法和全面法以及充填法^[51], 考虑该矿原缓倾斜矿体采场开采中塌方问题, 决定采用留支撑矿柱的方法来加强顶板的支护, 并配合锚杆及顶板的监测, 对矿柱的位置及大小进行调整。设计时按房柱采矿法进行。

(1) 结构参数

矿块长 40m, 受两侧矿块的影响, 矿块两侧各留 4m 矿柱。矿块高度考虑上下矿体的出露高度及上部采空区的情况, 矿块高度为 6~26m, 矿块中沿走向划分矿房和房间矿柱, 矿房宽 8m, 矿柱 $4 \times 3\text{m}^2$, 矿柱间距 8m 左右。

(2) 采准切割

由于 103 水平的运输任务繁忙, 在 103 水平布置工程难以安排施工, 所以, 房柱法布置在每个矿房下部的溜井难以形成。只好在 9m (116 水平) 处, 16m (123 水平) 处, 贴矿体底板各掘一条沿脉电耙巷, 并兼作切割巷及贯通各矿房。因 26m 以上有民采空区, 矿房上部联络巷只好布置在 26 m 处, 该联络巷连通 8 线和 10 线间的 26 m 处探矿穿脉。

每个矿房中间, 贴矿体底板掘一切割上山连通 9m 处、16m 处、26m (131 水平) 处的电耙巷和联络巷。

在 9 m 处布置一短溜井和人行井与 103 水平运输巷相连。

在 16m 处的电耙巷, 用斜坡分枝溜井同已有溜井相连, 为方便施工, 溜井与 13m 探矿川打透, 形成电耙溜井出矿系统。

在 9m 处上山的下部布置电耙硐室, 16m 处上山下部布置临时电耙硐室, 电耙硐室后部与下段上山相透。共布置 6 个矿房, 8 个矿柱。

(3) 回采

落矿用气腿式凿岩机打浅孔爆破, 为该矿常用方式。

分为两层回采, 第一层先以切割上山和 16 m 处电耙巷为凿岩巷和切割巷把矿房底部拉开, 拉底高度 2m, 由于拉开后的顶板有 1~2m 左右厚的矿石, 较稳固。因

此,回采可以从 16m 处开始逆倾斜进行,一直采到 26m 以上的矿体尖灭处。崩落的矿石由 16m 处上山下部的电耙耙至 16m 处电耙巷,再经电耙巷将矿石耙入 16 m 处溜井,下放至 103 运输巷。回采到设计矿柱位置时应留矿柱,矿柱位置也可根据当时顶板的情况,作适当调整,但必须留的矿柱一定要留住。16m 处以上的矿房底部全部拉开后,即第一分层回采完毕。

第二分层,是由矿体上部开始以挑顶爆破的方式,从上到下,向 16m 处电耙道退采,由于顶板岩石不很稳固,人员除挂电耙的滑轮外不再进入采空区,崩下的矿石由 16m 处电耙接力耙至 16m 处溜矿井,下放至 103 运输巷。这样回采主要是为了避免塌方压矿和工人作业的安全。

26m 以上矿体,可以象以上所述的回采顺序,与矿房一起回采,也可在矿房回采前,先行回采,采下矿石从 26m 处的溜井下放至 103 水平运输巷。

9m~16m 处的矿体,在 16m 处以上矿体回采完毕后,从 9m 处的上山和电耙巷交叉口处开始,也是分为两层进行回采。

16m 处以上的回采顺序,先拉底,留矿柱,然后从 16m 处挑顶,后退式回采第二层矿体,直至采完整个矿房。

矿房的回采顺序,当第一个矿房回采至 9~16m 处时,第二个矿房可以开始回采 16~26m 处的矿房。

(4)地压管理

本实验采场上盘、下盘矿体均已开采,已形成空区约 1800m^2 ,该实验采场位于承压区内,地压较大。另外,根据 26m 处探矿巷道接露的构造情况分析,该采场顶板受到 8 条断层切割,并且形成了四个楔形体,随着回采的进行,时刻都有冒落的危险。应对这四个楔形体采用砂浆锚杆加固顶板^[49]。由于直接顶板破碎,在挂滑轮处及工人行走的地方也应采用锚杆加固顶板。砂浆锚杆参数如下:

锚杆长度:2000~2500mm;

锚杆间距:1200~1500mm;

锚杆直径:16~20mm;

托盘尺寸:200×200mm²;

材料:螺纹钢筋,速效水泥卷。

整个采场需要 250 根锚杆。

由于以上顶板中的构造是根据 26m 处分析得到的,所以在开挖上山后应进一步进行工程地质调查,弄清顶板上的构造情况,并采用超声波检测仪确定楔形体的形

状大小及顶板中的松动圈范围,以便进一步修改锚杆参数。在开采过程中应采用声发射仪每天对采场的顶板及围岩情况进行监测。如果声发射参数明显增加,应缩短声发射监测的间隔时间,以及时预报顶板及围岩的破坏。

(5)矿柱的回收

矿房内的支撑矿柱有 8 个、面积 $3 \times 4\text{m}^2$,应视采场顶板的情况进行回收,估计采场顶板的伪顶冒落后,直接顶板在矿柱的支撑下稳固性较好,矿柱大部分可回收。矿块间的矿柱为 8m 宽连续矿柱,可在矿柱中贴矿体底板掘上山,后退式回采之^[50]。8 线至 8 线半在 9m 处电耙巷下还有一段矿体,可以酌情回收。

3.1.2 工程量计算

根据上述所设计的试验矿块,计算采准切割工程量如表 3 所示,采出矿量如表 4 所示。

表 3 采准切割工程量表

Table3 Quantities of preparatory work and cut-out operation

工程名称	数量	工程量 (m)					断面 (m ²)	工程量 (m ²)	采准 矿量 (t)	备注
		矿石中		岩石中		矿岩 合计				
		单长	总长	单长	总长					
9m 处电耙道	1	40.5	40.5	3	3	43.5	4	174	437.4	
9m 处人行井川	1			1	1	1	4	4		
16m 处电耙道	1	44.3	44.3			44.3	4	177.2	478.4	
16m 处分支溜道	1	1.5	1.5	1.5	1.5	3.0	4	12	16.2	
26m 处电耙道	1	25	25	8	8	33	4	132	270	
26m 处探矿川	2		9		4	13	4	52	97.2	
9m 处溜井	1			14	14	14	4	56		
9m 处人行井	1			10.5	10.5	10.5	4	42		
10 线南 8m 上山	1	27.4	27.4			27.4	4	109.6	296	
8 线北 8m 上山	1	27.8	27.8			27.8	4	111.2	300	
8 线半上山	1	25	25			25	4	100	270	
电耙座	6	2	6	2	6	12	4	48	64.8	
合计			206.5		48	254.5		1012	2230	

其中,采准工程量在矿壁中 29.5m,矿量 318.6t;矿房中的采准矿量 1911.4t。

采准系数:

$$K = \frac{254.5m}{10269t} \times 1000 = 24.78m/kt$$

注意事项:

①电耙沿倾斜耙矿时, 由于矿体角度 26° 左右, 应在电耙前加牢固护栏以防滚石伤人。

②过空区挂电耙滑轮时, 应对路过的顶板做处理, 确保人员安全。

表 4 采出矿量计算表

Table4 Ore quantity calcuation of recovery

工作阶段	工业矿量	回收率	废石混入率	采出纯矿	采出毛矿	采出矿量 比重(%)
	(t)	(%)	(%)	(t)	(t)	
采准切割	2230	100	2	2230	2270	22
矿房回采	4345	95	15	4126	4854	47.5
26m 处以上	1645	90	15	1481	1742	17
矿壁	1659.4	50	30	830	1185	11.5
支撑矿柱	564.6	30	20	169	212	2
总计	10444	84.6	14	8836	10269	100

3.1.3 实验采场施工和回采

(1)采准切割

采准工程从 2002 年 7 月开始, 于 2003 年 10 月底结束, 主要是由于防洪及其他生产方面的因素, 使采准工程延期。

完成采准巷道如下:

26m 处切巷, 72m;

20m 处以下, 103.3m;

13m 处以下, 115.5 m;

共 290.8m, 比原设计多掘 36.3m, 付产矿石量 2199t。

(2)矿体的变化

采准完成后, 发现矿体倾角在 16~26m 处变缓, 使采准工程量有所增加, 26m 处以上的矿体基本尖灭, 但重新圈定的矿体储量与原储量相比有所增加, 为 11677t, 品位 6.48g/t。

(3)回采

矿房的排列顺序为从 8 线至 10 线, 从 16~26m 至 16~13m, 分别为 I、II、III、IV、V、VI 矿房, 回采的顺序基本按排列顺序。

落矿采用水平浅孔, 从矿房的下部切割巷和上山的交界处开始, 逆倾斜方向将矿房底部全部拉开, 采厚 2m。这一工作进行得很顺利, 在采到预留支撑矿柱的位置, 留下矿柱, 由于采场顶板实际的断层数量和走向与原预计的变化很大, 所以矿柱的位置和大小都随之变化。矿柱由 8 个增至 9 个, 原设计矿柱矿量为 564.6t, 实际回采时留下的矿柱矿量为 1397t。由于矿柱的增大和位置的调整, 回采期间顶板情况良好, 除个别位置使用少量锚杆和一个木垛外, 基本未使用其它支护手段。

第一层拉底完成后, 从上向下挑顶回采采场的顶板矿石, 回采工作也很顺利, 这期间对顶板的稳定情况进行了监测。

采场顶板矿石采完后, 顶板岩石完全暴露, 顶板的稳固程度降低, 为了增加矿石的回收率, 立即进行支撑矿柱的回收工作。支撑矿柱的回收就是将矿柱的矿量尽可能地减小, 矿柱的回采程度主要参考顶板监测的数据。支撑矿柱的矿石回收率达到 72%, 最后仅剩余 389t 矿量。回收过程中只有 I[#]矿房顶板随最后一次爆破塌方, 损失几十吨矿量, 其他矿床均在回采完毕并封闭采空区后一个月以上出现塌方, 塌方情况见表 5。

表 5 608-2 采场各矿房采空后的塌落情况

Table5 Caring of 608-2 room worked out

	回采结束时间	塌落时间	塌落岩量	备注
矿房 I	2002.08.10	2002.08.10	1000m ³	班末爆破后压矿 几十吨
矿房 II	2002.08.20	2002.12	1100 m ³	
矿房 III	2002.10.20	2003.01	500 m ³	
矿房 IV	2002.11.15	2003.01	200 m ³	
矿房 V	2002.11.20	无	无	
矿房 VI	2002.11.20	无	无	

从表 5 中可以看出 I[#]矿房, 由于回收矿柱过量, 在爆破后塌方损失了少量矿石, 其他矿房的矿柱回收及顶板控制都很理想, 整个采场的矿石回收情况见采出矿量计算表 6。

表 6 608-2 采场采出矿量计算表

Table6 Ore quantity calculation in 608-2 mining area

工作阶段	工业矿量 (T)	回收率 (%)	废石混入率 (%)	采出纯矿 (T)	采出毛矿 (T)	采出矿量 比重 (%)
采准切割	2155	100	2	2155	2199	19.2
矿房回采	6171	95	12.6	5863	6708	58.5
支撑矿柱	1397	72	13.5	1007.7	1165	10.2
矿壁	1954	50	30	977	1395.7	12.1
合计	11677	85.66	12.78	10002.7	11467.7	100

表 6 的指标是将矿壁(间柱)的矿量按预计回收率 50%，废石混入率 30%计入总采出矿量的，因此整个采场的废石混入率指标很高。若不计算矿壁量则如表 7。

表 7 608-2 采场实际采出矿量计算表

Table7 Ore quantity calculation of 608-2 mining area

工作阶段	工业矿量 (T)	回收率 (%)	废石混入率 (%)	采出纯矿 (T)	采出毛矿 (T)	采出矿量 比例%
采准切割	2155	100	2	2155	2199	21.8
矿房回采	6171	95	12.6	5863	6708	66.6
支撑矿柱	1397	72	13.5	1007.7	1165	11.6
合计	9723	92.83	10.39	9025.7	10072	100

采场的采准系数为：

$$k = \frac{290.8}{11467.7} \times 1000 = 25.36m/kt$$

采场采出矿石品位为： $a' = 5.88g/t$

混入岩石品位按 0.69g/t 计算。

$$\text{采场总贫化率：} \rho = \frac{6.48 - 5.88}{6.48} \times 100\% = 9.26\%$$

608-2 采场的回采指标与原 600-6、600-3 采场的对比见表 8。

表 8 608-2、600-6、600-3 主要指标对比表

Table8 Correlation table of maindata in 608-2、600-6、600-3

	608-2	600-6	600-3	提高幅度	国内同类矿山
回采率%	92.83	60	65	48.5%	80
贫化率%	9.26	20	30	62.96%	10~15
采准系数	25.36	50	30	36.6	15~25

从表 8 可看出，试验采场的各项指标都有很大幅度的提高，其提高幅度是按 600-6 和 600-3 的平均指标计算。与国内水平比也属于先进指标。

3.2 采场回采过程中的稳定性分析及监测

3.2.1 采场围岩的力学性质

3.2.1.1 采场围岩岩块的力学性质

采场围岩主要是斜长角闪岩、斜长角闪片麻岩，围岩蚀变片理化、绿泥石化、绢云母化都很强烈。根据赣州有色冶金矿山研究所在该矿研究采空区处理时对该矿围岩所作的抗压、抗拉、抗剪及三轴抗压强度试验结果，选择如下岩块强度指标，如表 9 所示。

表 9 金厂峪金矿岩石物理力学性质

Table9 Physical and mechanical properoy of Jinchangyu gold mine

	斜长角闪片麻岩	石英岩	褐云母绿泥石片岩	钠长石英岩	斜长角闪岩
岩石重量(kg/m ³)	3060	2837	2660	2818	2797
岩石孔隙率(%)	0.20	0.07	0.45	0.97	0.07
弹性模量 (MPa×10 ⁵)	0.98-1.32	0.70	0.46-0.70	1.21	0.69-0.80
泊松比	0.23-0.31	0.30	0.42-0.5	0.45	0.26-0.42
单向抗压强度 (MPa)	151.4-205.3	48.7-89.1	80.6-100.1	23.1-56.6	39.3-113.8
单向抗拉强度 (MPa)	5.8-12.2	4.2-12.2	8.3-11.0	4.3-5.3	5.2-6.6
岩石内聚力 (MPa)	37.4	9.45	33.03	24.03	34.07
岩石内摩擦角 (度)	39.6	39.9	10.0	6.0	28.1
岩石软化系数	0.96-0.99	0.37-0.78	0.45	0.44-0.53	0.45-0.78

3.2.1.2 结果分析

(1)由于岩体的结构面发育，整个岩体的强度远小于岩块的强度值，在实际设计中应该考虑这一点。

(2)根据岩块力学性质实验可知，矿体与下盘围岩强度较高，而上盘特别是直接顶板强度较低。这可以解释直接顶容易冒落的现象：这也说明为了提高采矿安全系数和矿石回收率，在采矿前对采场顶板进行预加固是必要的。

(3)从岩块力学试验结果来看，矿体与下盘围岩强度都很高，但由于岩体节理、裂隙发育，故采场稳定性主要受地质不连续面控制，因此，应用块体理论来评价采场的稳定性。

3.2.2 采场围岩结构面调查

3.2.2.1 结构面调查方法

调查中采用了目前广泛使用的详细线法，即在巷道的一侧帮拉一腰线，对所有与线相交的主要结构面给以统计，作为室内系统整理的样本^[51]。

由于在金矿床中无磁铁影响，因此无需校正罗盘放置的读数，并且误差较小。在测量倾角时，使罗盘的平面与结构面的方向垂直，使测得的倾角为真倾角，勿需再进行真假倾角换算。

本次调查内容包括主要结构面产状，尺上度数、间距、开口情况及夹泥厚度，其具体步骤如下：

(1)首先在矿块上下阶段运输巷和探矿巷道中，对主要结构面进行详细调查，分析并推测顶板中主要结构面的分布情况，依此作为矿块回采设计的依据。

(2)等矿块采准工程完成后，再在采准巷道中进行一次结构面调查，以校核上次推测的顶板中结构面的分布情况。据此作为点柱和顶板锚杆支护设计的依据。

(3)设置水平测线，测线距底板一米，测量其长度并数出通过该测线的同组结构面的数目。

(4)了解并记录岩体及结构面的特性，主要包括岩性、延续性、粗糙度、张开度、充填物及地下水等情况，并分析结构面组与采场方位的相对位置关系，根据块体理论确定出是否形成对采场稳定性不利的组合。

3.2.2.2 主要结构面

根据 26m 处探矿巷道结构面调查分析，本采场共有九条断层，如图 1，各断层性质及产状如下：

F₁ 断层：倾向 133°，倾角 25°，破碎带宽度 10.0cm，连续性好，压扭性断层。

F₂ 断层：倾向 57°，倾角 80°，张开度 3.0cm，黄泥充填，张扭性断裂。

F₃ 断层：倾向 130°，倾角 25°，破碎带宽度 30.0cm，连续性好，压扭性断层。

F₄ 断层：倾向 130°，倾角 65°，破碎带宽度 5.0cm，连续性好，压扭性断层。

F₅ 断层：倾向 145°，倾角 84°，破碎带宽度 40.0cm，连续性好，压扭性断层。

F₆ 断层：倾向 150°，倾角 30°，破碎带宽度 15.0cm，连续性好，压扭性断层。

F₇ 断层：倾向 160°，倾角 30°，破碎带宽度 40.0cm，连续性好，压扭性断层。

F₈ 断层：倾向 150°，倾角 70°，破碎带宽度 6.0cm，连续性好，压扭性断层。

F₉ 断层：倾向 174°，倾角 55°，破碎带宽度 20.0cm，连续性好，压扭性断层。

3.2.2.3 应用块体理论分析采场顶板的稳定性

608-2 采场矿体走向 NE220°，倾向 SE，平均倾角 26°。将矿体顶板旋转后，再进行赤平极射投影分析^[52]，如图 2、图 3、图 4 所示。由赤平极射投影分析可知，608-2 采场可能有如下几种顶板冒落形式：

由 F₂、F₄ 及 F₅ 断层构成的楔形体沿 F₂ 和 F₅ 交线滑落破坏，如图 2(a)所示；

由 F₂、F₅ 和 F₇ 断层构成的楔形体沿 F₅ 倾向线方向滑移破坏，如图 2(b) 所示；

由 F₂、F₄ 和 F₇ 断层构成的楔形体沿 F₄ 倾向线方向滑移破坏，如图 3(a) 所示；

由 F₄、F₇ 和 F₈ 断层构成的楔形体沿 F₈ 倾向线方向滑移破坏，如图 3(b) 所示；

由 F₂、F₅ 和 F₉ 断层构成的楔形体沿 F₅ 倾向线方向滑移破坏，如图 4(a) 所示；

由 F₄、F₇ 和 F₉ 断层构成的楔形体沿 F₉ 倾向线方向滑移破坏，如图 4(b) 所示。

因此，设计 608-2 采场时，留设的矿柱尽量支撑这些可能的滑体，或采用锚杆支护。回采过程中应加强对 F₂、F₅、F₄、F₈ 及 F₉ 断层的监测。特别是在生产爆破后，进入采场前应在安全地点进行声发射监测，确认无异常情况后，再进行撬顶和生产作业。

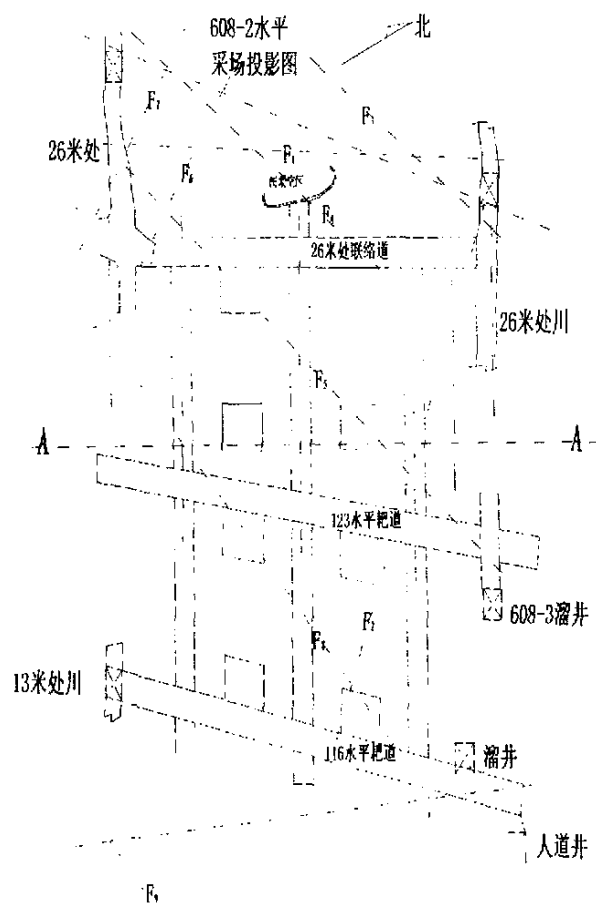


图 1 608-2 采场水平投影图

Fig. 1 Projection of 608-2 level stope

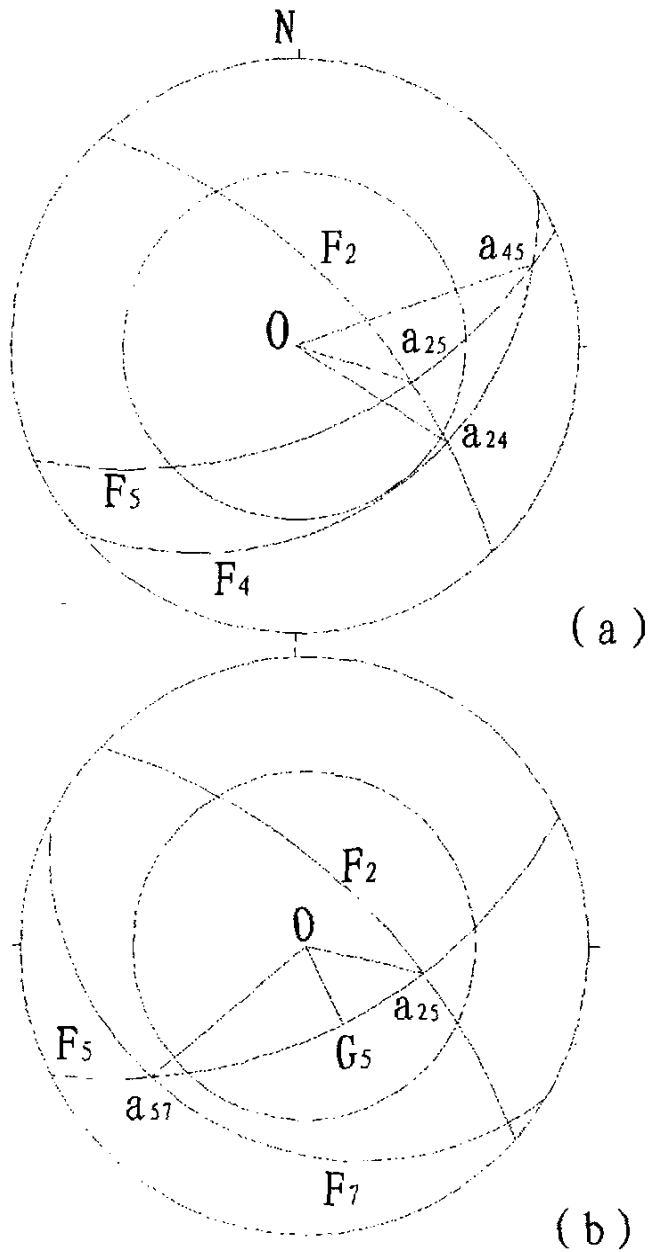


图 2 (a) F_2 、 F_4 及 F_5 断层构成的楔形体赤平极射投影图

(b) F_2 、 F_5 和 F_7 断层构成的楔形体赤平极射投影图

Fig. 2 (a) The polar stereographic projection of cuneiform body formed by faults F_2 , F_4 and F_5

(b) The polar stereographic projection of cuneiform body formed by faults F_2 , F_5 and F_7

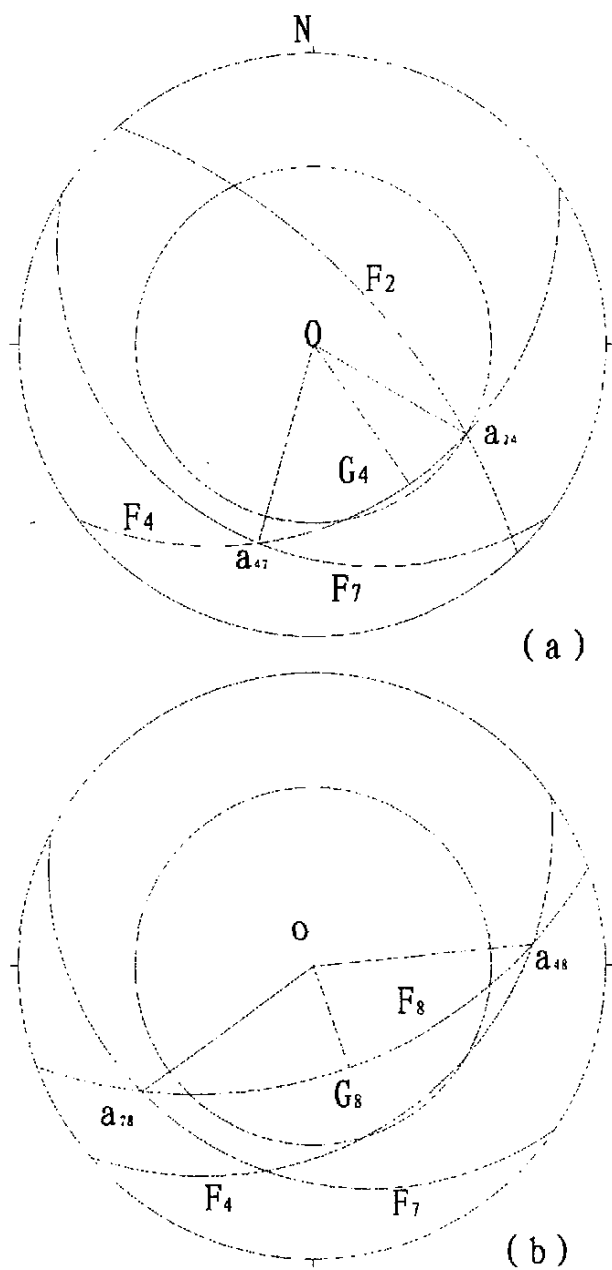


图 3 (a) F_2 、 F_4 和 F_7 断层构成的楔形体赤平极射投影图

(b) F_4 、 F_7 和 F_8 断层构成的楔形体赤平极射投影图

Fig. 3 (a) The polar stereographic projection of couneiform body formed by faults F_2 、 F_4 and F_7

(b) The polar stereographic projection of couneiform body formed by faults F_4 、 F_7 and F_8

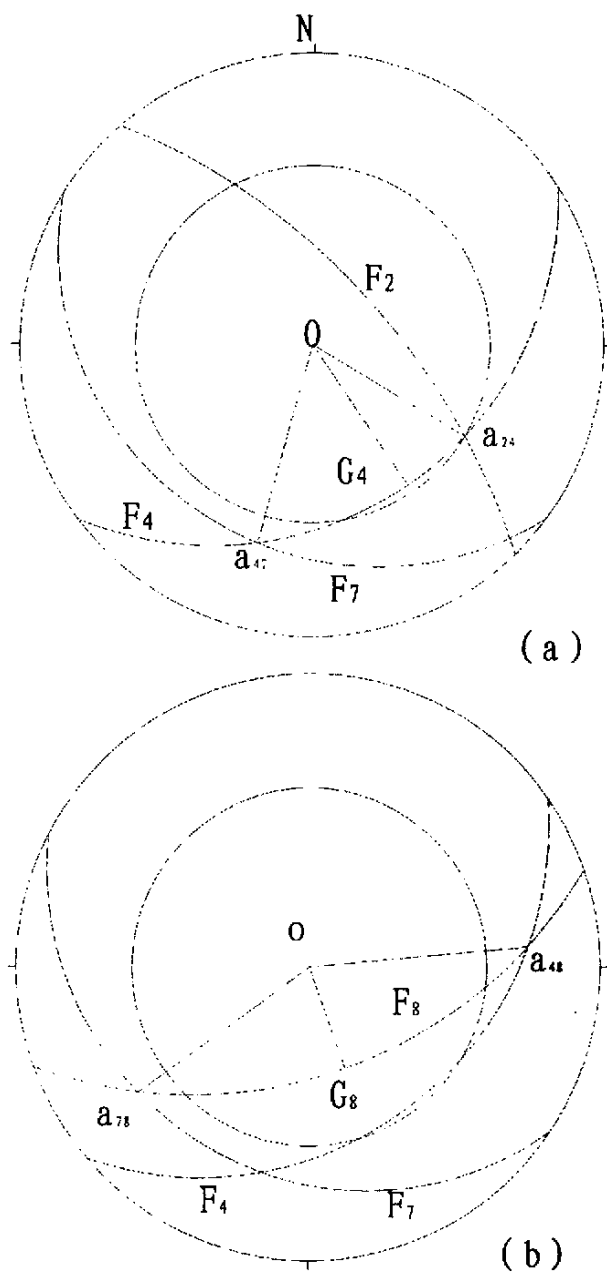


图 4 (a) F_2 、 F_5 和 F_9 断层构成的楔形体赤平极射投影图

(b) F_4 、 F_7 和 F_9 断层构成的楔形体赤平极射投影图

Fig. 4 (a)The polar stereographic projection of couniform body formed by faults F_2 、 F_5 and F_9

(b)The polar stereographic projection of couniform body formed by faults F_4 、 F_7 and F_9

3.2.3 采场顶板松动圈的测定

3.2.3.1 岩体超声波测试原理

超声波测试是当声波在介质中传播时，如果遇到不同介质的界面和障碍时，将发生反射、折射、绕射和散射现象，在这样的介质中传播的速度比在均匀无裂隙介质中的传播速度要低。同时，超声波在介质中的传播速度与岩石物理力学性质有关，岩石强度高，结构致密，孔隙度小，传播速度就高；反之，岩石强度低，孔隙多，声波传播速度就低。

此外，超声波在传播时，还与岩石的应力状态有关，当应力高，岩体被压缩后孔隙减小或消失，超声波速度就高；反之超声波速度就低。

当超声波穿过结构面或不致密的岩体时，将会使超声波传播速度降低，振幅减小，穿透距离短，频率向低频转移等现象。这种变化与岩体的地质结构特征等因素有一定的对应关系，因此，可以通过超声波速度来反应岩石的地质构造，确定采场顶板松动圈的厚度。

本次测试采用 SYC-2 型声波参数测定仪，该仪器由发射和接收系统组成。发射系统有发射机、发射换能器；接收系统有接收机和接收换能器，由发射换能器发出的超声波经岩石传播以后，再由接收机转化为电能，在示波器上显示出波形并读出纵波 V_p 和横波 V_s 到达的时间。

测试方法采用的是超声波测井法，将专门的孔中超声波检测探头，置于按要求选定的钻孔中，逐点观测孔中岩体的波速，求取孔深和波速曲线。该方法是一种利用沿孔壁传播的声波的变化来确定钻孔所穿过的各岩层的层位、构造、破碎带等。

超声波测井法分为双孔法和单孔法两种。单孔法又分为一发一收和一发双收。双孔法由于会增加钻孔工作量，双孔的平行度难于保障，且需要较大的发射功率。因此，本次测试采用一发双收的单孔法。

单孔测井法的工作原理，如图 5 所示。当发射探头以圆环形多向发射超声波时，其中总会有一束波以临界角(i)从水中入射到岩壁，从而产生沿界面滑行的折射波。根据惠更斯原理，适当的选择发射探头(F)和接收探头(S)之间的距离，则可使滑行波成为首波，首先到达 S 点，以后相继为直达波和反射波到达。

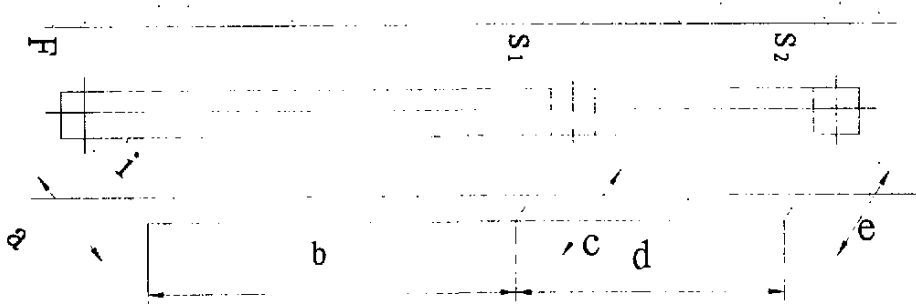


图 5 单孔测井法的工作原理

Fig. 5 Operating principle of haphpore logging method

采用一发双收探头时波速分析计算如下：

(1) FS_1 的折射路程

$$FS_1 = a + b + c \quad \dots\dots\dots(3-1)$$

(2) FS_2 的折射路程

$$FS_2 = a + b + d + e \quad \dots\dots\dots(3-2)$$

(3) S_1 至 S_2 的路程

$$S_1 S_2 = FS_2 - FS_1 = a + b + d + e - a - b - c = d \quad \dots\dots\dots(3-3)$$

因为 $a=c=e$ ，本次测试 d 取 20cm。

故，岩壁中的超声波速度计算公式为：

$$V = d / (ts_2 - ts_1) \quad \dots\dots\dots(3-4)$$

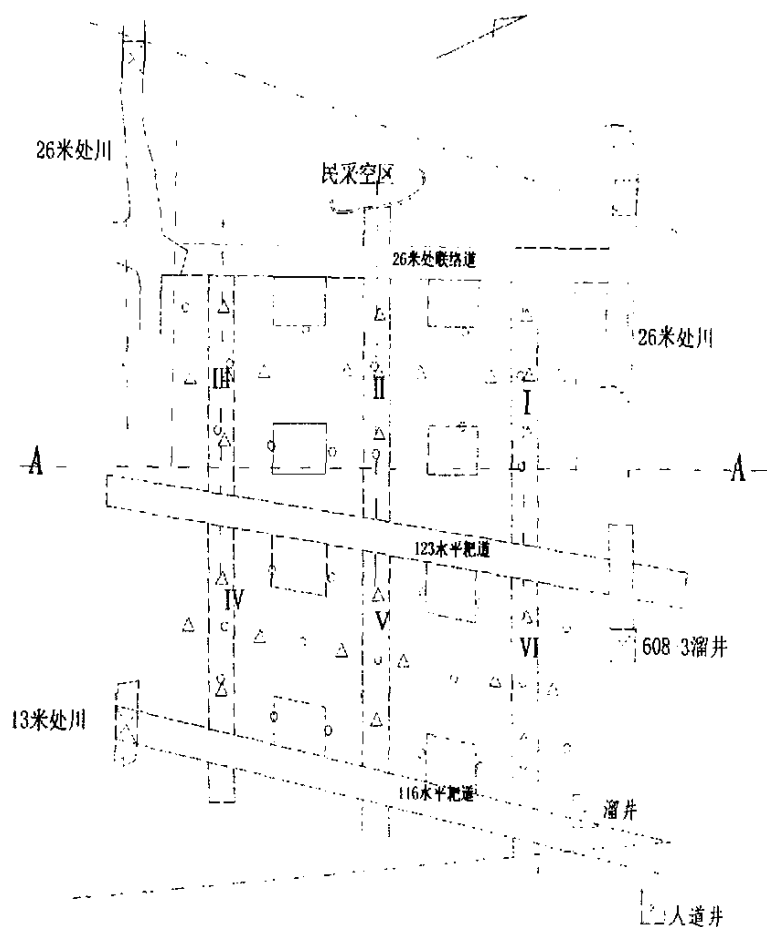
式中： $ts_2 - ts_1$ 是两接收探头超声波传播的时差。测试时在声波仪上先读取至探头 S_2 的旅行时间 ts_2 ，再读取至探头 S_1 的时间 ts_1 。

3.2.3.2 测试地点的选择

测试孔位及孔深的选择应遵循以下原则：

- ①测试地点应具有代表性，能够说明一部分岩体的规律；
- ②测试地点及孔位应选择在工程重点监测区和应力集中区；
- ③探测钻孔除应保证在重点测区和应力集中区外，其钻孔深度一定要保证穿透顶板围岩松动区，到达岩体稳定区；
- ④操作人员进入方便，且有较为安全的地方放置仪器。

608-2 矿快采场测点布置示意图如图 6 所示。



△——超声波测点 ○——声发射监测点

图 6 采场超声波、声发射测点布置示意图

Fig. 6 Sketch of ultrasonic wave and station acoustic emission

3.2.3.3 采场顶板围岩松动圈超声波测试及试验结果

当采场完成第一分层回采后，首先对采场顶板松动的岩石进行撬顶。接着按图 6 所示的位置，在采场顶板上打探测钻孔，钻孔深约 3.0m。然后进行顶板围岩超声波测试，通过计算整理得出各测孔不同位置的纵波速度，如表 10 所示。

表 10 采场顶板围岩松动圈超声波探测结果

Table10 Monitoring result of wltrasonic wave about zone of roof

水平	608-2 I 矿房			608-2 II 矿房			608-2 III 矿房		
	1	2	3	1	2	3	1	2	3
0-20	2040.8	4347.8	2069.8	2421.4	2319.3	3014.9	2031.4	2108.2	3401.6
20-40	2140.4	3030.3	3045.5	3365.5	2493.4	3421.3	2351.8	3490.2	3425.7
40-60	3571.4	3678.0	3423.6	3849.0	3484.2	3210.6	3512.1	3582.5	2015.7
60-80	3670.2	3565.8	3587.5	3723.7	3648.9	3603.5	3721.4	3629.5	2312.4
80-100	3506.3	2702.7	3423.1	3841.9	3123.4	3724.9	3767.3	3689.2	1745.6
100-120	2531.6	1481.5	3371.9	3658.0	2102.1	3421.7	3434.9	3578.6	3257.5
120-140	1851.9	3076.9	1821.0	3936.1	1937.8	2024.6	3832.6	2035.3	3745.6
140-160	3423.5	3387.3	917.40	3451.6	3289.0	2004.1	2013.5	1984.2	3831.4
160-180	3643.7	3634.6	2012.6	3552.6	3638.1	3524.1	3632.5	3498.0	3691.4
180-200	3725.0	3912.7	3472.5	3589.0	3701.8	3631.1	4012.4	3787.9	3589.1
200-220	3800.4	4089.4	3663.0	4021.0	4134.1	3724.3	3989.4	3902.6	3792.7
220-240	4761.9	4723.0	3974.9	4201.4	4521.4	3279.1	4125.0	4313.7	4654.0

由 608-2 采场 I~VI 矿房超声波探测结果可知:

①采场第一分层采完后, 顶板中松动圈的厚度为 20~40cm。由于矿石强度高, 节理裂隙少, 所以, 此时的顶板稳固性较好。

②采场顶板中有一破碎带, 破碎带的厚度为 10~30cm, 破碎带的超声波速度在 1000-2200m/s 之间, 破碎带不连续。该破碎带对采场顶板的稳定性有很大影响。由于该破碎带的厚度不大, 且含金平均品位在 0.69g/t 以上。所以, 建议让该破碎带冒落, 不必采用锚杆支护进行加固。

③在矿房顶板中, 有断层 F2、F5、F8、F7 及 F4 穿过, 这些断层破碎带宽度都在 10cm 以上, 对采场顶板破坏很大。建议在电耙巷道及矿房中安挂电耙尾绳的通道顶板中采用部分锚杆支护, 矿房跨度比较大, 且有断层穿过的部位采用木垛支护, 防止产生大规模的地压活动。

3.2.4 采场回采过程中的声发射监测

3.2.4.1 岩石声发射研究概况

声发射技术作为各种金属和非金属材料无损监测及各种工程结构稳定性监测的手段，在国内外均已获得广泛应用。其中对岩石声发射活动的研究及其在岩石工程的应用，首先就发现于采矿现场，这可以追溯到 20 世纪 30 年代末期。美国矿山局的工程师 Obert 和 Duvall 发现了受压力作用的岩石结构有声发射活动存在。从此开始了声发射技术在岩石力学中的研究和应用。

岩石声发射的产生是由于岩石受力后内部晶格错位或内部微裂隙扩展而产生的，故声发射研究应用于岩体破坏预报，已成为岩石力学研究中的重要手段之一。

采场回采过程中的声发射监测，采用 YSS 岩体声发射监测仪。该仪器具有携带方便的特点，在整个采场回采过程中进行监测，有利于掌握整个采场各个回采时期的地压活动情况。其测试方法是在要监测部位的岩体上打一个 1.2m 至 2m 深、直径 45mm 左右的孔，将探头送入孔底，孔口用棉纱或其它软物封闭孔口，即可进行监测和监听。一般一个测点重复测五次，约 10-15 分钟。

监测地点的选择要考虑到以下几点：(1)应力集中严重或可能产生拉应力的地段；(2)对采场稳定性有重要支撑作用的岩体结构；(3)人能进入的监测区域。考虑以上几点，测点布置在采场的顶板、点柱、电耙道及间柱。其测点布置如图 6 所示。

监测的原则：声发射效应是属于动态监测范畴的，声发射信号本身的出现是随机的，但信号各参量的变化与监测对象所处的受力状态结构的破裂尺度及水平之间有良好的相关性。符合统计规律。

为了获得正确的监测资料，必须首先建立切实可行的监测制度，即合理的监听周期及每次监听的时间。一般来讲，监测周期越短，每次监测的时间越长，所获得的监测资料越能反应声发射的实际情况。但由于现场条件的限制，往往很难做到，从统计学观点来看也没有必要。

在金厂峪金矿，我们基本上选用每天监测一次。为了避免人为干扰，在工作面交换班时进行监测。每个单孔监测 10~15 分钟并取各参量的均值作为分析资料的依据。为了避免漏掉重大隐患。当声发射各参量实测值出现较明显的变化时，加强监测，缩短监测时间。金厂峪金矿 608-2 采场回采过程中的声发射监测结果如表 11 所示。

通过 608-2 采场回采过程中的声发射监测结果分析可知:

(1)由于采场前期地质工作做的比较充分,采场中留设的矿柱位置合理,局部的锚杆支护和木垛支护及时适用。在整个回采过程中岩石的声发射大多处于较低水平,能够保证采场回采安全生产。

(2)由 608-2 矿房木垛支护测点的声发射监测得知,该测点的岩石声发射各指标大于其它测点的指标,这表明木垛支护不能防止顶板中岩石裂隙的发展,只能防止大规模的地压活动。

(3)生产爆破后,岩石声发射各指标均有较大增加,这是因为采场爆破后,围岩应力重新分部,加之震动波的影响,岩体微破裂增加,导致声发射各参量急剧增加。能率比声发射增加的倍率及幅度更大,由此说明能率是一个较好的参数。

(4)采场生产爆破一至两天后,声发射各个参量急剧减小,趋于较低值,达到稳定阶段。这是岩体应力重新分布,达到新的平衡状态。反之,若岩体声发射参量在爆破后一直保持较大的数值,并有继续增长的趋势,那可能有局部或较小范围的地压活动。应加强监测,注意其发展。这时千万不能进行下一次爆破。

表 11 608-2 采场回采过程中的声发射监测结果

Table11 Monitoring result of acoustic emission in the course of 608-2 extration

孔位	参量	02/6/6	02/6/7	02/6/8	02/6/9	02/7/7	02/7/8	02/7/9	02/7/15	02/7/16	02/7/17	02/7/18	02/9/3	02/9/4	02/9/5	02/10/5	02/10/6	02/10/7	02/10/8
大事件 Nd		0	0	1	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	1	1	1	1
总事件 Nz		1	1	7	2	1	2	1	5	3	2	2	1	1	2	4	5	8	9
能率 E		4	3	12	5	4	4	3	9	6	4	4	3	4	5	9	15	17	10
大事件 Nd		1	0	1	1	0	0	0	1	1	1	1	1	1	0	1	1	0	1
总事件 Nz		2	1	2	1	1	2	3	2	4	2	2	4	4	1	2	5	8	3
能率 E		15	4	21	14	5	13	15	12	95	31	20	39	20	10	16	33	42	20
大事件 Nd		0	0	0	0	0	0	0	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
总事件 Nz		2	1	3	1	3	2	2	2	3	2	2	4	3	2	3	2	2	3
能率 E		10	4	5	4	6	4	10	5	8	20	18	16	23	22	21	25	20	21
大事件 Nd		0	0	0	0	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
总事件 Nz		2	3	3	2	4	6	8	7	8	5	8	7	9	8	10	9	6	4
能率 E		4	6	6	3	12	25	30	24	30	27	32	31	48	40	50	43	35	30
大事件 Nd		0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
总事件 Nz		2	1	3	2	4	3	2	4	2	4	5	4	5	6	3	4	3	2
能率 E		5	3	8	4	10	6	6	10	6	9	12	10	9	14	13	15	12	10
大事件 Nd		0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	1	1	1	1	1	1	1	1
总事件 Nz		1	1	0	3	2	1	4	1	2	1	4	2	2	3	2	2	3	2
能率 E		3	4	0	9	6	11	11	2	7	1	10	13	10	14	13	10	15	10
大事件 Nd		0	0	0	1	1	1	1	2	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
总事件 Nz		2	4	5	3	5	7	3	5	7	8	6	4	7	4	3	4	5	6
能率 E		6	10	13	16	25	55	50	60	75	60	57	54	65	56	47	48	50	56

4 试验采场稳定性数值模拟

4.1 数值模拟原理

随着电子计算机的出现和发展,数值方法有了长足的进步,已成为岩石力学研究和工程计算的重要手段。在岩石力学中所用的数值方法先后有有限差分法、有限单元法、边界元法、半解析法、离散元法和无界元法等等,各种数值方法都有各自的优缺点及适用条件。

由于岩体不但具有复杂的力学性质(弹性、塑性、流变变形、应变硬化及应变软化等),且有复杂的结构特性(岩体结构、岩体介质结构及地质结构等);不但至今对岩体的失稳或破坏还缺少可靠的数据或准则,而且工程开挖方法、开挖步骤对围岩的力学状态(应力及变形)及稳定条件具有重大的影响,在某些情况下起决定作用。鉴于此,尽管数值计算方法及理论愈来愈完善,也无法完全适应矿山工程中复杂的地质条件及工程开挖条件。从而使数值模拟计算定量结果只能作为定性或准定量评价应用。而对于矿山工程岩石力学状态及稳定性评价来说,并不一定苛求精确的理论及计算方法,而是所选用的方法既简单方便,又能较多地考虑复杂的地质条件及工程施工方法。

在目前现有软件中,FLAC(Fast Lagrangian Analysis of Continua)即连续介质快速拉格朗日元法^[54],是一种国外近年来兴起并发展起来的显示有限差分计算方法,其基本原理虽类同于离散单元法,但却能象有限元那样,适于多种材料模式与边界条件的非规则区域的连续介质问题求解。在求解过程中,FLAC采用动力松弛法,不需要形成刚度矩阵,避免了直接求解大型联立方程组,使得占用的计算机内存较少,便于在微机上求解较大规模的工程问题。其适用范围广泛,已在国内外成熟使用,正在成为一种较实用的数值分析方法^[53]。

因此,金厂峪金矿采矿方法及顶板稳定性研究评价采用FLAC软件,主要考虑了平面模型。利用FLAC可较方便地模拟逐步开挖过程,使所得出的围岩应力及变形比较真实地反映矿山开采的实际情况。

4.1.1 FLAC 的基本原理

FLAC 简称拉格朗日元法, 是由 Cundall 所加盟的美国 ITASCA 咨询集团于 1986 年所开发的, 该法将流体力学中跟踪流体运动的拉格朗日法应用于解决岩体力学的问题获得了成功。

FLAC 基本原理:

拉格朗日元法名词渊源于流体力学, 在流体力学中研究流体质点运动的方法有两种, 一种是定点观察的方法, 称为拉格朗元法, 另一种是随流观察的方法, 称为拉格朗日法。后者是研究每个流体质点随时间而变化的情况, 即着眼于某一流体质点, 研究它在任意一段时间内走出的轨迹、所具有的速度、压力等。将拉格朗日法移植到固体力学中, 将所研究的区域划分成网格, 网格的结点就相当于流体的质点, 然后按时步用拉格朗日法来研究网格节点的运动, 这种方法就称为拉格朗日元法。这种方法最适于求解非线性的大变形问题, 其按时步采用动力松弛的方法求解, 不需要形成刚度矩阵, 不用求解大型联立方程, 占用内存少, 适于用微机解决较大的工程问题。

拉格朗日元法用差分求解首先将求解区域划分成四边形的网格, 在边界等不规则的地方可以用三角形网格来拟合。

在 FLAC 中首先离散结构为若干单元(Zone)组成、若干网格点(Gridpoint)相连的网格体系。在体系中, 对各单元与网格点应满足下列平衡方程:

$$\frac{\partial \delta y}{\partial x_j} + \rho g_i = \rho \ddot{u} \quad \dots\dots\dots(4-1)$$

式中 ρ 为密度, g 为重力加速度, \ddot{u} 指加速度, 对于静力问题 $\ddot{u}=0$, 式左边等于零。如果 σ_{ij} 不是真实解, 式左边就不等于零, 从而产生不平衡力, 由此式可假想这一不平衡力系列引起网格点及单元的系列运动, 也就是说 $\ddot{u} \neq 0$, 从而导出相应的动力方程:

$$m\ddot{u} + c\dot{u} + k\dot{u} = 0 \quad \dots\dots\dots(4-2)$$

\ddot{u} 和 \dot{u} 分别指虚加速度和虚速度, c 为虚阻尼, k 为弹簧刚度。这样, 我们就把一个静力问题化为一个拟动力问题来求解, FLAC 能自动确定虚阻尼, 以使式(4-2)所反应的动力响应逐渐随虚拟时间衰减, 趋向稳定平衡状态, 一旦(4-2)达到稳定平衡状态而且 $\ddot{u}=0$, 我们就能得到相应于(4-1)的真实静力解。

4.1.2 FLAC 的求解过程

为获得式(4-1)的真实解,在尽可能少的虚拟时间内,划分多个时步,按照图 7 对网络中单元与网格点进行循环往复计算,直到不平衡力消失,位移与应力分别趋向于常数^[55]。

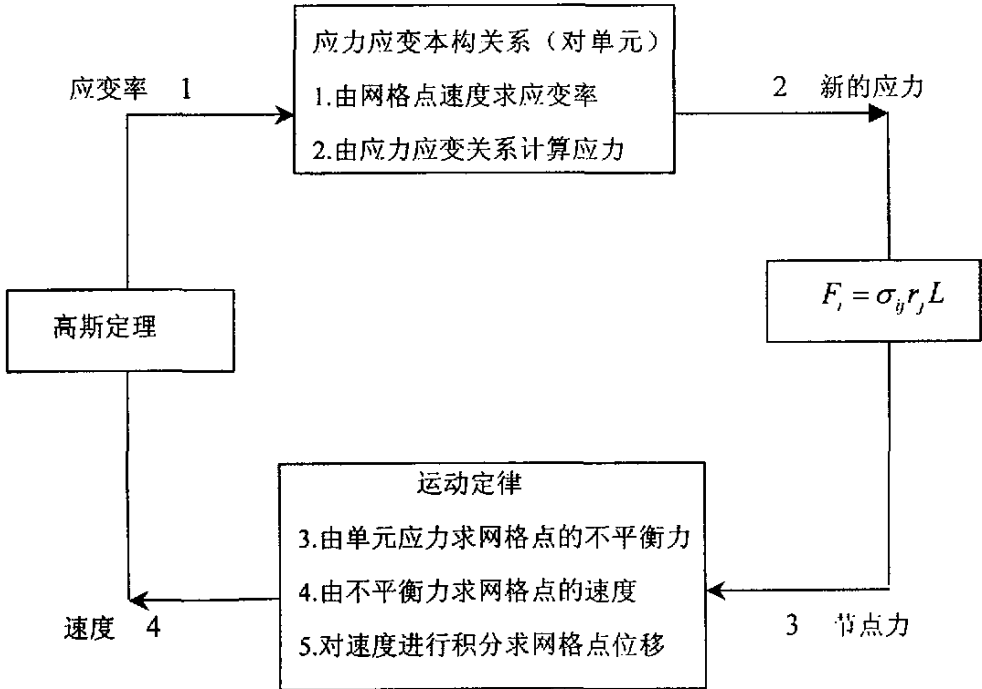


图 7 求解过程示意图

Fig. 7 Sketch solution procedure

FLAC 的本构方程:

FLAC 设置了六种本构关系模型来模拟岩体材料性质及开挖。它们是:

①各向同性线弹性; ②莫尔…库仑弹塑性; ③空单元; ④横向各向同性线弹性体; ⑤ 间组节理岩体弹塑性; ⑥应变软(硬)化弹塑性。下面简述一下本文要应用的莫尔…库仑弹塑性模型。

其屈服面函数为:

$$f = \sigma_1 - N_\varphi \sigma_2 + 2C(N_\varphi)^{1/2} \dots\dots\dots(4-3)$$

塑性势函数为:

$$g = \sigma_1 - N_\psi \sigma_2 + 2C(N_\psi)^{1/2} \dots\dots\dots(4-4)$$

式中, $N_\xi = (1 + \sin \xi) / (1 - \sin \xi)$, $\xi = \varphi$ or ψ ;

C——粘结力;

ϕ ——摩擦角;

ψ ——剪胀角;

σ_1 ——最大主应力;

σ_2 ——最小主应力。

设单元的应力状态为 σ'_1 , σ'_2 , 若 $f(\sigma'_1, \sigma'_2, c, N\varphi) > 0$, 表明应力状态尚处于线弹性, 不需要塑性修正; 若 $f(\sigma'_1, \sigma'_2, c, N\varphi) < 0$, 表明应力状态进入塑性, 需按下式进行修正:

$$\sigma_1 = \sigma'_1 - (\alpha_1 - \alpha_2 N_\varphi) \frac{f(\sigma'_1, \sigma'_2, c, N_\varphi)}{y} \dots\dots\dots(4-5)$$

$$\sigma_2 = \sigma'_2 - (a_2 - a_1 N_\varphi) \frac{f(\sigma'_1, \sigma'_2, c, N_\varphi)}{y} \dots\dots\dots(4-6)$$

式(4-5)、(4-6)是按虎克定律、非关联流动法则等公式推导而来的, 其中

$$a_1 = K + \frac{3}{4}G, \quad a_2 = K - \frac{2}{3}G$$

$$\gamma = a_2(1 + N_\varphi N_\psi) - a_1(N_\varphi + N_\psi)$$

K, G 分别为弯曲模量和剪切模量。

4.2 数值模拟内容及特点

4.2.1 模拟内容

金厂峪金矿小矿块(608-2 矿块)试验采矿方法为房柱采矿法, 该矿块平均倾角 26° , 为缓倾斜矿体, 矿体平均厚度近 4m。其结构参数为: 矿块长 40m, 两侧各留 4m 矿柱; 矿块高在 6m~26m 水平之间; 矿块中沿走向划分矿房和房间矿柱, 矿房宽 8m, 矿柱 $4 \times 3\text{m}^2$ 。矿柱间距 8m 左右。

其回采步骤分两步, 每步分两层回采。

第一步,回采 16m 以上,第一层逆倾斜回采,第二层后退式回采挑顶;第二步,回采 6~16m 之间。回采方法同上。

回采顺序:第一个矿房采到 6~16m 处时,第二个矿房开始回采。

结合该矿块采矿方法及数值模拟要求,对该采矿方法模拟时做适当简化。

在开采过程中,可能出现矿柱破坏、采场失稳等,这与复杂的地质因素及工程因素密切相关。要想应用数值模拟的方法对矿山工程的稳定性进行合理评价,必须对与其有关的各种地质因素进行比较深入的研究,在此基础上,确定合理的力学模型,进而考虑工程施工和开挖因素,选择比较合理的计算方法及步骤。一般来说,确定矿山及岩体工程合理力学模型需要进行矿山工程地质研究、水文地质研究及矿山岩体力学研究,且在系统工程地质和水文地质研究的基础上确定合理的地质模型,进而考虑矿山岩体的力学特性,确定用于数值模拟的力学模型。在上述工作的基础上,根据金厂峪金矿稳定性要求的特点,确定相应的数值模拟研究内容及方法。

本次试验矿块为边角小矿体,倾角较缓,且有小断层存在,属难采矿体,本论文采用房柱法,数值模拟的目的是研究该采矿法在此类矿体应用中的采场稳定性问题,即验证该采矿方法是否在岩石力学稳定性方面适合于该类矿体的开采。

由此根据金厂峪金矿实际情况,数值模拟时考虑如下内容:①采场回采顺序对矿山岩体力学的状态及稳定性的影响;②采场回采高度(结构参数)对采场围岩力学状态及稳定性影响。

按不同的回采顺序、步骤及结构参数回采矿体,其岩石力学状态和稳定性是不同的。采矿工程岩石力学计算方案不但应考虑采场围岩物理力学性质等材料因素,更重要的是注意工程因素即采矿过程的模拟或开挖步骤的模拟。研究表明,不同的回采顺序和开挖过程,围岩具有不同的载荷变化历史和途径,从而反映不同的应力变化历史和途径,这就是说,在整个采矿过程中的某个中间阶段和最终阶段,其应力状态和变形状态除材料因素外,还取决于工程因素。显然,研究这个问题对金厂峪金矿试验矿块的采场稳定性研究具有重要的意义。

采场结构要素对围岩及采场的稳定性也有显著的影响,采场结构要素的确定不但取决于矿体的赋存及地质条件,而且取决于所选用的采矿方法。矿山研究的目的在于使用的采矿方法及相应的采场结构要素满足生产及安全的需要。对于 608-2 采场,在既定的采矿方法条件下,采场的结构要素,诸如回采高度、分层高度优化选

择对采场稳定性影响很大,要使之不但保证采场具有良好的稳定条件,而且保证矿山具有较好的技术经济效益。

在矿山工程中,由于数值模拟的定量结果一般仅作参考定量评价应用,因此金厂峪金矿 608-2 采场稳定性的数值模拟中,贯彻始终的指导原则是不刻意寻求力学模型和本构关系的精密,而是致力于实际工程问题的解决。因为采矿本身是一个复杂的力学过程,其中包含若干不确定因素的影响,强调本构关系的精密是与工程规律有矛盾的^[56]。因此,本次模拟具有如下特点:①对影响稳定性的主要因素如矿柱、围岩、矿房开采之间的相互作用等一系列影响采矿过程稳定的问题作了必要的分析;②突出主要影响因素(包括地质、工程两个方面),不要求所建立的力学模型过于复杂,但能反映岩体的基本力学特性及矿山开采的基本过程;③在影响矿体开采稳定性的材料性质和工程施工两个主要因素中,更重后者。因为材料因素是既定的,可变范围是有限的,而施工因素是复杂多变的,通过研究施工因素,可以对采矿工艺进行优化选择。从力学角度看,采矿过程是岩体卸载的过程,其位移与应力的变化及最终分布均具有一定的加载途径,本模拟用模拟开挖等方法使该问题得到合理解决。

依以上论述,模拟步骤如下:

模型建立(离散化网格)→给出矿岩模型→输入矿岩力学参数→施加边界载荷→计算原岩应力→固定应力边界→模拟开采过程→存储数据、图形文件→输出结果→进行稳定性分析。

4.2.2 计算基本假设

数值模拟是一种评价岩体稳定性的定性或准定量方法,为了使计算结果比较接近实际情况,应对岩体介质性质及计算模型等作必要的假设,而且矿山地质条件一般都比较复杂,也要对矿山地质条件、受力条件、采矿工艺及采矿方法结构做必要的简化^[57]。

(1)对矿岩(材料)性质的假设

依据本试验矿块矿岩力学特征和矿块特点,本文对矿岩假设为各向同性、均质且符合摩尔——库仑弹塑性模型的介质。

(2)对计算模型的假设

根据节省机时的要求及工程实践,计算模型简化为二维平面应变问题,作二维分析,即可以满足采矿方法特点的要求,在经济上也是合理的。

数值模拟时，模拟范围一般按采动区域半径的 3~5 倍模拟，在采动区域及其附近采用较为精细的网格。而以外区域则采用较为稀疏的网格，以减少节点和单元数。

(3)计算不考虑与时间有关的物理量。

(4)对于规模较小的地质结构面。在力学参数中予以考虑或忽略。

(5)矿山的开拓巷道及采场的拉底、切割巷道、溜井等虽然对采场及其周边岩体力学状态有一定影响，但它们的影响仅是局部的，因此在数值模拟中可以忽略或适当考虑。

(6)采场较近处存在民采空区，由于不在计算模型范围内，影响较小，本模拟忽略远点空区影响。

4.2.3 数值模拟的地质及力学模型

数值模拟的可靠性在一定程度上取决于所选取的计算模型，包括根据数值模拟的目的及矿山的实际情况，选择适当的计算剖面及剖面的计算范围；确定计算模型的约束条件及应力边界条件；选取适当的开挖步数，并对计算模型进行离散化处理；此外为便于计算，对采场的结构特别是矿柱及矿山结构在模型中还需作一定的简化处理。

(1)计算剖面的选取

由于矿体的产状为缓倾斜矿体，我们选用了平面模型，并且要全面反映矿块开采情况，对该矿块的数值模拟不但应该进行沿矿体倾向横向剖面的数值模拟，还应该进行沿矿体走向的纵剖面数值模拟计算，且应当选择适当的计算剖面。

计算剖面的选择应考虑典型的地质剖面及矿山的开采条件。本文主要考虑矿块的采矿方法，选取 1#矿房沿矿体倾向的计算剖面。而沿矿体走向的剖面选取，由于矿体为倾斜矿体，从而任何沿走向的垂直剖面都无法比较真实地模拟矿块开采地实际情况，为此需对其进行适当地简化。其方法是将计算剖面沿矿体倾斜剖切，且将沿矿体倾斜剖切的剖面投影到垂直剖面上，使其矿房高度等参数与矿山实际开采条件相对应。这样处理对开采效应具有一定的近似性，在等值开采条件下，矿体倾角由水平方向转变为倾斜时，上覆岩体变形逐渐增加，直到矿体为垂直方向时达到极值；而对上覆岩体变形的横向影响范围则具有相反的规律。根据 608-2 矿块倾角较小，倾斜剖面投影后尺寸变化不大，本文仍取原来巷道及矿房尺寸选取沿走向剖

面，这样减小了实际等效倾斜剖面投影尺寸，增加了安全度，依此评价采场稳定性、实际上留有适当的安全储备。

(2)采场结构简化

608-2 矿块采用房柱法，矿块长 40m，两侧各留 4m 间柱，矿块高 20m 矿块中沿走向划分矿房和房间矿柱，矿房宽 8m，每个采场 3 个矿房，矿柱尺寸为 $4 \times 3\text{m}^2$ ，矿柱走向间距 8m 左右。采场形成后，该采场沿倾向出现 4 排矿柱，沿走向产生 2 排矿柱。矿柱是采场中的重要结构要素，在采场中的作用是个空间问题，用平面模型来模拟点柱采场的空间问题存在一定困难，为此需对采场结构或采场中的矿柱作适当的结构简化，将采场中的矿柱简化成条柱，简化的原则是保持与点柱相当的承载面积，且承受等值的有效荷载，据此可根据不同的计算模型将采场中的矿柱分别简化成沿走向或倾向的条柱，这些条形矿柱在相应的计算模型中都可以近似作为平面应变问题处理，如图 8。

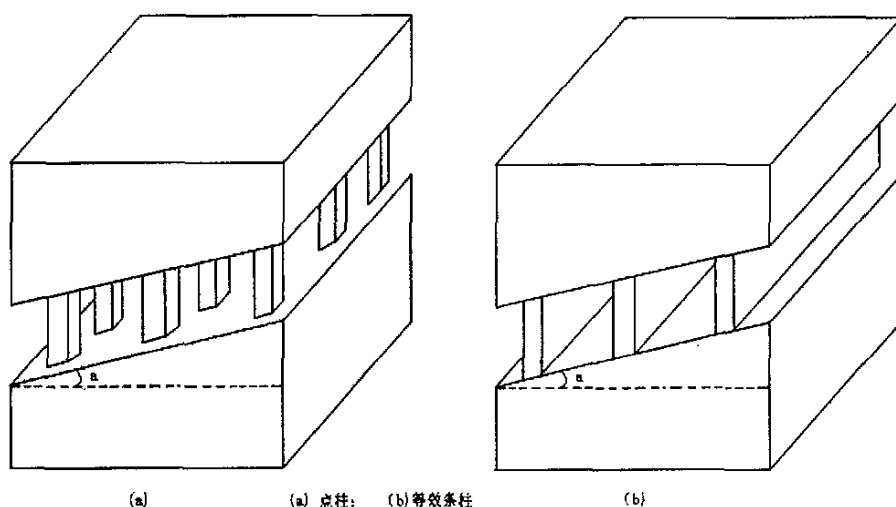


图 8 采场点柱的简化

Fig. 8 Simple fication of panel

采场中矿石回采实际生产中是分步开挖的，作为数值模拟来讲应一致，但鉴于实际计算困难，且数值模拟目前仍处于定性使用阶段，不在于寻求十分精确的计算结果，而在于找出其一般的规律，因此对开挖步数作必要的简化，沿走向与实际开挖基本相同，分层开挖，沿倾向也是分段分层，如图 9 所示。

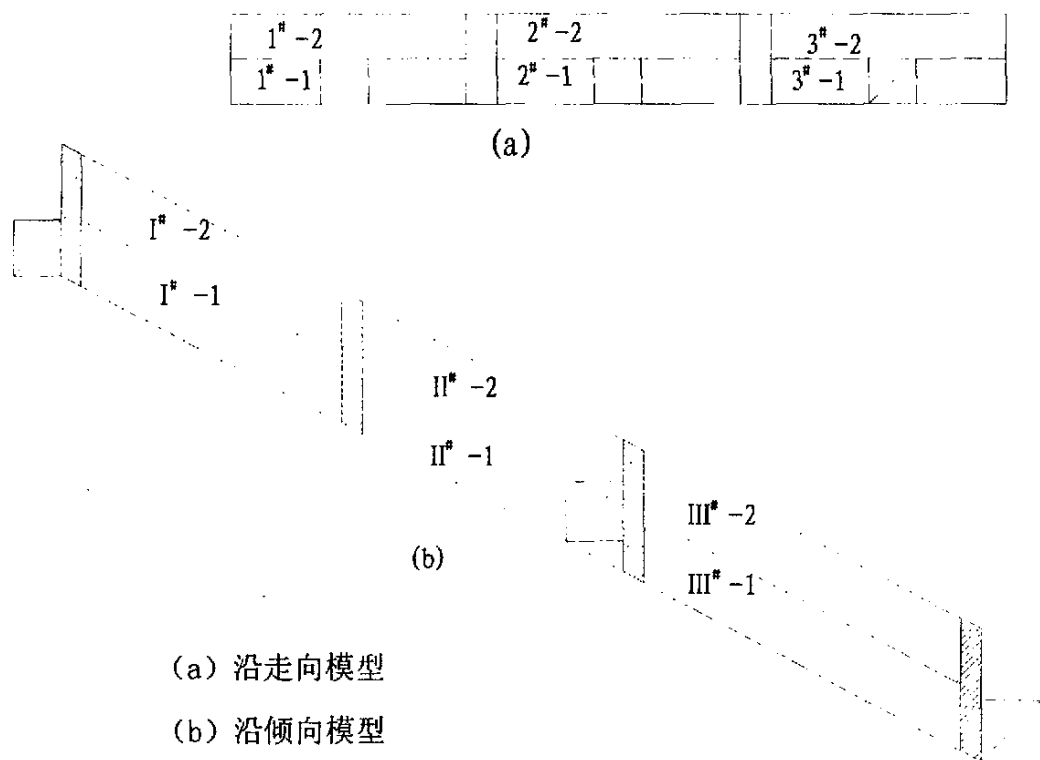


图9 采场分步开挖示意图

Fig. 9 Sketch of fractional excavation

再者对开挖后由于矿石不存留, 开挖状态以空单元模拟, 忽略中间环节。

(3) 计算域及计算模型的离散化

本文计算域选取考虑计算的精度和可靠性, 又由本文只模拟一矿块情况, 研究范围较小, 根据前面计算假设, 对于沿走向计算剖面取为高 20m 宽 130m 左右; 对于沿倾向计算剖面取为高 80m 宽 136m。

计算模型离散化成网格的划分原则如下:

- ①单元类型由 FLAC 本身决定, 即四边形的拉格朗日差分单元;
- ②划分单元时, 尽量做到减少单元的细长比, 以提高运算精度;
- ③遵循照顾应力集中部位的原则, 在开挖区域(采场附近)划分较为细密的单元, 外部及远处较稀疏, 以提高运算速度;
- ④单元数量, 几个方案单元数、结点数等, 多在 1000 个单元以上。

依上述原则对上面剖面进行离散化处理。如图 10、图 11。

(4) 边界应力及约束条件

由矿山情况及金厂峪地区的地应力分布知, 金厂峪矿区与大多数地区相类似, 其地应力的垂直分量接近 $\sigma_v = \gamma H$ 的规律, 即以重力场为主, 其水平应力在垂直分量呈线性关系变化, 即服从下面关系:

$$\sigma_v = \sigma_v^0 + \gamma H$$

$$\sigma_H = \sigma_H^0 + \frac{\mu}{1+\mu} \gamma H$$

式中: γ ——矿岩平均容重(T/m^3);

μ ——矿岩泊松比;

H ——由地面向下的深度值;

σ_v^0, σ_H^0 ——起始位置的原始应力值。

计算模型的边界条件, 无论是沿矿体走向的剖面还是沿矿体倾向方向的剖面, 底部均采用固定铰, 两侧及上面为应力边界条件。

(5) 岩体介质及其力学参数

矿岩力学参数的确定是计算结果可靠与否的关键之一, 然而由于矿岩性态及赋存条件的复杂、地质构造的影响, 使得计算参数难以准确地选取, 而且由于地下开采的复杂性, 以及力学参数测定方法、条件不同, 力学参数带有很大的随机性和模糊性, 因此不必过分强调参数选取的精确度; 且计算过程本身已对采矿过程做了不少假设, 计算方法是近似处理定量计算结果, 只能做定向分析之用; 作为稳定性比较分析而言, 对岩矿力学参数要求并不是很高。

根据矿块地质条件及岩体力学试验(江西赣州岩石力学所试验报告)结果, 将矿岩简化为两种基本模型:

①矿块主要赋存于石英脉中, 取为石英岩;

②围岩主要为斜长角闪岩, 靠近矿体为斜长角闪片麻岩, 因此取围岩主要岩石类型为斜长角闪岩。

对于断层由于较小, 计算中不予精确考虑, 将主要参数列出(断层为绿泥石化, 主要为褐云母绿泥石片岩, 以断层泥为主)参考, 但考虑小断层较多, 综合考虑由于断层以及其它地质因素造成的矿岩整体力学性质下降。在计算过程中将矿岩参数做适当弱化。矿岩主要参数选取如表 12。

表 12 608-2 矿块矿岩力学参数

Table12 Mechanical parameter of 608-2 nugge

参数 岩石类型	容重 γ Kg/m ³	弹性模量 E mp×10 ⁵	泊松比 μ	粘结强度 coh mp	抗压强度 σ_c mp	抗拉强度 σ_T mp	摩擦角 Φ °
斜长角闪岩	2799	0.785	0.34	34.07	76.85	5.9	28.1
石英岩	2839	0.78	0.30	9.45	68.9	8.2	39.9
褐云母绿 泥石片岩	2672	0.58	0.46	33.04	90.3	9.65	10.0

依矿山具体条件及有关文献,对于弱化后的矿岩,可将其看作强度值降低的矿岩材料,各参数分别按如下比率取值,

$$E' = \frac{4}{5}E, \mu' = \frac{10}{9}\mu, \sigma'_t = \frac{9}{10}\sigma_t, \sigma'_c = \frac{4}{5}\sigma_c, coh' = \frac{4}{5}coh$$

其中 $E', \mu', \sigma'_t, \sigma'_c, coh'$ 为弱化矿石参数, $E, \mu, \sigma_t, \sigma_c, coh$ 为原矿石参数。

弱化后参数如表 13:

表 13 弱化后矿岩力学参数

Table13 Mechanical parameter of ore avianized

参数 岩石类型	容重 γ Kg/m ³	弹性模量 E mp×10 ⁵	泊松比 μ	粘结强度 coh mp	抗压强度 σ_c mp	抗拉强度 σ_T mp	摩擦角 Φ °
岩石	2799	0.628	0.37	27.26	61.48	5.31	28.1
矿石	2839	0.624	0.33	7.56	55.12	7.38	39.9

(6)稳定性分析评价指标

怎样判断充填体的稳定性及采场附近区域矿岩的稳定性是一个较复杂的问题,由于计算本身做了若干假设,计算结果的定量意义对稳定性好坏的判断是难以准确回答的,而我们认识规律的方法在于定性分析与相对比较的研究,因此对稳定性的分析也只能在对比分析后作出相对的结论。在不考虑节理弱面对稳定性控制的条件下,矿岩的稳定主要是由应力状态和矿岩的物理力学性质决定。综合考虑这两方面

因素, 本文采用 Mohr-columb 屈服函数 $f(\sigma_1, \sigma_2, c, N\varphi)$ 来做为稳定性评价指标, 那么:

① $f > 0$, 表明应力状态尚处于弹性状态, 单元还未屈服, 因此单元是稳定的;

② $f < 0$, 按本构关系表明已进入塑性应力状态, 在 FLAC 中将对 σ_1, σ_2 进行塑性修正。

$f < 0$ 进入塑性屈服。但并不是工程意义上的真正失去承载能力的破坏, 因此只作为一种相对稳定与否的判断指标, 那么就需要和其它指标共同来评价稳定性。

①对顶底板及采场周边可采用最大破坏位移法;

②最大应力值法判断是否达到抗压强度极限来评价稳定性;

③对应力水平用最大剪应力 τ_{\max} 来评价, τ_{\max} 越大, 则稳定性越差;

④若有较大拉应力, 则再优先考虑拉破坏的可能性;

4.3 数值模拟计算方案及模型

608-2 矿块为金厂峪金矿边角难采小矿体, 实际开采尚未有成熟经验, 为此, 选取了两个主要开采方案, 沿矿体走向剖面的数值模拟方案和沿矿体倾向剖面的数值模拟方案。

(1)沿矿体走向剖面的数值模拟方案模型, 模型如图 10:

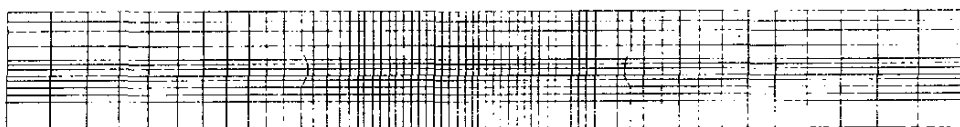


图 10 沿矿体走向剖面网格模型

Fig. 10 Sectional network model of along the strike of ore body

1) 采动区域: 以底部联络巷为剖面, 取为 $4 \times 32 \text{m}^2$ (高 \times 宽)。模型尺寸为 $20 \times 130 \text{m}^2$ 。

2) 模型两侧及顶部边界应力依地质报告地形, 按前面公式计算获得。

3) 开采顺序: 1[#]矿房 \rightarrow 2[#]矿房 \rightarrow 3[#]矿房(如图 9a)。

(2)沿矿体倾向剖面的数值模拟方案模型:

1) 必要模型简化

①倾角依实测数据结果及考虑数值计算要求近似取为 25° 。

②简化条形矿柱

由该剖面(倾向)看为 4 列矿柱共 8 个矿柱, 简化为 4 条矿柱。

每列矿柱承载面积为 $2(\text{矿柱个数}) \times 3 \times 4(\text{矿柱尺寸}) = 24\text{m}^2$, 矿房开采长度 32m。按条柱与矿柱等效承载原则计算, 则条柱宽为 $b = 24/32 = 0.7\text{m}$, 长为 32m。

条柱位置, 靠近 16m、24m 水平耙道及 26m 联络巷矿柱简化后依然紧贴巷道, 而 123~131 水平之间矿柱, 简化到原矿柱中心线。

2) 以 8.5 线剖面为准建立模型

采动区域为高 20m, 宽为 34m。

模型尺寸取为采动区域 4 倍, 高 80m, 宽 136m。

单元总数为 1380 个, 中间部分单元密度 34×20 个。

3) 应力边界条件按假设选取。

4) 开采顺序: 第一层(上山→上部一层→下部一层)→第二层(同样由上向下)。(图 9b)模型及边界条件如图 11。

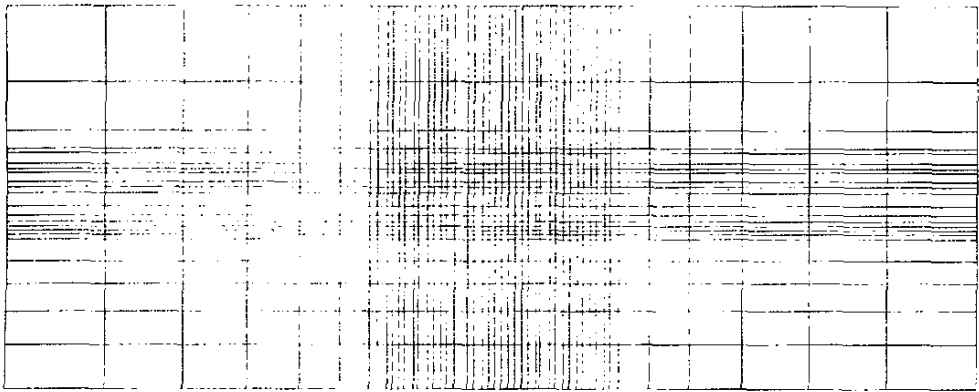


图 11 沿矿体倾向剖面网格模型

Fig. 11 Sectional network model of along the dip of ore body

4.4 数值模拟结果分析

金厂峪金矿数值模拟模型主要用于模拟试验矿块采场区域的岩体力学状态及其变化,模拟了整个采场开挖效应。岩体力学状态是评价岩体或工程岩体稳定条件的依据。

4.4.1 沿矿体走向开采引起的应力状态及其变化

沿矿体走向剖面,共进行了 7 步模拟开挖,开挖顺序为凿岩巷开挖 $\rightarrow 1^{\#}-1 \rightarrow 1^{\#}-2 \rightarrow 2^{\#}-1 \rightarrow 2^{\#}-2 \rightarrow 3^{\#}-1 \rightarrow 3^{\#}-2$ 。每步开挖结束后均可获得相应的应力分布状态等结果。对于开挖后的应力状态,重点研究各矿房开采完后直接顶板暴露情况下的采动效应和稳定性。图 12 为 $1^{\#}$ 矿房开采结束后主应力等值线分布图,图 13 为 $2^{\#}$ 矿房开采结束后主应力等值线分布图,图 14 为 $3^{\#}$ 矿房开采结束后主应力等值线分布图。

由上述分析矿房开采后采场围岩及矿柱的力学状态和相应的采动效应、稳定性。

(1) $1^{\#}$ 矿房开采结束后围岩力学状态具有如下特点:

①最大主应力分布特征:① $1^{\#}$ 矿房围岩为应力集中分布区,在采场顶、底板形成一个低应力条带,比原岩应力低 60%左右,但在左右矿柱发生了较大的应力集中,最大主应力达到-8MPa,达到原岩应力的 2 倍左右,显示其在采场结构中的支撑作用,这是由于采场开挖引起的应力重分布的结果。②顶、底板中应力由采场向上、下逐渐增加,在采场紧贴顶、底板应力仅为-0.5MPa 的压应力。③在采场四个角点应力集中度最大,是最有可能破坏的部位。

②最小主应力分布特征:①与周围环境应力场比较, $1^{\#}$ 矿房围岩为应力降低区,矿房附近围岩仅为原岩应力的 10%左右,最小主应力值的变化幅度较小,随着距采场的距离增加应力值增大。②顶、底板及左右矿柱中应力分布呈现为明显的拱形分布,有利于采场稳定。在采场周围形成应力椭圆,在矿房左、右上角点,出现 2.5MPa 的拉应力点,应引起注意。

(2) $2^{\#}$ 矿房开采结束后围岩力学状态具有如下特点:

①最大主应力分布特征:①由于 $2^{\#}$ 开挖引起应力再次重分布,采场顶、底板近采场区域最大主应力呈拱形分布,比原岩应力低 60%以上,应力向左、右矿柱转移。②在左、右矿柱中,出现明显的应力集中现象,尤其左侧矿柱应力集中大于右侧矿柱,由于 $1^{\#}$ 、 $2^{\#}$ 矿房采空,左侧矿柱承担两个采场转移来的应力,基本上整个

矿柱中应力都为最大值,达到-12MPa,右矿柱为-9MPa。③顶、底板中最大主应力向上、下及左、右数值逐渐增大,但低于原岩应力。

②最小主应力分布特征:①在2[#]采场周围形成一个低应力环区,与1[#]采场形成一块很大的低应力区。②2[#]采场周围应力亦形成应力椭圆,在采场上、下分别形成应力拱,在上、下10m范围内应力值小于1MPa,在顶板存在部分拉应力区。③在矿柱中应力较小,仅为3MPa,方向基本水平,充分显示矿柱的支撑作用。

(3)3[#]采场开采结束后围岩力学状态具有如下特点:

①最大主应力分布特征:由三个矿房全部开采后形成的应力分布来看,应力分布有着很好的对称性,3[#]采场应力分布与1[#]采场相同,在顶、底板形成低应力区,在采场矿柱及采场左右间柱为应力集中区,采场矿柱承受最大应力达到-12MPa,间柱达到10MPa,矿柱的支撑作用更为明显。

②最小主应力分布特征:①最小主应力分布总的来看亦具有明显的对称性,在顶、底板形成了与1[#]、2[#]连成一片的低应力区,顶、底板应力呈拱形分布,顶、底板临近采场部位已接近0应力,变化范围为0~-0.25MPa。②矿柱中应力分布:3[#]矿房左矿柱最大应力为0.25MPa,右侧间柱小于0.75MPa,二者应力方向基本水平,相对于最大主应力较小,说明矿柱的支撑作用明显。

表 14 应力历史图中计算步数含义说明

Table14 Meaning of step number in stress historical map

计算步数 ($\times 10^3$)	5-6	6-7	7-8	8-9	9-10	10-11
开采阶段	1 [#] -1	1 [#] -2	2 [#] -1	2 [#] -2	3 [#] -1	3 [#] -2

(4)采场顶板及矿柱的稳定性分析

由于对称性,只分析1[#]矿房顶板和其左侧矿柱的应力状态。

①顶板:

由上面分析知,1[#]矿房顶板在开挖完后,最大主应力和最小主应力都基本形成了应力拱,有利于保持顶板的稳定,但在顶板角点及中线最小应力值接近于0,可能发展为拉应力,从而造成破坏。

选取顶板中部单元(20,11)分析其随开挖步骤而变化的应力历史(图15)。由最大主应力看,1[#]第一分层开挖后,应力急剧下降,稳定在2.85MPa左右,1[#]第二分层开挖应力继续下降到1.3MPa并稳定下来,此后由于2[#]、3[#]矿房开挖,随开挖区远

离,采动效应影响渐弱,应力降低幅度明显减弱,稳定在 1MPa 左右。采动效应使应力向矿柱转移,顶板该单元稳定在 1MPa 左右。由最小主应力看,该单元随第一分层开挖应力急剧下降,由近 4MPa 降到 0.5MPa,然后应力趋于平稳,到1#第二层开挖后,应力又有一个下降,达到 0 应力附近,此后由2#、3#开采引起的应力重分布,使应力主要向矿柱转移,对1#顶板影响较小,从而最小主应力稳定在 0 应力附近。

②矿柱

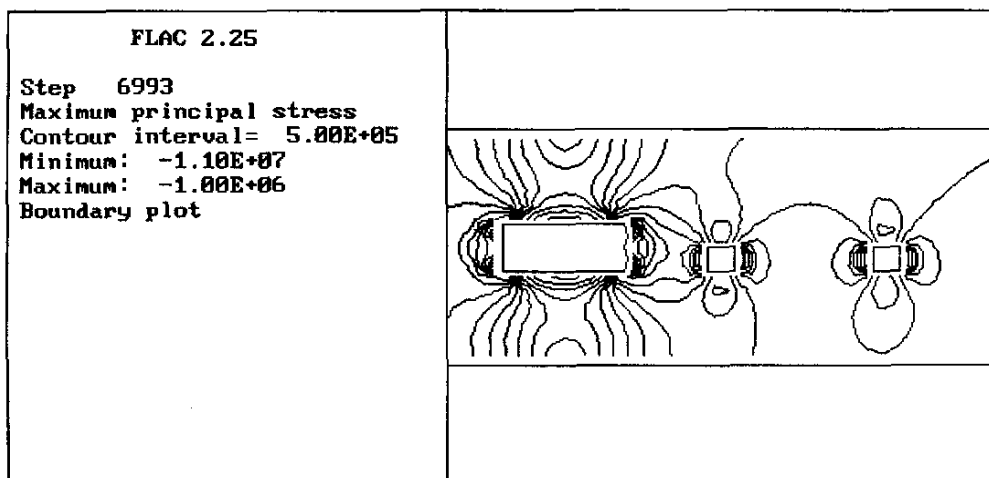
由矿柱分布应力变化过程来看,主要承受垂直压应力,由上述分析知道,采场开挖后应力重分布,应力主要向矿柱转移。

由图 16 分析矿柱中部单元(25, 8)应力变化:由 16(a)看最大主应力情况,由于 1#第一层开挖应力迅速转移到矿柱,应力值急剧上升到 13.2MPa,但在第二层开挖时又有一个应力降低;2#采场开挖中,有两个阶梯状攀升,达到 11.4MPa;3#开挖影响较小,应力由两列采场矿柱来承担,该单元应力略有降低,但总的应力水平是较高的。由 16(b)看最小主应力情况,该单元最小主应力在1#第一分层开挖时有一波动,然后降低又回复升到 3.3MPa,第二层开挖后应力重分布,应力值降低,之后随开挖变化不大,在 0~0.5MPa 之间变化,并稳定在 0 值。

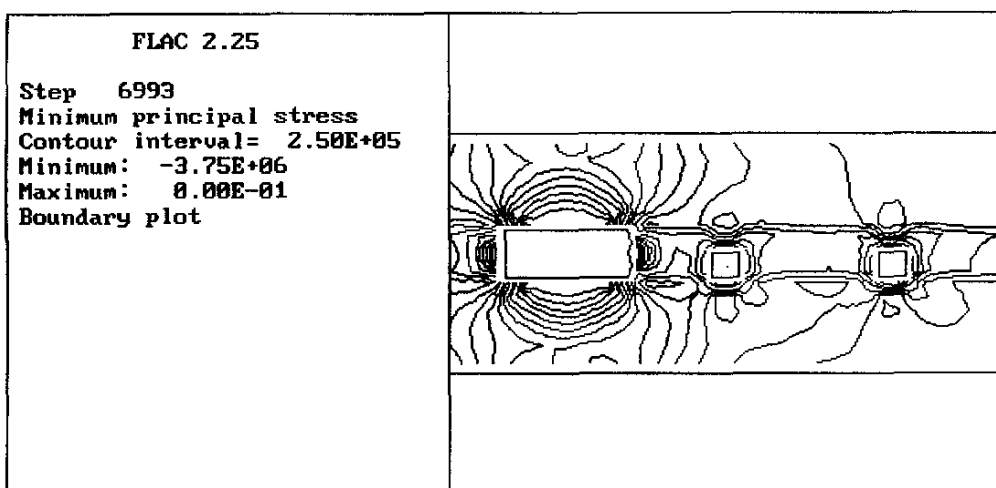
由此可见矿柱起重要的支撑作用。

稳定性综合评价:

由以上分析看,在开挖过程中,三个采场采动效应及应力分布具有对称性,顶、底板区域先后形成低应力拱区,这有利于维持采场的稳定;但顶点部分位置由于应力值接近 0 值,是发展为拉应力从而导致破坏的隐患,需引起相应重视。矿柱在采场中起重要的支撑作用,最大压应力达到 12MPa (高于原岩应力 2 倍),但小于矿石抗压强度,在一定程度上讲矿柱是安全的。在采场角点应力集中较大,随着开挖时间增长,采场稳定性将变差。

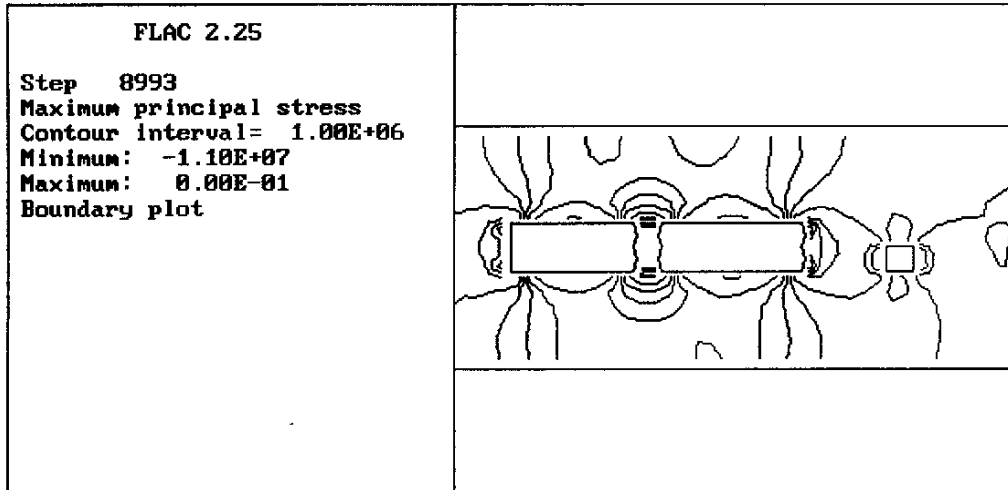


(a) 最大主应力

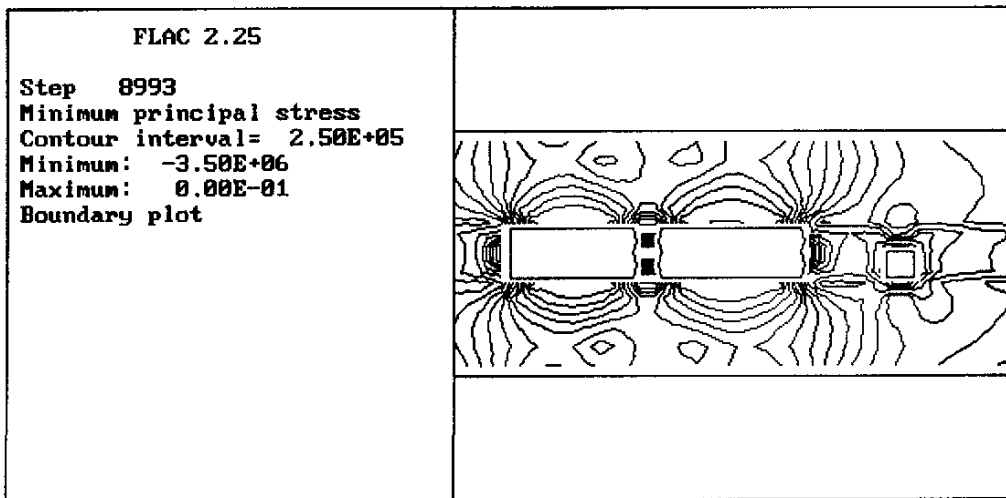


(b) 最小主应力

图 12 1[#]采场开挖结束后主应力等值线分布图Fig. 12 Isogram of principal stress excavation of 1[#] mining arear

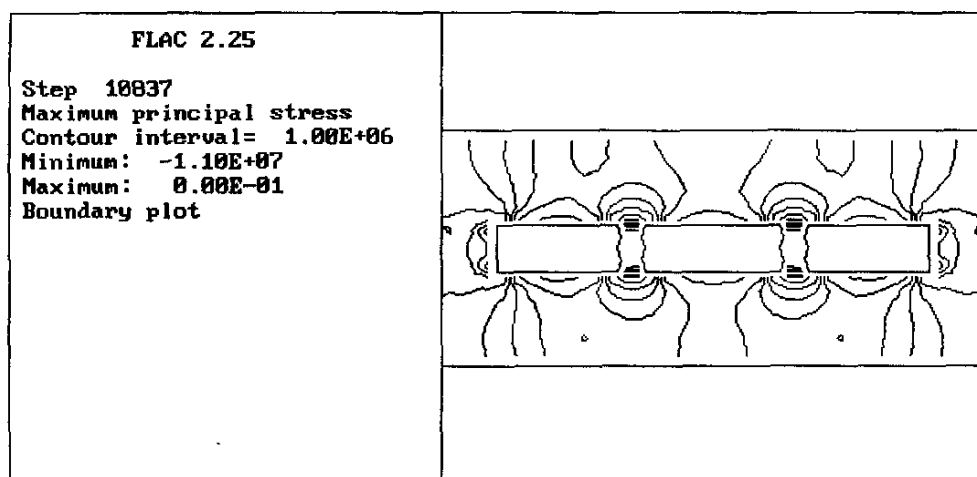


(a) 最大主应力

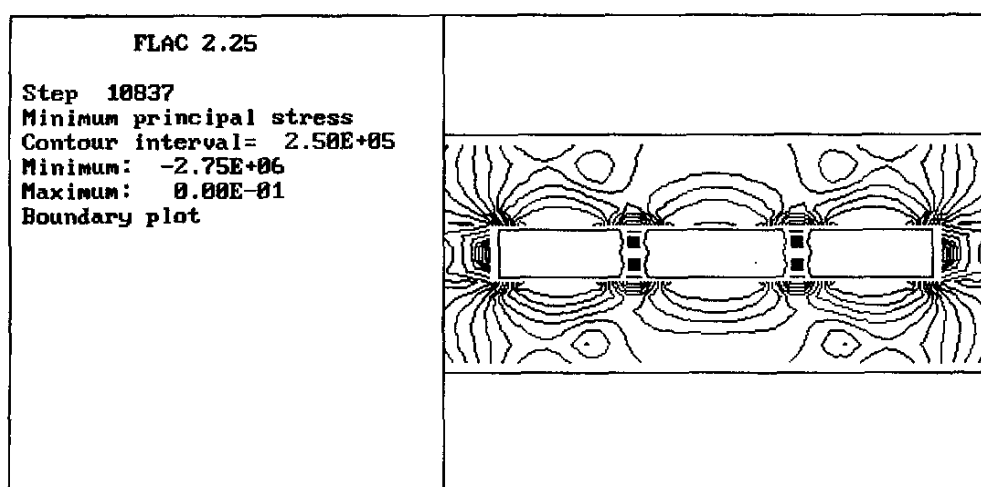


(b) 最小主应力

图 13 2[#]采场开挖结束后主应力等值线分布图Fig. 13 Isogran of principal stress excavation of 2[#] mining arear



(a) 最大主应力



(b) 最小主应力

图 14 3[#]采场开挖结束后主应力等值线分布图Fig. 14 Isogram of principal stress excavation of 3[#] mining arear

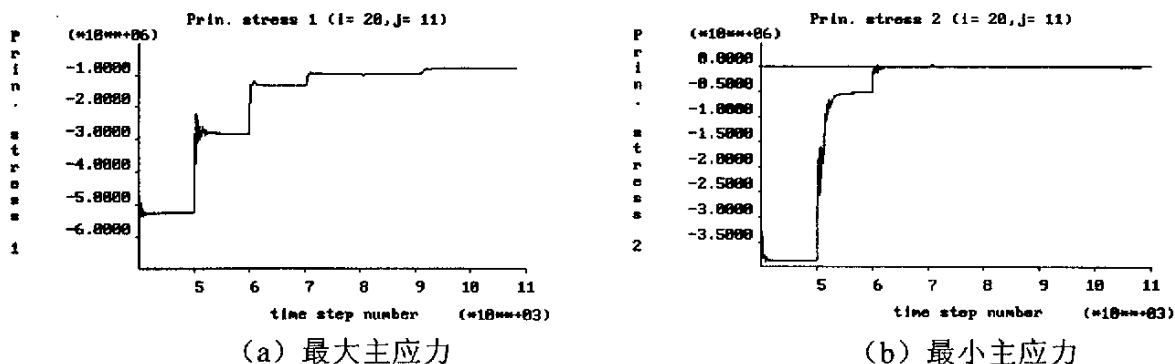


图 15 顶板中单元 (20, 11) 主应力历史曲线图

Fig. 15 Curve of principal stress about unit (20, 11) in roof

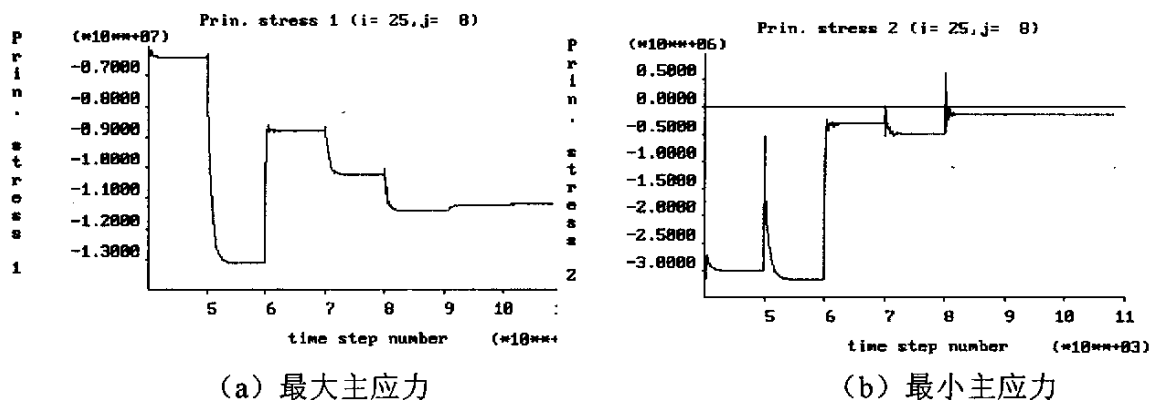


图 16 矿柱中单元 (25, 8) 主应力历史曲线图

Fig. 16 Curve of principal stress about unit (25, 8) in mining pillar

4.4.2 沿矿体倾向模型

沿矿体倾向剖面, 共进行了 7 步模拟开挖, 开挖顺序为凿岩巷开挖→III[#]-1→II[#]-1→I[#]-1→I[#]-2→II[#]-2→III[#]-2。每步开挖结束后均可获得相应的应力分布状态等结果。对于开挖后的应力状态, 重点研究第一分层拉开后和第二分层拉开后的采动效应和稳定性。图 17 为第一分层拉开后主应力等值线分布图, 图 18 为第二分层拉开后主应力等值线分布图。

由上述分析采场围岩及矿柱的力学形态和相应的采动效应、稳定性。

(1) 第一分层开采结束后采动区域力学状态特点

①最大主应力分布特征: ①在整个采场近顶、底板产生应力降低区, 比原岩应力降低 50% 以上, 紧贴采场部位的应力比原岩应力降低达到 70% 以上。顶、底板应

力呈拱形分布。②采场矿柱及采场顶、底板矿柱角点形成严重的应力集中，采场中上下两列矿柱中最大值分别达到-35MPa、-39MPa，上下角点分别达到 20MPa、25MPa。③采场中两采场矿柱承载随深度增加，最大主应力增加，反映了矿柱随深度增加承载增加。④采场中未出现最大主应力的拉应力，

②最小主应力的分布特征：①由整个采场应力分布看，最小主应力在采场顶、底呈“山”字形分布，每个采场上、下应力分布均呈拱形，与最大主应力形成应力拱。②矿柱部分及采场上下角点存在明显的应力集中，由上而下最小主应力最大值分别为 6MPa、7MPa、7MPa、8MPa，高出原岩应力 2 倍左右。③值得注意的是在采场顶、底板都出现拉应力，重点表现在 I[#]、II[#]采场顶板及III[#]顶、底板，II[#]中部拉应力达 2MPa，其它部位在 1MPa 以内。

(2)第二分层开采后应力分布状态特点

①最大主应力分布特征：最大主应力与第一分层开挖有相似之处。①在采空区上下盘形成应力降低区，比第一分层采后又有所降低，在顶、底板近采场处只有 2.5MPa，并呈拱形分布。②矿柱为应力集中主要部位，采场中上下两矿柱最大应力达到 35MPa、39MPa，在采场上下角点亦有明显的应力集中。

②最小主应力分布特点：①总的来看，在采空区上下盘最小主应力分布呈“山”字形分布，在每个采场上下应力形成拱形分布，并且应力降低区域范围同第一分层相比增大，近采场处应力降低程度较大；在采场顶板都出现与矿房同宽的大面积拉应力，尤其在 III[#]顶、底板都出现范围较大的拉应力，拉应力值小于 0.5MPa。③矿柱中存在较大应力集中，最大应力值在 5~8MPa 之间。

表 15 应力历史图中计算步数含义说明

Table15 Meaning of step number in stress historical map

计算步数 ($\times 10^3$)	5-6	6-7	7-8	8-9	9-10	10-11
开采阶段	III [#] -1	II [#] -1	I [#] -1	I [#] -2	II [#] -2	III [#] -2

(3)应力历史分析

对 III[#]顶板及采场中上部矿柱进行分析。

①顶板中(35, 13)的应力历史分析

顶板内取单元(35, 13)应力历史图(图 19)来分析其随采动的应力变化。由图 19 总的看，最大、最小主应力都有一个小的下降和一个大的攀升及小一些的攀升。在第一分层开挖到 II[#]采场时，III[#]顶板承受部分转移来的应力，反映在应力历史中即

最大主应力增大，起部分支撑作用；当 I[#] 第一层开挖后，迅速卸载，应力重分布，因此有一急剧下降，随后趋于平稳，当采到 III[#]-2 时，最小主应力再次释放回落，而最小主应力最终越过 0 值线变为较小的拉应力。由此可见，该单元是逐渐减小释放的，但有趋于变为拉应力从而破坏的趋势。

②矿柱中单元(19, 18)的应力历史分析

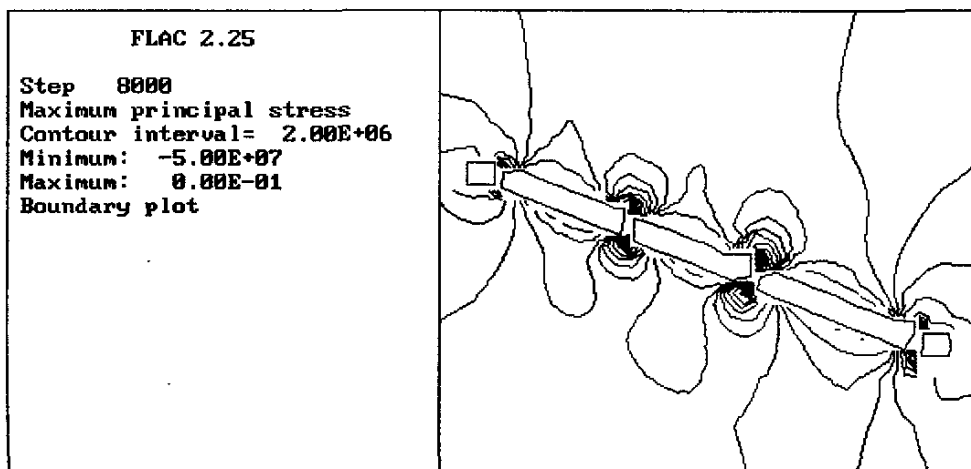
如图 20，可见第一分层开挖期间，最大、最小主应力都呈增长态势，在开挖 I[#]-2，最大主应力降低 5MPa，最小主应力降低 4MPa，波动值达 6MPa，峰值表现为 1MPa 的拉应力。此后应力又随 II[#]-2 开挖而升高，矿柱起明显的支撑作用，支撑由于 II[#]-2 开挖转移来的应力。之后应力态势平稳。总的看来，矿柱中应力随开挖计算步数是波动的，但总的趋势是趋于增大的，表明矿柱的支撑作用明显。

(4)分析评价

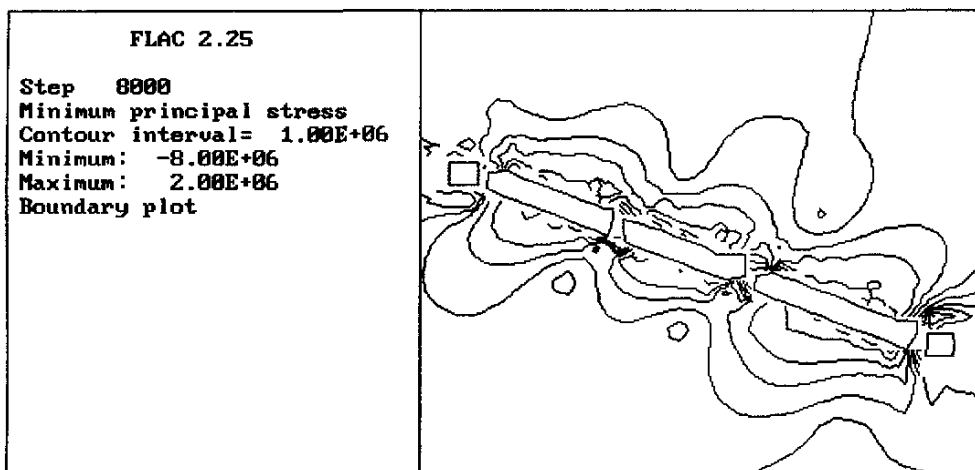
由以上分析知，在沿倾向模型中，整个开挖过程中，都会在顶、底板中形成应力降低区，降低程度不同，但都能在相应矿房顶、底板形成应力拱保护层，有利于采场的稳定，但在局部尤其 III[#] 采完后拉应力区较大，需及时处理；矿柱起明显的支撑作用，在矿柱及采场角点应力集中较大，需在开采过程中及时维护。

综合分析评价及建议：

通过对两个模型的模拟结果分析，可以看到不管从走向、倾向哪个方向模拟，结果都显示，在开采期间，采空区上、下盘(顶、底板)都会形成较大范围的应力降低区。伴随而来的是会出现局部的拉应力区，从与抗拉强度比较来看不会产生破坏，但仍是导致顶板破坏的隐患，需及时监测、处理。在矿柱及采场角点一般存在相当大的应力集中，尤其在采场矿柱中集中程度更为严重，应力最大值超过原岩应力的几倍，最大主应力方向一般为铅直，最小主应力方向为水平，矿柱呈现明显的支撑作用，为采场结构稳定性的重要因素，因此采场中相应位置必须留足矿柱并及时维护。



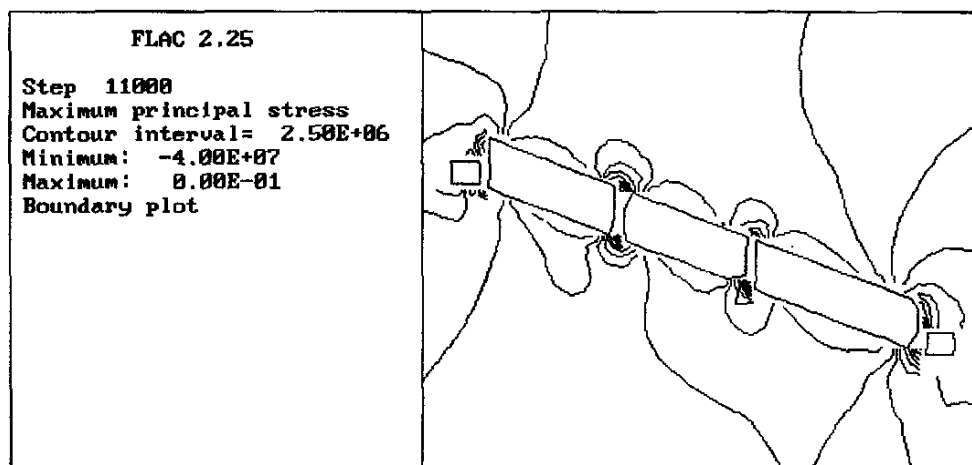
(a) 最大主应力



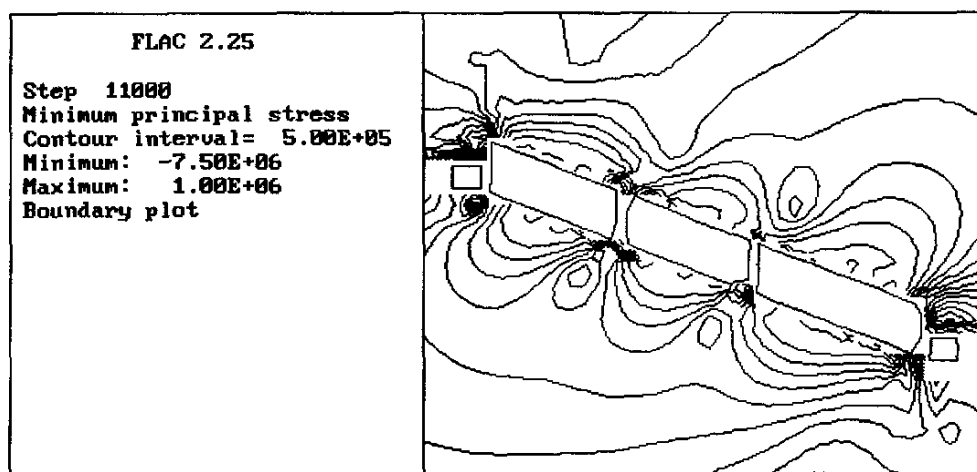
(b) 最小主应力

图 17 第一分层开挖结束后主应力等值线分布图

Fig. 17 Isogram of principal stress after excavation of the first stratify



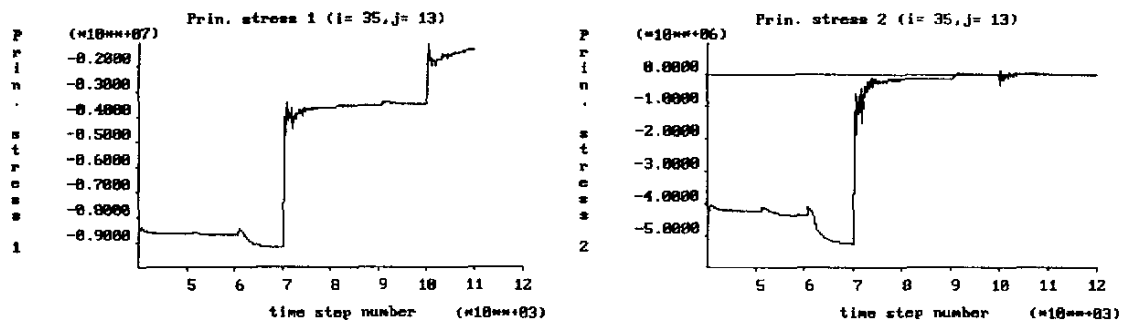
(a) 最大主应力



(b) 最小主应力

图 18 第二分层开挖结束后主应力等值线分布图

Fig. 18 Isogram of principal stress after excavation of the second stratify

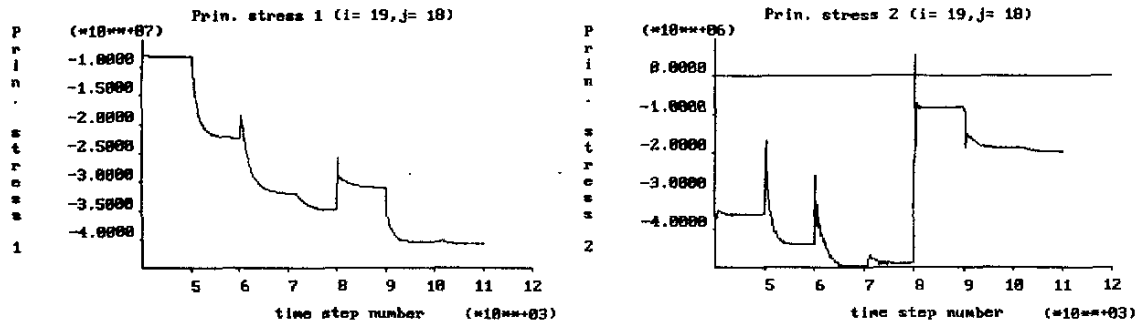


(a) 最大主应力

(b) 最小主应力

图 19 顶板中单元 (35, 13) 主应力历史曲线图

Fig. 19 Curve of principal stress about unit (35, 13) in roof



(a) 最大主应力

(b) 最小主应力

图 20 矿柱中单元 (19, 18) 主应力历史曲线图

Fig. 20 Curve of principal stress about unit (19, 18) in mining pillar

结 论

金厂峪金矿难采矿体采矿过程中顶板稳定性的研究工作,取得了较为满意的效果,从理论和实践上丰富了该类矿床开采的知识库。金厂峪金矿已有 60 多年的开采历史,现已进入末期,资源紧张的矛盾日益突出,所以有效地回采边角矿体和难采小矿体已是金厂峪金矿延长矿山寿命、提高矿山经济效益的最有效途径之一,该研究正为这一问题解决提供了一套可行的办法。

1. 本文研究对象为金厂峪金矿难采矿体,具体赋存条件是:矿体倾角 $24^{\circ} \sim 31^{\circ}$, 平均 26° 左右;矿体厚度 $2 \sim 4\text{m}$, 矿量 11677t , 平均品位 6.48k/t ;矿体主要受断层控制,断层多而大,直接顶板不稳固;采场周围有采空区,试验矿块位于应力集中区。从地质和开采条件看,试验采场矿体是一种属于顶板不稳固的缓倾斜薄、中厚难采矿体。

2. 本文根据上述矿山现实条件提出了用房柱法回采,分两层逆向、顺向推进留间断矿柱的采矿方法。第一层以切割上山为自由面,将矿房底部逆向全部拉开;第二层以挑顶爆破方式顺向采完。

3. 采用块体理论分析顶板的稳定性,确定试验矿块结构参数,矿块长 40m , 两侧各留 4m 间柱,矿块高 20m , 矿块中沿走向划分矿房和房间矿柱,矿房宽 8m , 每个采场 3 个矿房,矿柱尺寸为 $4 \times 3\text{m}^2$, 矿柱走向间距 8m 。

4. 用超声波测试仪探测岩石顶板松动圈的厚度为 $20 \sim 30\text{cm}$, 共有 9 条断层切割矿块,形成 4 个楔形体;采用声发射仪监测顶板稳定性状态,可知回采过程中声发射处于较低水平,回采安全。

5. 运用拉格朗日元法对试验采场顶板的稳定性进行数值模拟,可知在矿房顶、底板形成较大范围的应力降低区,是顶板破坏的隐患,需要及时监测、处理。矿柱起明显的支撑作用,是采场结构稳定性的重要因素。

6. 安全、高效地回采了试验矿块,取得了较好地经济效益和社会效益。试验矿块回采率为 92.83% , 贫化率 9.26% , 采准系数 25.36% 。这些指标大大优于金厂峪金矿以前用其它方法回采类似条件矿体的指标,也优于全国类似条件矿体开采的平均指标。

金厂峪金矿还有类似条件的矿体 5 万吨左右,而且类似条件的矿体在我国储量也相当大,该研究具有较大的推广价值。

参考文献

- [1] 蔡美峰.中国金属矿山 21 世纪的发展前景评述[J].中国矿业,2001,10 (1) :11-13
- [2] 朱训.世纪之交的中国矿业.见:第六届全国采矿学术会议论文集. 山东,1999
- [3] 焦玉书.世纪之交 中国冶金矿山的发展. 见:第六届全国采矿学术会议论文集.山东,1999
- [4] 周君才,郑星.当今难采矿体地下采矿方法的科研方向[J].云南冶金,2002,31 (3) :15-17
- [5] 周君才等.难采矿体新型采矿法[M].北京:冶金工业出版社,1998
- [6] 柴建设,甘德清,徐东强等.金厂峪金矿难采矿体采矿方法的试验研究[J].金属矿山,2000, (6) :18-19
- [7] 王连荣.我国有色矿山生产形势及发展方向[J]. 湖南有色金属,2000,16(5):4-8
- [8] 崔岱.我国黄金和有色金属地下矿山采矿工艺现状及其发展趋势[J].黄金,1998,19 (4) :14-19
- [9] Hylbert DV.Developing geological structural criteria for predicting unstable mine roof rocks[A].Bumines Open File Rept 9-78[C],United States DEpartment of the Interior,1977
- [10] 阳雨平,吴爱祥.浅析国内缓倾斜中厚矿体回采现状及进展[J].黄金,2002,23 (1) :14-16
- [11] 黄胜生.国内外缓倾斜中厚矿体采矿方法现状[J].矿业研究与开发,2001,21 (4) :21-24
- [12] 张强,祝方才,李夕兵.爆力运矿采矿方法进展[J].有色金属(矿山部分),1998,(5):13~16
- [13] 李俊平,陈咏洲.房式采矿法开采倾斜、缓倾斜矿体降低矿石损失的有效途径[J].化工矿物与加工,2003, (6) :34-36
- [14] 陈伟展.论黄金矿山地下采矿工程的实践与发展趋势[J].黄金,2001,22 (12) :12-14
- [15] 陈伟展.论黄金矿山地下采矿工程的实践与发展趋势[J].黄金,2001,22 (12) :12-14
- [16] 桑守勤,许新启,刘强.难采矿段矿体合理采矿法的试验研究[J].采矿技术,2001,1 (2) :42-45
- [17] 《采矿手册》编委会.采矿手册第二卷[M].北京:冶金工业出版社,1990

- [18] 张兆林,张金,林永新.第四系下缓倾斜中厚矿体采矿方法的初步研究[J].金属矿山,2002,(10):17-19
- [19] 靳社英,鲁洪军.鑫汇金矿缓倾斜中厚矿体的采矿新工艺[J].采矿技术,2003,3(2):36-38
- [20] 王宁.缓倾斜极薄矿脉采场结构参数和回采顺序优化研究[J].金属矿山,1999,(2):12-16
- [21] 李江.西石门铁矿南区难采矿体采矿技术攻关和应用[J].金属矿山,1997,(8):10-13
- [22] 方祖烈,马明军.缓倾斜中厚矿体的分盘区开采技术[J].化工矿山技术,1997,(2):9-14
- [23] 韩洪江.大庄子金矿采矿方法探讨[J].有色矿山,2001,30(4):10-13
- [24] 任建国等.江西铜业公司矿区远景资源勘探与利用研讨会论文集[C].江西铜业公司科协,1998
- [25] 鑫汇金矿,长沙矿山研究院.大庄子金矿缓倾斜中厚矿体盘区高效开采技术研究[R].2002-9
- [26] 于言平,许广成.小官庄铁矿复杂难采矿体开采技术研究[J].金属矿山,2003,(6):4-7
- [27] 陈孝华,戴云鸥.缓倾斜难采矿体采矿方法研究[J].世界采矿快报,1999,15(11/12):38-41
- [28] Steben B.Valine,James E.Wennen fine screening in mineral processing operations,Proceedings of mineral processing plant design Vancouver, 2002:10
- [29] Ang A,Tang W H. Probability concepts in engineering planning and design.Vol.2 Decision,Risk and Reliability.John Wiley and Sons,Inc.New York,1984
- [30] Augusti G,Baratta A,Casciat F.Probabilistic methods in structural engineering.London:Chapman and Hall,1984
- [31] 周麟.房柱采矿法采场顶板的可靠性分析[J].金属矿山,1998,(1):17-20
- [32] 党建印,郑建明,孙豁然.FLAC 在东坪金矿空区处理中的试验研究[J].有色矿冶,2001,17(6):5-8
- [33] 朱湘平.131 矿体采空区顶板稳定性研究[J].金属矿山,2003,(9):13-15
- [34] 王彦武.人工柱锚杆房柱法顶板稳定性问题探讨[J].中国锰业,1998,16(3):20-23

- [35] Butt S D,Mukherjee C,Lebanns G.Evaluation of acoustic attenuation as an indicator of roof stability in advancing headings[J].International Journal of Rock Mechanics and Mining Science, 2000,37:1123-1131
- [36] 祝方才,潘长良,曹平等.冬瓜山矿床开采方案优化的数值模拟研究[J].化工矿物与加工,2001,(3):15-17
- [37] 曹胜根,钱鸣高,缪协兴,刘长友.综放开采端面顶板稳定性的数值模拟研究[J].岩石力学与工程学报,2000,19(4):472-475
- [38] Wang,S. Lu.Deformational behavior of roadways in soft rocks in underground coal mines and principles for stability control [J].International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences,2000,37:937~946
- [39] 凌标灿,彭苏萍,孟召平.采场顶板稳定性动态预测及控制研究[J].工程地质学报,2003,11(1):44-48
- [40] Barton,N. Lien,R. and Lunde,L. Eng.Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support[J].Rock Mechanics,1974,6:189~236
- [41] Rajendra Singhand T.N.Singh.Ivestigation into the behaviour of support system and roof strata during sublevel caving of a thick coal seam[J].Geotechnical and Geological Engineering, 1999,17:21~35.
- [42] 李豪.应用岩体声发射技术监测采场顶板稳定性的研究[J].工业安全与防尘,1999,(9):20-23
- [43] 李俊平.声发射技术在采矿工程中的应用[J].工业安全与防尘,2000,1(1):32-35
- [44] 黄仁东,余键,徐国元.声发射技术在湘西金矿深井安全开采中的应用[J].中国安全科学学报,2004,14(1):101-103
- [45] 吴壮军.声发射技术在采场冒顶中的应用[J].云南冶金,2000,29(6):1-3
- [46] J. A. Dubinski & B.Syrek.Modification of rock mass actibitu by roof control. Geomechanics96,Rakowski(ed.),[A]1997Balkema,Rotterdan,ISBN9054109211[C],1997:3-8
- [47] 黄沛生,赵刚.岩体声发射监测定位系统在凡口铅锌矿的应用[J].矿冶,1998,7(9):14-17
- [48] 赵奎,蔡美峰,饶运章等.某金矿残留矿柱回采的稳定性研究[J].有色金属,2003,55(2):2-5

- [49] 赵伏军,李夕兵,赵国彦.新城金矿采场锚喷支护稳定性分析[J].中国矿业,2002,11(5):56-58
- [50] 张世雄,曾国柱,任高峰.房柱法房间矿柱回采的研究[J].铜业工程,2003,(4):9-13
- [51] E.Hoek,E.T.Brown.岩石地下工程[M].北京:冶金工业出版社,1986
- [52] R.E.Goodman,G.Shi,Block Theory and Its Application to Rock Engineering[M]. PrenticeHall,Inc.,1985
- [53] User's Manual of FLAC, ITASCA Consulting Group. Inc. 1987
- [54] Coetzee M. J. etc. FLACBASICS,ITASCA Consulting Graup Inc, 1993
- [55]FLAC-3D(Fast Lagrangian Analtsis of Continua in 3 dimensions),version 2.0,users Manual[K].USA:Itasca Consuliting Group, Inc.,1997
- [56] Itasca Consulting GroupInc. FLAC-Fast Lagrangian Analysis of continual[M]. Version 3.20,1992:1-70
- [57] 高谦,苏永华,苏靖.地下矿山工程围岩稳定性模糊动态聚类分区.[J]工程地质学报,1997,5(3):205~211

致谢

本论文的研究工作是在导师李富平教授的悉心指导下完成的。从论文的选题到最后成文的每一个环节李教授都提出了宝贵的指导意见，并对论文进行了细致的审稿工作。李教授高度的责任心和严谨的治学精神，使我在专业知识、科研能力和论文撰写方面都有了很大的提高。在此向导师李富平教授表示衷心的感谢。

在本项研究中，得到柴建设教授、徐东强教授、吕广忠教授、张志礼教授、王儒教授、王志国副教授以及金厂峪金矿温军锁、黄玉柱、彭永池等同志的大力支持和帮助，在此一并表示真诚的谢意。

值此论文完成之际，谨向所有关心、支持并给予帮助的领导、老师和同学们致以崇高的敬意和衷心的感谢。

最后，衷心感谢在百忙中抽出时间为本论文的评审工作付出辛勤劳动的各位专家。

导师简介

李富平 男，1965 年 4 月生于河北省涿鹿县，河北理工大学教授，博士，硕士生导师。中国金属学会采矿分会理事，唐山市土地学会理事。1991 年毕业于昆明理工大学，获采矿工程工学硕士学位，同年到河北理工大学从事教学与科研工作。2004 年于北京科技大学获采矿工程工学博士学位。参加工作以来，一直致力于有关矿业灾害与生态重建方向方面的教学与科研工作。先后完成纵横向科研课题 30 余项，其中获河北省科技进步二等奖 1 项，三等奖 2 项；获唐山市科技局等厅局级科技进步奖 6 项。在国内学术期刊上发表学术论文 50 余篇；出版学术专著 2 部；完成教学研究成果 3 项，其中获河北省优秀教学成果一等奖、二等奖各 1 项；2004 年入选河北省“三三三”人才工程(第二层次)；2004 年获唐山市第四届青年科技奖，唐山市第六届优秀青年奖。

作者简介

宋继勋 男，汉族，1972 年 7 月出生于河北省滦南县，河北理工大学学生处副处长，高级政工师，双学士。1994 年 7 月毕业于唐山工程技术学院，获采矿工程工学学士学位。同年到河北理工大学从事教育管理、教学工作。2000 年 6 月毕业于河北大学，获思想政治教育法学学士学位。参加工作以来，一直在学生处从事教育管理、教学工作，发表多篇论文，多次受到省、校奖励。

联系电话：13930502578

学位论文数据集

难采矿体, 采矿方法, 顶板稳定性, 数值模拟		[受控主题词]	TD853
440.35	HBLG05---00106	公开	[资助基金项目]
河北理工大学		硕士	
金厂峪金矿难采矿体采矿采矿过程中的顶板稳定性研究	[交替题名(可不填)]	中文	
资源形式 [文本(√)] [图像(√)] [视频()] [音频()] [其他()]			
推荐形式 application/msword; application/pdf			
宋继勋	河北理工大学	10081	
采矿工程	矿山岩石力学	2.5 年	
2005 年 1 月 15 日	[著者声明(可不填)]		
李富平	教授	河北理工大学	
唐山市新华西道 46 号	063009		
[答辩委员会主席(可选)]	[评阅人(可选)]	[答辩会成员(可选)]	2005.3
河北理工大学		唐山	
工学硕士	2005 年		
66	[开本(可选)]		
注: 共 37 项, 其中标明(可选)项可不填, 必填数据 24 项。			