“露天煤矿安全高效绿色开采”科研成果转化
《采矿学 B》教学案例

能源学院

马力

马力，能源学院，副教授

目　录

案例 1：露天煤矿高台阶抛掷爆破剥离技术
案例 2：露天煤矿台阶深孔爆破效果控制方法
案例 3：高陡台阶抛掷爆破参数设计与优化方法
案例 4：基于智能算法的爆破效果预测方法
案例 5：边坡稳定性评价
案例 6：露天煤矿陡帮开采关键技术
案例 7：近水平多煤层露天矿横采内排开采程序
案例 8：分区内排露天煤矿压帮内排留沟高度及模式优化
案例 9：露天煤矿内排土场生态修复表土防渗层重构
案例 10：露天煤矿采区划分及转向理论与方法

摘要

本案例库聚焦露天煤矿安全高效绿色开采科研成果向《采矿学 B》教学内容的转化，涵盖10个方面案例。从高台阶抛掷爆破剥离技术的产生背景、适用条件、爆破类型及机理，到台阶深孔爆破效果控制涉及的岩石破碎机理、影响因素和参数设计方法；从高陡台阶抛掷爆破参数的确定与优化，到基于智能算法的爆破效果预测；从露天煤矿边坡稳定性分析与模拟，到陡帮开采、横采内排、压帮内排开采相关技术，再到内排土场生态修复和采区划分及转向等内容。全面深入地展示了露天煤矿开采各关键技术的原理、方法、影响因素及其应用与优化，为采矿工程专业教学与实践提供丰富全面的知识体系，有助于提升学生对露天煤矿开采技术的理解与应用能力，推动行业技术发展。

关键词：露天开采技术　爆破　边坡稳定　生态修复

背景信息

在全球能源格局持续演变以及我国经济快速发展的大背景下，露天煤矿开采在我国能源产业中的地位愈发凸显。近年来，我国露天煤矿开采事业蓬勃发展，特别是在新疆、内蒙、云南等地区，凭借丰富的煤炭资源储备，露天煤矿已成为煤炭供应的重要来源之一。随着矿山机械设备制造能力的不断提升、露天开采工艺的持续创新以及开采技术水平的日益提高，露天煤矿开采在实现高效生产、保障能源安全方面发挥着越来越重要的作用。

然而，露天煤矿开采在发展过程中也面临着诸多复杂的技术和管理难题。例如，在高台阶抛掷爆破环节，如何精确控制爆破参数以实现最佳抛掷效果并降低成本；在边坡稳定性维护方面，怎样应对复杂地质条件和开采活动对边坡安全的威胁；如何优化开采程序以提高资源回收率和生产效率；怎样合理规划内排土场以实现土地资源的有效利用和环境保护；以及如何科学划分采区以保障开采作业的有序进行等。这些问题的解决需要大量专业人才，他们不仅要掌握扎实的理论知识，还需具备丰富的实践经验和创新能力。

在采矿工程教育领域，2008 年，汪理全教授等主编的《采矿工程案例》聚焦井工开采煤矿，阐述了煤矿事故分析的理论与方法，以及部分典型案例和开采成功案例，还涵盖了事故防治技术和采煤安全质量标准化管理等内容；2012 年，屠世浩教授主编的《现代采矿工程案例》收集了众多井工开采的矿井开拓、准备方式、采煤方法及巷道支护等案例，对井工开采教学起到了重要的支撑作用。但不可忽视的是，当前围绕采矿工程专业本科教学的案例资源主要集中于井工开采方向，针对露天开采方向的案例相对匮乏，尚未形成系统全面的露天开采案例库。

为了适应露天煤矿开采行业的快速发展，完善采矿工程专业的教学结构，我校新设立了露天开采方向。为构建科学合理的教学体系，培养符合行业需求的创新型人才，建设“露天煤矿安全高效绿色开采”教学案例库。该案例库将整合露天煤矿开采领域的最新科研成果与实际工程经验，涵盖爆破技术、边坡稳定、开采程序、内排土场优化和采区划分等核心教学内容。通过这些案例，学生能够深入了解露天煤矿开采的全过程，掌握应对各种实际问题的方法和策略，提升实践操作能力和创新思维。这不仅有助于提升我校采矿工程专业的教学质量，满足露天开采方向教学需求，还将推动产学研融合的教学模式发展，为露天煤矿开采行业培养更多高素质专业人才，促进我国露天煤矿事业的可持续发展。

案例库建设过程中，我校采矿工程专业 2022 级的倪魏杰、杨明、秦子轩、胡盛炫、张家直、陈博、吴泽戎在资料收集、编撰过程中付出了大量努力，在此表示感谢！

（一）案例 1：露天煤矿高台阶抛掷爆破剥离技术

1.案例简介

（1）技术背景与适用条件

深孔抛掷爆破剥离技术最初是 60 年代初期，在美国的 McCoy Coal 矿进行尝试，该矿覆盖物厚度为 60~80 英尺，抛掷爆破能把 40%的覆盖物抛到采空区。后来，在一些年产 10 万吨以下小型露天矿进行应用，没有取得很好效果，故没有进一步研究发展。

到了八十年代初期，美国、澳大利亚等国家的许多露天矿面临剥采比增加，剥离费用升高，煤价又年复一年地降低，许多矿山已不再盈利。这样，迫使矿山经营者采用各种方法来降低剥离费用。例如，采用大型剥离设备和炸药剥离覆盖物。最终发现，采用廉价的炸药剥离覆盖物最经济。可利用炸药将 30~65％的覆盖物直接抛掷到采空区，不再进行二次处理，剥离费用降低 30％以上。

抛掷爆破剥离的优点：

（1）增加产量无需再添加设备，也可以说，采用抛掷爆破剥离技术，可利用较小设备来达到目前产量。

（2）当剥采比增大时，利用此技术，通过相同设备可维持目前产量。

（3）一旦了解此方法的原理，就容易产生效益。

（4）可适用于多种条件。可适用于露天煤矿、采石场、磷酸盐露天矿等露天矿；对于煤矿来说，可适用于水平煤层、缓倾斜煤层、单煤层、多煤层。

自八十年代初，美国、澳大利亚等露天煤矿争先恐后地试验采用此技术，经过近二年试验研究，取得了一些成果。形成了抛掷爆破－拉铲、抛掷爆破－推土机、抛掷爆破－电铲－卡车等多种剥离工艺。目前，还有加拿大、印度、约旦等许多国家的露天矿都采用爆破剥离技术。

抛掷爆破能大幅度降低剥离费用，八十年代在美国、澳大利亚等国相当流行，经过近两年研究发展，发现此技术并不一定适用于所有露天矿，决定是否采用抛掷爆破的是矿山的地质条件，即煤层倾角、覆盖物的厚度与覆盖岩石的类型。

抛掷爆破剥离技术要求煤层是水平或缓倾斜，覆盖物厚度必须大于 35 英尺，覆盖岩石的裂隙、层理不发育，否则，将使爆轰气体泄漏，极大影响抛掷效果，甚至不能采用抛掷爆破。

（2）抛掷爆破类型

□单一水平煤层抛掷爆破

宾夕法尼亚州（Pennsylvania）的煤层近似水平，但是大多数埋藏较深，通常 0.6~1.5m 的煤层之上有 12.2~30.5m 的覆盖物，剥采比高达 20：1，用传统的剥离方式进行开采，矿山已无利可图。1980 年 1 月，Avery 煤炭公司决定在其 BigRun 矿进行抛掷爆破剥离覆盖物的试验。

在 BigRun 矿，煤层厚度为 1.2 m，覆盖岩石为 24.4m，主要为砂岩、硬页岩，还有一很薄无法回收的煤层。炮孔为垂直的，孔径为 171mm，炮孔钻到煤层上部，然后回填 0.6m，采宽为 27.4m，孔距为 5.5m，排距为 4m，多数情况下每次爆破 7 排约 90 个炮孔。起爆方式为反向起

爆（起爆药包放于孔底）。孔下部装高能炸药，孔底先装一个带有延期雷管的起爆药包，然后再装 4~5 个乳化炸药包。如果后排阻力大，可适当多装些。当孔下部高能炸药装完之后，如果孔是干燥的，就用炸药车装散装的铵油炸药（ANFO）；如果孔是潮湿的，就装高密度铵油炸药（ANFO HD）或重铵油防水炸药（Power AN）。炮孔堵塞长度平均为 4m。炸药单耗为 0.77kg/m。

爆破效果是 60%的覆盖物被抛到采空区，无须再处理，用拉铲处理剩余的 40%覆盖物。

□多煤层抛掷爆破

Colowyo 矿位于科罗垃多州（Colorado）西北方向，是西部最大露天煤矿之一，有 8 煤层，上部三煤层的覆盖物用电铲－卡车剥离，下部 5 层覆盖物用拉铲剥离。1985 年，年产 300 万吨，开采深度为 122m，煤层向下倾斜 6%，几乎与地面斜坡平行。煤层厚度为 1~4.3m，总的煤层厚度为 18.3m，总的剥采比 6.5：1。

上部 3 煤层覆盖物，用 3 台钻机钻孔。孔径为 250mm，进行原地松动爆破，电铲－卡车剥离。最上 Y 煤层的覆盖物为 11m，第二煤层（X 煤层）覆盖物厚度为 33.5~40m，第三煤层（A 煤层）覆盖物为 9~12.2m，剥采比约为 10：1，采场到矸石堆距离为 2438m。

在 A 煤层回收之后，剩下 B、C、D、E、F 这 5 个煤层，煤层厚度分别为 2m、1.7m、3.4m、2.3m、1.2m，剥采比为 5：1。B 煤层的覆盖物较厚，平均为 19.2m，采用抛掷爆破与拉铲进行剥离。

炮孔孔距为 8m，排拒为 5.5m，钻孔钻到 C 煤层，然后回填 1.8m，炮孔平均深度为 19.2m。为获得较多抛掷量，前排孔采用倾斜炮孔，倾角 10~15°（与垂直方向夹角）。前排孔由垂直孔变为倾斜孔后，抛掷量由 38%增加到 45%，在炮孔深度为 23m 地方，抛掷量可达 60%。前排孔每孔装 612.34kg 的 Power AN 2400 型炸药（混合炸药，24%乳化炸药和 76%铵油炸药），堵塞长度为 7m。第二排，每孔装 666.8kg 的 Power AN 2400 型炸药，3~8 排孔底装 6m 的 Power AN 2400 型炸药，然后再装散装铵油炸药，堵塞长度为 5m。在特别潮湿炮孔或小于 15m 的浅炮孔全装 Power AN 3000 炸药（30%乳化炸药和 70%铵油炸药）反向起爆。1~8 排排间延时间隔依次为 25ms，42ms，65ms，90ms，90ms，115ms，180ms。

为了提高抛掷量，保证台阶面平整，还采用了预裂爆破。预裂爆破还具有疏干排水作用。炮孔直径 250mm，间距 3m，每孔装药量 45~90kg，不需要堵塞，同时起爆。

□倾斜煤层抛掷爆破

Trapper 矿是山坡露天矿，高度从海拔 1981~2255m，平均坡度 15%，煤矿坡度 16%，有 3 台 Page 752 型 23m3 拉铲，每年产 230 吨次烟煤（黑色褐煤）供给 Craig 发电厂。

1983 年，Trapper 矿在其 Derriger 采坑和 Enfield 采坑实施抛掷爆破剥离技术，结果表明，34%覆盖物被直接抛到采空区。以 Enfield 采坑为例，此采坑采用 Spoil-Side Dip-Line Stripping Works With Cast Blasting 方法剥离。单煤层，采坑宽 46m，长 1100m，覆盖物厚度 15~46m，由中等硬度砂岩、页岩、粉砂岩组成，开采的煤层标号为 Q 煤层，平均厚度 3.7m。用一台 Bucyras-Erie 45-R 电动钻机钻孔，孔径 270mm，炮孔倾角 18°。

由于坡度较大，抛掷爆破为台阶式，台阶宽度 9m，排拒是变化的。炮孔回填 2.7m，每次爆破范围 152~213m。特别潮湿的炮孔装乳化炸药，一般潮湿装套筒铵油炸药，堵塞长度 6m，单

耗 0.6~0.7kg/m3。

□抛掷爆破回填旧采坑

1972 年，俄亥俄州通过一项法律，规定露天矿复垦后，禁止留下高边坡，土地要回复到开采前的大致形状。

Consol 公司在 Cadiz 地区有四个露天矿，电铲作为主要剥离工具。但是，不能有效回填旧采坑。此前，主要用推土机或拉铲回填旧采坑，回填费用较高。Consol 公司发明了使用抛掷爆破回填旧采坑的方法。

Consol 矿，在覆盖物上钻孔，使用抛掷爆破，把一部分覆盖物抛到旧采坑，然后借助推土机的帮助，形成 12/20 的坡面。这符合俄亥俄州的复垦法律。该法律规定，从坡顶向下的角度不能超过 20°，从坡底到另矸石堆的角度不能超过 12°。一般采坑底宽 20~26m，边坡高度 29m，矸石堆高度 27.5m。通常钻三排孔。第一排炮孔深度为 11m，第二排炮孔深度为 12m，第三排炮孔深度为 14m。孔间距 6.4m、排拒为 7m，每次爆破 100 个炮孔。抛掷到旧采坑的矸石高度为 7.6~12.2m，然后用推土机进行后续作业。

（3）平面药包爆破岩石抛掷机理

□平面药包法爆破岩石的特点

在岩石抛掷爆破时，力求获得最大的抛掷效果，在所有已知的爆破方法当中，最有效的是平面药包法。理想的平面药包一般理解为药包的长度和宽度比厚度要大得多。例如，理想的平面药包应该使用炸药构成的薄片体。在矿山岩石抛掷爆破中，这种平面药包法是很难实现的，通常以等效的峒室或炮孔装药法来代替，这些药包布置在同一平面上的距离不超过某一极限值。爆破时这种平面装药法每个药包的压缩波在一定的距离内叠加成一个波，继而，这个波平行于药包布置平面传播，而且使介质产生与理想平面药包爆破相同的规律而运动。

平面装药法采用多个峒室装药或多个炮孔装药，在建设路堑和露天矿台阶爆破中得到了较好的应用。在最小抵抗线长度与药包直径和孔距成一定比例时，爆破的岩石将沿着炮眼药包排列的平面崩落，并垂直于这个平面运动。

平面药包法的主要优点在于平面药包爆破时，岩石将沿着岩体临空面的法线方向运动，而这就显著的提高了抛掷定向性和密集性的爆破特征。

抛掷定向性以定向系数的大小表示，向指定方向抛掷的岩石量与临空面上爆松抛出岩石总量成等比关系。

抛掷密集性是以从临空面上抛进设计规定堆积范围内的部分爆破下的岩石体积表示的。这个指标用密集系数的大小表示，密集系数等于抛掷在预定堆积范围内的岩石体积与由临空面上爆下的全部岩石体积之比。

如图 1-1 所示山坡地形峒室和平面药包爆破，在这种情况下，峒室药包要预先在岩体中开凿装药峒室，平面药包法则在一个平面上布置平行装药炮孔。图中虚线所示为峒室药包爆破抛掷岩石的运动抛物线，实线为平面药包爆破岩石运动抛物线，峒室和平面药包法装药量相等。峒室爆破抛出的岩石向各个方向飞散，因而相当大的一部分岩石还遗留在露天矿的境界内。在临空面的轮廓内，如图 1-1 所示，峒室药包爆破仅把在三角体 BOC 范围内的岩石体抛至露天矿

境界以外。同时向左边抛出的岩石也形成岩石堆。平面药包爆破下的岩石按预定方向抛掷成密实体。这是由于在这种情况下，岩石最初飞散方向是与平面药包的基面垂直的。如果改变药包与水平面的夹角或者改变在这种情况下所需要的装药量，爆破的岩石就能够获得所要求的距离和规定的方向。

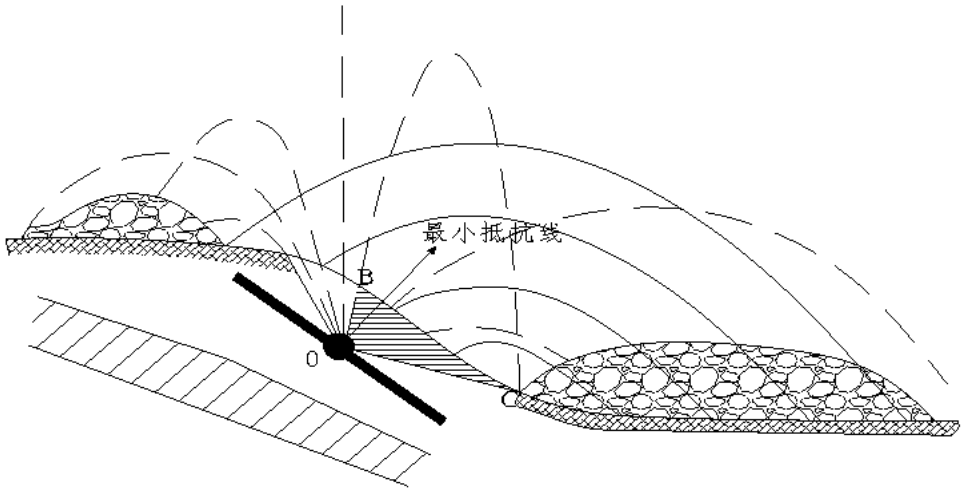


图 1-1 山坡地形等量药包的平面和峒室爆破时岩石抛掷方式

□平面药包法爆破岩石抛掷原理

在相同条件下（装药量相等、岩石相同和药包埋置深度一样），平面药包法的爆破有效作用系数比集中药包爆破更大一些。这是由于平面药包爆破，除不大的边界区体积以外，其余全部爆破下的岩石体积均产生等速运动（图 1-3a）。在同样的条件下，峒室药包爆破（图 1-2）由于摩擦力的作用，速度梯度值有很大不同，因而使向前运动的能量转变为热能和塑性变形，降低了峒室药包爆破的有效作用系数。

计算证明，平面药包法能够以相对较少的单位炸药消耗量将大量岩体搬运到较远的距离。

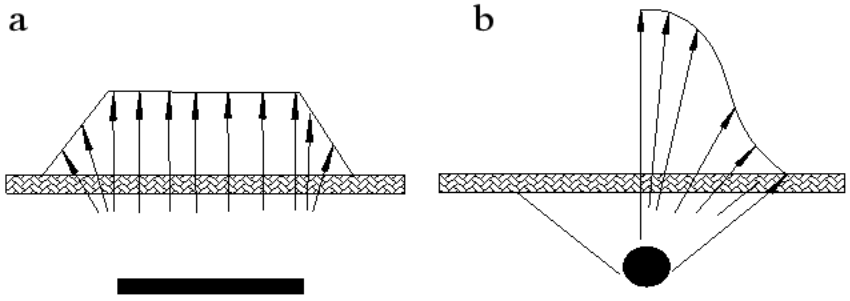
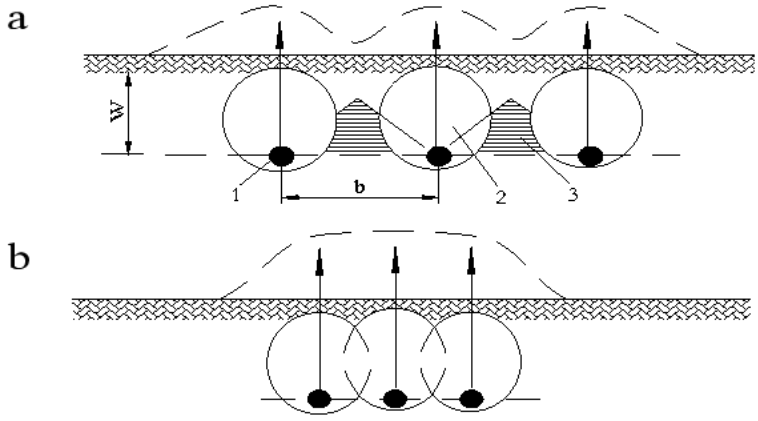


图 1-2 装药量相等的平面和峒室爆破时抛掷初速度图形

平面药包法爆破时，只有在药包间距不超过某一规定数值的情况下，岩石才能沿药包分布平面分离。否则，位于药包之间的岩石就会留下而不被抛出，因而在爆破底板就形成凸起与凹陷互相交错的不均匀状的爆破槽。

图 1-3a 中有阴影线部分表示爆破末被抛掷出的岩石体积，这个岩体由于沿最小抵抗线方向

末得到速度分量仍被留在爆破范围内。如果药包间距减小到使气体腔能联接到一起时，那么实际上分布在装药平面和临空面之间的岩体将全部被爆碎并抛掷到一定范围内（图 1-3）。



a—分散装药　　b—密集装药

1—药包　2——气体腔　3—未抛掷出的岩石体积

图 1-3 爆破时气体腔及与其毗连岩石的相互关系

爆破经验证明，平面药包法的爆破效果以及爆破有效作用系数与药包之间的距离、药包排间的距离、岩石性质、炸药特性、单位炸药消耗量、抵抗线、爆破作用指数、炮孔填塞质量等密切相关。

实验和理论研究表明，柱状药包组合成平面药包法的抛掷爆破过程，可分为四个阶段：药包起爆之后，开始的一瞬间就相应地产生了柱状气体腔，大约以相同的速度向各个方向猛烈膨胀。这时分布在各药包之间的岩体受到强力压缩，并从药包中心相对称地向外挤压。隔一定的时间后，气体腔向与临空面相反的方向的膨胀终止，而向临空面方向的膨胀增强。随之在药包分布平面上各个气体腔连接成一总的气体腔，因而，单个药包之间的岩石也就被挤出。这时爆破第一阶段结束。第二阶段气体腔仅仅向临空面方向膨胀，爆破岩石与药包呈法线方向和侧面方向被推出。到某一瞬间，如果气体腔内的压力接近大气压力时，爆炸产物本身有相当大的一部分能量已作用于岩石，因而，推出介质的加速度过程随即停止。至此，爆破的第二阶段结束。

由于岩石呈辐射状飞散，随着在空气中的运动，岩石层厚度被减小。而在岩层厚度与单个岩块的尺寸相近似的瞬间，由于抛掷岩块的鼓包发生瓦解，许多岩块在空气中开始自由飞行。因此，爆破第三阶段是以抛掷鼓包从气体腔中破裂的瞬间到单个岩块飞散的单独运动为特征。爆破的第四阶段即为从抛掷鼓包分解，岩决单独飞行的时刻到岩决降落在临空面上的时刻。

□平面药包法的计算原理

平面平行抛掷计算关系必须在满足上述的条件才能真正实现。因为在这种条件下，岩石呈紧密体，而且以比较小的速度飞行，这时空气阻力的影响可以忽略不计。

抛体质心与爆破堆积体的质心之间的坐标关系以 D 和 S（参见图 1-4a）表示。这个抛体同时包括两种运动：沿抛掷速度矢量方向作匀速直线运动以及在重力作用下呈等加速运动。由爆破瞬间到向水平面下落，瞬间抛掷岩体质心运动时间用 T 表示，那么在 T 时间内，质心沿 OP

轨道呈匀速直线运动。这个轨道在弹道学中称为倾斜射程。

$$D_H = v_0 T \tag{1-5}$$

式中：v_0 为岩石抛掷初速度。

$$v_0 = D_H \sqrt{\frac{g}{2l}} \tag{1-6}$$

式中：g 为重力加速度；l 为质点下落高度（见图 1-4a）。

由此可见，为了计算速度 v_0 必须知道倾斜射程和下落高度。

在实际计算中，相应地利用抛掷距离 D 和高差 S 代替倾斜射程和下落高度，将会大大地简化计算。由图 2-4 看出，D 为爆破岩体质心到爆破后爆堆质心间的水平距离，S 为爆破岩体质心到爆堆质心的垂直距离。在图中利用几何关系很容易得出：

$$v_0 = \sqrt{\frac{1}{2(S/D + \mathrm{ctg}\alpha)\sin^2\alpha} gD} \tag{1-7}$$

式中：α 为平面药包与水平面夹角。

根据能量守恒定理，速度 v_0 和单位炸药消耗量 q 的关系成如下方程：

$$\frac{1}{2}\rho v_0^2 = qe\eta \tag{1-8}$$

式中：ρ 为爆破岩石密度；e 为炸药比能量；η 为极限尺寸的平面药包爆破有效作用系数。

进一步得出：

$$q = \frac{1}{(S/D + \mathrm{ctg}\alpha)\sin^2\alpha} \frac{\rho g}{4\eta e} D \tag{1-9}$$

$$v_0 = \sqrt{\frac{2e}{\rho}\eta q} \tag{1-10}$$

由上述方程式和公式看出，密度 ρ 表明抛掷爆破岩石的惯性特性：当抛距 D 相等时，所需要的单位炸药消耗量 q 随岩石密度 ρ 成正比增加（在这种形式中其余参数不变）。

有效作用系数 η，按其物理意义即为爆破岩石的抛掷动能与平面药包爆破总能量之比。

爆破有效作用系数在很大程度上取决于平面药包尺寸、爆破岩石类型、单位炸药消耗量大小和炸药种类。

应当指出，根据抛掷作用原理，不能简单地使用岩石密度 ρ 确定爆破有效作用系数值。因为经常会发生同样密度的岩石爆破有效作用系数差别很大。有效作用系数的大小取决于岩石本身爆破能量的逸散损失。因此，岩石密度 ρ 不是确定 η 值的参数，它只表征爆破岩石的惯性特征。

（4）影响抛掷爆破效果的因素

□台阶高度 H 与采宽 W 之比

抛掷爆破的效果与台阶高度（炮孔深度）、采掘带宽度有直接关系。南非露天矿公司发现，抛掷量和台阶高度 H（炮孔深度）与采宽 W 之比有线性关系，如图 1-7 所示。

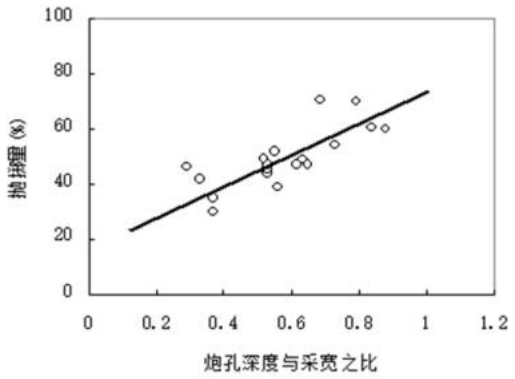


图 1-7 抛掷量与台阶高度 H 及采宽 W 关系

当 H/W 增加时，抛掷到采空区的覆盖物就增加。采宽一定时，台阶越高，抛掷量越大，剥离费用越低。如图可知，矿山通常所使用的 H/W 在 0.4~0.85 范围之内。

□倾斜炮孔

为了把炮弹打得远些，大炮必须向上倾斜。这道理同样适合露天矿抛掷爆破。Drummoud 矿发现，利用倾斜炮孔，可提高抛掷量和抛掷距离，并能使边坡更加安全。利用倾斜炮孔，可将 40％~60％覆盖物抛到采空区。倾斜炮孔有利于炸药能量在岩石中传播，减小台阶底部岩石的阻力，取得较好的破碎和抛掷效果。

在美国，最早提出在露天矿使用倾斜炮孔的是 Boris J．Kochanowsky,the Mineral engineering Department of the Pennsylvania State University,State College,Pa.的原教授（现为荣誉教授），他在经过对垂直孔和倾斜孔的试验研究后，得出倾斜炮孔有如下优点：

- 因为炸药能量的有效利用，台阶底部岩石阻力的缩小和上部堵塞部位周围岩石体积的缩小，提高了破碎效果。
- 使台阶边坡更加稳定，增加了采场工人和运煤工人的安全性。
- 利用倾斜炮孔，可使台阶高些，取得较好抛掷效果。
- 钻孔费用可减少。由于炮孔长度的增加，可装较多炸药，在炸药单耗不变情况下，可增加孔距、和排距。
- 抛掷距离可增加。

Drummond 矿通过现场试验发现，炮孔与垂直线夹角为 18.80°时，抛掷效果较好。如果夹角再增加，装药就会发生困难，尤其在潮湿炮孔，炸药不易到达孔底。前排炮孔的底部离台阶面至少 6.1m，否则炸药爆轰能量容易从炮孔底部冲出，影响破碎和抛掷效果。

Drummond 矿的孔网参数为：孔距 7.6m，排距 9.1m，炮孔直径 270mm。覆盖物厚度为 47m。第一排炮孔距台阶面 16m，炮孔长度为 50m，所有炮孔分两段装药，用非电起爆系统起爆，每孔上部药柱起爆后 50ms 再起爆下部药柱，排距间延时间隔为 42ms。

现用图 1-8~图 1-15 讨论一下倾斜炮孔爆破的特点。

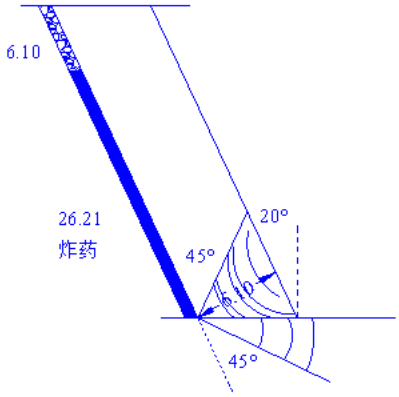


图 1-8

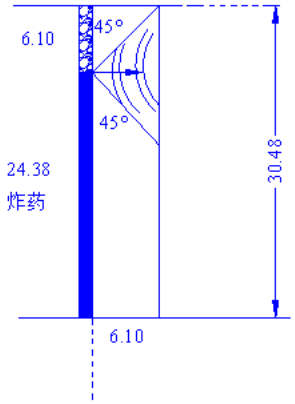


图 1-9

在垂直炮孔爆破中，通常遇到的第一大问题是炮孔底部的破碎问题，在垂直炮孔中，如图 1-8 所示，炮孔底部炸药大约有 50%的能量被损失掉，另外 50%的能量以压缩破破波的形式在岩石中传播，到达自由面后变成拉伸波对岩石进行破坏，压缩波的能量是拉伸波的 10 倍，岩石的破坏主要是拉伸波所为。

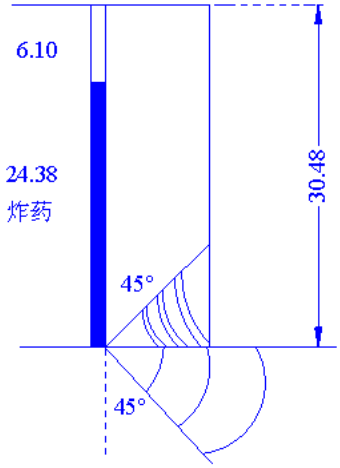


图 1-10

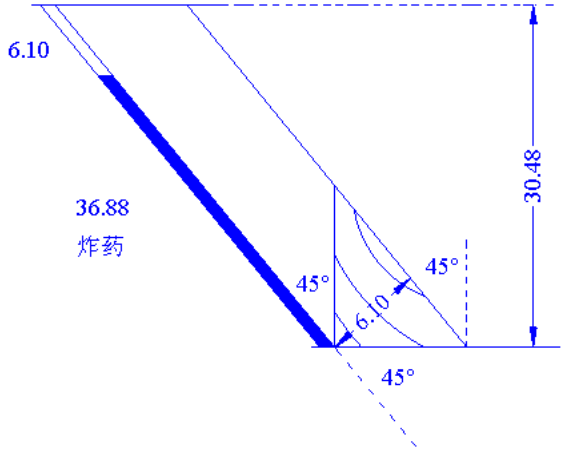


图 1-11

利用倾斜 45°的炮孔，如图 1-9 所示，100%的炮孔底部炸药能量被利用。炮孔倾角 20°时，如图 1-10 所示，炮孔底部炸药能量的 72%被利用，比垂直炮孔增加了 22%的利用率。通过计算，还可增加 30%的破碎量。虽然炮孔倾角为 45°时有许多优点，如 100%的炮孔底部炸药能量被利用，但致命弱点是炮孔潮湿时不易把炸药装到孔底，所以一般不使用 45°的倾斜炮孔。

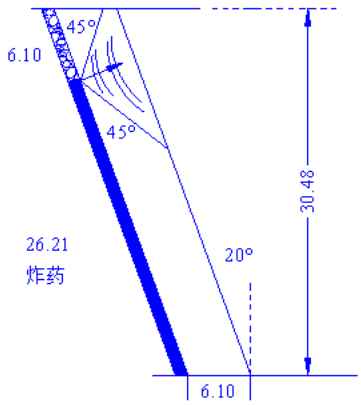


图 1-12

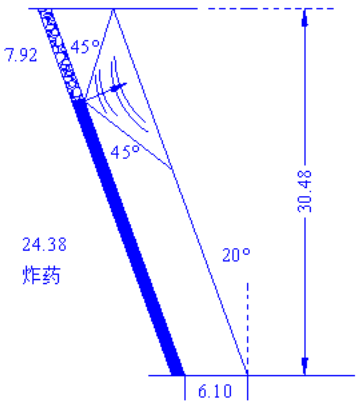


图 1-13

如图 1-11~图 1-13 所示，同样分析适用于炮孔上部岩石的爆破。图 1-12 所示，利用 20°的倾斜炮孔，较多的炸药能量和冲击波可进入上部岩石。当上部遇到特别坚硬的岩石时，倾斜炮孔更有助于破碎岩石。图 1-13 所示，利用冲击波知识，药柱还可降低，堵塞长度可再增加 6 英尺，更加有效地利用炸药能量。

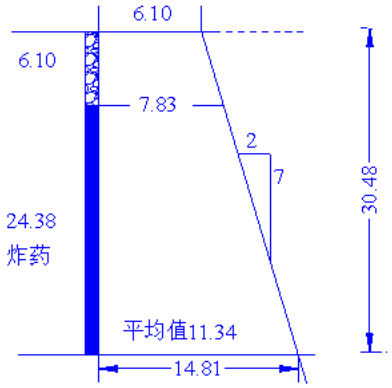


图 1-14

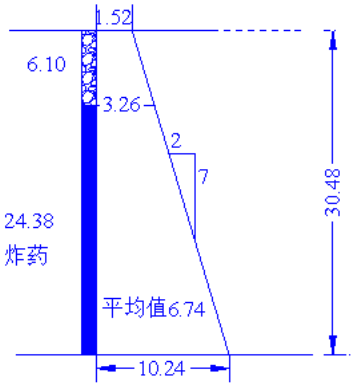


图 1-15

我们再回到垂直炮孔底部破碎问题上，图 1-14 所示。用垂直炮孔，前排孔上部抵抗线为 6.10m、坡角为 2/7 时、台阶高度 30.48m 时，底盘抵抗线为 14.81m，在这种情况下，不可能有效地破碎、抛掷底部岩石。图 1-15 所示，尽量缩小台阶上部抵抗线，当为 1.52m 时，底盘抵抗线为 10.24m，药柱上部抵抗线为 3.26m，在此点会出现冲炮现象，使炸药能量大量损失。利用倾斜炮孔可解决此问题，炮孔通常与台阶面平行，台阶上下抵抗线大小一样，可取得较好破碎效果和抛掷效果。

□炸药类型和炸药单耗

传统的生产爆破只是破碎覆盖物，炸药单耗一般在 0.12~0.3kg/m3（多指 ANFO），抛掷爆破炸药单耗一般在 0.36~0.6kg/m3。D'Appolonia engineer 推荐炸药单耗在 0.65~0.68kg/m3 比较好。抛掷爆破一般用高能炸药取得地效果比较好。有时炮孔全装高能炸药，有时装高能炸药与普通炸药的混合炸药。

Avery Coal 公司的 Big Run 矿，采用孔下部装高能炸药，主要为一个 4×5Atlas 起爆药包和 4~5 个 5×30 的 Apex220Baemusion，上部装铵油炸药（ANFO），抛掷效果为 60%的覆盖物被抛

到采空区。

Mortin County Coal 使用铵油乳化混合高能炸药，其中 emusion 占 25％，ANFO 占 75％，抛掷效果为 60％的覆盖物被抛到采空区。

Drummond 矿用普通铵油炸药时，孔网参数为 7.3m×7.6m，用乳化铵油炸药时孔网参数为 7.3m×8.5m。普通铵油炸药密度为 0.82，乳化铵油炸药密度为 1.12。通过现场试验可知，用乳化铵油炸药抛掷量增加 6％，由于破碎效果明显改善，设备效率提高 30％。

□延时时间间隔

同一排的炮孔应尽可能地同时起爆，通过试验研究可知，两炮孔同时起爆时，彼此之间的拉伸波可以相互加强。这样，可增加排距或孔距。通过另一试验发现，同时起爆同一排相邻的炮孔，可减少岩块块度，可得到较高的覆盖物运动的初始速度。因此，可适当降低炸药单耗。

通过大量现场试验，可发现排间延时间隔范围（6.45~9.68）Bms，其中 B 为排距，单位是 m。上限 3Bms 在 Pennsylvania 的一个露天矿取得了较好抛掷结果。该矿的排距为 4.6m，排间延时间隔为 50ms。同时还发现覆盖物较软时，延时间隔大些，抛掷效果较好。

□预裂爆破

在露天煤矿抛掷爆破剥离过程中，大多数结合采用预裂爆破，其作用为：

（1）排水作用。在潮湿地方，可先钻预裂炮孔，然后装药起爆，炸出的预裂缝具有疏干作用。在主炮孔装药时通常是干燥的，可利用便宜的铵油炸药。

（2）预裂爆破可减小后冲，增加抛掷量。

（3）预裂爆破能准确地界定抛掷爆破能障，使边坡整齐，减小煤的损失。

露天煤矿中的预裂爆破不同于其它露天矿的预裂爆破。对于具有水平煤层和煤岩接触处有显著弱面的露天煤矿，只要在预裂炮孔底部装一个集中药包就可以取得较好的预裂结果。

预裂炮孔的间距 S，根据 the Pit Slope Manual（1977）为：

$$S=\frac{D(P+T)}{T} \tag{1-14}$$

式中：D 为炮孔直径；P 为爆轰波对爆孔壁的压力；T 为岩石的抗拉强度。

经过多年实践，对于常用的 250mm 炮孔，炮孔间距 S 在 3~6m 之间，岩石较软、节理较发育时一般取 3m。岩石较硬，例如，具有抗压强度 82.7~103.4Mpa 的砂岩，其合适的间距 S 为 5~6m。用倾斜预裂炮孔，倾角为 70°。

2. 案例实际应用效果简介

根据国外矿山经验，不同地质地形条件下，露天矿抛掷爆破的设计参数各不相同。为了准确确定适合黑岱沟露天煤矿的抛掷爆破设计参数，专家组成员在黑岱沟露天煤矿进行了五次抛掷爆破试验，通过试验来优化抛掷爆破设计参数，改善爆破效果，充分发挥抛掷爆破-拉斗铲倒堆工艺的技术优势。

（1）主要研究内容

以现场抛掷爆破试验为主，结合计算机模拟技术及相似材料小型抛掷爆破实验完成以下主

要研究内容：

□抛掷爆破试验研究：

研究剥离段高及采宽对抛掷率(抛入采空区岩石比例)及有效抛掷率（其中不需拉铲倒堆的比例）的影响；

研究钻孔倾角（垂直孔，倾斜孔）对抛掷率的影响；

研究炸药类型及爆破参数对爆破质量及抛掷率的影响；

研究剥离岩石性质及结构对爆破效果的影响；

预裂爆破的必要性。

抛掷爆破材料、爆破方法及爆破参数的优化选择

□在爆破试验研究的基础上，结合扩建设计决策，对下述各项要素提出优化选择意见：

台阶高度与采宽的合理比例；

钻孔合理倾角；

钻孔直径的合理确定；

爆破参数—抵抗线，行距、孔距、超深等的合理确定；

爆破器材、炸药类型、装药结构的选择；

起爆方式及延时间隔的选择。

□爆破震动效应研究：

研究目标在于：在一定的爆破材料、爆破方法及爆破参数条件下，预测抛掷爆破所产生的震动参数及其影响程度，提出保障生产安全的技术措施。主要研究内容如下：

抛掷爆破地震效应的测定方法，测定设备及测试系统的选择；

目标建筑物等地震影响对象的布局，分类，抗震能力实测或预测分析；

结合第（2）项所述爆破实验内容，测定在不同开采参数、爆破材料、爆破方法及爆破参数下的地震效应及其对主要目标建筑物的影响程度；

分析抛掷爆破在矿区应用的可行性，提出保障人身及矿区设施安全的技术措施。

（2）试验地段及台阶参数

为了不影响露天矿的正常生产和为拉斗铲工作做准备，结合拉斗铲正常作业时的开采程序及分区倒堆剥离程序，抛掷爆破试验地段选择在采掘场的东半部，如图 5-22 所示。

五次爆破的台阶高度为 35～50m，前三次（第一幅）的爆破台阶宽度为 60m，第四次及第五次（第二幅）为 80m。

第一幅的台阶坡面角是台阶并段形成的，为 75°，第二幅的台阶坡面角，考虑台阶的稳定安全，调整为 65°。

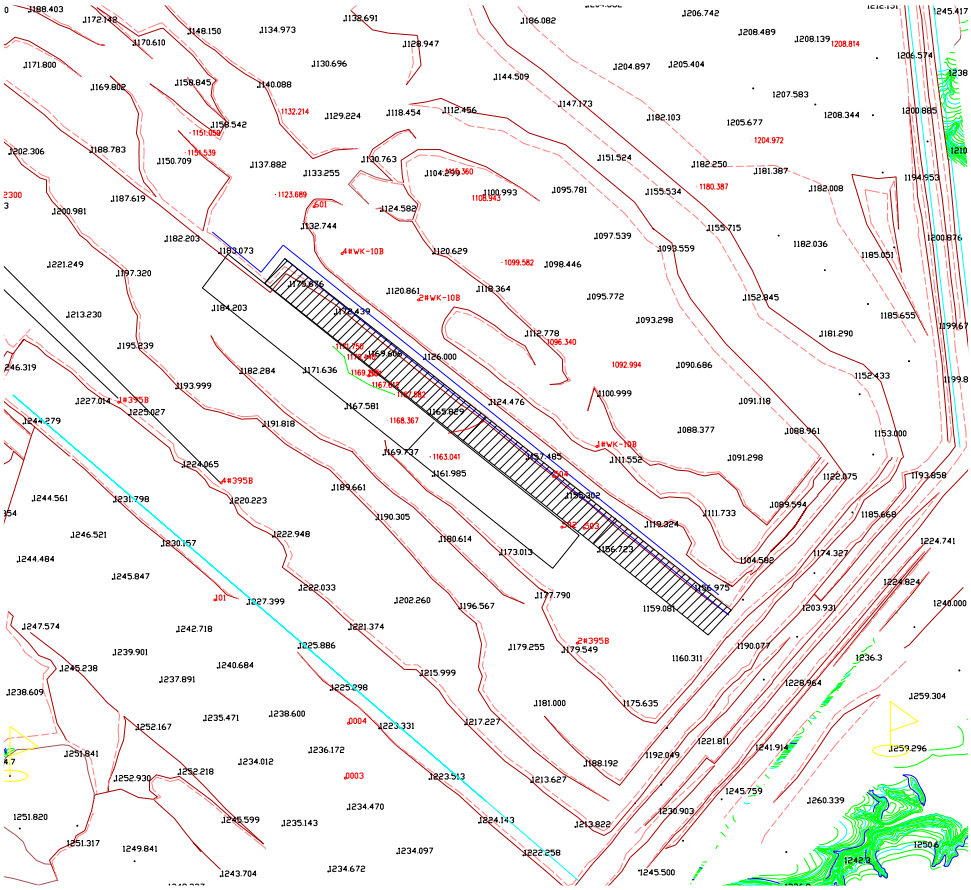


图 5-22 抛掷爆破试验区位置图

（3）孔网参数及炸药单耗

由于爆破台阶宽度的变化、地质条件的变化、为了改进爆破效果而调整有关参数等原因，各次抛掷爆破的孔网参数不尽相同，炸药的单耗也不同。

为了提高有效抛掷率和保护煤层完整，前三排炮孔均采用欠深钻孔，欠钻深度（孔底到煤层顶板的距离）为 1～2.5m，其他钻孔孔底到煤层顶板。

五次抛掷爆破的孔网参数及炸药单耗见表 5-7。

表 5-7 孔网参数及炸药单耗基本情况表

爆破次序	孔距 m	排距 m	倾角（度）	抵抗线 m	后排孔到预裂孔的距离 m	预裂孔孔距 m	炸药单耗 Kg/m3
第一次	10	6.3	67.5 (部分 75° 部分 65°)	7	4	4	0.85
第二次	13	8	65	8	4	4	0.65

第三次	13	8	65	8	4	4	0.65
第四次	10.5	7	65	6	4	4	0.7
第五次	11	8	65	6	4	4	0.77

（4）连线方式与延时间隔

抛掷爆破，爆区规模大，药量多，每孔的装药量均在 2t 左右，爆破过程中保证矿区内建（构）筑物及周围民房的安全是十分必要的，为此采用逐孔起爆排间微差方式，尽量降低同段孔数，减少同段起爆药量，减小爆破地震强度与范围。

抛掷爆破逐孔起爆的最大同段孔数有 5 个，最大同段药量接近 15000kg。使用铵油炸药，每孔中使用两发 600ms 的延期导爆管雷管。各次爆破的连线方式与延时方案见图 5-23～图 5-26。

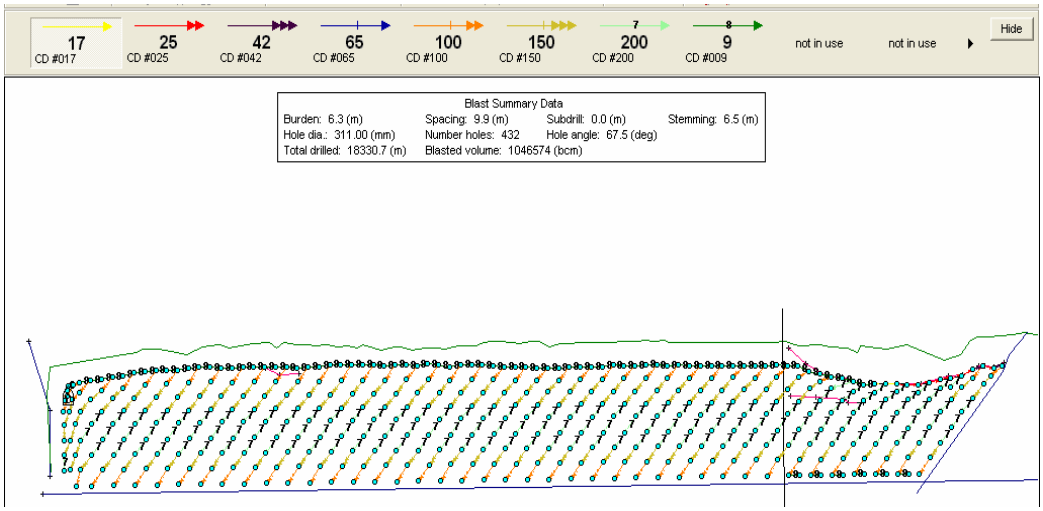


图 5-23　第一次抛掷爆破连线与延时时间方案

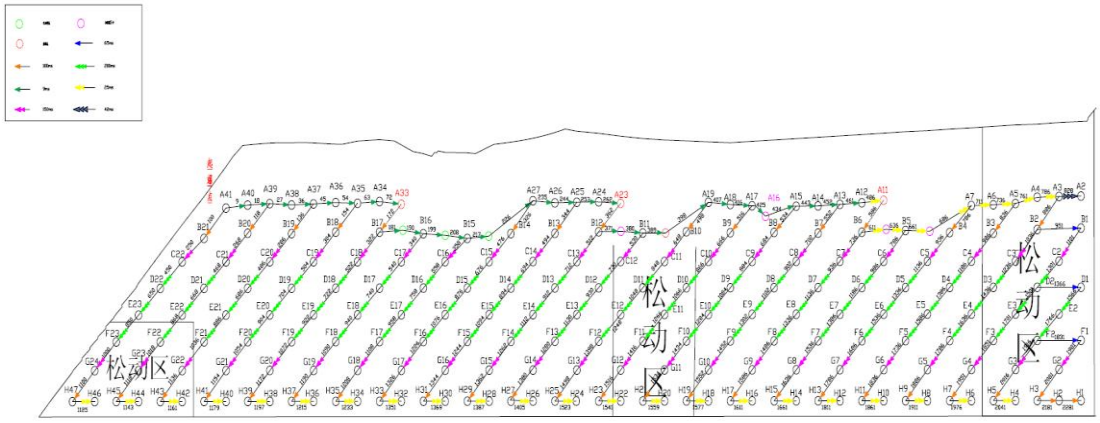


图 5-24　第二次抛掷爆破连线与延时时间方案

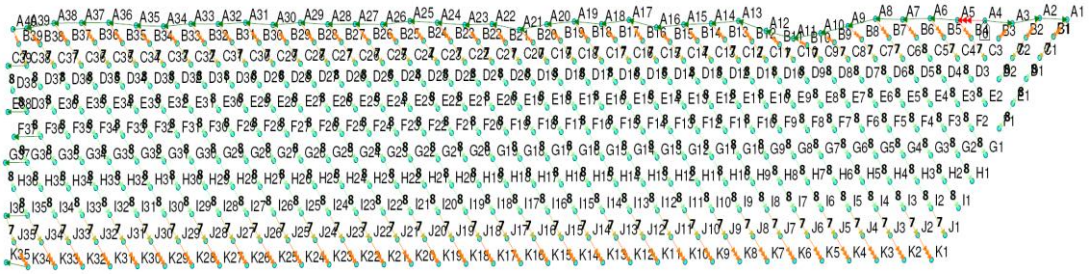


图 5-25 第三次抛掷爆破连线与延时时间方案

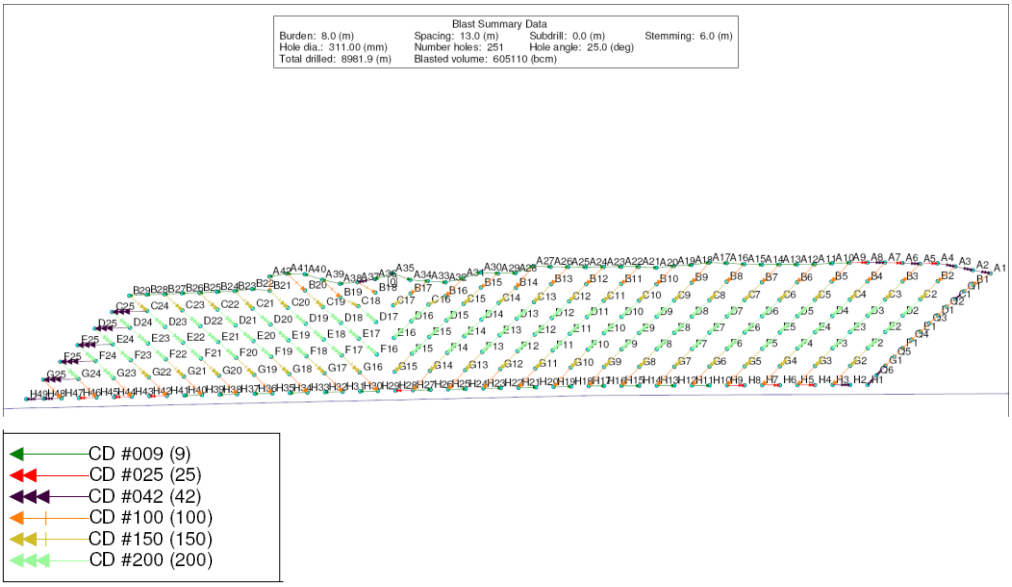
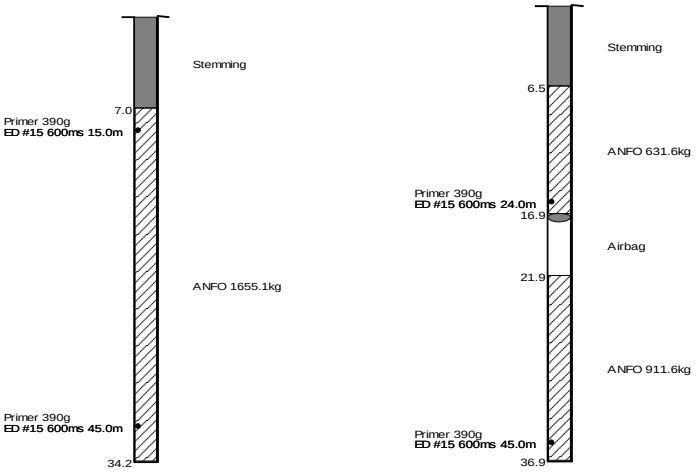


图 5-26 第四次抛掷爆破连线与延时时间方案

（5）装药结构与填塞高度

除最后一排炮孔外，均采用连续装药结构，充填高度为 6.5～7m。为了减小后冲和保持台阶坡面的完整与稳定，最后一排炮孔采取间隔装药，降低装药密度和炸药单耗。见图 5-27。



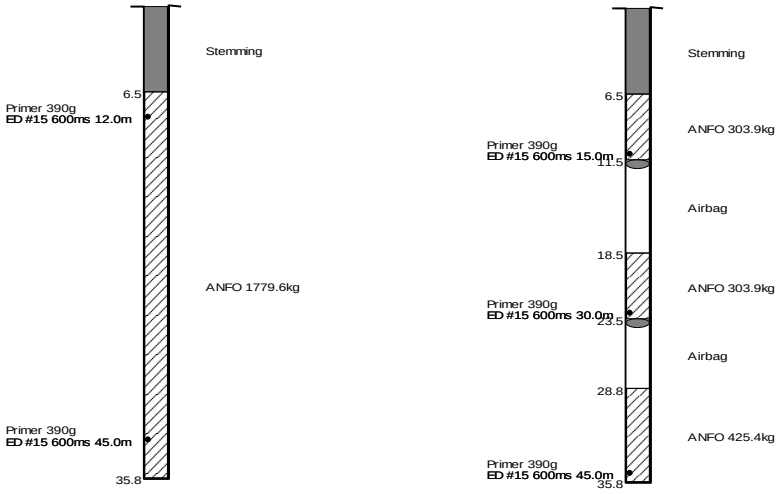


图 5-27 炮孔装药结构示意图

（6）抛掷爆破效果分析

□有效抛掷率

在五次试验当中，台阶高度 H 无变化，而采掘带宽度 A 有所不同，前三次（第一幅）的采掘带宽度为 60m，后两次（第二幅）为 80m。台阶高度与采掘带宽度的比值（H/A）平均值分别为：0.58，0.44。根据经验和图 4-1 所示，（H/A）值越大，有效抛掷率越高。

在准备抛掷爆破台阶并段时，选取台阶坡面角为 750，而且煤层与抛掷爆破台阶统一并为一个段，由于岩体碎裂和裂隙较发育，并段后的台阶局部出现了片帮塌落和较大的裂缝，为保证安全生产，经过分析研究决定台阶坡面角改为 650，煤层与抛掷爆破台阶留有 7～8m 的安全平台。爆破台阶坡面角在第一幅的爆破过程当中，通过爆破钻孔和预裂钻孔的倾角来控制，由 750 逐渐过渡到 650。

第一幅爆破的钻孔倾角前四排，是 750，第二幅的两次爆破的钻孔和预裂孔倾角均为 650。

由于抛掷爆破台阶存在的岩体结构、裂隙、片裂缝、附着危险独立岩石（体）等，第一幅的第一次、第二次为正常抛掷爆破外，第三次为有少部分松动爆破和抛掷爆破的混合爆破。

为了深入研究抛掷爆破有效抛掷率与台阶参数及爆破参数的内在规律，对第一次爆破、第二次爆破和第四次爆破（第二幅，80m 采宽）进行了爆破堆的详细测量和有效抛掷率的计算。

图 5-28、图 5-29 为第一次抛掷爆破的台阶位置与爆堆形状。

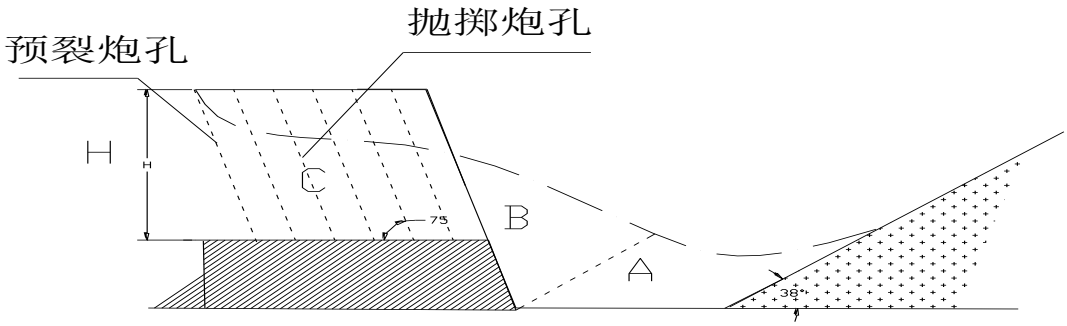


图 5-28 第一次抛掷爆破的台阶位置



图 5-29 第一次抛掷爆破的爆堆

有效抛掷率是指剥离台阶经过抛掷爆破后，抛掷到采空区（内排土场）而且在拉斗铲倒堆剥离和采煤作业时无需进行倒堆的那部分爆破量与总爆量的比值，如图 5-30 所示。各次爆破参数与有效抛掷率见表 5-8。



A+B: 抛入采空区剥离物;

A: 不需倒堆的剥离物;

图 5-30 剥离台阶爆破前后状态示意图

表 5-8 各次抛掷爆破参数与有效抛掷率

爆破次序	平台几何尺寸 (m×m×m)	孔距 (m)	排间距 (坡顶线至预裂孔 m)	炮孔倾角	炸药单耗 (kg/m3)	抛掷率 (%)
第一次	40×62×470	9.9	8、5、5.5、5.5、5.5、7、6.5、6.5、7、4	75°65°	0.85	39.35
第二次	35×63×315	13	9.5、5、5.5、6、6、6、6.5、7、4	65°	0.65	32.31
第三次	45×64×300	13	9.5、5、5.5、6、6、6、6.5、7、4	65°	0.65	30.10
第四次	40×80×460	10.5	7、6、6、6、7、7、	65°	0.70	33.99

			7.5、7、8、7.5、7、4			

□单耗、炮孔倾角、H/A 分析

1）炸药单耗对有效抛掷率的影响

从表 5-8 中可以看出，第一次抛掷爆破有效抛掷率为 39.35%，第二次抛掷爆破有效抛掷率为 32.31%，第三次抛掷爆破有效抛掷率为 30.10%，这三次爆破的条件基本相同，都是在抛掷爆破的第一幅，初始台阶坡面角为 750，采幅宽度为 60m，但平均炸药单耗不同，有效抛掷率明显不一样。以第一次、第二次和第四次爆破为例（第三次有部分松动爆破），第二次炸药单耗比第一次降低了 23.5%，有效抛掷率下降了 17.9%；第四次爆破虽然炮孔倾角比第一次小，有利于抛掷爆破，但其炸药单耗也降低了 17.65%，有效抛掷率下降了 13.62%；第四次爆破的炸药单耗比第二次增加了 7.7%，有效抛掷率提高了 5.2%。说明炸药单耗对有效抛掷率的影响程度是比较大的，其他条件相同时有效抛掷率随炸药单耗的增加而增加。

2）H/A 及炮孔倾角对有效抛掷率的影响

第一次和第四次抛掷爆破的钻孔倾角是不同的，第一次爆破主要抛掷炮孔（前四排）的钻孔倾角为 750，而第四次的炮孔倾角为 650。两次爆破的台阶高度 H 基本相同，但爆幅宽度 A 不一样，第一次为 60m，第四次为 80m。第四次的炸药单耗比第一次小（第一次为 0.85，第四次为 0.70）。

根据理论分析和实践经验，在其它条件不变的情况下，H/A 值越大，有效抛掷率越高，两次抛掷爆破的 H/A 值不一样的，第一次的 H/A 值比第四次的大，第四次比第一次的 H/A 值降低了 24.1%，从理论分析可得抛掷量应下降 17.0%。同样，考虑炸药单耗下降得因素，第四次爆破的有效抛掷率降低的幅度应大于 17%，但实际上只下降了 13.62%。究其原因，炮孔倾角的变化是其直接的影响因素。

纵观两次爆破的过程与结果，充分说明倾角的差异对抛掷爆破的有效抛掷率影响甚大，这也符合岩石质点运动的弹道学原理。

3）炸药分析

拉斗铲倒堆结合抛掷爆破技术的剥离工艺，是一种生产效率高、经济效益好的先进的露天矿生产工艺。抛掷爆破在爆破参数、装药结构、连线方式与起爆顺序、一次爆破量与炸药消耗量等诸多方面与矿山常规松动爆破大相径庭，对炸药的性能也有一定的要求。

首先，炸药性能要满足高梯段深孔预装药的要求。由于拉斗铲倒堆剥离工艺的要求，抛掷爆破的一次爆破量大、装药时间长、每孔装药量多，所使用的炸药不因装药至起爆的时间长（7～10 天以上），产生压实现象而拒爆，或受潮而大大降低炸药的爆炸威力甚至拒爆。

其次，根据炸药的爆炸波速与岩石的波速相匹配时，炸药的爆炸能量传递给爆破岩石的能量最多的原理，为了更经济更好的取得抛掷爆破的效果，充分地利用炸药的爆炸能，所使用的炸药的波速应与爆破岩石的波速相一致。

五次爆破试验均使用铵油炸药，从图 5-31 中可以看出，爆炸烟雾大量为橘黄色，说明炸药装药时间长，经过受潮压实而使炸药爆炸不充分。

根据分析认为，黑岱沟露天煤矿抛掷爆破应采用防潮的重铵油炸药或部分采用防水的乳化炸药，同时也可以降低单位炸药消耗量。

采用重铵油炸药或乳化炸药时，要考虑高梯段深孔预装药的特点，采取一定的措施，以

防止因装药时间长而出现炸药压实拒爆现象的发生。



图 5-31 抛掷爆破后产生的烟雾

3.案例思考题

（1）抛掷爆破剥离技术的优缺点是什么？

（2）抛掷爆破剥离技术在不同地质条件下的应用效果如何？

（3）倾斜炮孔对抛掷爆破效果的影响有哪些？

4.案例使用说明

（1）适用范围

本案例适用于采矿工程、安全工程以及相关专业的本科生和研究生教学。通过对实际矿山技术的解析和应用，使学生能够理解和掌握露天煤矿高效开采的方法和技术。

（2）配套教材

《采矿学 B》、《爆破工程》

（3）教学目的

掌握露天开采的基本知识，强化学生对相关理论知识的理解与应用能力，培养学生具有开拓性的研究思维和解决问题的能力。

（4）要点提示

抛掷爆破剥离技术的主要优点是降低剥离费用和增加产量。

适用条件包括煤层倾角、覆盖物厚度和覆盖岩石类型。

平面药包法在提高抛掷定向性和密集性方面具有显著优势。

微差爆破可以提高抛掷效果，减少岩石堆积宽度。

倾斜炮孔有助于提高抛掷量和抛掷距离。

（5）教学建议

结合实际案例进行讲解，帮助学生更好地理解技术原理和应用效果。

通过实验和模拟软件进行辅助教学，增强学生的实际操作能力。

鼓励学生进行创新研究，提出改进方案，提高矿山开采效率。

（6）推荐阅读

《现代露天矿开采技术》：详细介绍了现代露天矿开采的最新技术和方法。

《矿山爆破工程技术》：深入探讨了矿山爆破技术的理论基础和实际应用。

《岩石力学与爆破工程》：涵盖了岩石力学的基本理论和爆破工程的实践应用

（7）相关理论

岩石力学：研究岩石的力学性质及其在外力作用下的变形和破坏规律。

爆破理论：探讨炸药爆炸产生的应力波、气体产物等对岩石的作用机制及效果评价方法。

抛掷理论：研究抛射体的运动轨迹、速度分布及其影响因素。

（8）关键知识点

岩石介质的动力学特征及其在爆炸冲击载荷下的表现。

爆破破坏机理及两种主要观点的分析。

炸药爆炸特性对爆破效果的影响。

岩石介质的爆破特性及其对爆破效果的作用。

爆破参数与工艺的设计方法及其对爆破效果的影响。

（9）关键能力点

分析和解决实际工程问题的能力，设计和优化爆破方案的能力，运用理论知识指导实际操作的能力。

（10）案例分析思路

背景分析：了解抛掷爆破剥离技术的起源和发展历史，掌握其基本原理和应用场景。

适用条件分析：根据具体地质条件（如煤层倾角、覆盖物厚度和覆盖岩石类型）判断是否适合采用抛掷爆破剥离技术。

技术细节分析：深入研究平面药包法、微差爆破、倾斜炮孔等关键技术的工作原理和应用效果。

实例分析：结合具体案例（黑岱沟露天煤矿等），分析不同技术的应用效果和实践经验。

总结与反思：总结抛掷爆破剥离技术的优缺点及其在不同条件下的应用效果，提出可能的改进方向和创新思路。

（二）案例 2：露天煤矿台阶深孔爆破效果控制方法

1.案例简介

（1）岩石台阶破碎机理

1)岩石介质的动力学特征

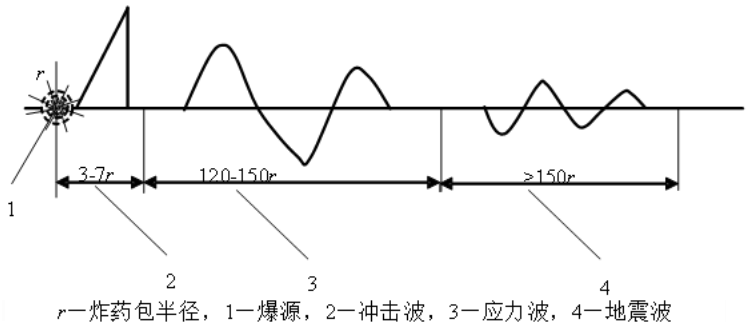
岩体介质在爆炸冲击载荷的作用下，表现出与静载荷有明显不同的动力学特征。由冲击载荷而引起的应力、应变和位移都是以波动形式传播的。

2)岩体介质在爆炸冲击载荷作用下的应力—应变特性

岩体介质从受爆炸冲击到破坏，所持续的时间极其短暂，具有极高的加载速度，将产生很高的应力率和应变率。一般认为，随着应变率的增加．岩体介质的弹性模量亦增加，不同应变率下的岩体介质所具有的破坏强度不同。动态变形模量及强度大于静态值，应变率越大其非弹性应变越小，呈现固体物质特有的脆性。

3）爆炸应力波

炸药在岩石或其他固体介质中爆炸所产生的应力扰动称为爆炸应力波。爆炸应力波在传播过程中，其能量随距离的增大而呈抛物线衰减，主要是冲击波、应力波和地震波。可根据爆炸应力波的作用范围和破坏特征分为三个作用区域：即冲击波作用区、应力波作用区和地震波作用区，如图 5-1 所示。



r—炸药包半径，1—爆源，2—冲击波，3—应力波，4—地震波

图 5-1 爆炸应力波作用范围

在冲击波作用区，冲击波具有陡峭的波头，波阵面上介质状态参数发生突变，以超声速传播，使岩石等固体介质产生塑性变形或粉碎，因而消耗了大量的能量。在应力波作用区，冲击波衰减为压缩应力波，其波头及波阵面上介质状态参数的变化较为平缓，波速与介质中的声速相同，应力上升时间小于下降时间，介质处于非弹性状态，产生应力与应变，使介质破坏。因为应力波衰减较慢，破坏范围较大。以外的区域为弹性振动区、应力波衰减为地震波，波阵面上介质状态参数实际上没有改变，波速等于介质中的声速，应力上升时间与下降时间大致相同，波的衰减缓慢，作用范围很大，只引起介质质点弹性振动，不产生直接的破坏现象。

4）霍普金逊（Hopkinson）效应

压缩应力波传播到自由面时，一部分或全部被反射回来，变成与压应力波传播方向相反的拉应力波。此时，反射拉应力波与入射压应力波产生叠加现象，当叠加后的拉应力达到固体介质的极限抗拉强度时，便产生反射拉断现象，这种现象称为霍普金逊效应。

5）岩石介质爆破破坏机理

在岩石爆破机理研究中，一般认为造成岩石破坏的原因是冲击波和爆生气体膨胀压力共同作用的结果；但是关于爆炸冲击波和爆生气体准静态压力哪个起主要作用，目前仍存在着两种不同的观点。一种观点认为冲击波的作用只表现在对形成初始径向裂纹起先导作用，而大量破碎岩石则是依靠爆生气体膨胀压力作用。另一种观点则认为爆破过程中哪种载荷起主要作用要取决于岩石的波阻抗，即高波阻抗岩石应力波起主要作用，低波阻抗岩石爆生气体起主要作用，对于均质岩体以应力波作用为主；而对于整体性不好、节理裂隙发育的岩体，以爆生气体作用为主。下面着重分析爆炸载荷作用及其对岩石破坏的影响。

炸药在炮孔中起爆后，岩石将发生如下破碎过程（图 5-2）：

- 强大的冲击波压应力使炮孔周围岩石受压破碎，在瞬间形成压缩破碎和初始裂隙；
- 环向拉应力及应力波反射拉应力使岩石中的裂隙扩展，引起岩石进一步破裂，包括初始裂隙的扩展和二次裂隙的形成；
- 爆生气体膨胀作用使岩石中的裂隙贯穿形成破碎块度，碎胀体积增加，岩石成块或成片运动，形成爆堆及爆破漏斗。

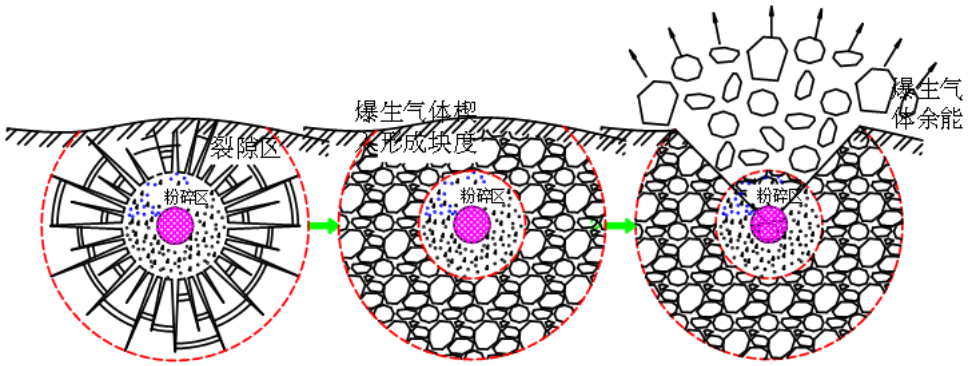


图 5-2 炸药在岩石中爆破破碎过程

岩石爆破过程在炮孔周围的空间上可分为下列三个区域：

①爆破近区，即强烈冲击区（流体力学区）

由于靠近炮孔周围的爆炸脉冲压力大大超过岩石的抗压强度．岩石表现出流体性质。又因应力衰减速度很快，压力脉冲的能量消耗使得此区的岩石遭受粉碎性破坏。爆破近区的范围不大于 2~3 倍的炮孔直径。

②爆破中区（非线性过渡区）

爆破中区是岩石破碎的主要区域，也是爆破理论研究最关心的区域。冲击波压力在该区靠近炮孔周围的部分超过岩石的强度，该处仍可发生岩石的进一步破坏，但比爆破近区的破坏程度要轻微。随着单位体积的能量密度降低，岩石破碎程度随应力波峰值的衰减而减弱。瞬态应力场的应力波作用可分解为径向压应力和切向拉应力；切向拉应力虽然只有径向压应力的一半，但由于岩石的抗拉强度平均只有其抗压强度的 1/16，所以仍可产生拉伸破坏，形成径向裂纹。切向拉应力随着距炮孔距离的增加而迅速衰减，因此这样产生的径向裂纹仅限于炮孔直径的 2~6 倍范围。当应力波传播到自由面时，径向压应力波反射成为拉应力波，在自由面附近产生片状

剥落破坏。这种破坏根据应力波的强弱可重复多次，其破坏范围可与径向裂纹发展范围相连接。由于整个爆破中区在破坏过程中处于爆生气体准静态压力场，岩石中大量裂纹尖端是应力集中最明显之处，且尖端的塑性是有限的，易于造成断裂破坏，爆生气体准静态膨胀作用使得该区的裂纹扩展在爆破全过程中占有重要作用。

③爆破远区（线弹性区）

在远离炮孔的位置应力已经衰减得很小，不足于形成裂隙，应力波呈线弹性波在介质中传播到很远，外部效应表现为地震波形式。地震波的能量仅占爆炸总能量的 2%~6%。

若将一球形药包埋置于半平面无限体平整地下的均质岩石中爆破，爆破中区的表现形式将是一个包括破裂区和片裂区在内的爆破漏斗。C.W.Livinston 根据各种岩石在不同药量及埋深条件下的爆破漏斗实验，分析了炸药爆炸的能量分配给药包周围岩石和地表外空气的几种方式，提出了以能量平衡为准则的岩石破碎爆破漏斗理论。爆破漏斗理论认为，炸药在岩石内部爆炸时，作用于岩石上能量的多少和速度的快慢，取决于岩石性质、炸药性能、药包重量、炸药埋放深度和起爆方式等因素。在岩石性质一定条件下，爆破能量的多少取决于炸药重量的多少，能量释放速度则与炸药爆速密切相关。假设有一定重量的药包在地表下某一深度的岩石中爆炸，所释放的大部分能量被岩石吸收。当岩石所获得能量达到饱和状态时，岩石内部破坏表面开始位移、隆起以至发生抛掷运动；如果能量没达到饱和状态，岩石只呈弹性变形，不发生破坏。爆破漏斗理论在柱状药包中的推广，为其在台阶爆破实践中的应用创造了条件。对于爆破理论模型研究而言，C.W.Livinston 爆破漏斗理论的意义还在于它的能量平衡准则和行之有效的漏斗试验方法。

综合各学派的观点可以得到如下认识，即两种作用形式对爆破的不同阶段和不同的岩石所起的作用不同。爆炸冲击波（应力波）的作用在于使岩石中产生裂纹，将原始损伤裂纹进一步扩展；爆生气体的作用是楔入这些裂纹，使其贯通形成块度，并将这些块度抛掷出去。

从作用时间上看，冲击波首先激活岩石中的原始微裂纹并在炮孔周围产生粉碎区和径向裂纹，后续的应力波又将这些裂纹扩展和在自由面形成反射拉力波破坏；而爆生气体的作用则是随后楔入这些裂纹使它们进一步扩展贯通，并将破碎块度抛掷出去。所以爆炸冲击波的作用不仅关系着岩石中损伤裂纹的发展，还为爆破后续过程创造了条件。此外，爆炸冲击波的作用不仅对于爆破中区的岩石破碎质量，而且对于爆破远区的围岩稳定和振动安全均具有举足轻重的意义。

（2）影响爆破效果的主要因素

影响爆破效果的因素很多，但归结起来主要有：炸药爆炸特性、固体介质的爆破特性以及爆破参数与工艺。

①炸药爆炸特性对爆破效果的影响

对爆破效果产生影响的炸药爆炸特性主要有炸药的密度、爆速、炸药的爆力与猛度、炸药波阻抗、爆轰压力、爆炸压力、爆炸气体体积等。

②岩石介质爆破特性对爆破效果的影响

岩石介质特性是影响爆破作用效果的重要因素，如介质的密度、强度、脆件、弹性、塑性、结构构造以及可爆性等。它们不仅能反映出在爆破作用下岩石介质中应力在时间上和空间上的

分布状况、而且最终还影响到单位体积内炸药消耗量的大小，以及爆破岩石块度的大小和爆堆伸出距离等效果。

构造上不均质的岩石会使爆破作用减弱，宏观裂隙能够阻止爆破能量的传递而使破坏区范围受到限制。横穿药包的裂隙能使爆轰气体的压力急剧下降而影响爆破效果。

③爆破参数与工艺对爆破效果的影响

爆破参数与工艺是影响爆破效果的主要因素，如自由面的数目与位置、最小抵抗线、炮孔密集系数、炮孔超深和装药结构、炮孔堵塞质量、起爆间隔时间和起爆药包位置等，这些都构成对爆破效果产生影响的因素。

1）自由面的大小与数量：自由而的大小与数量对爆破效果影响十分显著：自由面越大数量越多，并与爆源的距离适宜，固体介质的爆破阻力就小，就有利于介质爆破破碎。自由面的位置对爆破作用也产生影响，炮孔中的装药在自由面上的投影面积越大，越有利于爆炸应力波的反射，对固体介质的破坏越有利。

2）最小抵抗线和炮孔密集系数：最小抵抗线的大小与炮孔密集系数的大小对爆破效果至关重要。最小抵抗线过大，介质抵抗爆破作用的阻力随之增强；反之，又易产生飞石等危害。因此，选取合理的抵抗线是提高爆破效果的关键。炮孔密集系数是孔距与抵抗线的比值。它是评价相邻两炮孔间距关系的系数，对于优化爆破参数，充分利用爆破能量开裂、破碎岩石，改善爆破效果，具有实际意义。

3）装药结构：装药结构的不同或改善装药结构，可直接影响炸药的爆轰性能和爆破作用，从而有利于提高炸药能量利用率。在一般工程爆破中，常用的装药结构有耦合装药、不耦合装药和轴向空隙或惰性介质间隔装药三种方式。

- 耦合装药的爆轰压力值较高，爆破作用猛烈，对固体介质爆破破坏影响显著。
- 不耦合装药是沿着周边与炮孔壁间预留环状空气间隙，常用炮孔直径与药包直径之比（即不耦合系数）表示。不耦合装药时，爆轰波通过空气介质传递到固体介质中去，空气间隙犹如气垫一样，将爆轰初始阶段的气体产物的一部分能量贮存起来，这样就削弱了炮孔初始压力峰值，而后受压气垫又将大量贮存的能量释放出来做功，从而延长了爆炸生成气体产物作用时间。不耦合装药结构能够比较均匀地降低炮孔壁上所承受的峰值压力，有助于保护孔壁少受径向爆破裂隙的破坏。
- 轴向空隙或惰性介质间隔装药，爆破时可以降低炮孔壁上受到的压力，延长爆炸生成气体的作用时间。这种装药结构比较简单，炮孔的线装密度分布均匀，爆破破碎块度适宜，从而降低了单位体积的炸药消耗量。

4）炮孔堵塞质量：良好的堵塞可以阻止爆炸生成气体产物过早地从装药空腔冲出，保证在介质破裂之前使装药空腔内保持高压状态，这样可以增加有效破碎能量。一般在堵塞质量良好的炮孔中，爆速和殉爆距离明显提高，当使用较低爆速的炸药时尤为显著。因此，一般情况下，应保持足够的堵塞长度和质量，如使堵塞长度大于抵抗线等。

5）起爆顺序：在采用多排炮孔时，起爆顺序与排间的延迟时间对岩石等介质爆破破坏作用的影响非常重要。先起爆的药包将一部分岩石破碎并抛移一段距离，为后起爆药包的爆破岩石

创造了新的自由面，尤其是在群药包爆破中，正确的起爆顺序和延迟时间可以有效地控制岩块运移方向。

6）起爆药包位置：起爆药包的位置决定着药包起爆后爆轰波的传播方向，也决定了爆炸应力波的传播方向和爆炸生成气体的作用时间，所以对爆破作用效果产生着影响。在柱状装药爆破时，主要有两种起爆药包位置和起爆方向。一种是起爆药包位于孔口附近处，称为正向起爆。这样装药比较方便，而且节省起爆材料。第二种装药是起爆药包布置在孔底附近位置，起爆后，爆轰波自孔底向孔口方向传播，称为反向起爆。这样装药有利于消除“残孔”现象。工程实践表明，当岩石性质相同时，底部反向起爆能增强炮孔中爆炸生成气体的膨胀推力和爆炸应力波的作用，加强孔底爆炸生成气体的作用力和延长作用时间，爆破效果较好。在条形药包爆破时，为了提高爆炸能量利用率，应采用多点起爆。

（3）露天矿深孔台阶爆破参数设计方法

台阶要素

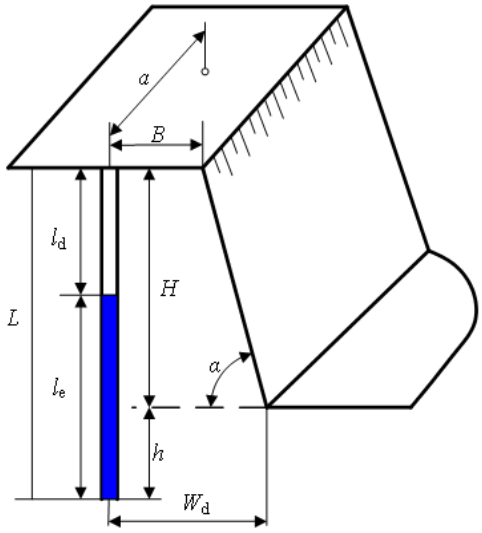


图 5-3 台阶要素图

深孔爆破的台阶要素如图 5-3 所示，图中 H 为台阶高度，Wd 为前排钻孔的底盘抵抗线，L 为钻孔深度，le 为装药长度，ld 为堵塞长度，h 为超深，α 为台阶坡面角，a 为孔距，B 为在台阶面上从钻孔中心至坡顶线的安全距离。

炸药单耗装药量

影响炸药单耗的因素

影响单位炸药消耗量的主要因素有岩石的可爆性、炸药特性、自由面条件、起爆方式和爆破效果要求。因此，选取合理的单位炸药单耗需要多次试验或长期生产实践来验证。

炸药单耗选择很大程度依赖于岩体的性质，根据现场经验可知，对于完整性好的岩体，密度越大，普氏系数越高，岩石的破坏和位移所需要的能量就越多；但如果岩体完整性差，岩体内节理裂隙比较发育，应综合考虑岩石密度、抗拉强度、动载抗压强度、岩石完整性系数。

岩体完整性系数又称裂隙系数，为岩体与岩石的纵波速度之比的平方：

$$K_V = (\frac{C_{mass}}{C_{rock}})^2 \quad (5\text{-}1)$$

式中：C_{mass} 为岩体波速，m/s；C_{rock} 为岩石波速，m/s。

岩体完整程度分级为五级，为完整、较完整、完整性差、较破碎、破碎，见表 5-1。

表 5-1 Kv 与定性划分的岩体完整程度的对应关系

Kv	>0.75	0.75~0.55	0.55~0.35	0.35~0.15	<0.15
完整程度	完整	较完整	较破碎	破碎	极破碎

河曲露天煤矿覆盖层岩石以泥岩和砂岩为主，其中泥岩岩体波速为 1273m/s、砂岩岩体波速为 796~1118m/s（平均 957m/s），泥岩岩石波速为 3744m/s，砂岩岩石波速为 1586~3226 m/s（平均 2406m/s），经计算，泥岩完整性系数为 0.12，为极破碎结构；砂岩完整性系数大致为 0.06~0.5，砂岩完整性变化较大，有极破碎、破碎和较破碎结构，结合现场实际情况，河曲露天煤矿砂岩台阶岩体大部分属于破碎和较破碎结构。

①炸药单耗

炸药单耗系指爆破每立方米岩矿所需的炸药量。在多排深孔爆破时，由于第二排炮孔岩石受夹制，故其药量要适当调整，一般为平均药量的 1.1~1.2 倍，而前排孔则相应减少。炸药单耗的确定通常有试验法、类比法和公式法几种，推荐采用公式法进行炸药单耗初步计算，然后依据现场试验结果反馈优化后确定炸药单耗，其中计算炸药单耗公式为：

$$q = 0.083\sqrt{\gamma \cdot f} \quad (5\text{-}2)$$

式中：q 为炸药单耗，kg/m3；γ 为待爆矿岩的容重，g/cm3；f 为待爆矿岩的普氏硬度系数。

关于炮孔装药量的确定，在布孔设计时，采用散装药可先按单孔装药容积计算。

$$Q = \frac{\pi}{4} d^2 L_c \Delta \quad (5\text{-}3)$$

式中：Q 为单孔装药量，kg；d 为炮孔直径（装药直径），dm；Lc 为装药长度（孔深减去填塞长度），dm；Δ 为孔内装药密度，（kg/dm3）。对硝铵类炸药，一般取 0.8kg/dm3。

每孔装药量，还应结合该炮孔所能崩落矿岩体积来调整：

$$Q = qHWa \quad (5\text{-}4)$$

式中：q 为炸药单耗，kg/m3；H 为台阶高度，m；W 为抵抗线，前排用 Wp，后排用排距 b，m；a 为孔距，m。

②孔距、排距

影响孔距、排距的因素

底盘抵抗线是影响露天台阶爆破效果的一个重要参数。过大则造成根底多、大块率高和后冲作用大过，小则极易造成岩块抛散和飞石危害。底盘抵抗线的大小，与炸药威力、岩石易爆性以及对岩石破碎要求等因素有关。

底盘抵抗线、孔距、排距确定方法

①底盘抵抗线

确定底盘抵抗线常考虑以下三个因素：

a.保证台阶钻孔作业安全

根据钻孔在台阶边缘安全作业的要求，底盘抵抗线 Wd 应满足以下条件：

$$W_{d1} \geq C + H\cot\alpha \tag{5-5}$$

式中：C 为炮孔中心至台阶坡顶线的安全距离。

b.满足炮孔装药条件

为了满足装药条件，按体积公式计算的装药量应等于或小于单孔最大装药量：

$$q \cdot H \cdot W_{d2} \cdot a \leq \frac{\pi}{4} d^2 L_c \Delta \tag{5-6}$$

得：

$$W_{d2} \leq \frac{0.785 d^2 L_c \Delta}{qHa} \tag{5-7}$$

c.考虑一定直径药包所能克服的最大抵抗线

根据体积原理，单位长度药包所能爆破的岩石体积与药包的断面积成正比，即药包直径 dc 与抵抗线 Wd 成正比：

$$W_{d3} = K \cdot d_c \tag{5-8}$$

式中：Wd 为抵抗线，m；dc 为药包直径，m；K 为比例系数，通常为 20~35。影响比例系数 K 的主要因素是炸药和岩石的特性。当岩矿致密、坚硬时，取下限，反之取上限。

根据以上影响底盘抵抗线确定的三种因素的关系，综合考虑底盘抵抗线应保证在正常施工范围内确定技术上可行，也就是说应保证由 W_{d3} 计算的最大抵抗线在 W_{d1} 和 W_{d2} 确定的抵抗线范围内。

由此，可以确定两种炮孔直径条件下对应的合理的抵抗变化范围，抵抗线越大，爆破宽度越大、质量越不均匀；抵抗线过小，爆轰作用过大，造成爆破过分破碎及超挖和岩石飞射。合理的抵抗线选择应与孔距、装药量、台阶高度、装药结构等综合确定。

排距指平行台阶坡顶线布置的相邻两排炮孔之间的距离，在按排顺序起爆时，即为后排孔的抵抗线。由于后排孔起爆都处于受夹制状态，为了改善破碎条件，一般后排孔的单位耗药量要比最前排孔增加 10~20%。如保持装药量不变，则排距要比最前排孔的底盘抵抗线减少 10~20%，即排距为：

$$b = (0.6 \sim 1.0) W_d \tag{5-9}$$

②炮孔间距 a

柱状装药岩石爆破实质是多个柱状药包对负担岩体的破碎，因此，炮孔间距内的岩体的破碎由相邻两炮孔共同承担，炮孔间距由以下经验公式确定

$$a = m \cdot W_d \tag{5-10}$$

式中：m 为临近系数，一般在 0.8~1.2 之间。

填塞长度与超深的确定

①影响填塞长度与超深的因素

1）影响填塞长度的因素

堵塞长度是随岩石性质、炸药性质和工程要求而变化的。岩石坚硬，可爆性差，所需的堵塞长度相对说较短；对威力高、密度大的炸药，需要的堵塞长度相对说较长；在爆破工艺上，根据环境情况选择不同的爆破类型，选择不同的装药直径，选择不同的孔网参数，堵塞长度也相对发生变化。

2）影响超深的因素

影响超深的原因包括岩石性质、抵抗线大小、孔径、台阶高度、炸药类型的因素。

填塞长度与超深确定方法

②填塞长度的确定方法

填塞长度指药柱顶面至孔口这段不装药的长度。在该段填塞惰性材料，防止爆生产物过早溢出，保证炸药反应完全。如填塞长度过小，不仅浪费炸药能量，还可能因产生强烈空气冲击波和飞石而造成公害。反之，如果填塞长度过大，不仅降低炮孔装药量、限制孔网参数的扩大，还会恶化台阶上部岩石的破碎质量。

对于露天矿和采石场台阶爆破的爆孔堵塞问题，许多爆破工作曾用各种手段进行了大量的实验室和现场试验研究，结果表明，合理的堵塞长度极大地依赖于岩体条件。节理、裂隙极端发育的岩体，只要台阶下部的岩石能破碎和抛出，则台阶上部的大部分岩体在重力作用下垂直下落，并发生碰撞，因而可以采用较长的堵塞。

填塞长度的大小常用经验公式计算：

$$\begin{cases} L_{s1} = (20 \sim 30)d \\ 0.7W_p \le L_{s2} \le W_p \end{cases} \tag{5-11}$$

式中：d 为炮孔直径，m；Wp 为底盘抵抗线，m。

堵塞长度 Ls 的合理范围应满足 $L_{s1} \cup L_{s2}$，且为保证堵塞效果宜取大值。

③超深的确定方法

超深 h，指孔深超过台阶底盘水平的长度，主要作用是降低装药中心，有利于克服底盘抵抗，防止产生根底，使爆破后的底盘比较平整。台阶高度 H 越大、台阶坡面角 α 越小、岩石越坚硬、底盘抵抗越大，则超深越大；反之，超深越小。在多排孔爆破时，后排孔的超深应比第一排孔大些，通常按以下经验公式选取：

$$\begin{cases} h = (0.15 \sim 0.35)W_{\mathrm{d}} \\ h = (8 \sim 12)d \end{cases} \tag{5-12}$$

另外，表5-2给出了钻孔直径为150mm时的超深与台阶高度关系，如果钻孔直径不是150mm，则将表中的数值乘以 d/150 进行选取，在进行多排孔爆破时，第二排以后的超深值还需加大 0.3~0.5m。

表 5-2 超深 h 值与台阶高度对应关系选取表（单位：m）

H/m	f			
	1~3	3~6	6~8	10~20
7	0.60	0.70	0.85	1.00
10	0.70	0.85	1.00	1.25
13	0.80	0.90	1.10	1.15
15	0.85	1.00	1.25	1.50
20	1.00	1.25	1.50	1.75
25	1.25	1.50	1.75	2.00

①延时的确定

按照延时原件的位置的不同，延时方式可以分为孔内延时、孔外延时和孔内—孔外组合延时。孔外延时又可以分为孔间延时、排间延时。

②影响延时的因素

合理的微差爆破间隔时差是改善爆破效果、降低爆破振动的关键。延时主要受岩石性质、岩体构造、布孔参数、岩体破碎和运动特征等因素决定。

孔间或排间间隔时差过长，先爆孔爆破形成的裂隙会使后爆孔“漏气”，产生较远的飞石，影响爆破效果，并可能破坏后爆孔起爆网络；孔间或排间间隔时差过短则先爆孔不能给后爆孔提供新的临空面而影响爆破效果；合理孔间或排间时差会对孔间或排间岩石形成共振拉伸，有利于岩石破碎；不合理时差设计会造成单段起爆药量过大，威胁爆破安全。

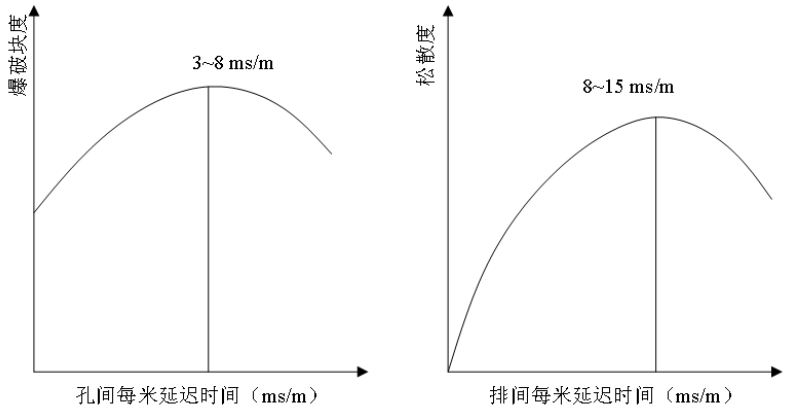
层理面与后排孔相交，前排孔爆破带动岩体前移的过程中，将使岩体沿层理面发生错动而把后排孔中的导爆索或联结起爆体的雷管脚线剪断，从而发生拒爆。在孔网参数小的情况下将更危险，所以应根据岩层的走向和倾角，必须合理的选择延时方式和时间。

起爆顺序是延时方式选择的一个先决条件，在设计中，延时方式的设计要与起爆顺序相匹配。

③延时的确定方法

逐孔起爆技术中每个先爆孔均为其相邻的后爆孔创造了两个（或两个以.上）新自由面，并通过高精度雷管使相邻炮孔起爆的时间间隔更准确，使相邻炮孔产生的应力叠加作用最佳，使爆破碎块互相碰撞的效果最好，使后起爆孔的应力波从新自由面处反射生成的拉应力最强，用最小的同段起爆药量（单孔药量）使爆破地震效应获得最有效的控制，从而达到改善爆破效果的目的。

1）孔间最佳延迟时间。



（a）爆破块度与孔间延迟时间经验曲线（b）排间延迟时间与爆堆松散经验曲线

图 5-4 孔间与排间最佳延迟时间曲线

孔间延迟时间主要影响破碎效果。图 5-4a 给出了爆破块度与孔间延迟时间经验曲线，为使两个炮孔之间的爆破作用达到最大，取得良好的破碎效果，同一排炮孔相邻孔间的最佳延迟时间为 3~8ms/m。当岩性较脆且硬度较高时，孔间延迟时间取小值，反之则取大值。

2）排间最佳延迟时间。

排间延迟时间决定了爆堆的形状和松散度。排间延迟时间过小，后排孔与前排孔相互过度挤压，松散度变差；排间延迟时间过大，则前排孔爆破后的岩石被抛出并停止移动后，后排孔再将爆破的岩石抛到静止的爆堆上，从而使爆堆被挤实，松散度变差。合理松散度的排间延迟时间与排距大小、岩石软硬有关。图 5-4b 提供的排间延迟时间与爆堆松散度经验曲线，由此可知排间最佳延迟时间为 8~15ms/m。

④装药结构与起爆位置的选择

装药结构

1）连续装药，药柱较低、装药主要集中在台阶底部，适宜在台阶不高、底盘抵抗较大或台阶上部裂隙发育、岩石上软下硬时使用。

2）分段装药，炸药在炮孔内分布均匀，每一分段的炸药能量均能充分作用，可实现孔内微差起爆。岩石破碎均匀，且能克服伞檐现象，在一般条件下，分段装药的效果优于连续装药。

分段装药适用于下列条件：

a.台阶高度较大，炮孔穿过强度悬殊的岩层、上硬下软、或中间有较硬夹层；

b.大孔径深孔爆破，药量较少、药柱过低；

c.在临近露天边坡，采用预裂控制爆破。

分段装药结构分为空气间隔和填塞料间隔两种。空气间隔装药一般用在中硬以下岩矿；能调节

⑤装药高度、降低爆孔初始峰压和延长爆破作用时间。

起爆位置

采用柱状装药时，起爆药包的位置决定着炸药起爆以后爆轰波的传播方向，也决定了爆炸应力波的传播方向和爆轰气体的作用时间，所以对爆破作用会产生一定的影响。

根据起爆药包在炮孔中的位置不同，可分为三种不同的起爆方式：

1）起爆药包装于孔底的反向起爆；2）起爆药包装于孔口附近的正向起爆；3）孔口和孔底分别放置药包的多点起爆。

反向起爆能提高炮孔利用率，减小岩石的块度，降低炸药的消耗量，改善爆破作用的安全条件，主要原因为：

a.提高了爆炸应力波的作用

从孔底起爆时，爆炸应力波在传播过程中将叠加成一个高压应力波朝向自由面，使得在自由面附近形成强烈的拉伸应力波，从而提高了自由面附近岩石的破碎效果。正向起爆的情况与它恰恰完全相反，叠加后的应力波不是指向自由面，而是指向岩体内部，使得应力波的能量被无限的岩体所吸引，从而降低了对岩石的破碎作用。

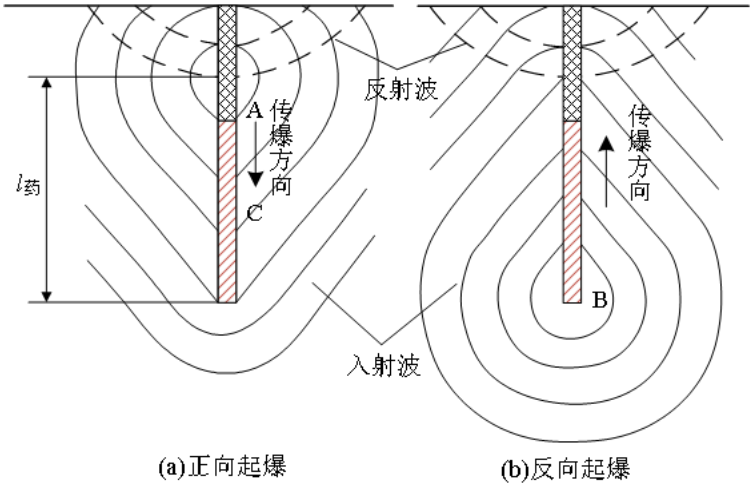


图 5-5 起爆方向与应力波之间的关系

b.增长了应力波动压和爆轰气体静压的作用时间

如图 5-5 中，在其他条件相同时，从图 5-5a 中的 A 点进行正向起爆和从图 5-5b 中的 B 点进行反向起爆时，爆炸应力波分别向自由面传播并在自由面处产生反射。从图中可明显看出，从起爆到反射波格子回到 A 点的时间，反向起爆比正向起爆推迟了一段时间。在这段时间内，岩石在应力波和爆生气体的作用下能产生更多的裂隙，可使裂隙得到进一步的扩大和延伸。与此相反，正向起爆时反射波到达 A 点后，在反射拉伸波的作用下，过早地产生了与自由面贯通的裂隙，使炮孔中的爆炸气体过早地外逸，从而降低了破碎效果，还影响了下段药柱的稳定传爆，容易造成残孔。

c.增大了孔底的爆破作用

岩石抵抗爆破的阻力随着孔深的增大而增大，孔底部分的抗爆阻力最大，要破碎这部分岩石需要消耗较多的能量。若采用正向起爆，孔口容易过早地产生裂隙，爆炸气体容易沿裂隙逸出，所以作用在孔底的压力会明显降低，而且爆炸气体作用的时间也缩短了，影响了孔底部分岩石的破碎效果，若采用反向起爆，则爆炸气体在岩石裂隙之前一直被密封在炮孔内，所以作用在岩石上的压力较高，作用时间也长，从而有利于岩石的破碎。

目前，在进行深孔台阶爆破时多采用多点起爆，每孔装两个起爆药包，分别置于距孔口和孔底

各 1/3 处，可充分提高爆炸能量利用率。

经过前述工程经验及理论角度对爆破参数的分析，河曲露天煤矿台阶爆破设计参数基本满足合理值范围，可以保证较好的爆破效果。对于局部出现大块率高的现象，经现场勘查，主要与局部岩层性质、裂隙发育程度及钻孔含水等水文地质条件和超深、填塞等设计与技术施工程度等密切相关。应根据局部具体情况有针对性的提出解决方案

2.案例思考题

(1) 如何根据岩石的波阻抗选择合适的爆破方式？请结合具体实例说明。

(2) 在多排炮孔爆破时，起爆顺序和延时设计对爆破效果有何影响？请举例说明。

(3) 如何根据现场实际情况调整炸药单耗和装药量？请结合实际案例进行分析。

(4) 在考虑爆破远区围岩稳定和振动安全时，应重点注意哪些因素？请结合实际案例进行详细说明。

(5) 请解释霍普金逊效应及其在实际爆破中的应用。

(6) 如何通过优化装药结构和起爆位置提高爆破效果？请结合实际案例进行分析。

(7) 在设计露天矿深孔台阶爆破时，如何平衡爆破能量分配和破碎效果？请结合实际案例进行详细说明。

(8) 请解释 C.W.Livinston 爆破漏斗理论及其在台阶爆破实践中的应用。

(9) 如何通过调整填塞长度和超深来优化爆破效果？请结合实际案例进行分析。

(10)请解释微差爆破间隔时间的选择对爆破效果的影响。

(11)如何通过改进起爆方式和顺序控制岩块运移方向？请结合实际案例进行详细说明。

(12)请解释不耦合装药和轴向空隙或惰性介质间隔装药的区别及其优缺点。

(13)如何通过合理选择底盘抵抗线和排距提高爆破效果？请结合实际案例进行分析。

(14)请解释反向起爆和正向起爆的区别及其在不同情况下的应用优势。

(15)如何通过改进炮孔堵塞质量提高爆破效果？请结合实际案例进行分析。

3.案例使用说明

（1）适用范围

该案例适用于矿业工程、爆破工程及相关专业的学生和研究人员，特别是需要进行露天矿深孔爆破设计与优化的工程师。

（2）配套教材

《岩石力学》、《爆破工程学》

（3）教学目的

通过本案例的学习,使学生能够掌握露天煤矿台阶深孔爆破的基本理论和方法提高实际工程设计和实施的能力。

（4）要点提示

重点掌握岩石介质的动力学特征、爆破破坏机理以及影响爆破效果的主要因素。

了解不同装药结构和起爆位置对爆破效果的影响。

学会根据现场实际情况调整炸药单耗和装药量。

（5）教学建议

在教学过程中，可以通过实验和模拟软件辅助讲解，帮助学生更直观地理解爆破过程。

鼓励学生结合实际案例进行分析和讨论，以提高解决实际问题的能力。

（6）推荐阅读

《矿山爆破技术》、《岩石力学》

（7）相关理论

岩石力学基础理论：包括应力波传播、爆炸应力波作用范围等。

爆破工程学原理：涉及炸药特性、爆破参数设计等关键知识点。

（8）关键知识点

岩石介质的动力学特征及其在爆炸冲击载荷下的表现。

爆破破坏机理及两种主要观点的分析。

炸药爆炸特性对爆破效果的影响。

岩石介质的爆破特性及其对爆破效果的作用。

爆破参数与工艺的设计方法及其对爆破效果的影响。

（9）关键能力点

分析和解决实际工程问题的能力。

设计和优化爆破方案的能力。

运用理论知识指导实际操作的能力。

（10）案例分析思路

背景介绍：简要介绍露天煤矿台阶深孔爆破的背景和应用场景。

理论基础：详细阐述岩石介质的动力学特征、爆破破坏机理及相关理论。

影响因素分析：分析炸药爆炸特性、岩石介质特性及爆破参数与工艺对爆破效果的影响。

设计方案：提出具体的爆破设计方案，包括台阶要素、炸药单耗装药量、孔距排距、填塞长度与超深等参数的设计方法。

实际应用：结合实际案例，展示如何在实际工程中应用上述设计方案，并分析其效果。

问题与改进措施：总结在实际应用中遇到的问题，并提出相应的改进措施。
总结与展望：总结全文内容，并对未来的研究方向和应用前景进行展望。

（三）案例 3 高陡台阶抛掷爆破参数设计与优化方法

1. 案例简介

（1） 爆破参数的确定

爆破参数的初步选择

抛掷爆破这个词，80 年代在美、澳等国相当时髦，各矿都争先恐后地引进、试验此技术。大多数矿山选择爆破参数是根据自己经验，而不是依靠理论或科学试验，这样得不到理想效果或走了许多弯路。要想建立完整的理论模型来确定爆破参数也是不现实的。

D’Appolonia 咨询工程师建立了“图解法”模型，根据矿山岩石情况、钻孔设备参数、炸药参数、台阶高度和抛掷距离确定孔距、排距、炸药单耗。使用的具体参数如下：D 为炮孔直径，mm；FE 为岩石应变能量系数；H 为台阶高度，m；R 为抛掷距离，m；ρ 为炸药密度，kg/m3。

中间参数有C_1，C_2，可由式（2-1），式（2-2）分别计算

$$C_1 = \frac{27P_D}{qk_2} \tag{2-1}$$

$$C_2 = \frac{k_1 C_1}{H} \tag{2-2}$$

$$a = k_1 b \tag{2-3}$$

$$L_s = k_2 b \tag{2-4}$$

$$L = H - k_1 b \tag{2-5}$$

式中：k_1，k_2 为系数；P_D 为线装药密度，kg/m；q 为炸药单耗，kg/m3。

使用“图解法”模型的步骤：

1）在图 2-1 上，在抛掷距离 R 和岩石应变能量系数 FE 之间画一条线，来确定炸药单耗 q。如果没有岩石应变能量系数 FE，可让 FE=3.0，这样就选择了一个实用的起始点。

2）根据孔径 D 和炸药密度 ρ 计算线装药密度 P_D。

3）初步让 k_1，k_2 取值为 1，确定 C_1，C_2 的值。

4）在图 2-2 上，利用 C_1，C_2 的值确定 C_3。

5）让 $C_3' = C_3$，$C_2' = C_2$。在图 2-4 右边的 C_3'，C_2' 之间画一条直线确定排距 b。

6）计算每孔装药量。

7）在图 2-1 上，根据 FE 值确定岩石可爆性系数 FE_0 的值，然后在可爆性系数 FE_0 和每孔装药量之间 Q 之间画一直线，确定最佳排距 b'。

8）比较 b 和 b' 值，如果两值大致相等，那么抛掷爆破的参数就被确定，并计算孔距、堵塞长度。

9）如果 b 和 b' 相差太远，那么 k_1， k_2 应该减小。D′Appolonia 应用经验公式 $k_2 = k_1^3$。例如 $k_1 = 0.8$，则 $k_2 = 0.51$，计算新的 C_1， C_2。重复 1~8 步骤，直到 b 和 b' 基本相等。

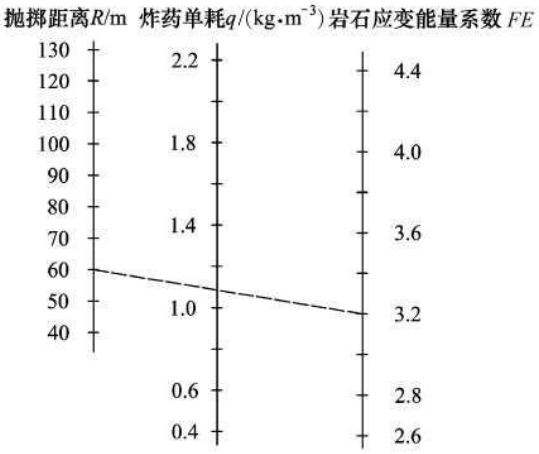


图 2-1 确定炸药单耗

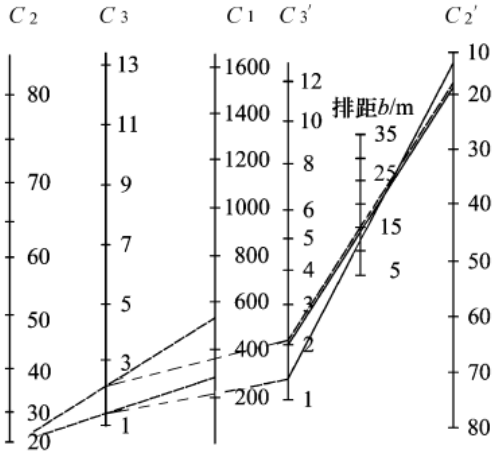


图 2-2 确定孔排距

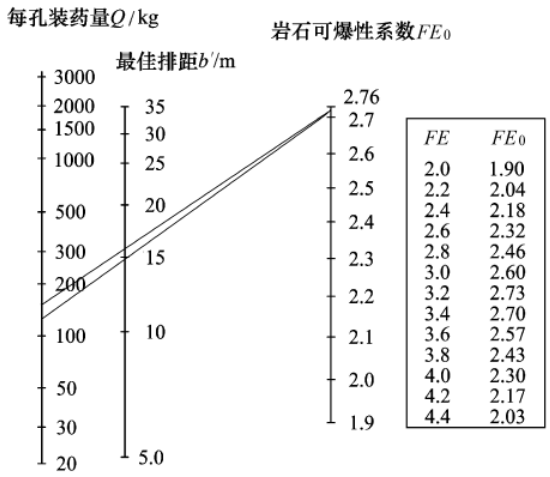


图 2-3 验证爆破参数

（2）确定排距 B 的另一方法

排距 B 的值通常与装药量有关，可用下式表达：

$$B = kQ^{\frac{1}{2}} \tag{2-6}$$

式中：B 为排距，或前排底盘抵抗线，m；Q 为炸药的线装药密度，kg/m；k 为比例常数。

比例常数 k 需要复杂的计算。在孔距比排距大或相等时，k 的取值在 1~1.3 之间。大多数情况下取 1.1。当孔距比排距小时 k 的值在 1.5~1.7 之间。

还可利用排距与孔径的关系来确定 B：

$$B = k_1(D/12) \tag{2-7}$$

式中：D 为炮孔直径 in；k_1 为比例常数。

在孔距比排距大或相等时，多数情况下 $k_1 = 23$，在孔距比排距小时，$k_1 = 32$。装药密度 Q 与炮孔直径 D 有直接关系。

（3）台阶高度、孔径变化时最佳排距 B 的变化情况

①概述

爆破参数的最佳化是矿山操作的目标，对于给定的地质条件、岩石类型，经过大量现场试验，可获得最佳爆破参数。但是孔径、台阶高度变化时，最佳爆破参数亦发生变化。爆破参数中，排距最重要，其它爆破参数如孔距、堵塞长度可由排距计算出来。

②影响排距的参数

用来计算排距 B 的经验公式中，几乎均包含炮孔直径或台阶高度。对于散装炸药，炸药直径和炮孔直径相等。对于筒装炸药，炸药直径小于炮孔直径。有时计算排距 B 的经验公式中含有炮孔深度、装药长度，但它们是台阶高度的派生物。岩石性质和炸药性质被直接或间接包含在公式的常数中。

③由炮孔直径计算排距 B

排距 B 和炮孔直径 d 基本上成线性关系，可用下式来表示：

$$B = C_1 \cdot D \tag{2-8}$$

式中：B 为排距，m；D 为炮孔直径，mm。

常数 $C_1=20\sim35$，$20\sim40$，$25\sim40$。C_1 太小，将导致空气冲击波和飞石，太大会导致较差破碎效果、根底和严重地表震动。对于所有类型岩石和炸药，C_1 可用下列一系列公式来确定：

$C_1=15\sim35$，当 $D>16.66H+50$ 时；

$C_1=20\sim35$，当 $D\le16.66H+50$ 或 $D\ge10H$ 时；

$C_1=20\sim40$，当 $D<10H$ 时。

式中：H 为台阶高度，m；D 为炮孔直径，mm。

确定了 C_1 后，B 可用（2-8）式确定。

④由台阶高度确定排距 B

排距和台阶高度关系可用下列公式来确定：

$$B=C_2\cdot H \tag{2-9}$$

式中：B 为排距，m；H 为台阶高度，m；C_2 为比例常数（与岩石、炸药性质有关）。C_2 的变化范围在 0.25~0.50 之间，这个范围是经过对许多矿山的排距、台阶高度分析后得出来的。如果选择的孔径对于给定的台阶来说较大，那么试着增加排距 B，C_2 的值可能超过 0.5。如果孔径太小，C_2 的值可能比 0.25 还小。C_2 的倒数称为刚度比，其变化范围在 2~4 之间。当钢度比小于 2 时，会出现破碎问题，地面震动问题，空气冲击波，飞石，后裂和根底。当钢度比大于 4 时，也不会有明显的利益可得，因此 C_2 变化范围在 0.25~0.5 之间比较合适。

⑤对于给定的孔径和台阶高度来确定排距 B

确定排距从孔径出发给出一个范围，从台阶高度出发又给出一个范围。当这两个范围比较时，可能有下列三种情况：

1）在从孔径出发确定的排距范围内可能有些值比从台阶高度出发确定的范围上限大，但是两范围部分或全部重合，如图 2-4a 所示。

2）在从台阶高度出发确定的排距范围可能有些值比从孔径出发确定的排距范围的上限大，但是两范围部分或全部重合，如图 2-4b 所示。

3）两范围不重合。在这种情况下，确定的孔径不合适，应调整孔径或台阶高度。

如图 2-4 所示，重合部分比两个范围窄，公共部分清除了孔径与台阶高度不匹配的情况。重合部分的下限是排距的最小值，上限是排距的最大值。用这种方法，可对任何孔径与台阶高度的匹配情况进行验证。

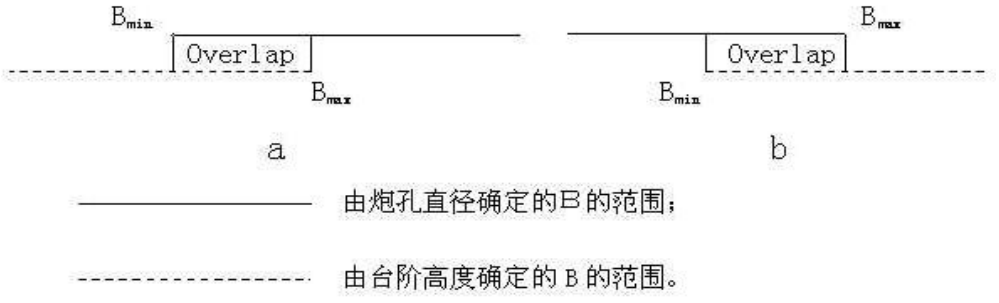


图 2-4 给定的孔径和台阶高度来确定排距

⑥新最佳排距的确定

孔径为D_1时，最佳的排距为B_1。后来，孔径变成D_2时，最佳排距变为B_2。但是炸药类型、岩石性质没变，则有

$$B_1 = C_1 \cdot D_1 \tag{2-10}$$

$$B_2 = C_2 \cdot D_2 \tag{2-11}$$

常数均为C_1，是由于岩石性质、炸药类型没改变，则

$$B_2 / B_1 = D_2 / D_1 \text{ 或 } B_2 = D_2 \cdot B_1 / D_1 \tag{2-12}$$

式（2-12）与 Konya 和 Walter 给出的相同。

$$B_2 = B_1 \cdot (D_2 / D_1)^{\frac{2}{3}} \tag{2-13}$$

式（2-10）、（2-11）有一共同缺点是台阶变化时，就不适用了。

同理有：

$$B_1 = C_2 \cdot H_1 \tag{2-14}$$

$$B_2 = C_2 \cdot H_2 \tag{2-15}$$

$$B_2 / B_1 = H_2 / H_1 \text{ 或 } B_2 = H_2 \cdot B_1 / H_1 \tag{2-16}$$

式中：H_1为变化前台阶高度；H_2为变化后台阶高度；C_2不变是由于岩石性质和炸药类型没改变。

同样，孔径变化时（2-16）式不适用。

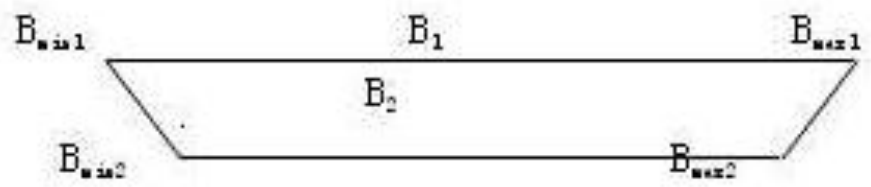


图 2-5 线性插入法确定变化后的最佳排距示意图

排距变化前的下限用$B_{\min 1}$，上限用$B_{\max 1}$来表示。孔径或台阶高度变化后，排距的下限用$B_{\min 2}$，上限用$B_{\max 2}$来表示。假设变化前最佳排距已知，可用线性插入来确定变化后的最佳排距，如图 2-5 所示。$B_{\min 1}$对应$B_{\min 2}$，$B_{\max 1}$对应$B_{\max 2}$。

由于变化前的最佳排距B_1位于一个确定范围，变化后的最佳排距B_2也应位于另一个确定范围，B_2可用下式来确定：

$$B_2 = B_{\min 2} + \frac{B_{\max 2} - B_{\min 2}}{B_{max1} - B_{\min 1}}(B_1 - B_{\min 1}) \tag{2-17}$$

式中：$B_{\min 1}$为变化前排距B的最小值；$B_{\max 1}$为变化前排距B的最大值；B_1为变化前最佳排距值；$B_{\min 2}$为变化后排距 B 的最小值；$B_{\max 2}$为变化后排距 B 的最大值；B_2为变化后最佳排距值。

公式（2-17）包括台阶高度和孔径，因此，当孔径或台阶高度有一个或两个变化时均可

计算出新的最佳排距。表 1 列出了一些实例，给出了孔径变化时（1，4，7）、台阶高度变化时（2，5，8）和两者都变化时（3，6，9）时新的最佳排距的确定情况。

表 2-1 不同台阶高度和孔径组合情况下最佳孔距的确定

序号	以前的组合		新的组合		最佳B	由公式2-24确定B_2	由公式2-25确定B_2	由公式2-28确定B_2	由公式2-29确定B_2
1	165	12	200	12	3.8	4.6	4.3	N/A	4.4
2	65	12	165	10	3.8	N/A	N/A	3.2	3.6
3	165	12	200	10	3.8	N/A	N/A	N/A	4.2
4	250	10	150	10	5.0	3.0	3.5	N/A	5.0
5	250	10	250	12	5.0	N/A	N/A	6.0	6.0
6	250	10	150	12	5.0	N/A	N/A	N/A	5.3
7	150	10	100	10	4.0	2.7	3.0	N/A	3.0
8	150	10	150	12	4.0	N/A	N/A	4.8	4.1
9	150	10	100	12	4.0	N/A	N/A	N/A	3.5

（4）爆破设计系统及其功能

①爆破设计系统概述

1）系统研究内容

建立露天矿地质地形信息管理系统，可以自动生成、储存和输出各种图形，并将采场地表实测点坐标和地质属性参数存入数据库。在爆破设计过程中，可以自动查询、识别和计算处理矿岩的各种属性参数。开发爆破智能设计、模拟系统，实现参数智能选取、爆区设计、装药结构设计等功能，并输出爆破方案文档。系统提供图形编辑、参数设计、智能反馈调整、爆破过程模拟等功能，提高了爆破设计的效率和准确性。

2）系统的特点

爆破数字化综合处理系统是一个集成地质信息管理、爆破器材信息管理、图形平台管理、抛掷爆破智能设计与预测模拟功能于一体的大型系统。在软件开发过程中，充分考虑现场技术人员的需求和习惯，与其进行沟通，确保软件操作符合实际使用的习惯。同时，注重人工设计和智能设计的结合，使软件具备灵活性，将理论知识与现场经验相结合。系统实现了智能设计在布孔、装药、连线和出图等方面的应用，显著减轻了设计人员的工作负担。

a. 地质信息管理系统

爆破数字化综合处理系统爆破设计部分是以矿山地质信息数据为基础的，系统为矿山建立了完整的地质信息管理系统。用户可以查看矿山所有地质钻孔原始数据和地层地质年代数据。将原始数据加入到综合处理系统中，在三维图形平台上可以实现查看所有导入的地质钻孔柱状图和任何位置的地层地质年代图，如图 2-6、2-7 所示。

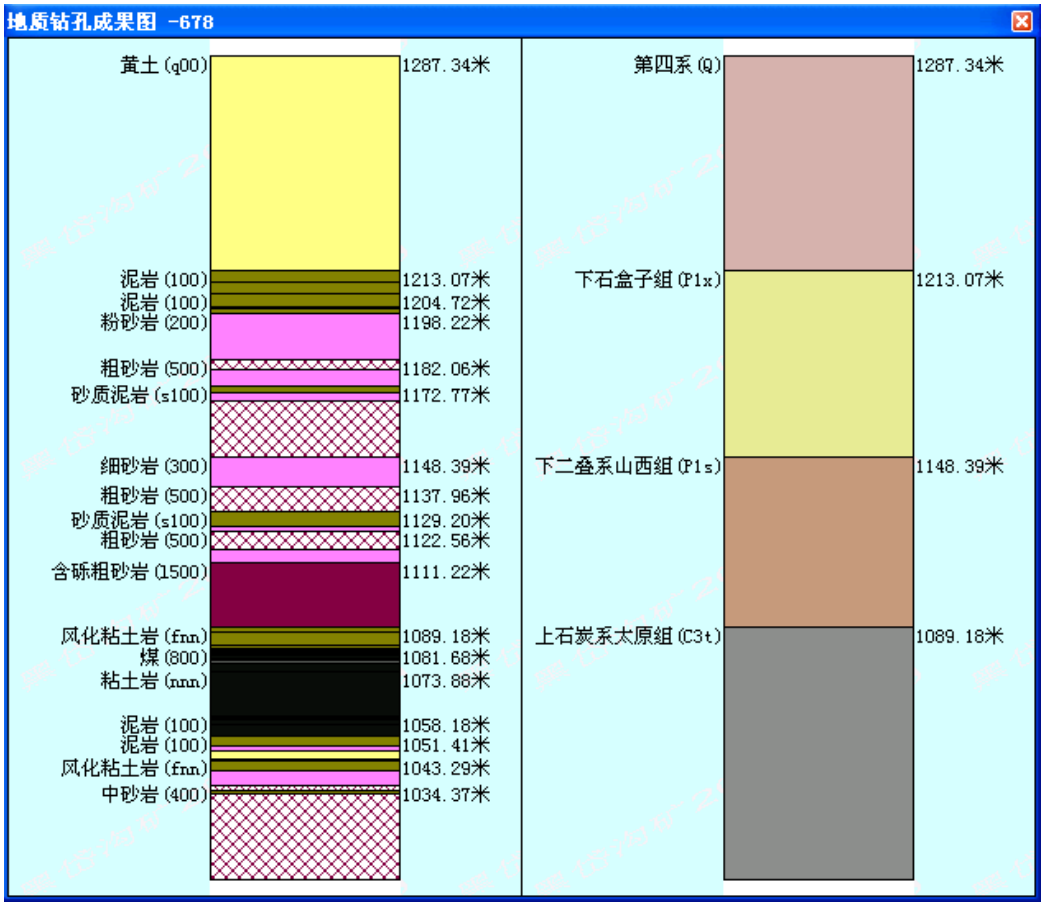


图 2-6 地质钻孔柱状图

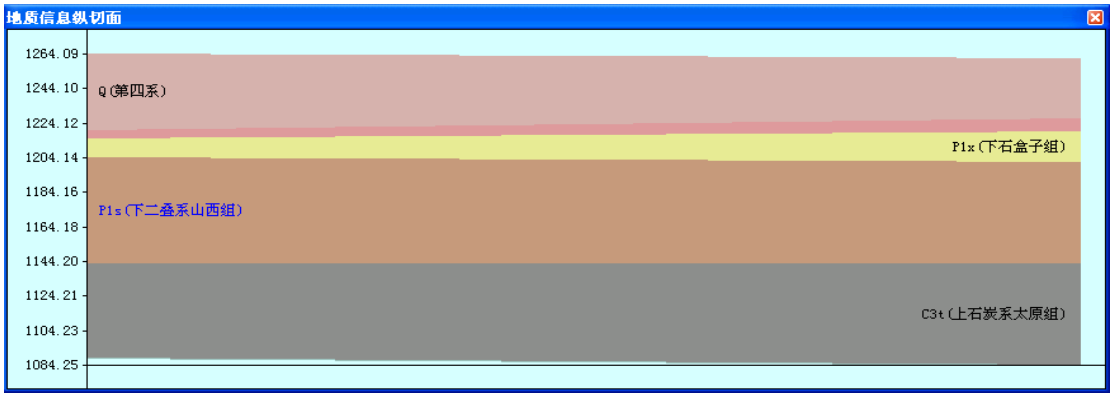


图 2-7 地层地质年代图

b. 爆破器材信息管理系统

爆破器材信息管理可以对抛掷爆破设计过程中使用的雷管、炸药等火工品进行统计、管理。

c. 图形平台管理系统

爆破数字化综合处理系统的图形平台是一个强大的工具，通过其丰富的功能和灵活性，用户可以在三维空间中进行露天矿爆破设计，实现图形的编辑、显示、旋转、平移、缩放等操作，从而提高爆破设计的准确性和效率。

②系统的功能

抛掷爆破设计软件具有多个功能组成部分。其接口技术能够智能导入露天矿的各种数据

形式；图形平台实现了二维/三维可视化显示和绘制、编辑功能，展示地质信息和爆破信息；地质信息管理系统实现了图形、模型和数据库的动态关联与更新；露天矿抛掷爆破设计系统在实时地质地形条件下，智能设计和更新爆破方案，并与图形、模型和数据库进行动态关联。

③爆破的设计实例

以黑岱沟露天煤矿 2009 年东八区为例，介绍 Ksbp 软件抛掷爆破设计过程。

1）爆破设计过程

首先启动 Ksbp 软件，新建数据库。然后通过手动输入或者导入 txt 文件输入设计爆破区域、区域长/宽、坐标网格宽、台阶顶/底以及台阶默认高度/坡面默认倾角。区域设计信息数据输入完成后，点击保存。打开“系统层工具箱”的“爆破区域”即可显示设计的爆破区域，如图 2-8。

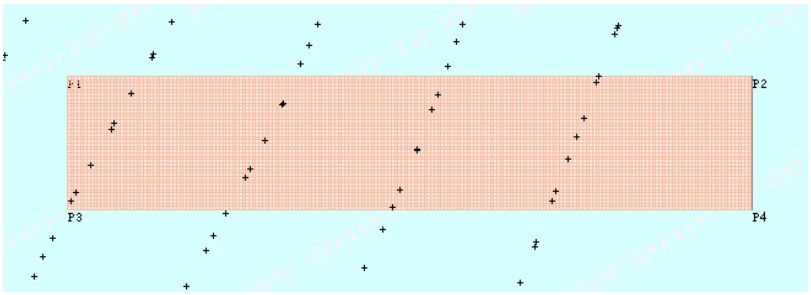


图 2-8 爆破设计的爆破区域

接着导入坡顶面数据、坡面数据、坡顶线/坡底线数据、煤顶板数据等地形数据。通过在“预裂孔设计”窗体中输入参数设计预裂布孔，在“抛掷爆破主体布孔”窗体输入参数设计抛掷布孔。结果如图 2-9 所示。

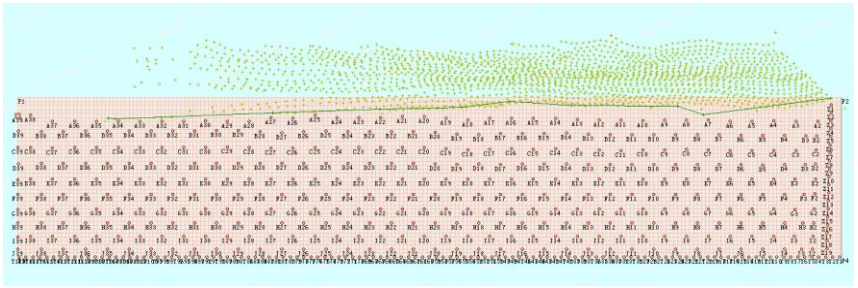


图 2-9 布孔装药设计

最后，炮孔设计完成后需要对所设计的炮孔进行连线设计。连线后结果如图 2-10 所示。

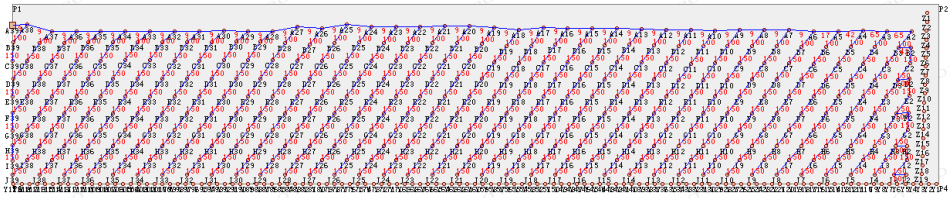


图 2-10 布孔装药设计

2）爆破设计结果输出

爆破施工组织文档是矿山施工指导的最重要的文件之一，过去，矿山依靠手工设计，设计人员劳动强度很大，施工很大程度取决于技术人员的经验，从一定程度上提高了矿山生产成本，

影响矿山生产效率的提高。Ksbp 软件实现了设计文档的自动输出，从一定程度上减轻了设计人员的劳动强度，提高了设计的精确度和矿山的生产效率。具体的操作步骤如下：

①系统生成组织施工设计文档，选择爆破名称、计算输出文档类型、图纸的大小，单击“运行”，系统将自动将文档保存至指定的文件夹下。

②生成的施工组织图包括：排孔装药结构示意图、炮孔编号图（图 2-11）、连线图（图 2-12）、等时线图（图 2-13）、连线延时方向图（图 2-14）、孔长图（图 2-15）、倾角图（图 2-16）、起爆孔数-时间分布图（图 2-17）、起爆药量-时间分布图（2-18）。

③施工组织图输出完成后，会弹出施工组织文档输出窗体，选择输出的路径（默认为保存至软件安装文件下），选择需要输出的 Excel 表格和 Word 表格，点击“输出”，就可以完成施工组织文档的输出。表格包括：基本信息表、炸药及火工品统计表、各排基本信息统计表、各排装药结构统计表、单炮孔基本信息明细表、单孔装药结构明细表、KSBPOutBook（Excel 表）。

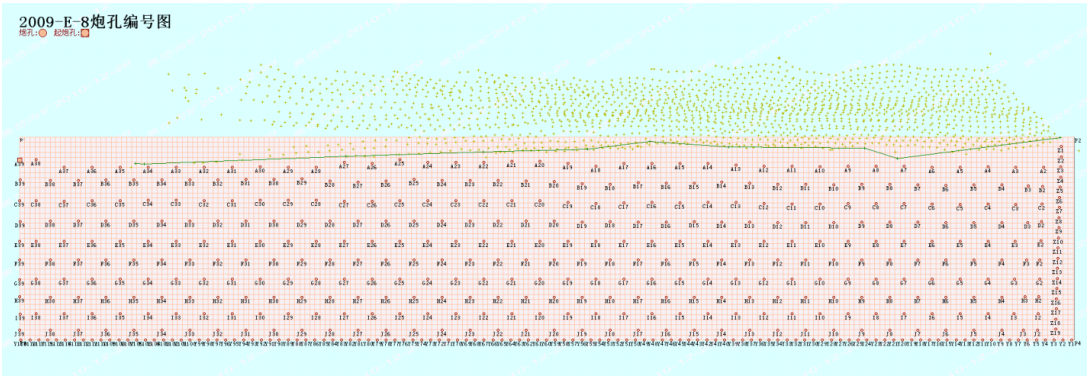


图 2-11 炮孔编号图

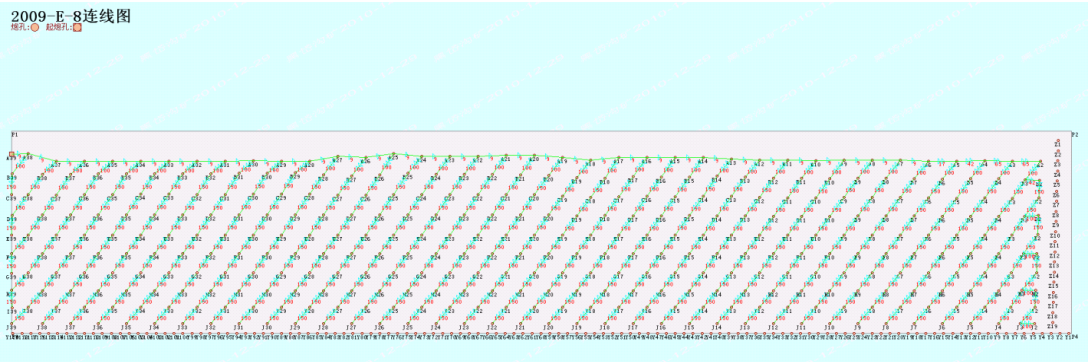


图 2-12 连线图

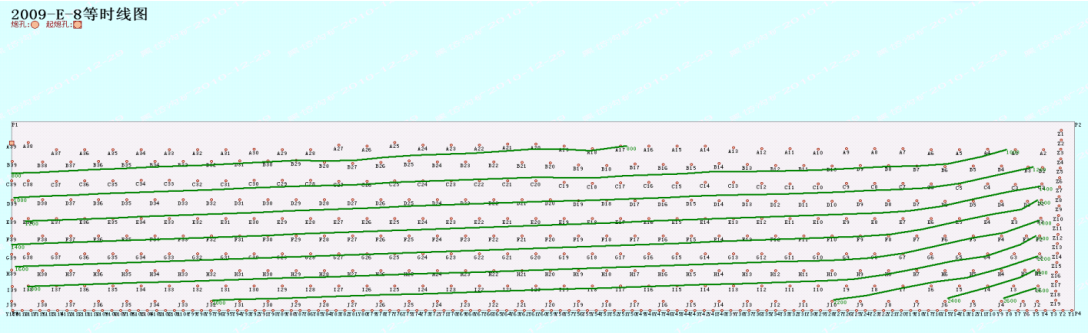


图 2-13 等时线图

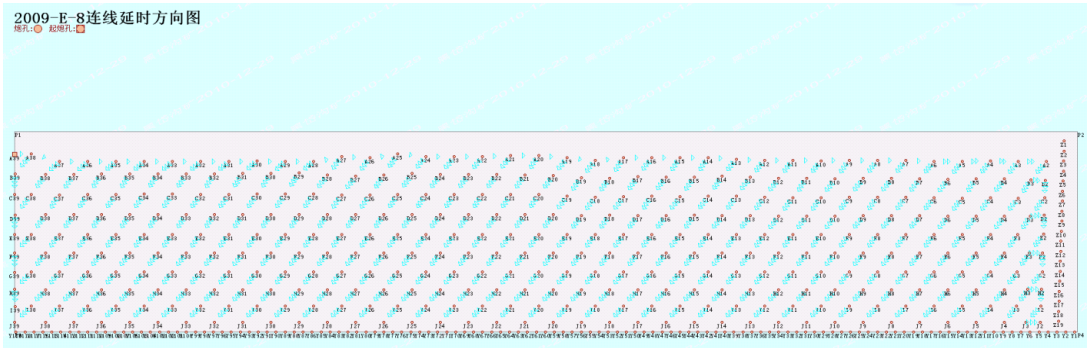


图 2-14 连线延时方向图

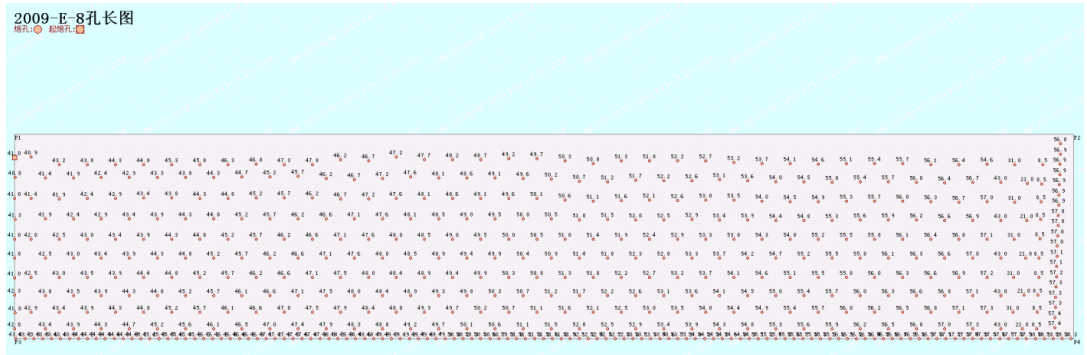


图 2-15 孔长图

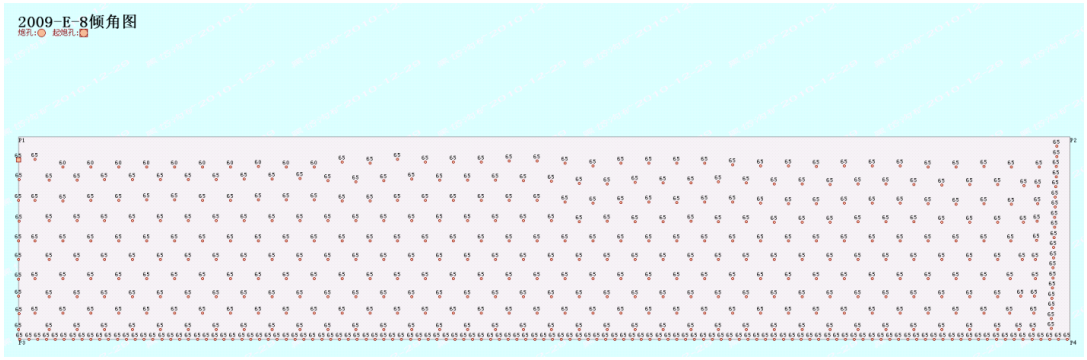


图 2-16 倾角图

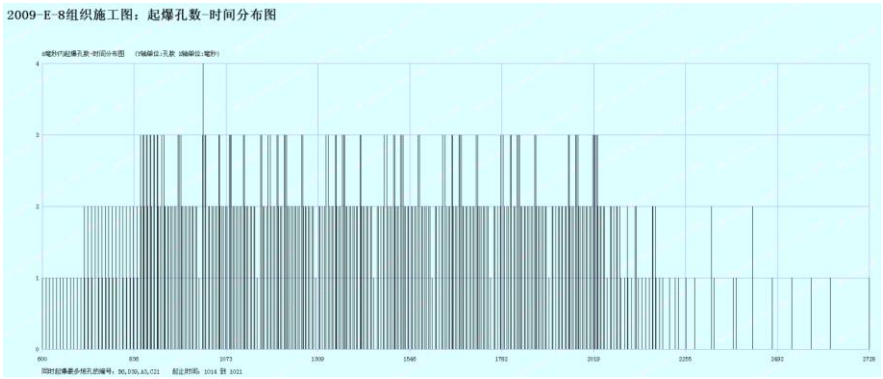


图 2-17 起爆孔数-时间分布图

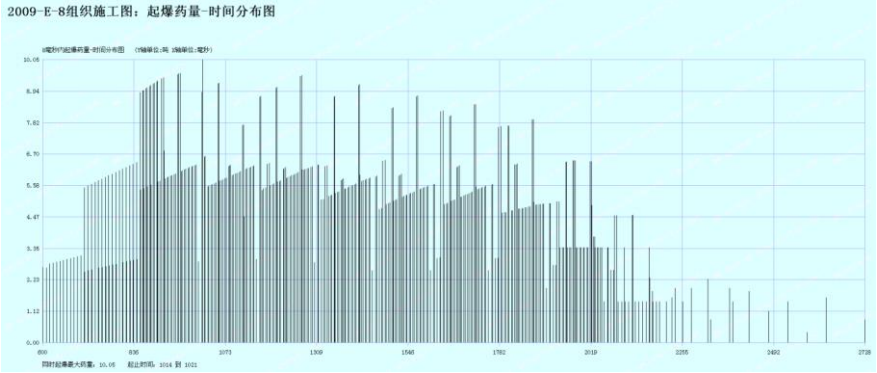


图 2-18 起爆药量-时间分布图

表 2-2 基本信息统计表

总排数	预裂排数	抛掷排数	松动排数	钻孔总数	预裂孔数	抛掷孔数	松动孔数	炸药总重量	爆破区域体积	台阶高度	爆破区域面积
12	2	10	0	518	138	380	0	978332.74	1473653.6	44.4	33159.9

表 2-3 炸药及火工品统计表

炸药类型	炸药重量	单位
铵油	660283.94	kg
重铵油	299300.37	kg
充填物	2411	米
空气包	8055.07	米
铵油低密度炸药	18748.43	kg
9ms	66	发
导爆索	138	米
42ms	4	发
65ms	4	发
100ms	82	发
150ms	600	发
600ms	760	发
起爆药柱	1174	个

表 2-4 各排基本信息统计表

排号	排距	孔距	倾角	平均长度	平均深度	平均超深	炸药重量	负担体积	排 单耗
A	9.82	10.85	64	47.85	42.88	0	3051.67	4567.39	.67
B	7.22	10.81	65	47.13	42.71	0	2859.57	3331.99	.86
C	7.87	10.8	65	47.74	43.26	0	2808.92	3676.1	.76
D	7.66	10.79	65	47.48	43.04	0	2853.34	3558.1	.8

E	7.74	10.78	65	48.07	43.57	0	2800.74	3638.26	.77
F	7.46	10.78	65	47.82	43.34	0	2512.06	3487.09	.72
G	7.54	10.76	65	48.4	43.87	0	2555.93	3559.64	.72
H	6.95	10.77	65	48.15	43.64	0	2531.82	3266.67	.78
I	6.56	10.74	65	48.71	44.14	0	1869.89	3110.64	.6
J	6.46	10.75	65	48.44	43.9	0	1408.29	3048.19	.46
Y	0	3.5	65	51.3	46.49	0	135.86	162.72	.83
Z	0	4	65	57.06	51.71	0	135.86	206.84	.66

表 2-5 各排装药结构统计表

排号	第一段长度	第二段长度	第三段长度	第四段长度	第五段长度	第六段长度	第七段长度
A	7.84	11.14	28.59	.28	0	0	0
B	6.45	21.59	18.69	.4	0	0	0
C	6.42	26.66	14.38	.28	0	0	0
D	6.91	19.2	20.98	.4	0	0	0
E	6.89	14.54	26.36	.28	0	0	0
F	5.99	41.16	.27	.4	0	0	0
G	5.95	42.01	.17	.28	0	0	0
H	5.99	41.49	.27	.4	0	0	0
I	5.95	14.54	11.83	16.38	0	0	0
J	5.07	4.46	10.19	7.77	9.91	11.05	0
Y	15	1	16.65	1	16.65	1	0
Z	15	1	19.53	1	19.53	1	0

2.案例思考题

(1) 许多矿山在选择爆破参数时主要依赖经验而非理论或科学试验。请讨论这种做法可能导致的后果，并分析如何通过科学方法来优化爆破参数的选择。

(2) 描述“图解法”模型的具体步骤，包括如何确定炸药单耗、孔距和排距等参数。你认为这种方法在实践中的优势和局限性是什么？

(3) 排距与孔径之间存在一定的关系。请分析这一关系的物理原理，并讨论在不同岩石类型和炸药性质下，这一关系如何影响爆破效果。

(4) 最佳爆破参数受多种因素影响，包括台阶高度和炮孔直径等。请列举并讨论影响最佳排距的主要参数，以及这些参数变化时对爆破效果的具体影响。

3.案例使用说明

适用范围：采矿工程专业

配套教材：爆破工程

教学目的：了解抛掷爆破设计与优化技术，增强专业知识

（四）案例 4 基于智能算法的爆破效果预测方法

1.案例简介

（1）引言

在露天开采岩石剥离环节中，高台阶深孔抛掷爆破是降低剥离成本的主要途径之一。采用高台阶抛掷爆破剥离技术，可直接将 30%~65%的剥离物抛掷到采空区，降低的剥离成本达 1/3 以上。预测抛掷爆破效果对反馈优化抛掷爆破设计参数、提高抛掷爆破效率、充分发挥拉斗铲的生产能力具有重要意义。其中最远抛掷距离，松散系数，有效抛掷率和爆堆形态是评价爆破效果优劣的重要指标，通过预测爆破效果评价指标进而反馈抛掷爆破优化设计具有重要意义。

目前，国内学者主要通过数学模型结合智能化算法对爆破效果进行预测分析。李祥龙等通过研究爆破参数对抛掷爆破效果的影响规律，建立了爆堆形态模拟的 Weibull 模型；韩亮等通过 BP 神经网络结合 Weibull 模型，预测了爆堆形态；黄永辉等运用 ELM 神经网络以 Weibull 函数的 2 个控制参数 α，β 以及松散系数为输出层，提出了一种预测高台阶抛掷爆破爆堆形态的模型。孙文彬等通过对不同神经网络（BP，SVM，RBF）预测模型结果的分析对比，提高了神经网络对露天矿抛掷爆破效果预测的准确性；刘希亮等采用 GA 优化常规支持向量机模型（SVM）对抛掷率进行了预测；马力等通过参数优化后 PSO 和极限学习机（ELM）相结合的露天矿抛掷爆破效果预测模型；温廷新等则采用 GA 优化 ELM 输入权值矩阵和隐含层偏差，并结合 Weibull 模型预测抛掷爆破效果。

以上学者运用 BP 神经网络、GA-SVM、GA-ELM 等模型对 Weibull 曲线的控制参数的预测误差最优为 5%。且多采用遗传算法优化神经网络并以单评价指标预测抛掷爆破效果，说明经遗传算法优化的神经网络模型对露天矿抛掷爆破效果的预测具有较高的准确性和运算效率。对抛掷爆破爆堆形态的预测则是通过训练完成的神经网络模型预测 Weibull 模型控制参数 α，β 实现的。本文在已有文献研究基础上，考虑最远抛掷距离，松散系数，有效抛掷率 3 项评价指标，并引入了 Fourier 级数模型模拟爆堆形态综合预测抛掷爆破效果。目前众多研究学者采用 Weibull 模型结合智能算法模拟爆堆形态，模拟的准确性取决于 Weibull 曲线控制参数 α，β 的取值与预测精度，但该方法建立的模型往往在模拟精度和预测精度等方面存在不足，对爆堆曲线的起点和终点不能完整预测。且 Weibull 分布曲线与真实爆堆剖面曲线未处于同一坐标下，需要将真实的爆堆曲线无量纲化，进而不可避免的增加了误差。针对抛掷爆破爆堆形态形成机理和特征，笔者提出利用 Fourier 级数模型模拟爆堆形态的新方法，根据实测爆堆剖面曲线数据进行模拟，无需将真实爆堆曲线无量纲化，减少了量纲化误差，且起点和终点能够完整预测。

此外，经 PSO 优化的神经网络模型虽然全局收敛速度较快，易陷入局部最优、过早收敛、终止命令等现象。未优化的 LSSVM 模型惩罚参数 c 和核函数参数 g 的选择对预测结果有较大影响。偏最小二乘法回归（PLSR）的本质是线性模型，无法考虑变量之间潜在的交互作用，是典型的贪心模拟策略，贪心的解未必是全局最优解。而遗传算法能够同时对搜索空间中的多个解进行评估，减少了陷入局部最优解的风险，同时遗传算法本身易于实现并行化。鉴于

此，笔者采用 GA 优化 LSSVM 模型惩罚参数 c 和核函数 g，预测露天矿抛掷爆破效果。

（2）GA-LSSVM 基本理论

①最小二乘支持向量机（LSSVM）

LSSVM 是扩展优化 SVM 的新型回归算法，LSSVM 替换了 SVM 中的不等式约束，将 SVM 算法中二次规划问题转换成了线性方程组的求解，LSSVM 不仅具有传统 SVM 解决小样本非线性不可分问题的优点，还提高了预测精度，减少了计算的复杂程度。

设定一个训练样本集{(xi ，yi)，i=1，2，…，n}，其中 xi∈Rd 为输入向量，yi∈R 为其对应的预测值。式（4-1）为输入变量与输出变量之间的映射关系。

$$y_i = \omega\varphi(x_i) + b \tag{4-1}$$

式中：ω 为权矢量；b 为偏置量。

为解决 SVM 中的二次规划问题，选取误差平方项表示经验风险，LSSVM 优化函数的求解变为

$$\begin{cases} \min_{\omega,b,e} J(\omega,e) = \dfrac{1}{2}\|\omega\|^2 + c\dfrac{1}{2}\sum_{i=1}^{n} e_i^2 \\ \omega\varphi(x_i) + b + e_i = y_i \end{cases} \tag{4-2}$$

式中：Φ(x)为核函数；c 为惩罚参数；ei 为误差向量。

引入拉格朗日函数求解优化函数的最小值为

$$L(\omega,b,e,\xi) = J(\omega,e) - \sum_{i=1}^{n}\xi_i\left[\omega\varphi(x_i) + b + e_i - y_i\right] \tag{4-3}$$

式中：$\xi = \left[\xi_1,\xi_2,\cdots,\xi_n\right]^t$ 为 Lagrange 乘子。

对式（4-3）中的 ω，b，e，ξ 求偏导，得

$$\begin{cases} \omega = \sum_{i=1}^{n}\xi_i\varphi(x_i) \\ \sum_{i=1}^{n}\xi_i = 0 \\ \xi_i = ce_i \\ \omega\varphi(x_i) + b + e_i - y_i = 0 \end{cases} \tag{4-4}$$

式中：i=1，2，…，n。

消掉式（4-4）中的 ω 和 e 两个变量，得

$$\begin{bmatrix} 0 \\ Y \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 0 & Z^T \\ Z & K + c^{-1}E \end{bmatrix}\begin{bmatrix} b \\ \xi \end{bmatrix} \tag{4-5}$$

式中：$Z = \left[1,1,\cdots 1\right]^T$；$Y = (y_1, y_2 \cdots, y_n)^T$；E 为 n 阶单位矩阵，$K = K(x_i, x_j) = \varphi(x_i)\varphi(x_j)$ 为核函数矩阵。

LSSVM 最终的优化函数为

$$y(x) = \sum_{i=1}^{n}\xi_i K(x, x_i) + b \tag{4-6}$$

其中，核函数采用高斯径向基核函数

$$K(x_i,x)=\exp(-\frac{\|x-x_i\|^2}{2g^2}) \tag{4-7}$$

②GA 优化 LSSVM 参数

遗传算法（Genetic Algorithms，GA）是一种具有“生存+检测”迭代过程的搜索算法，其思想源于生物遗传学和适者生存的自然规律，以一个种群中所有个体为对象，利用随机化技术对被编码的参数空间进行高效搜索，其中，选择、交叉、变异构成了遗传算法的遗传操作。为提高 LSSVM 模型预测精度及收敛速度，采用 GA 优化惩罚参数 c 和核函数 g 进一步提高 LSSVM 模型的学习能力和泛化能力。具体流程如图 4-1 所示。

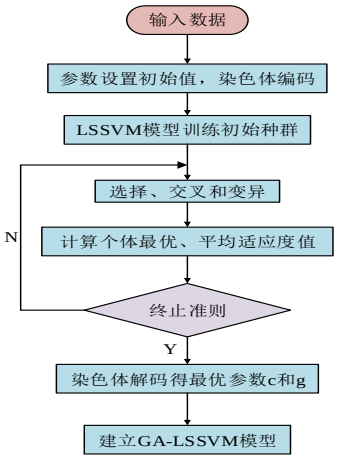


图 4-1 GA-LSSVM 算法流程图

具体步骤为：①选取训练样本和测试样本，对惩罚参数 c 和核函数 g 进行基因编码并设置搜索范围。②设定参数初始值，如最大进化迭代数、变异和交叉概率值及关键参数 c 和 g 的变化范围等；③LSSVM 模型训练，计算每个个体的适应度函数值（RMSE），找到适应度值最低的种群编号，若满足优化目标，则转至步骤⑤，否则转至步骤④；④如果不满足训练终止准则，则重新进行交叉和变异操作，优化目标适应度函数值重新计算；⑤终止训练，得到惩罚参数 c 和核函数 g 的最优组合，带入 LSSVM 模型，并利用 LSSVM 模型对测试样本进行预测。

（3）GA-LSSVM 预测模型指标

①抛掷爆破效果影响指标

抛掷爆破剥离技术适用于水平或缓倾斜的煤层，覆盖物厚度要大于 11m，覆盖岩石的裂隙、层理不发育，否则，将使爆轰气体泄漏，达不到抛掷效果。影响抛掷爆破效果的因素主要包括：炸药爆炸特性、固体介质的爆破特性以及爆破参数与工艺。针对采用抛掷爆破技术的黑岱沟露天煤矿而言，抛掷爆破应用于煤层顶板岩石台阶，具有典型的近水平层状赋存特征，抛掷爆破台阶岩石性质变化不大，重点考虑爆破参数对抛掷爆破的影响。抛掷爆破实施过程中通常采用相同的炮孔直径、炸药类型、装药结构、炮孔堵塞方式等，而相关研究中也多采用调整台阶高度、孔距、排距和设计参数预测抛掷爆破效果进一步反馈优化设计。基于此，抛掷爆破优化设计更多的是通过调整台阶高度、孔距、排距等地形和设计参数来实现。因此，本文在现有研究基础上，选取台阶高度 H、剖面宽 B、炸药单耗 q、最小抵抗线 Wd、

排距 d、孔距 a、坡面角 α、采空区上口宽 e、采空区下口宽 f、松方体积（$V_A+V_B+V_C$）、有效抛掷量（V_A）作为 GA-LSSVM 预测模型的输入参数：如图 4-2 所示。

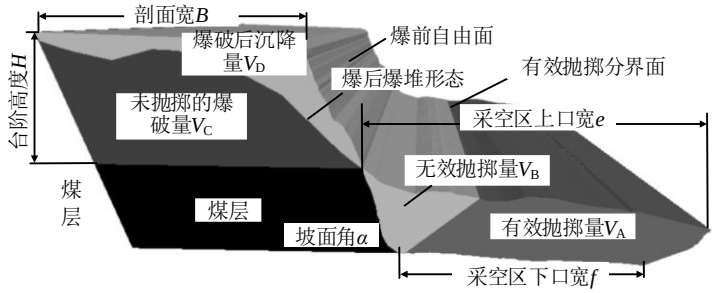


图 4-2 抛掷爆破效果影响参数

②抛掷爆破效果评价指标

选用最远抛掷距离、松散系数及有效抛掷率作为衡量抛掷爆破作用效果好坏的直接指标。1）最远抛掷距离（K1）。最远抛掷距离指从爆后倒堆面到爆前自由面之间的最远水平距离，实际作业可利用二者相交后的叠加面进行采集。

2）松散系数（K2）。松散系数能直观反映抛掷爆破爆堆沉降效果以及物料破碎程度。

$$K_2=\frac{V_A+V_B+V_C}{V_C+V_D} \tag{4-8}$$

式中：VA 为有效抛掷量，m3；VB 为无效抛掷量，m3，VC 为未抛掷爆破量，m3；VD 爆破后沉降量，m3。

3）有效抛掷率（K3）。有效抛掷率是反映抛掷爆破效果最直接的指标，即有效抛掷量占总爆破量比重。

$$K_3=\frac{V_A}{V_A+V_B+V_C}\times 100\% \tag{4-9}$$

③傅里叶（Fourier）级数模型参数选取

Fourier 级数模型预测是根据 Fourier 级数的一般模型进行回归模拟的一种新方法。选择 Fourier 级数展开原理的 Fourier 逼近方式对爆堆剖面形态进行模拟，表达式为：

$$F(x)=A_0+\sum_{n=1}^{\infty}[a_n\cos(n\theta x)+b_n\sin(n\theta x)] \tag{4-10}$$

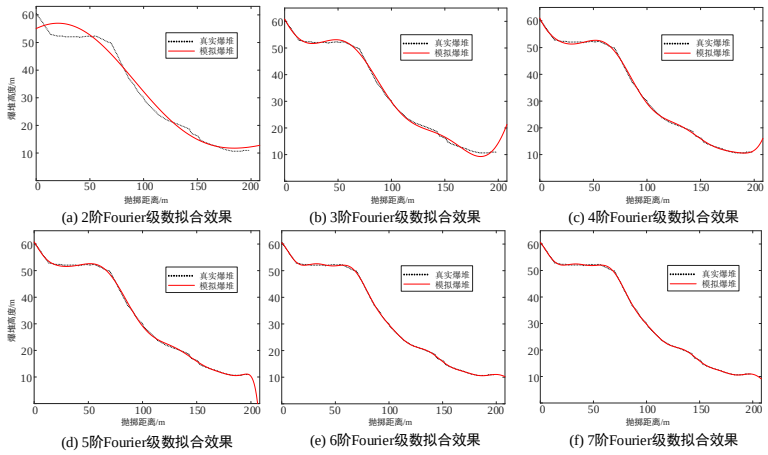
式中：A0 与 θ 为常系数；an 与 bn 为各级系数；n 为 Fourier 展开级数。

根据现有实测爆堆形态数据，运用 Matlab R2018b 进行不同阶数的 Fourier 级数回归模拟，确定模型的回归系数的值，结合训练完成的 GA-LSSVM 建立了抛掷爆破爆堆形态预测模型。

表 4-1 各阶 Fourier 级数下爆堆形态模拟精度对比

误差分析	阶数					
	2	3	4	5	6	7
SSE	551.0296	61.1140	21.5934	20.2379	20.0329	6.1763
R^2	0.9807	0.9979	0.9992	0.9993	0.9980	0.9985
Adjusted R^2	0.9836	0.9978	0.9992	0.9993	0.9982	0.9986
RMSE	2.3474	0.7897	0.4793	0.4700	0.4664	0.2649

从公式（4-10）可看出，随着 Fourier 展开级数 n 增高，所得模拟结果应更为平滑，但相应的计算次数也会随之增加。因此在 Fourier 级数模拟过程中，需根据实际工程需求考虑模型级数，为权衡模拟得到的爆堆曲线的精度与计算效率，选择最优的 Fourier 展开级数，以黑岱沟露天煤矿爆堆剖面 E5-14 数据为例进行 2~7 阶 Fourier 级数模拟分析，获得误差结果如表 4-1 所示，回归模拟如图 4-3 所示。



(a) 2阶Fourier级数拟合效果　(b) 3阶Fourier级数拟合效果　(c) 4阶Fourier级数拟合效果

(d) 5阶Fourier级数拟合效果　(e) 6阶Fourier级数拟合效果　(f) 7阶Fourier级数拟合效果

图 4-3 各阶 Fourier 级数模型模拟爆堆曲线精度示意图

表 4-2 GA-LSSVM 模型部分输入层参数

输入层参数	样本剖面编号					…	
	E1-1	E2-1	E3-1	E4-1	E5-1	…	E6-10
炸药单耗 q(kg/m³)	0.72	0.74	0.73	0.74	0.73	…	0.73
台阶高度 H(m)	27.61	41.78	25.43	43.02	24.15	…	43.67
采空区上口宽 e(m)	127.91	128.86	106.83	121.64	135.5	…	123.09
采空区下口宽 f(m)	82.13	76.91	89.08	69.79	63.17	…	79.52
坡面角α(°)	60	59	59	67	67	…	64
排距 d(m)	7	7	7	7.5	7	…	7.3
孔距 a(m)	11	11	11.1	11	11	…	11
剖面宽 B(m)	80.59	78.47	80.91	80.5	75.51	…	78.82
最小抵抗线 W_d(m)	8	8	8	7	7	…	7
松方体积 $V_A+V_B+V_C$(m³)	2779.9	4390.5	2314.1	4050.6	2550.4	…	4050.6
有效抛掷量 V_A(m³)	1124.3	1637.1	997.8	1192.2	1093.1	…	1192.2

结合表 4-1 和图 4-3 分析，为规避欠模拟、过模拟与运算时间过长等问题。最终选取 4 阶 Fourier 级数模拟爆堆剖面曲线，其误差平方和（SSE）参数趋于稳定为 21.5934，决定系数（R2）与调整后的决定系数（Adjusted R2）为 0.9992 接近于 1，均方根误差（RMSE）为 0.4793%，说明该模型精度符合工程实际要求，且运算效率较高，可作为模拟抛掷爆破爆堆形态的新方法。

基于 Fourier 级数展开原理的 Fourier 逼近对爆堆形态模拟又一难点是确定公式（4-10）中 Fourier 级数模型变量的取值范围。该模型对爆堆形态的模拟是基于原始爆堆形态数据开展的，真实反映了爆堆剖面的轮廓曲线，而 Fourier 级数是由正弦函数和余弦函数构成的周期函数，为了更好接近工程实际对爆堆形态模拟则需要根据最远抛掷距离（K1）对 Fourier 展开级数的自变量限定变化范围。结合表 4-1，图 4-3 和公式（4-10）最终确定公式（4-11）进行爆堆形态模拟。

$$F(x)=\begin{cases} A_0+\sum_{n=1}^{4}[a_n\cos(n\theta x)+b_n\sin(n\theta x)] \\ 0\le x\le K_1 \end{cases} \tag{4-10}$$

综合以上分析，以 4 阶 Fourier 级数模型控制参数 A0，θ，a1，b1，a2，b2，a3，b3，a4，b4 及最远抛掷距离、松散系数和有效抛掷率为 GA-LSSVM 预测模型的输出参数。

（4）实证分析

本次研究共选取 80 组黑岱沟露天煤矿抛掷爆破效果监测数据，前 70 组数据用于 GA-LSSVM 模型训练样本，后 10 组数据作为测试样本。限于篇幅，表 4-2 和表 4-3 仅列出部分样本剖面实测数据。

表 3 GA-LSSVM 模型部分输出层参数

输出层参数	样本剖面编号						
	E1-1	E2-1	E3-1	E4-1	E5-1	…	E6-10
最远抛掷距离 K_1(m)	208.39	208.33	192.25	197.7	181.78	…	202.4
松散系数 K_2	1.2825	1.3048	1.1249	1.1721	1.3256	…	1.1721
有效抛掷率 K_3	40.44%	37.29%	43.12%	29.43%	42.86%	…	29.43%
A_0	40.84	43.45	28.76	41.87	65.25	…	39.13
a_1	16.51	12.72	22.38	21.08	37.35	…	23.06
b_1	15.58	24.39	4.25	21.59	-51.94	…	15.12
a_2	0.7278	4.938	0.06969	6.563	-34.9	…	7.372
b_2	-2.922	3.236	-3.997	1.546	-16.59	…	-1.891
a_3	1.014	5.176	-0.04539	2.304	-14.8	…	0.7653
b_3	-2.361	0.104	-6.632	-4.776	13.07	…	-3.715
a_4	0.9403	1.761	-0.9582	1.435	4.216	…	-1.148
b_4	0.1711	0.6219	1.97	-1.103	2.763	…	-1.847
θ	0.02883	0.02558	0.02309	0.02361	0.01958	…	0.0236

注：A0，a1， a2，a3，a4，b1，b2，b3，b4， θ 为 4 阶 Fourier 级数模型控制参数。

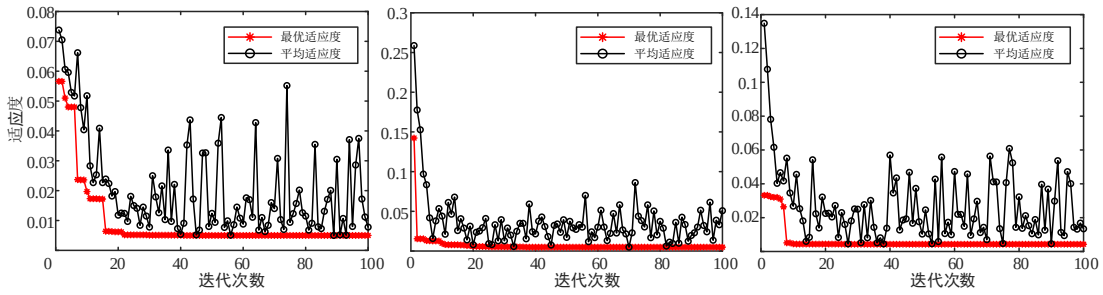
①露天煤矿抛掷爆破 GA-LSSVM 预测模型建立

采用 Matlab2018（b）仿真平台建立 GA-LSSVM 预测模型，以模型样本的实际输出与预测输出 RMSE 为适应度函数。模型的性能受最大迭代次数 M 和种群规模 N 的影响。随着 M 和 N 的增加，参数优化的全局搜索能力提高，但算法的运行时间相应增加。当这两个参数的值增加到一定程度时，对预测结果的影响不再明显。根据算法的实际操作，M 和 N 的值分别设置为 100 和 20。

GA-LSSVM 模型以惩罚参数 c 和核函数 g 为未知参数，在所有实验中，参数 c 和 g 的优化范围分别固定为[0.1,1000]和[0.001,100]。遗传算法的交叉概率、变异概率和代沟 GGAP 取值对求解结果和求解效率都有一定的影响，在实际应用中尚无合理选择它们的理论依据，通常依据迭代次数与适应度函数的收敛性及多次试算确定这些参数合理的取值。本文结合现场实测爆堆数据，通过调整不同参数的试算结果与参考相关文献，设置交叉概率为 0.7，变异概率为 0.01，代沟 GGAP 为 0.9。此外，PSO-LSSVM、LSSVM 和 PLSR 模型也用于比较，选用决定系数（R2）和均方根误差（RMSE）作为评价模型预测效果的指标，R2 越接近 1，RMSE 越小，说明模型的预测精度越好。

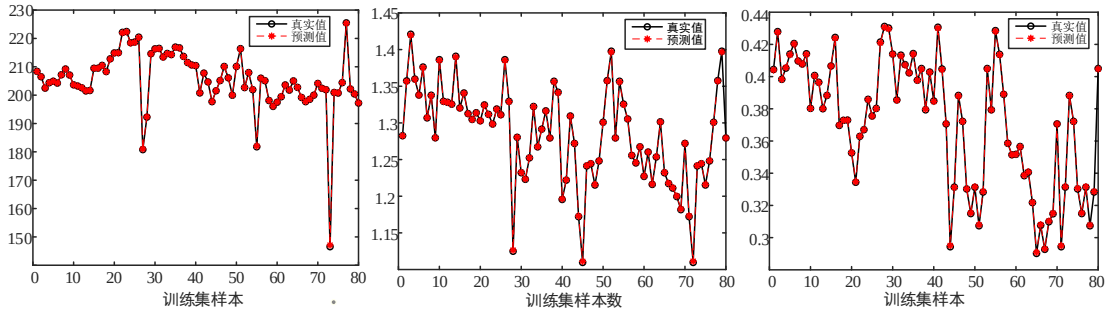
通过 GA 二进制染色体解码得到的最优参数 c 和 g，建立 GA-LSSVM 模型。经过多次试验，输出变量分别为最远抛掷距离、松散系数和有效抛掷率时的 GA-LSSVM 预测模型迭代 100 次进化计算得到的最优适应度与平均适应度曲线如图 4 所示。

从图 4-4 可知，最远抛掷距离、松散系数和有效抛掷率的平均适应度曲线经过迭代分别达到了稳定状态，最优适应度曲线迭代到 41 次、37 次和 28 次时，维持在 99.5%、99.51%和 99.57%。当输出变量为最远抛掷距离时，得到的 GA-LSSVM 预测模型的最优参数组合为 K1（c,g）=（0.9001,100），当输出变量为松散系数时，此时最优参数组合为 K2（c,g）=（1.0107,99.9981），当输出变量为有效抛掷率时，此时最优参数组合为 K3（c,g）=（2.256,99.9998），根据上述参数组合确定的 GA-LSSVM 模型分别对训练样本进行抛掷爆破评价因子最远抛掷距离、松散系数和有效抛掷率的回归仿真实验（见图 4-4）。从图 4-4 可以看出，GA-LSSVM 模型预测最远抛掷距离效果较好，此时决定系数（R2）为 1，均方根误差（RMSE）为 0.1005；同理，图 4-5 给出了 GA-LSSVM 模型预测松散系数和有效抛掷率的回归模拟曲线，其决定系数 R2 分别为 1 和 1，均方根误差 RMSE 分别为 0.006%和 0.003%，以上三种抛掷爆破效果评价因子的误差精度均可满足指标要求，回归模拟效果良好。



(a) 最远抛掷距离　(b) 松散系数　(c) 有效抛掷率

图 4-4 抛掷爆破效果评价指标适应度曲线



(a) 最远抛掷距离　(b) 松散系数　(c) 有效抛掷率

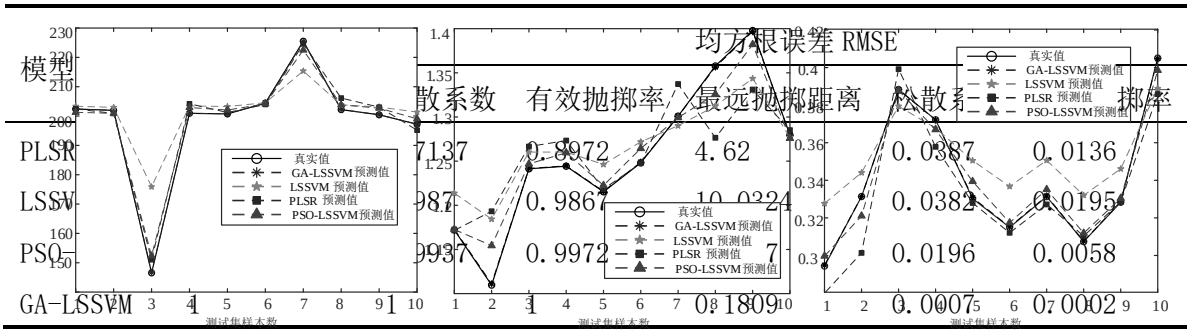
图 4-5 抛掷爆破评价指标回归模拟

②不同模型优化预测效果比较

上述回归模拟证明 GA-LSSVM 模型对露天煤矿抛掷爆破样本数据具有良好的学习能力，为进一步测试该模型的泛化能力，以后 10 组测试样本数据进行预测，并分别与同期优化的 PSO-LSSVM 模型、未经优化的 LSSVM 模型、PLSR 模型的预测精度对比分析，从 R2，RMSE 的精度值进行对比分析，见表 4-4。

表 4-4 不同模型下测试样本预测效果对比

模型	均方根误差 RMSE			
	松散系数	有效抛掷率	最远抛掷距离	松散系数	抛掷率
PLSR	7137	0.8972	4.62	0.0387	0.0136
LSSVM	987	0.9867	10.0224	0.0382	0.0195
PSO-LSSVM	9937	0.9972	7	0.0196	0.0058
GA-LSSVM	1	1	0.1809	0.0007	0.0002



(a) 最远抛掷距离　(b) 松散系数　(c) 有效抛掷率

图 4-6 抛掷爆破评价指标预测结果对比

由表 4-6 分析得出，运用单一的 PLSR 模型和 LSSVM 模型，预测结果的决定系数 R2 均小于采用 PSO 算法和 GA 算法改进的两个模型，且均方根误差 RMSE 明显高于采用 PSO 算法和 GA 算法改进的智能算法模型。在此基础上，由表 4-4 和图 4-6 可以看出，通过对 GA-LSSVM 模型与 PSO-LSSVM 模型分析相比，GA-LSSVM 模型的决定系数为 1，均方根误差较小，表明经 GA 算法改进的 LSSVM 模型比 PSO 算法改进的 LSSVM 模型更能有效降低预测模型的误差，提高模型的预测能力和泛化效果。

③基于 Fourier 级数模型爆堆形态预测

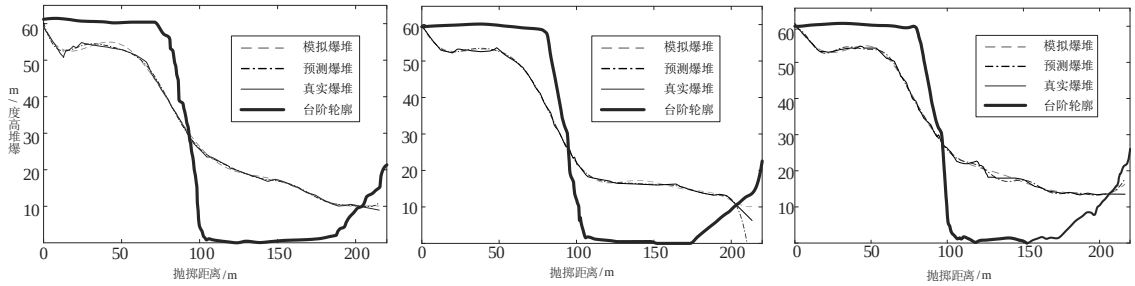
采用 Fourier 级数模型预测爆堆形态的难点在于 Fourier 级数模型控制参数的预测精度，其预测精度直接影响爆堆形态的预测结果，Fourier 级数模型控制参数包括常系数 A0，θ 及各级系数 an，bn 值。现将抛掷爆破设计参数及通过实测爆堆形态剖面模拟得到 4 阶 Fourier 级数模型控制参数样本数据作为检测源，将上述 Fourier 级数控制参数作为输出层用于已经训练完成的 GA-LSSVM 模型进行仿真预测。采用 Fourier 级数模型结合 GA-LSSVM 算法预测爆堆形态具体思路如下：

1）根据真实爆堆曲线，利用 Fourier 级数模型获得模拟爆堆曲线，得到 Fourier 级数模型控制参数。

2）结合实际样本数据训练完成的 GA-LSSVM 算法，获得 Fourier 级数模型控制参数预测值。

3）根据 Fourier 级数模型控制参数预测值输出预测爆堆曲线。

将 Fourier 级数预测爆堆形态与模拟爆堆形态以及真实爆堆形态进行对比，列出 E5-8、E5-9 及 E5-10 剖面，如图 4-7 所示。



(a) 剖面E5-8　　(b) 剖面E5-9　　(c) 剖面 E5-10

图 4-7 模拟爆堆形态与预测爆堆形态以及真实爆堆形态对比

通过 GA-LSSVM 模型预测所得的 Fourier 级数控制参数 A0，θ，an，bn 预测值与其真实值的误差对比见表 4-5。

表 4-5 Fourier 级数模型控制参数预测值与真实值

参数	对比	样本剖面编号			参数	对比	样本剖面编号		
		E5-8	E5-9	E5-10			E5-8	E5-9	E5-10
	预测值	21.2475	10.9426	36.5612		预测值	-52.823	-2.7412	-3.2697
A_0	真实值	21.03	10.8	36.56	a_3	真实值	-53.34	-2.7	-3.188
	误差/%	1.02%	1.30%	0.00%		误差/%	0.86%	-1.63%	-1.22%
	预测值	83.8426	25.4466	25.1793		预测值	0.4232	-17.078	-5.2102
a_1	真实值	84.38	25.4	25.13	b_3	真实值	0.4126	-17.2	-5.207
	误差/%	-0.64%	0.18%	0.20%		误差/%	2.50%	-0.71%	0.06%
	预测值	10.5425	39.8742	5.4427		预测值	-2.2098	-7.8198	-1.345
b_1	真实值	10.67	40.3	5.48	a_4	真实值	-2.213	-7.881	-1.338
	误差/%	-1.21%	-1.07%	-0.69%		误差/%	-0.14%	-0.78%	0.52%
	预测值	9.1219	33.1147	3.5491		预测值	19.0773	-3.1362	-2.2981
a_2	真实值	9.195	33.43	3.553	b_4	真实值	19.27	-3.166	-2.319
	误差/%	-0.80%	-0.95%	-0.11%		误差/%	-1.01%	-0.95%	-0.91%
	预测值	-77.051	-1.6009	-4.1885		预测值	0.0131	0.0169	0.0209
b_2	真实值	-77.72	-1.614	-4.128	θ	真实值	0.01299	0.01684	0.02092
	误差/%	-0.87%	-0.82%	1.45%		误差/%	0.50%	0.19%	-0.08%

GA-LSSVM 模型对 Fourier 级数控制参数的预测误差均在 3%以内，相较于运用 BP 神经网络、GA-ELM 等模型对 Weibull 曲线的控制参数 5%以内的预测精度提升了 2%，提高了对真实爆堆形态的预测精度。

2. 案例思考题

(1) 如何通过采用高台阶深孔抛掷爆破技术来降低岩石剥离成本？请详细说明该技术的具体优势和效果。

(2) 在评估抛掷爆破效果时，最远抛掷距离、松散系数、有效抛掷率和爆堆形态这四个指标

各自的作用是什么？它们如何影响最终的爆破效果？

(3) 文中提到多种智能算法（如 BP 神经网络、GA-SVM 等）在抛掷爆破效果预测中的应用。请比较这些算法在预测精度和运算效率上的优缺点，并讨论它们在实际应用中的适用场景。

(4) 结合 Fourier 级数模型进行爆堆形态模拟相比传统的 Weibull 模型有什么优势？这种新方法是如何解决原模型的不足之处的？请举例说明。

3.案例使用说明

适用范围：采矿工程专业

配套教材：智能爆破

教学目的：了解智能算法对爆破效果预测的帮助，增强专业知识，积累专业经验。

（五）案例 5：边坡稳定性评价

1.案例简介

（1）边坡滑移破坏模式

边坡破坏的模式决定于岩性以及岩体内地质断裂面的分布及组合。典型的破坏模式有塌落、边坡泥石流、倾倒和滑动。

①塌落

塌落是指台阶上部岩体因在风化、生产爆破震动、运输机械震动等作用下脱离母体，沿坡面滚落而堆积于坡底，以自然安息角堆成碎碴堆的现象，这是露天矿采场内台阶的普遍的破坏模式，风化带内的台阶尤其明显。若能及时组织清理，于生产并无大碍;否则安全平台上堆满碎石残碴，数个台阶连成一漫坡，滚落的岩块将危及下部采场作业安全。有时还伴有岩石的翻滚和破碎，塌落会破坏台阶原有设计形状，减小台阶上部宽度，台阶无法满足运输、清扫等需要，中断运输线路，增加清扫费用等，严重的塌落也会改变整个边坡的形状，导致边坡角减小等。

②边坡泥石流

饱水粘性土岩，尤其是内含蒙脱石组矿物时，沿着 6°～10°极缓地面的流动，常发生在土坡、露天矿的排石场以及选矿厂的尾矿坝。中国茂名油页岩露天矿的废石场曾发生过此类破坏，淹没了民房及良田。此类破坏应以预防为上策，一旦发生，便难于处理。

③倾倒

边坡上被地质断裂面切割成的陡峭的岩体棱块的转动兼滑移，有时产生大的运动冲量。倾倒是陡峻边坡的岩体沿节理等不连续面或软弱面发生向坡面方向成板状或柱状倾倒的破坏。破坏的主要原因是岩体在重力作用下产生倾倒力矩，当倾倒力矩克服抵抗力矩时，岩体失稳而倾倒。此外，位于潜在倾倒体后侧的陡倾斜节理中经常有水和冰的楔入而产生对倾倒体的侧压力，促进倾倒的发生。

④滑坡

边坡岩体沿着一定位置和一定形态的面而滑移，此滑面多沿地质断裂面发生。滑动是边坡破坏的普遍形式，又称为滑坡。它的力学机制是以剪切破坏为主。

按滑面的形态，滑坡又可分为四种：

1）平面滑坡

当地质结构面走向平行边坡面，倾向和边坡面一致，其倾角小于边坡角而大于摩擦角时，边坡岩体易于发生沿结构面的平面型滑坡。

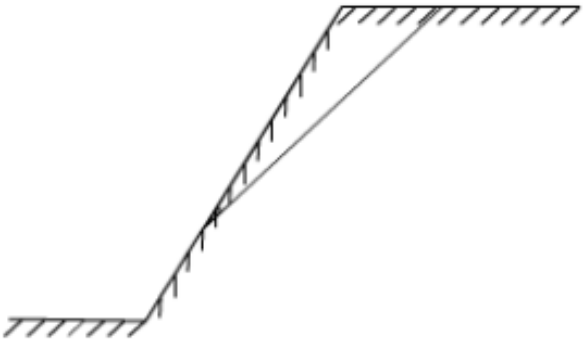
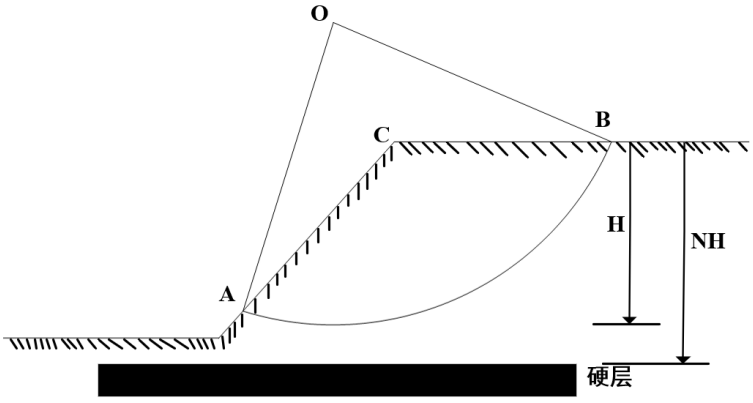


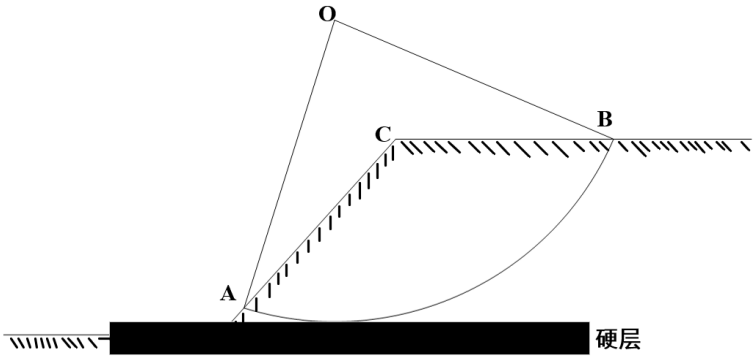
图 5-1 平面滑坡

2）圆弧滑坡

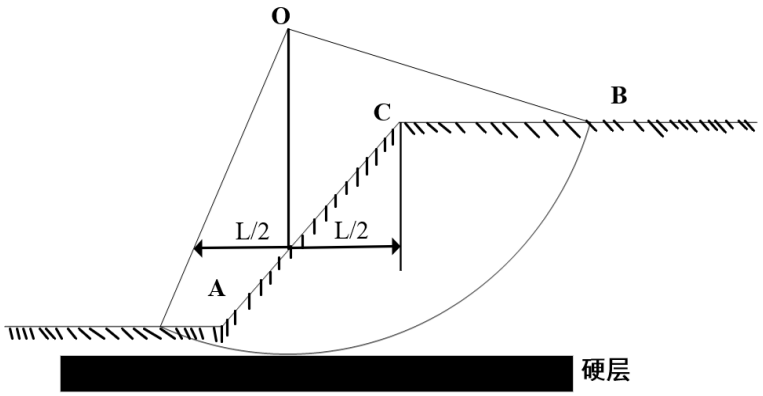
滑动面为圆弧形，当岩土非常软弱（土体），或者边坡岩体的裂隙发育，或者岩体已经破碎（废石堆）时，边坡易于发生圆弧滑坡。圆弧滑面是指垂直于坡肩方向断面上的滑动面呈圆弧形状。



（a）坡脚圆



（b）坡面圆



（c）中点圆

图 5-2 不同类型圆弧滑坡

3）楔体滑坡

当两个结构面斜交边坡坡面，其交线在边坡坡面出露时，如果此交线的倾角大于结构面的摩擦角而小于边坡角时，则容易发生楔体滑坡。坚硬岩体中的露天矿台阶很多是这种形式破坏的。

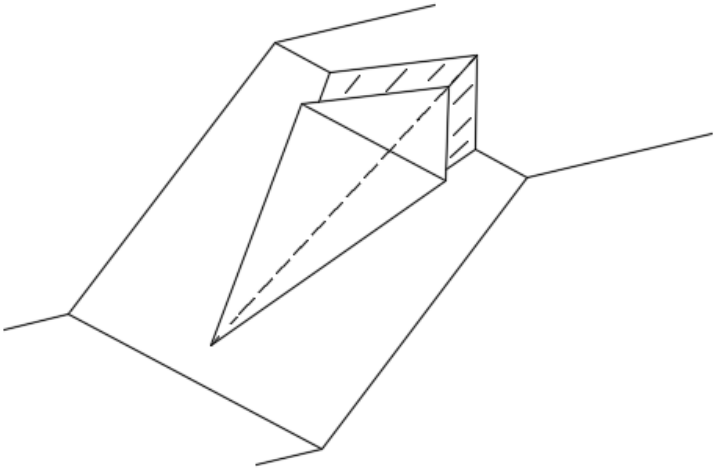


图 5-3 楔体滑坡

4）台阶状滑坡

沿两组以上节理而成台阶状的滑面，呈剪切及拉断的破坏形式。实际所见的滑面多呈曲折的复合形态，主要取决于地质断裂面及边坡面的组合关系。

上述四种边坡破坏形式中，塌落一般只涉及边坡台阶的破坏，滑坡则可涉及多个台阶乃至整个边坡破坏，对露天矿开采可造成巨大危害，是边坡破坏的主要形式；倾倒一般只涉及台阶，但是它和滑坡结合起来也可造成较大的边坡破坏。这几种边坡破坏形式有时不易截然分开，有时边坡破坏可能由一种形式转变为另一种形式。

（2）边坡影响因素

①内部因素

1）岩土体性质

边坡岩土体的性质，是决定边坡抗滑力的根本因素，主要包括岩土体的物理、化学、力

学及水理性质等。岩土体的抗剪强度是衡量边坡稳定的重要参数，不同岩土体边坡，其变形破坏特征有所不同。在黄土地区，边坡的变形破坏形式以滑坡为主；在花岗岩、厚层石灰岩、砂岩地区以崩塌为主；在片岩、板岩、千枚岩地区易产生表层挠曲和倾倒等蠕动变形；在碎屑岩及松散土层地区，易产生碎屑流或泥石流等。

2）地质构造及地应力

组成地壳的岩层在内、外动力地质作用下发生变形而形成的诸如断层、褶皱、节理、劈理等各种面状和线状构造。地质构造的形态、产状及规模等，对边坡尤其是岩质边坡稳定性的影响十分显著。

断层：断层降低了边坡岩体的整体强度；断层破碎带不仅岩体破碎，常夹有许多断层泥，而且断层上下盘的岩性可能不同，易产生不均匀变形；沿断层破碎带地段易形成风化深槽及岩溶发育带，断层陡坡或悬崖多处于不稳定状态，易发生崩塌等；断层可增大岩石的透水性和含水性，断层破碎带往往是地下水的良好通道，断层露头往往是地下水出露地段；断层破碎带在新的地壳运动影响下，可能发生新的移动，从而影响边坡稳定。

褶皱：褶皱核部岩层变形强烈，背斜顶部和向斜底部发育有张拉裂隙，稳定性较差；在变形强烈时，沿褶皱核部常有断层存在，岩石破碎或形成构造角砾岩带，核部的裂隙往往是地下水富集和流动的通道；在褶皱的翼部形成倾斜岩层时，容易造成顺层滑动，特别是当岩层倾向与临空面坡向一致，且岩层倾角小于坡角，或当岩层中有云母片岩、滑石片岩等软弱岩层存在时，位于褶皱翼部的边坡稳定性一般较差。

节理：节理是一种发育广泛的裂隙，其将岩层切割成块体，对岩体强度和稳定性有较大影响。节理间距越小，岩体破碎程度越高，抗剪强度越低。岩层中发育的节理裂隙往往是地下水的通道，同时促进风化作用。随着岩层风化程度的加剧和水对岩石的浸泡软化，岩石质地变软、强度降低，边坡稳定性变差。

在地应力状态复杂的区域，构造活动比较强烈，构造应力场复杂多变，岩体中裂隙高度发育，其直接导致岩体完整性差、强度低、渗透性强，边坡容易失稳。

3）岩体结构

不同类型的结构面和结构体在岩体内的组合、排列形式，包括整体结构、块状结构、层状结构、碎裂状结构和散体状结构等类型。

岩体结构面是在地质形成的过程中岩体内形成具有一定方向、规模、形态和特性的面、缝、层、带状的地质界面。面是岩块间无任何充填的劈理、节理、层理、片理等；缝是有充填物，并具有一定厚度的裂缝;层是岩层中相对较弱的夹层，明显存在上、下两个层面;带是具有一定厚度的构造破碎带、接触破碎带、古风化壳和槽等。岩体结构面是影响边坡稳定的决定因素，它直接制约着边坡岩体变形、破坏的发生和发展过程。边坡破坏失稳往往是沿岩体的结构面发生的。岩体中结构面的存在，降低了岩体的整体强度，增大了岩体的变形性能，加强了岩体的流变力学特性和其他时间效应，并且加深了岩体的不均匀性、各向异性和非连

续性等性质。大量的岩质边坡工程事故表明，不稳定岩体往往是沿着一个结构面或多个结构面的组合边界产生剪切滑移、张裂破裂和错动变形等而造成边坡岩体的失稳。在岩质边坡工程评价中，结构面往往是控制边坡稳定的主要因素之一，应特别注意研究岩体结构面的特性，主要包括结构面的类型、产状、形态、连续性、密集程度、结合状态、充填状况及数量等。

② 外部因素

1）水

水对边坡岩体稳定性的影响不仅是多方面的而且是非常活跃的。水对边坡的力学作用主要包括静水压力、浮托力、动水压力（渗透水压力）等。不同结构类型的边坡，有其自身特有的水力学模型。大量事实证明，大多数边坡岩体的破坏和滑动都与水的活动有关。大气降雨，尤其雨季集中的强降雨，通过裂隙渗入边坡岩体、降低岩体强度和岩体的摩擦力，导致边坡失衡。首先水对岩体有明显的化学作用，其次水对岩体的物理作用，两者共同使岩体松散、破碎并不同程度地增加岩体结构面的密度和贯通性、压缩性和透水性，而导致强度的降低，这对边坡岩体稳定是有重要影响的。

2）地震作用

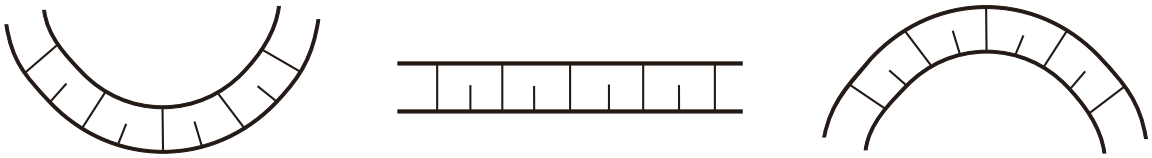
地震对边坡稳定的影响较大，一是地震作用产生水平地震附加力，使边坡下滑力增大，从而降低边坡稳定性；二是地震产生的地震波可能引起边坡岩土体应力的瞬时变化，造成边坡岩土体结构发生变化甚至破坏。强震触发的斜坡失稳类型主要有滚石、崩塌、滑坡、碎屑流以及复合形式。失稳的斜坡与断层、地层岩性、地形地貌、地震烈度、断层运动方式、边坡结构等有密切联系。

3）爆破作用

爆破振动引起露天矿边坡失稳滑动比较常见，主要对局部边坡的稳定性影响不可忽视，尤其是大药量爆破，不仅削弱了坡脚支撑力，而且破碎了边坡岩体，造成边坡体松弛，使地表水下渗软化带引起滑坡。爆破作用对边坡稳定的影响主要体现在三个方面，即爆破的动力作用、爆破对岩体的松动破坏及疲劳破坏等。爆破对岩体的松动破坏表现在岩体中的爆破影响带上，岩体受影响的程度随岩体与爆破直接破坏区的距离增加而逐渐减弱。爆破影响区的形状与岩体的结构类型或介质类型密切相关。爆破震动增加了边坡的滑动力，爆破作用破坏边坡岩体，降低了岩体强度，使雨水地下水易于沿爆破后岩石裂隙渗透，加速岩体风化。穿、采、运设备作业时，使饱和水岩土液化。

4）边坡形状及表面形态

边坡外形影响边坡的稳定性，其走向的表面形状影响边坡岩土体内的应力状态。对于凹形边坡，边坡岩土体表面处于二向受压状态，稳定性较好；对于凸形边坡，岩土体鼓出，两侧坡体易受拉应力，稳定性较差。此外，凹形边坡等高线曲率半径越小，越有利于边坡稳定。



（a）凹形边坡　　（b）直线形边坡　　（c）凸形边坡

图 5-4 不同边坡形状图

5）构造应力

开挖形成的挖方边坡影响挖方边界处岩体的应力状态。这些应力集中程度的预测及其对边坡稳定性的影响是复杂的。由于地层的构造作用，基岩可能承受一定的水平向构造应力，这种构造应力对挖方边坡的性能有着重要影响，尤其在深挖方中，这种影响是相当明显的。

6）卸载与加载

一方面，由于工程需要，需在边坡上布置构筑物以及堆放建筑材料，增加了边坡的外部荷载，使边坡稳定性降低。工程开挖的大量弃渣需堆放于渣场，渣场一般位于缓坡平台位置，当下部边坡较陡时，由堆渣引起的荷载将使边坡失稳。另一方面，工程需要在缓坡地带（阻滑带）取土、取石，减小了阻滑段的抗滑力，也有可能导致边坡失稳。

（3）分析方法选择

刚体极限平衡法是边坡稳定分析领域中发展得比较成熟的方法，目前大多数规范均规定采用该法进行边坡稳定性分析。刚体极限平衡法的计算过程一般先假定边坡破坏是沿某一确定的滑动面滑动，再根据滑裂土体的静力平衡条件和莫尔—库仑破坏准则计算沿该滑动面滑动的可能性，即安全系数的大小，或是破坏概率的高低，然后系统地选取多个可能的滑动面，用同样的办法计算稳定安全系数或是破坏概率。最后安全系数最小或者是破坏概率最高的滑动面就是最可能的滑动面。

1）瑞典条分法

瑞典条分法是 Fellennius 于 1927 年提出的，适用于均质土中圆弧滑面，把安全系数定义为各分条对滑面圆心的抗滑力矩之和与下滑力矩之和的比值，该方法不考虑分条之间力的作用，所以低估了安全系数，适用于浅层的散体边坡。其数学公式如下：

$$K=\frac{M_r}{M_s}=\frac{\sum(Cl_i+\tan\varphi W_i\cos\beta_i)}{\sum W_i\sin\beta_i} \tag{5-1}$$

式中：Mr 为抗滑力矩；Ms 为下滑力矩；Wi 为第 i 条带的质量；li 为第 i 条带的滑面长度；βi 为第 i 条带的滑面倾角。

2）简化 Bishop 法

在露天矿排土场和表土台阶的边坡中，其滑面多为圆弧滑面，目前在工程中广泛应用的是简化 Bishop 计算方法，其原理就是只考虑分条间的水平力，而忽略其剪切力，稳定系数按照力矩平衡条件求解得出。

如 5-5 图所示，圆弧滑面圆心为 O，根据经典 Bishop 计算法，即：

$$F_s = \frac{\sum (Cl + N\tan\varphi)}{\sum W\sin\alpha}$$

(5-2)

式中：N 为未知力，根据极限平衡条件，分条沿垂直方向合力为零，则有：

$$W + (T_i - T_{i+1}) - S\sin\alpha - N\cos\alpha - Ul\cos\alpha = 0$$

(5-3)

边坡破坏前，底部滑面剪力 $S = \frac{Cl + N\tan\varphi}{F}$ 代入上式得未知力：

$$N = \frac{W + T_i - T_{i+1} - Ul\cos\alpha - Cl\sin\alpha / F_s}{\cos\alpha + \tan\varphi\sin\alpha / F_s}$$

(5-4)

忽略分界面上的剪力，即 $T_i - T_{i+1} = 0$，并将上式代入稳定系数方程得：

$$F_s = \frac{\sum \left[Cb + (W - Ub)\tan\varphi \right]}{\sum W\sin\alpha (\cos\alpha + \tan\varphi\sin\alpha / F_s)}$$

(5-5)

式中：l 为底面斜长；b 为底部界面水平宽度，$b = l\cos\alpha$；W 为滑体重力；U 为底部滑面上水的平均压强；Ei，Ei+1 为垂直界面上的水平反力；Ti，Ti+1 为垂直界面上的剪切反力；S,N 为底部滑面上的剪切力和垂直反力。

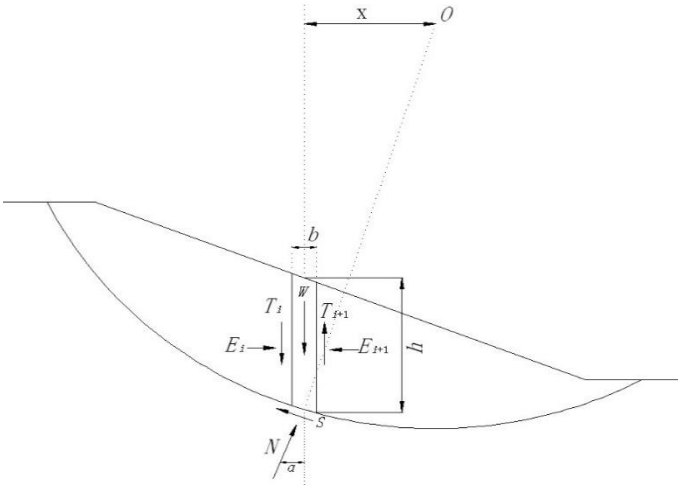


图 5-5 Bishop 法受力分析

等式左右侧都有稳定系数F_s，计算时，先假设F_s的值，经过数次迭代，使前后F_s值之差在允许误差范围内就可以。与以前的经典 Bishop 的精确解法相比，简化算法误差相差很小，计算较容易，故应用较为广泛。

3）Janbu 法

基于简布法原理和条块间的极限平衡条件可以确定平衡方程：

$$\begin{cases}\sum Y=0, \quad W_i+H_i-H_{i-1}-N_i\cos\alpha_i-S_i\sin\alpha_i=0\\ \sum X=0, \quad E_i-E_{i-1}+S_i\cos\alpha_i-N_i\sin\alpha_i-Q_i=0\end{cases} \tag{5-6}$$

依据摩尔-库伦准则，底滑面上的剪切强度满足：

$$S_i=\frac{cl_i}{F_s}+N_i\frac{\tan\varphi}{F_s} \tag{5-7}$$

基于滑体的平衡方程为：

$$\sum(W_i+H_i-H_{i-1})\tan\alpha_i-\sum S_i\sec\alpha_i+\sum Q_i=0 \tag{5-8}$$

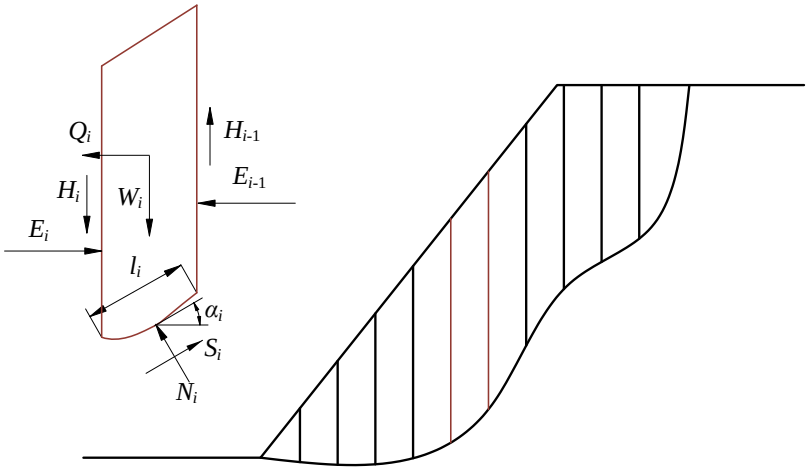


图 5-6 基于简布法的任意曲面滑面边坡条块受力图

根据式(5-6)~(5-8)，可以确定依据简布法的的稳定系数公式为：

$$F_s=\frac{\sum\frac{\sec^2\alpha_i}{(1+\tan\alpha_i\tan\varphi_i/F_s)}[c_il_i\cos\alpha_i+(W_i+H_i-H_{i-1})\tan\varphi_i}{\sum(W_i+H_i-H_{i-1})\tan\alpha_i+\sum Q_i\cos\alpha_i}$$

(5-9)

式中：Ei-1,Ei 为第 i 条块的法向力；Hi-1,Hi 为第 i 条块的竖向剪切力；Ni,Si 分别为底滑面法向反力和剪切反力；αi 为第 i 条块底滑面倾角；li 为分条底滑面长；ci 第 i 条块粘聚力；ϕi 为第 i 条块内摩擦角；Fs 为整体稳定系数。

4）Morgenstern-Price 法

摩根斯坦-普瑞斯极限平衡分析法是一种更加符合实际情况的分析方法，相较于其他方法，它仅考虑各个条块间的相互力的作用，而不过多要求滑动面的形状、而静力平衡以及多余未知数而的选定等。摩根斯坦-普瑞斯法主要通过力和力矩平衡来计算滑动面的安全系数，该方法要先假定滑动面，后通过迭代计算求解，因此在使用摩根斯坦-普瑞斯法进行边坡稳定性分析时，如何假定滑动面的位置就显得尤为重要。

根据弯矩平衡求得安全系数：

$$F_S=\frac{\sum(c\Delta LR+RN\tan\varphi)}{\sum WL_W-\sum NL_N}$$

(5-10)

根据力的平衡求得安全系数：

$$F_S=\frac{\sum(c\Delta LR\cos\alpha+RN\tan\varphi\cos\alpha)}{\sum N\sin\alpha}$$

(5-11)

$$N=\frac{W+\lambda f(x)[\frac{c\Delta L\cos\alpha}{F_s}]-\frac{c\Delta L\sin\alpha}{F_s}}{[\cos\alpha+\frac{\sin\alpha\tan\varphi}{F_s}]-\lambda f(x)[\frac{\cos\alpha\tan\varphi}{F_s}-\sin\alpha]}$$

(5-12)

式中：c 为土体粘聚力；ϕ 为土体内摩擦角；△L 为各条块在滑动面上的长度；LW 为各条块形心到滑动面圆心的力臂长度；LN 为各条块在滑动面处的重点到对应法线之间的距离；α 为各条块切线与水平面的夹角；R 为对圆心取矩力臂长度；N 为滑动面对条块的法向作用力；λ-条间作用力变化系数；f(x)为条间作用力变化函数；

综合以上分析，得出了几种分析方法满足的条件见表 5-1。

方法	力矩平衡	静力平衡	条间正应力（E）	条间剪应力（X）	X/E 的结果或 X-E 的关系
常规或 Fellenius 法	是	否	否	否	没有条间力
Bishop 简化法	是	否	是	否	水平力
Janbu 简化法	否	是	是	否	水平力
摩根斯坦－普瑞斯法	是	是	是	是	变量，用户函数

表 5-1 各种极限平衡法满足的条件

（4）岩石力学参数

根据选取钻孔数据来看，研究区各层岩性主要为黄土、泥岩、中砂岩、煤、石灰岩和粘土岩，结合历年的边坡评价报告与矿区的生产地质报告，确定进行边坡稳定性分析时采用岩石力学参数见表 5-2。

表 5-2 岩石力学参数

岩石类型/指标	容重 r（t/m^3）	内摩擦角 φ（°）	凝聚力 c（kPa）
黄土	1.89	26	22
泥岩	2.31	36.5	85
砂质泥岩	2.36	36	63
煤	1.38	27	45
粘土	1.40	23	16
石灰岩	2.51	41	100

排弃物	1.90	25	23

（5）边坡稳定性分析依据

边坡稳定性分析依据《煤炭工业露天矿设计规范》要求，工作帮、端帮与内外排土场根据不同的服务年限有不同的稳定性系数要求，考虑河曲露天煤矿采用内排模式，且外排土场依据原始地形，本研究中工作帮选取 1.0 为安全储备系数，端帮、内排土场与外排土场选取 1.2 为安全储备系数。

表 5-3 边坡稳定系数

边坡类型	服务年限（a）	稳定系数
边坡上有特别重要建筑物或边坡滑落会造成生命财产重大损失者	>20	>1.5
采掘场最终边坡	>20	1.3~1.5
非工作帮边坡	<10 10~20 >20	1.1~1.2 1.2~1.3 1.3~1.5
工作帮边坡	临时	1.0~1.2
外排土场边坡	>20	1.2~1.5
内排土场边坡	<10 ≥10	1.2 1.3

2. 案例实际应用效果简介

（1）西端帮典型剖面选取

西端帮共选取两个剖面，XB-1 与 XB-2，其对应位置如图 5-1 所示，XB-1 与 XB-2 均存在内排压帮现象。在此情况下，XB-1 当前边坡角为 24°，XB-2 当前边坡角为 22°。

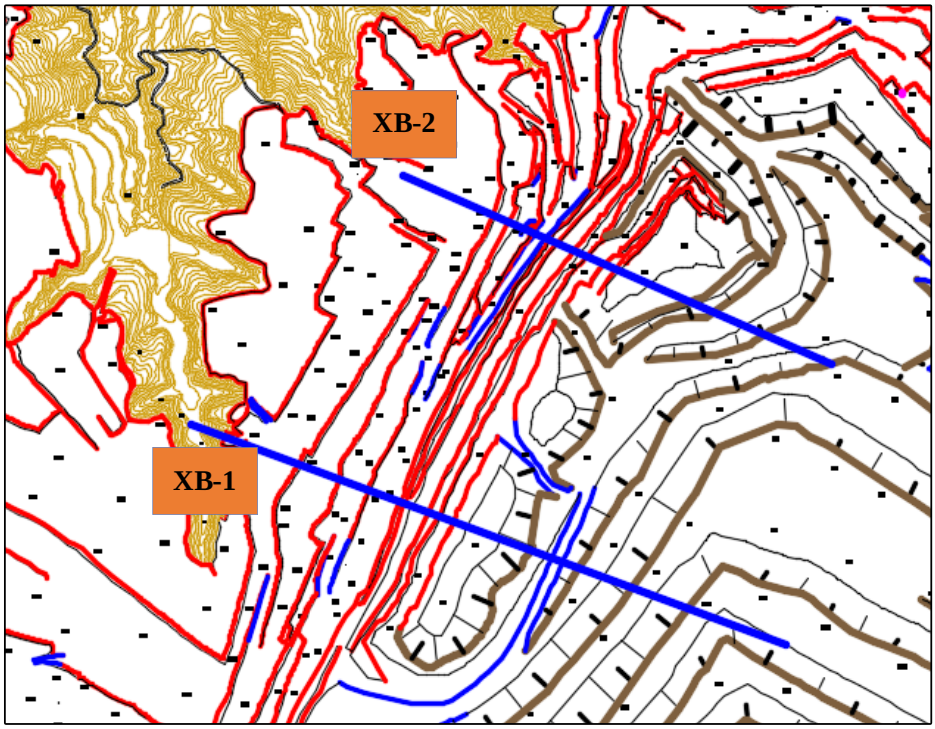


图 5-1 西端帮剖面位置

（2） 西端帮边坡稳定性分析

（1）XB-1 剖面

XB-1 剖面上部主要为较厚的粘土台阶，且坡度较缓，下部台阶主要为岩石台阶且坡度较陡，呈凸形边坡结构。采用极限平衡法对当前条件下边坡稳定性情况进行分析，确定其最危险滑面位于上部第三台阶，其稳定性系数在 1 左右，该台阶处于极限平衡状态，XB-1 剖面最危险滑面稳定性计算结果如图 5-2 所示。

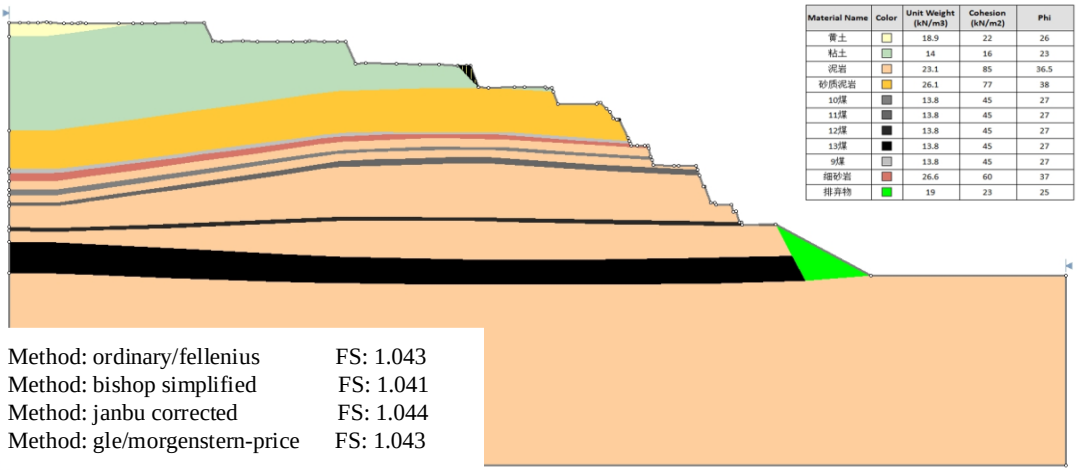


图 5-2 XB-1 剖面最危险滑面

进一步分析该剖面整体稳定性情况，XB-1 剖面整体稳定性计算结果如图 5-5 所示，四种方法计算得出的边坡稳定系数都大于 1.2，且滑移范围位于中下部边坡，该边坡整体处于稳

定状态。

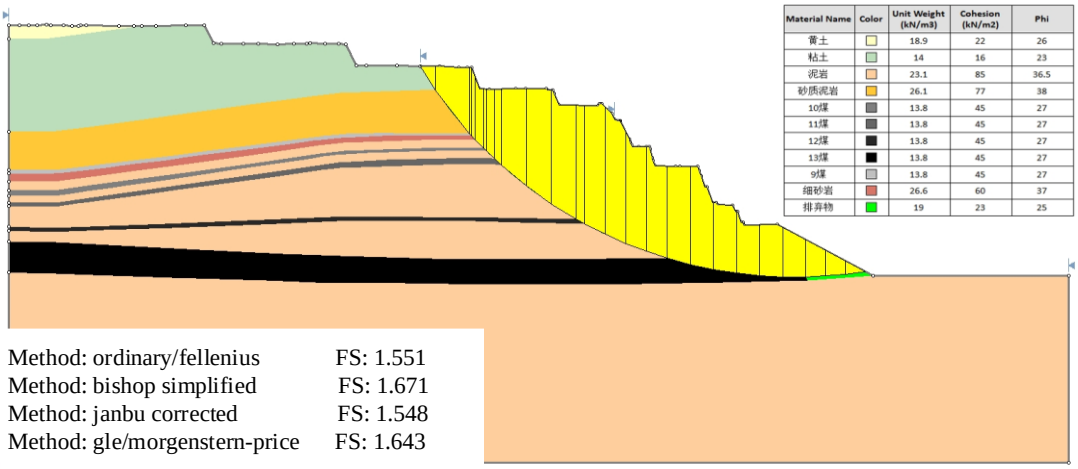


图 5-5 XB-1 剖面整体边坡稳定性分析结果

从图 5-5 可以看出，XB-1 剖面整体边坡稳定系数均高于安全储备系数，现状条件下西帮边坡处于稳定状态，上部第三台阶处于极限平衡状态，后续开采过程中可以采用减小台阶边坡角或调整平盘参数的方式来防止危险的发生。

（2）XB-2 剖面

XB-2 剖面同样上部为较厚的粘土台阶，下部则为岩石台阶，且上部较缓，下部较陡，呈凸形边坡结构。采用极限平衡法对当前条件下边坡稳定性情况进行分析，确定 其最危险滑面位于上部第三个台阶，同 XB-1 剖面一致，其稳定性系数在 1 左右，该台阶处于极限平衡状态，最危险滑面稳定性计算结果如图 5-4 所示。

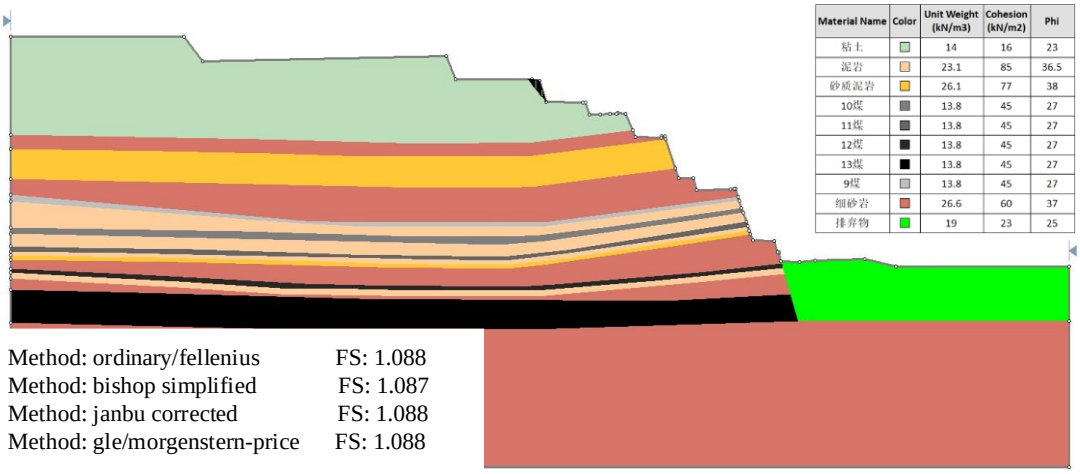


图 5-4 XB-2 剖面最危险滑面

进一步分析该剖面整体稳定性情况，XB-2 剖面整体稳定性计算结果如图 5-5 所示，四种方法计算得出的边坡稳定系数都大于 1.2，且滑移范围位于中下部边坡，该边坡整体处于稳定状态。

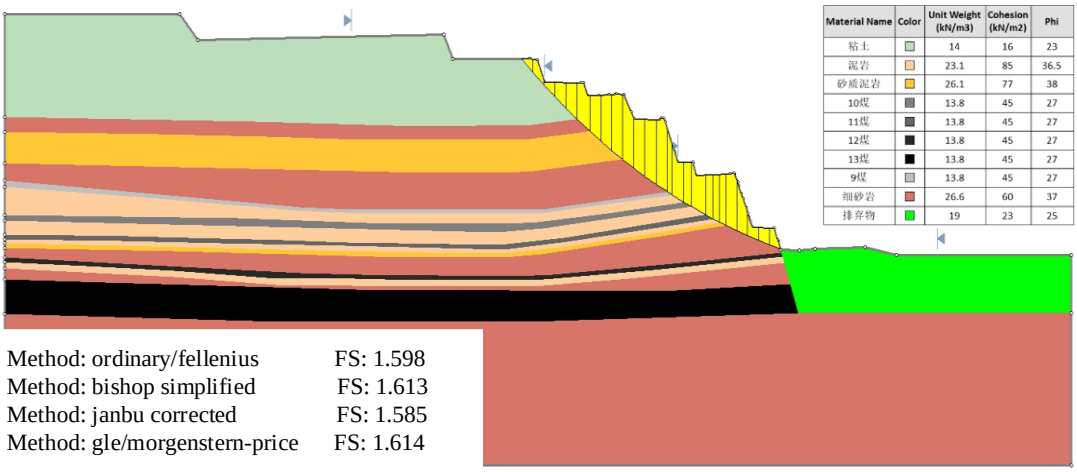


图 5-5 XB-2 剖面整体边坡稳定性分析结果

从图 5-5 可以看出，XB-2 剖面整体边坡稳定系数高于安全储备系数，现状条件下西帮边坡整体处于稳定状态，上部第三台阶处于极限平衡状态，后续开采过程中可以采用减小台阶边坡角或调整平盘参数的方式来防止危险的发生。

（3）西端帮边坡稳定性验证

对 XB-1 剖面和 XB-2 剖面分别建立三维地质模型，并基于强度折减法对西端帮边坡稳定性进行验证。

①XB-1 剖面

建立 XB-1 剖面三维地质模型如图 5-6 所示，采用强度折减法得出 X 方向位移云图、Z 方向位移云图和最大剪应力云图见图 5-7。

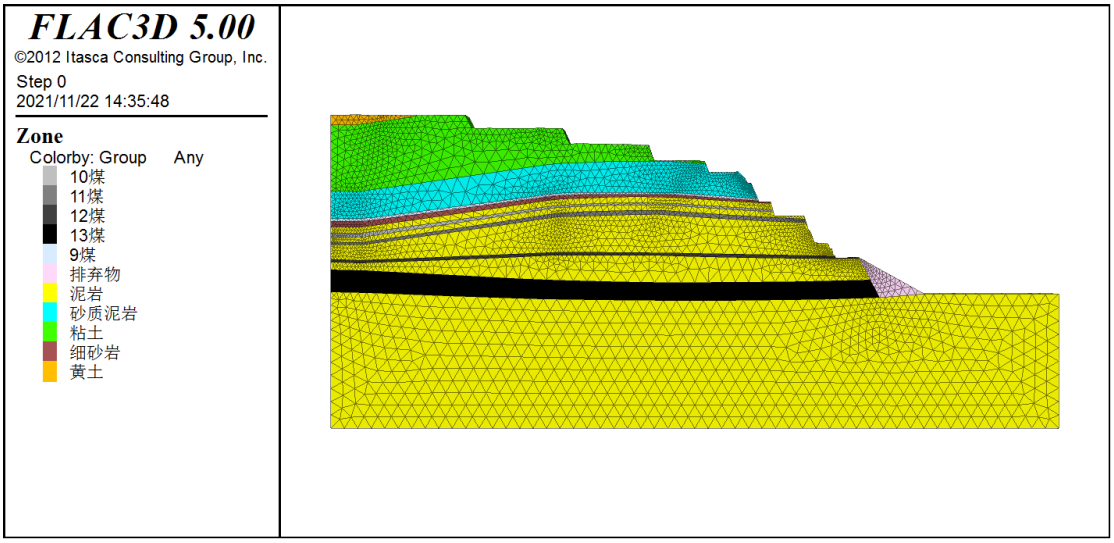
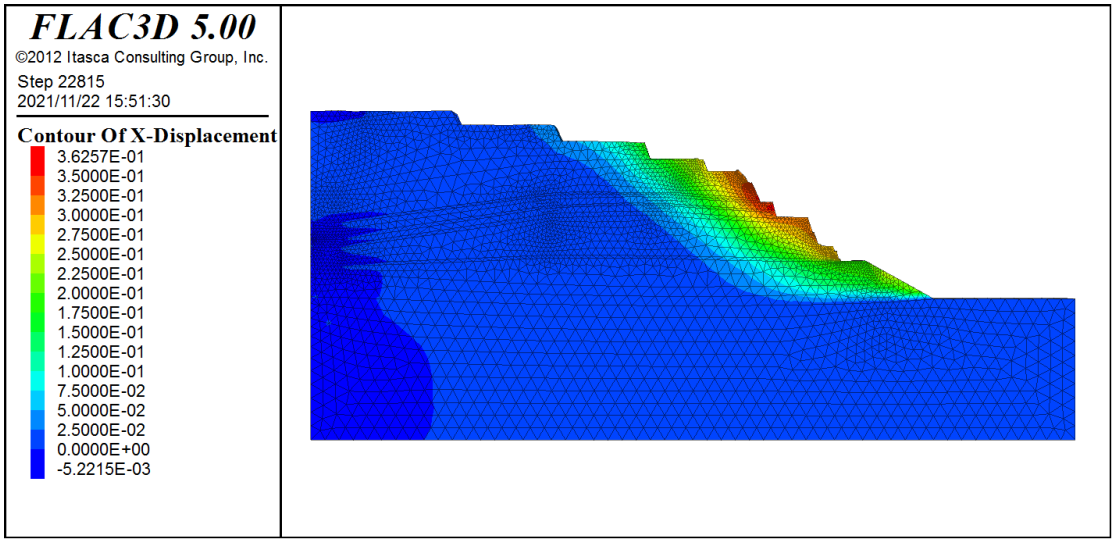
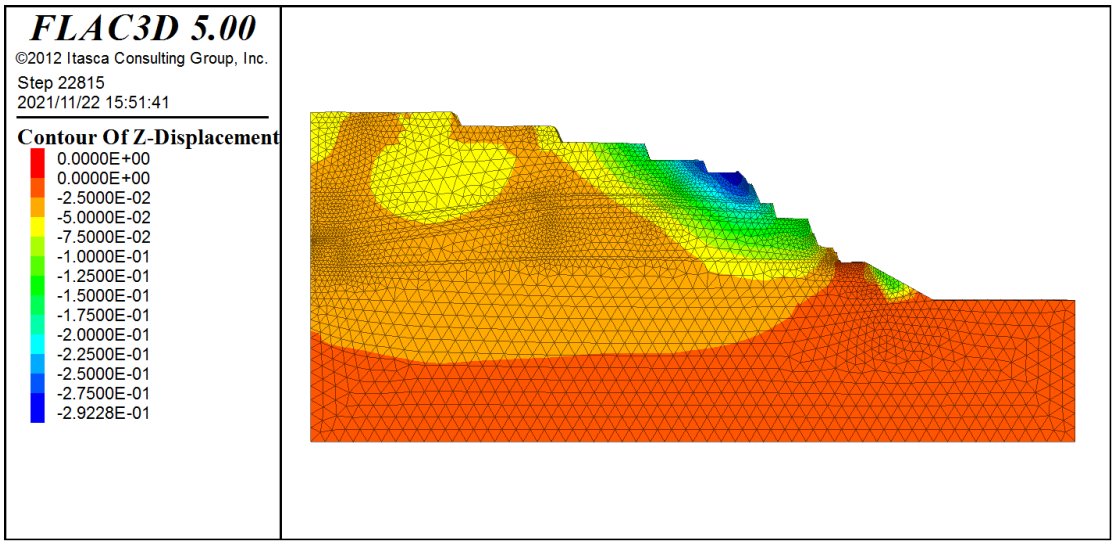


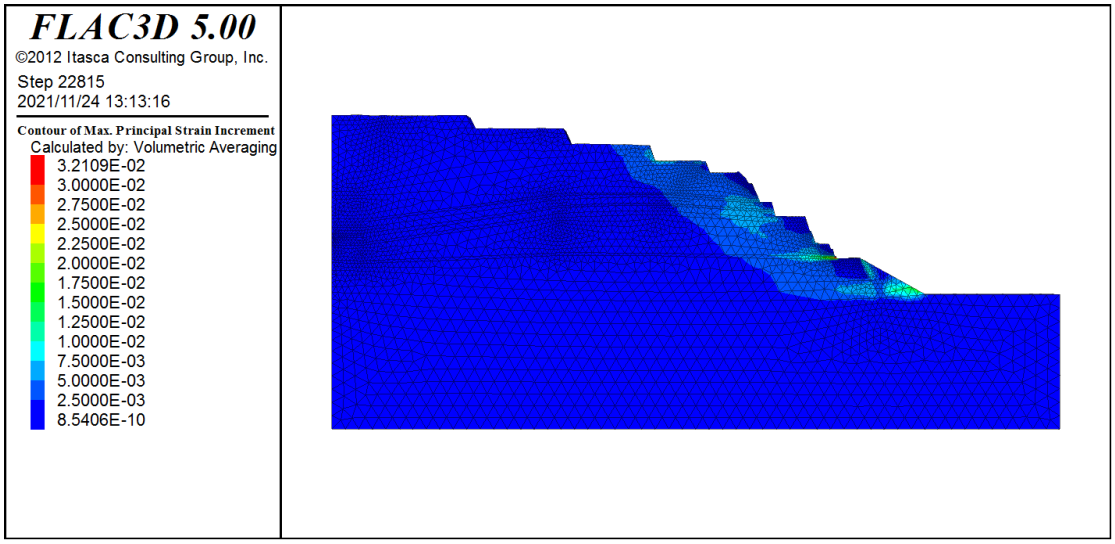
图 5-6 XB-1 三维模型



（a）X 方向位移云图



（b）Z 方向位移云图



（c）最大剪应力增量

图 5-7 XB-1 稳定性分析云图

强度折减法所确定的 XB-1 剖面的位移发生在中下部较陡台阶，位移峰值则位于中部砂质泥岩与泥岩等物理力学参数较小的台阶，最大剪应力增量也发生在下部台阶，模拟结果与极限平衡法所确定的整体边坡危险滑移范围保持一致，边坡处于稳定状态。

②XB-2 剖面

建立 XB-2 剖面三维地质模型如图 5-8 所示，采用强度折减法得出 X 方向位移云图、Z 方向位移云图和最大剪应力云图见图 5-9。

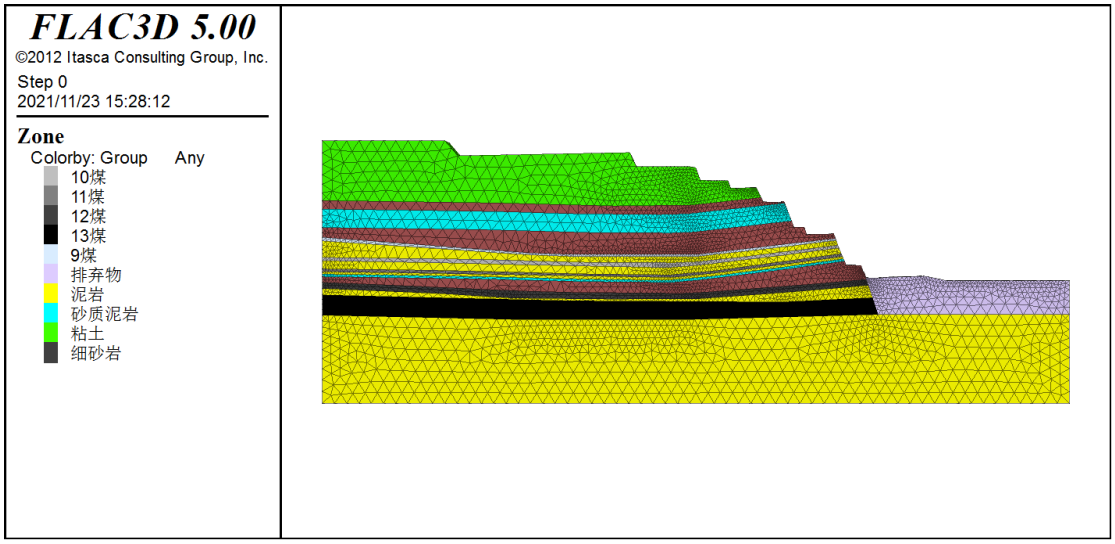
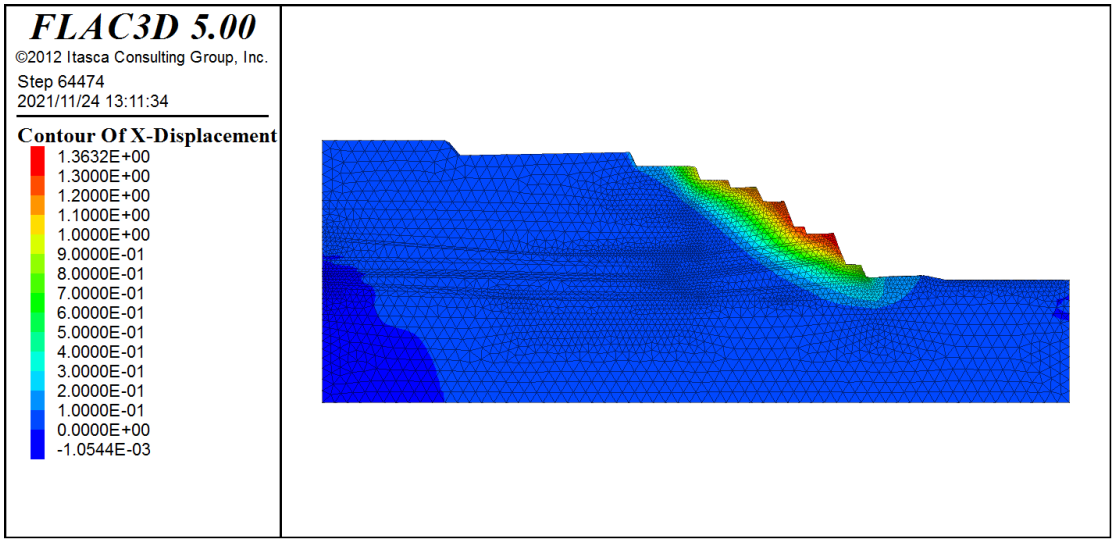
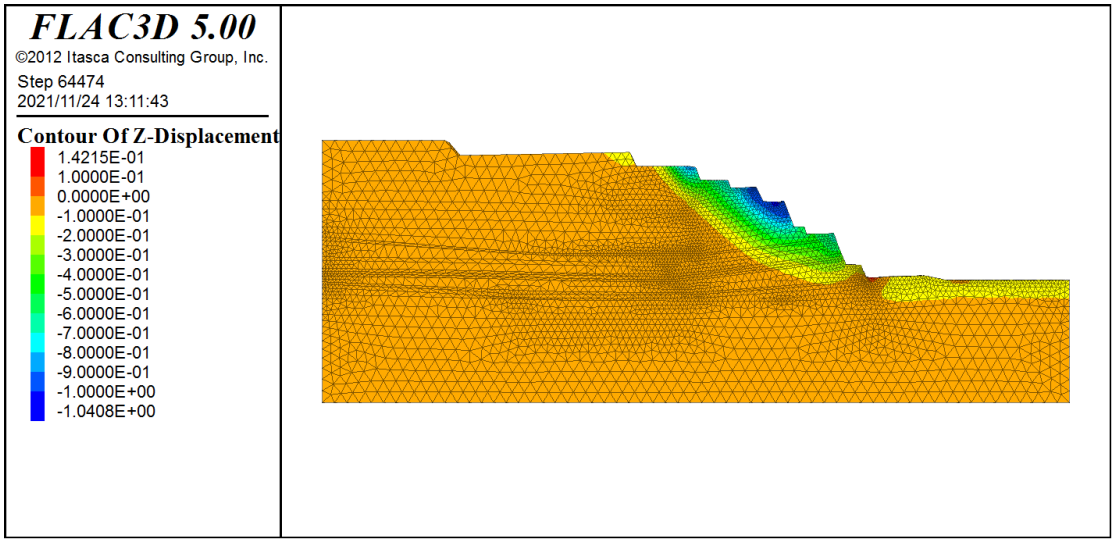


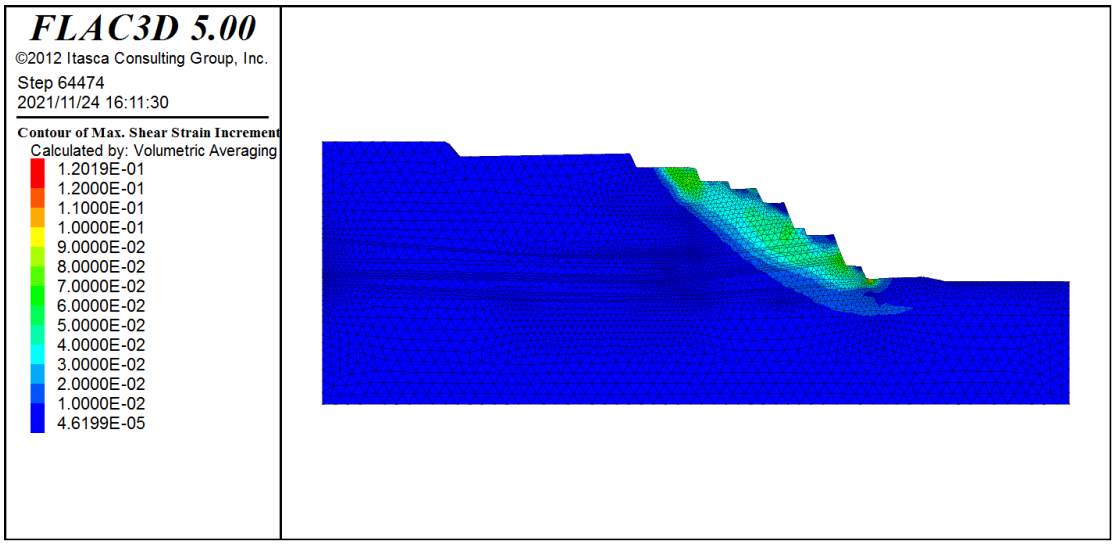
图 5-8 XB-2 三维模型



（a）X 方向位移云图



（b）Z 方向位移云图



（c）最大剪应力增量

图 5-9 XB-2 稳定性分析云图

从图 5-9 可以看出，强度折减法所确定的 XB-2 剖面的位移发生在中下部较陡台阶，位移峰值则位于中部细砂岩与泥岩等物理力学参数较小的台阶，最大剪应力增量也发生在中下部台阶，模拟结果与极限平衡法所确定的整体边坡危险滑移范围保持一致，边坡处于稳定状态。

（4）西端帮边坡稳定性评价

对上述边坡稳定性分析结果进行汇总见表 5-1，由表可以得知：

①XB-1 剖面的最危险滑面位于上部第三个台阶，其稳定性系数在 1.04 左右，可能为施工过程影响该台阶坡面角大于设定角度，导致该台阶处于极限平衡状态，但 XB-1 剖面的整体边坡稳定性系数在 1.55~1.67 之间，满足储备系数 1.2 要求，目前 XB-1 剖面整体处于稳定

状态。

②与 XB-1 相同，XB-2 的最危险滑面的位置保持一致，且稳定性系数在 1.08 左右，台阶处于极限平衡状态，整体边坡稳定系数在 1.58-1.61 之间，大于端帮边坡的储备系数 1.2 要求，目前 XB-2 剖面整体处于稳定状态。

③综合 XB-1 和 XB-2 两个剖面的稳定性分析结果，确定西端帮处于整体稳定状态。

表 5-1 西端帮各剖面稳定性分析结果

剖面	稳定性区域	分析方法			
		Ordinary	Bishop	Janbu	Gle/morgenstern-price
XB-1	最危险滑面	1.043	1.041	1.044	1.043
	整体	1.551	1.671	1.548	1.643
XB-2	最危险滑面	1.088	1.087	1.088	1.088
	整体	1.598	1.613	1.585	1.614

3.案例思考题

（1）影响边坡稳定性的主要因素是哪些？

（2）为了减小生产对边坡影响，应做好哪些准备？

（3）边坡稳定性评价的意义？

4.案例使用说明

（1）适用范围：采矿工程专业

（2）配套教材：《采矿学 B》、《岩石力学》

（3）教学目的：掌握露天开采的基本知识，强化学生对相关理论知识的理解与应用能力，培养学生具有开拓性的研究思维和解决问题的能力。

（4）要点提示：边坡破坏的模式决定于岩性以及岩体内地质断裂面的分布及组合。

边坡影响因素有内部因素和外部因素

（5）教学建议：结合实际案例进行讲解，帮助学生更好地理解技术原理和应用效果

鼓励学生进行创新研究，提出改进方案，对边坡稳定性进行评价。

（6）关键知识点：刚体极限平衡法

有限元法及强度折减法

（7）关键能力点：

分析和解决实际工程问题的能力。

多角度多方式研究问题的能力。

运用理论知识指导实践操作的能力。

（六）案例 6: 露天煤矿陡帮开采关键技术

1.案例简介

（1）时效边坡理论

土地作为人类生存与发展的物质承担者，拥有独特的自然属性，人类向土地索取生活资料和生产资料，充分利用土地作为生活场所与生产基地的各项功能，人类占用土地的最根本目的是实现土地利用。随着经济快速发展与人口急剧增加，人类大规模的生产活动有着直接或者间接地影响土地利用格局，人类在实现土地利用的过程中挑战重重，其中影响最为深远的就是土地生态环境的破坏。全球性生态环境问题摆在人类面前，有限的自然资源及脆弱的生态环境与人类发展需求之间的矛盾正在逐渐尖锐化，严重威胁着人类社会的可持续发展。

煤炭是我国的主要能源，而露天开采具有建设速度快、生产成本低、资源采出率高、安全性好等优势，近年来取得了快速发展。我国大型露天煤矿主要分布在新疆、内蒙、云南等偏远地区，大规模的剥离和采矿作业造成了地层结构和生态植被的大规模破坏，给新疆、内蒙等生态脆弱地区的环境带来了严重的影响。

中国矿业大学才庆祥教授等提出了露天煤矿时效边坡，这一理论奠定了边坡设计和稳定性的基础，它主要是采取动态参数的方法对露天矿边坡进行设计评价。这些年来，我国开发建设主要针对近水平煤层赋存的大型露天矿，采用的分区方法多为内排压帮开采，年产量、工作线推进强度都较大，也因此边坡存在的时间、暴露面积大幅减小。随着露天采矿设备和采矿技术的发展，露天矿的合理开采深度在不断的增大，边坡的高度坡度也随之增大，如边坡角提高，经济效益将明显提高。时效边坡理论在安家岭大型露天煤矿得到了实际生产应用，并研究了开采程序与开采参数对边坡空间形态的影响，初步引入了高陡边坡动态分析理念。在边坡稳定这样一个复杂的力学问题上，引入了时效性因素，不仅从力学机制上科学地分析边坡稳定性及失稳机制，也从时间上合理的控制稳定系数，给露天煤矿的边坡稳定研究提供了新的思路和技术。

露天煤矿端帮陡帮开采理论基于岩体边坡时效性特征，即端帮边坡的存在周期为揭露至被内排场覆盖的整个过程，内排土的压帮护坡作业为提高端帮边坡角度提供了必要的技术基础。而陡帮开采的实质就是提高露天煤矿端帮边坡角，提高煤炭资源回采量，只有确定露天煤矿边坡稳定，方可保证陡帮开采的正常实施。传统的边坡稳定性计算方法以极限平衡为基础，以岩体瞬时强度为基准确定长时稳定系数，在设计过程中通常未考虑自然及时间因素对边坡稳定的影响。

而端帮陡帮开采主要体现在内排压帮提供的边坡时效性，减小端帮边坡暴露面积，提高边坡角。实施陡帮开采的基本条件是基于端帮边坡角有进一步提高的可能性，即存在潜在最大边帮角度，是实施陡帮开采的重要前提；而从经济角度考虑，提高端帮边坡角度条件下，增加的边界层煤量带来的经济效益要大于边界层剥采成本，即保证陡帮边界层剥采比小于经济合理剥采比。

根据露天矿的开采过程、采场空间的形成，逐渐形成内排土发展时空关系，边坡的整个揭露过程是从上至下，而内排土场的建立是由下往上。结合图 16-1 所示内排土压帮条件下的端帮边坡特征，坡面暴露面呈倒梯形，最下部台阶随着内排土场的推进先于上部被内排土压覆，端帮边坡不同位置的存在时间不同，因此，对不同暴露时间下的端帮位置的稳定性要求不同。

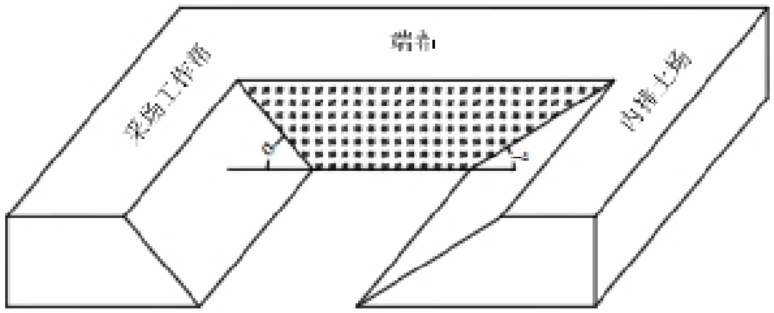


图 16-1 端帮边坡构成特征

（2）端帮陡帮开采理论与方法

□ 陡帮开采边坡稳定性理论

端帮陡帮开采即提高端帮边坡角并增加采煤量或者实现少剥离，其前提为边坡处于稳定状态，且边坡角度存在提升可能。一般情况下对边坡稳定性进行分析时，忽略了岩体内部的物理力学参数随时间的变化。随着开采的推进，地质构造营力发生变化，边坡内部应力随之发生改变，同时边坡收到自身重力作用及蠕动的影响，在弱层出露部位容易形成剪应力集中区，当所受应力超出临界值时，上部岩体发生滑移即边坡失稳。伴随着边坡内部发生运动，随着时间的推移，在内部运动的影响下，边坡先后发生流变、释放位移。

如图 16-2 为边坡流变位移时间曲线。在边坡初始形成阶段，随着时间的推移，流变位移以较快的速率发生改变，此后一段时间内，位移增长速率相对平缓，直至边坡进入不稳定状态，此时速度增加较为迅速，到某一数值时发生失稳。

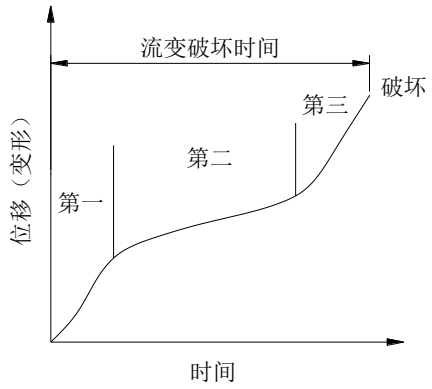


图 16-2 流变位移时间曲线

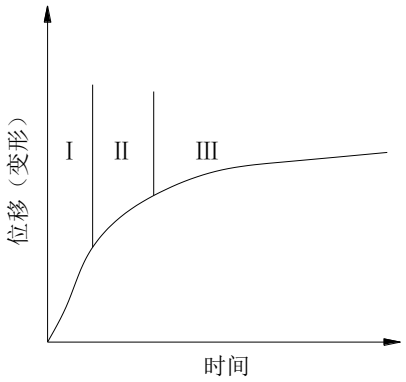


图 16-3 释放位移时间曲线

释放位移虽然时间短暂，但是在边坡稳定中发挥着至关重要的作用 ，如图 16-3 为时间与释放位移的关系曲线，释放位移由以下几个阶段组成：

1）急剧阶段：在边坡内部作用下，应力、应变发生明显变化，在此阶段内，位移迅速增长。

2）减缓阶段：在这一阶段内，应力、应变变化相对稳定，且位移以较为缓慢的速率增长。

3）稳定阶段：在此阶段内，位移相对于时间的变化速率再次减小并趋于平缓，最终形成了类似于天然边坡的人工边坡。

露天采矿过程中，由于开挖卸载作用引起扰动，边坡岩体蠕动变形向前推移，在这种不可逆的作用下，先后产生的应力扰动不断累加。随着时间的推移，边坡的位移变化较小，其原因为在离开挖位置较远的区域，边坡的应力已得到释放即释放位移已经结束，且形成了一个稳定的应力区域；当边坡局部位置岩体强度较低且不能满足保持边坡稳定的条件，如果该位置边坡不立刻破坏，那么它的释放位移将很难达到稳定，加之时间的影响，边坡的流变特性不断累加，最终使边坡发生失稳。

陡帮开采过程中，端帮边坡的稳定性与暴露面积的大小及时间有着密不可分的关系，结合时效边坡理论，其公式为：

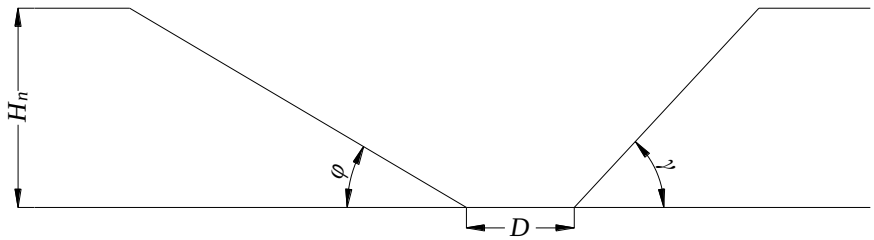


图 16-4 端帮边坡暴露面积分析示意图

$$S_n = \frac{1}{2\sin\beta} H_n \bullet \left[2D + H_n \cdot \cot\varphi + \cot\gamma\right] \qquad (16-$$

1）

式中：S_n为端帮边坡暴露面积，m²；β为端帮边坡角；H为端帮边坡高度，m；D为坑底宽度，其中$D=D_0+v_g-v_p$，D_0为实现内排前的坑底宽度，v_g为工作帮推进速度，v_p为内排土场工作帮推进速度；φ为工作帮坡角；γ为内排土场工作帮坡角。

端帮边坡暴露时间与采场坑底宽度、采场及内排土场工作帮推进速度有关：

$$t=\frac{H\cdot\left(\cot\varphi+\cot\gamma\right)+D_0+v_g-v_p}{v_p}\times 12 \tag{16-2}$$

式中：t为端帮边坡暴露时间，月；H为端帮边坡目标点高度，m。

由于开采扰动对边坡稳定性存在一定的影响，结合时效边坡理论，随时间推移，边坡岩体发生破坏的概率将不断增加。因此，实施端帮边坡陡帮开采作业条件需满足：

$$\begin{cases}F_s\geq F_{\min}\\ t\leq t_{\min}\end{cases} \tag{16-3}$$

式中：F_s为稳定系数；$F_{\min}$为陡帮开采时需保持的最低稳定系数；$t_{\min}$为露天煤矿发生滑坡的边坡存在时间统计值。

□ 陡帮开采实施技术措施

一般情况下，陡帮开采实施通常采用下部境界外扩的方法，提升边坡角度，从而实现多采煤，提高经济效益。如图16-5为端帮边坡构成，边坡角度随台阶高度、数目、宽度以及台阶坡面角的关系为：

$$\beta=\arctan\left[\sum_1^N h_i\Big/\left(\sum_1^N h_i\cot\alpha_i+\sum_1^{N_1}a_i+\sum_1^{N_2}b_i+\sum_1^{N_3}C_i\right)\right] \tag{16-4}$$

式中：β为端帮边坡角，°；h为台阶高度，m；N为台阶数目；α_i为最终台阶坡面角，°；a_i为保安平台的宽度，m；N_1为保安平台的数目；b_i为保安平台的宽度，m；N_2为清扫平台的数目；C_i为运输平台的宽度，m；N_3为运输平台的数目；

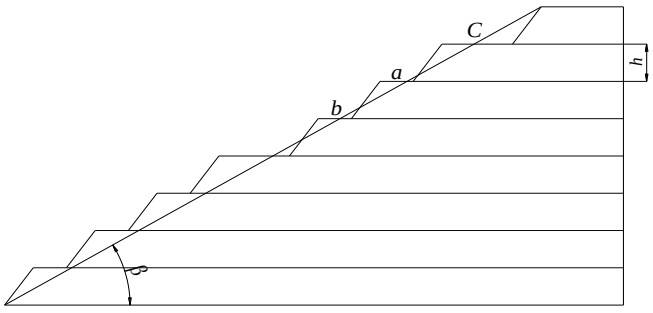


图16-5 端帮边坡暴露面积分析示意图

而露天煤矿最终边坡角除保证安全稳定之外，同时要满足在矿山工程技术条件的要求，即在露天煤矿端帮应能够设置运输线路。露天煤矿最终端帮由台阶的坡面及平台组成，平台包含运输平台、保安平台及清扫平台。由公式（16-4）可知，在台阶高度不变的情况下，为提高端帮边坡角度β，唯有通过降低各平台的宽度实现。

陡帮开采实施必须严格遵守矿山技术指标要求，实施后不仅要保持边坡稳定，还要保证

运输系统正常运行，露天矿的端帮主要台阶坡面和平台组成，平台分为运输平台、保安平台与清扫平台。由上式可知，当台阶高度 h 保持不变时，只能通过减小平盘宽度来提高边坡角β。

除此之外，当陡帮开采过程中伴随着平台宽度的降低甚至有的平台撤销，使端帮不足以维持现有的运输量时，可以采取内排搭桥的方式而实现运输系统优化，受临时路堤高度的影响，使得其不能完全替代端帮进行运输，仅能代替担任部分运输功能。

□陡帮开采方法

端帮角度越大，平均剥采比越小。如图 16-6 所示，对于地表境界固定的情况（如图 16-6a），在保证边坡在服务期限内稳定的前提下，坡脚由 E 点推进至 D 点，则需要剥离 ABC 区域，可回收 BCED 区域的煤炭资源，这一阶段的剥采比远小于矿区平均剥采比，因此，这种靠帮开采方式的经济效益显著，并且增大了内排空间，节约了外排用地以达到减少土地压占及破坏的目的。对于底部境界固定的情况（如图 16-6b），在保证边坡在服务期限内稳定的前提下，坡顶位置由 D 点收缩至 E 点，则损失 ABC 区域的煤炭资源，减少 BCED 区域的剥离量，这一区域的剥采比远大于矿山平均剥采比，因此，将地表境界向采场内部收缩，可以减少矿区用地面积，做到少剥离、少开采、少扰动，达到节地减损的目的，具有显著的社会和环境效益。

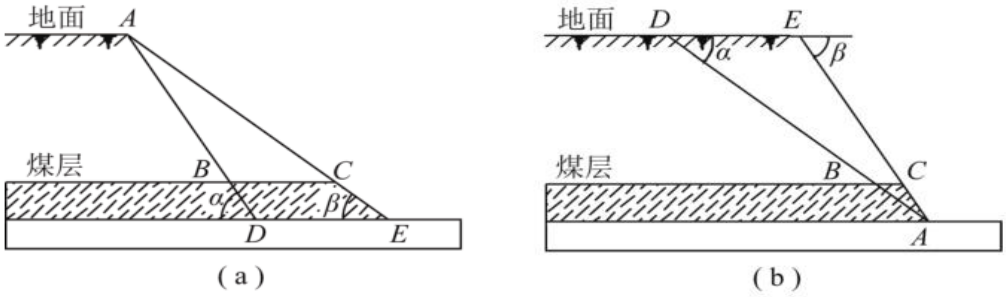


图 16-6 陡帮开采方法

2.案例实际应用效果简介

（1）开采区概况

□开采面积

采场最终开采境界范围内，地表平均宽度东西为 3.44~4.447km，地表平均长度南北约为 5.641km，地表面积为 14.906km2。由于各煤层出露风化，实际开采面积比矿田批准面积 24.9536km2 要小。

□稳定边坡角

采场端帮边坡稳定边坡角为 34°，内、外排土场稳定边坡角为 19°。

□开采工艺及设备

河曲露天煤矿剥离与采煤工艺均为单斗—卡车开采工艺，工作面采用挖掘机、前装机进行采装，并采用自卸卡车进行运输，工作帮则采用移动坑线，采用多条出入沟进行开拓，台阶采剥均采用跟踪式推进延深开采。

□采区划分及开采程序

矿田共划分为 4 个采区，采用重新拉沟的方式进行采区过渡；首采区在矿田东部，首采区南部露头处为拉沟位置。目前主要为首采区产煤，开采顺序依照编号进行。

□剥离方式及采煤方法

剥离台阶采用水平分层，其台阶高度为 12m，并采用端帮工作面开采法；采煤台阶以煤层自然厚度为其高度对其进行倾斜分层，采用顶板露煤法对主采煤层进行采煤。

□排土场

矿田共包括 4 处排土场，一、二号排土场位于三采区东南、东北部方向，三号、四号排土场位于拉沟位置东、南侧，排土场下游 500m 范围内无村落分布。一、二、三号排土场台阶高度为 20m；四号外排土场由于与内排土场相连，其台阶高度与内排保持一致为 24m。各排土场均建设有水渠、排水沟、防洪堤等系统以防止强降雨情况对边坡造成损伤。

（2）端帮陡帮开采方案及运输系统优化

□陡帮开采方案

河曲露天矿目前端帮在运输系统中还担任着高程运输的作用，负责高程运输的斜坡道使得平台宽度大大增加，应将高程运输放到工作帮上，端帮上不设置斜坡道，降低端帮平台宽度，提高端帮边坡角；端帮运输平台数量也应减少，两台阶作为一个单元；

结合现场实际与矿山设计标准，确定运输平台最低宽度为 20m，岩土台阶清保平台最低宽度为 9m，岩石台阶清保平台最低宽度为 7m，以此为依据，对当前情况下河曲露天矿的端帮参数进行优化。

1）平直边坡平台参数优化

西端帮平台较低，最上部为+1028，且考虑二采区开采，对上部台阶进行收缩，目前上部运输平台为+1004 平台和+980 平台，根据原始边坡状态和岩层分布情况，调整+992 平台、+980 平台和+968 平台（标高+971），调整后的变为+988 平台、+978 平台和+964 平台。下部边坡取消+957 平台，+950 平台调整为+942 平台，且+942 平台和+904 平台作为运输平台，详细方案见表 16-1。如图 16-8，图中黑色线条为原始边坡形态，蓝色线条为平直边坡方案，整体边坡角为 33°，各平台坡底线均为岩层或煤层底板。

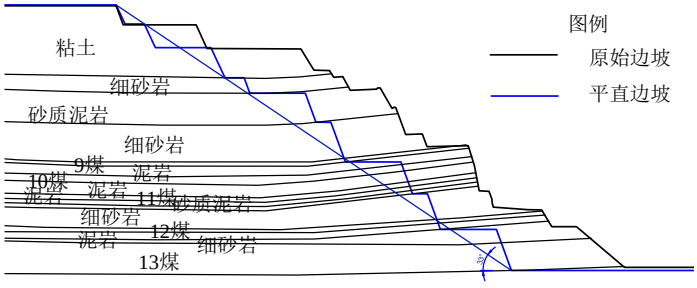


图 16-8 平直边坡方案

2）凸形边坡平台参数优化

同平直边坡优化方案类似，凸形边坡优化同样结合岩层和原边坡形态对平台参数进行优化。根据模拟结果，确定了上部边坡角为 27°，下部边坡角为 40°，并以此为依据，调整+992 平台、+980 平台和+968 平台（标高+971），调整后的变为+988 平台、+978 平台和+965 平台，并确定上部边坡运输平台为+1004 平台和+978 平台。下部边坡取消+957 平台，+950 平台调整为+942 平台，并确定+942 平台和+904 为运输平台，详细方案见表 16-1。平台优化方

案对比见图 16-9，图中黑色线条为原始边坡形态，蓝色线条为凸形边坡方案，其对应上部边坡角为 27°，下部边坡角为 40°，整体边坡角为 33°。

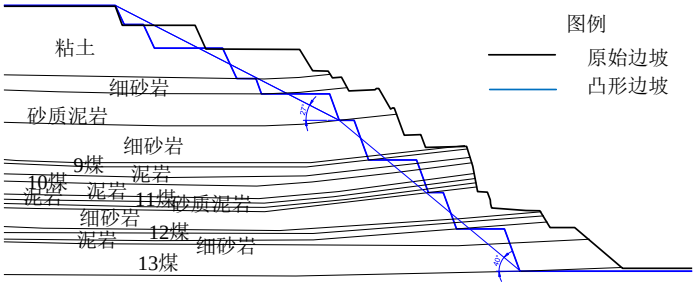


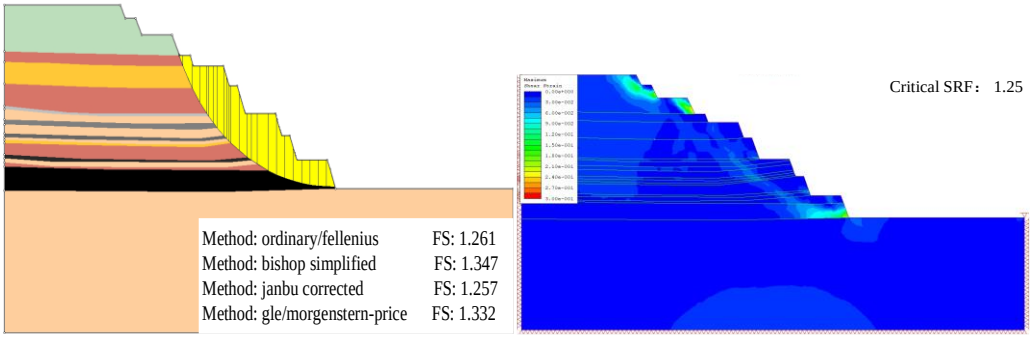
图 16-9 凸形边坡方案

表 16-1 平台参数优化方案对比

原始边坡		平直边坡		凸形边坡	
平台标高/m	平台宽度/m	平台标高/m	平台宽度/m	平台标高/m	平台宽度/m
+1016	34	+1016	9	+1016	9
+1004	44	+1004	26	+1004	32
+992	7	+988	9	+988	9
+980	14	+978	26	+978	32
+971	2	+964	7	+965	7
+957	8	+957	0	+957	0
+950	19	+942	26	+944	22.5
+925	5	+925	7	+925	7
+915	23	+915	0	+915	0
+904	11.5	+904	26	+904	22.5

□陡帮开采方案验证

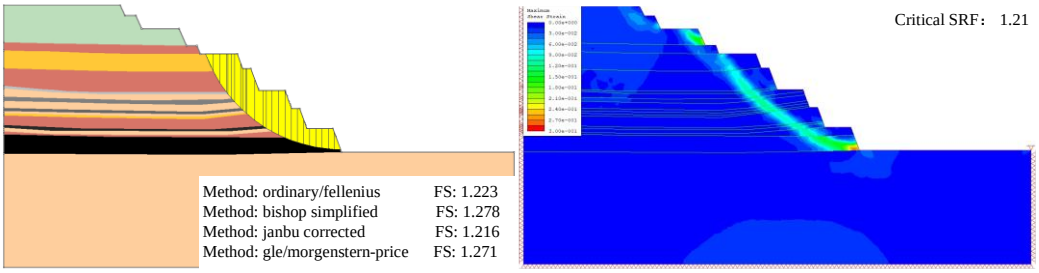
基于极限平衡法与强度折减法分别对对平直和凸形下的边坡稳定性进行分析，其模拟结果见图 16-10 和图 16-11。



（a）极限平衡法　　（b）有限元强度折减法

图 16-10 平直边坡方案稳定性分析结果

由图可知，极限平衡法所确定的最危险滑面位于边坡中下部区域，对应的稳定系数在1.25~1.34，强度折减法所确定的边坡发生了切底形圆弧滑动，其稳定系数为 1.25，且应力峰值位于上部粘土台阶和最下部台阶坡角处，两种方法确定的边坡稳定系数均满足储备系数 1.2 要求，本方案下的边坡可以保持稳定状态。



（a）极限平衡法　　（b）有限元强度折减法

图 16-11 凸形边坡方案稳定性分析结果

极限平衡法所确定的边坡最危险滑面发生在中下部较陡边坡，其稳定系数在 1.21~1.27，有限元强度折减法确定的滑移模式为整体滑移，边坡产生了切底形圆弧滑动带，其稳定系数为 1.21，两种方法确定的边坡稳定系数均满足储备系数 1.2 要求，因此此种方案下的边坡可以保持稳定状态。

□运输系统优化

实施陡帮开采过程中，可能造成端帮运输系统无法正常运行，随着工作帮的推进，可以采用采场中部搭桥内排运输系统方案已实现对端帮运输系统的代替，即通过采用剥离物在采场中部从工作帮到内排土场搭筑排土桥，下部水平内排土运输通路通过横跨采空区的两个中间桥连接贯通。如图 16-12，工作帮到内排土场斜坡道入口处，位于排土场中部位置，在此处进行搭桥跨过采空区，用于连贯内排土场和采场下部水平，以最下部 13#煤层的煤面作为桥面高度，提前在采掘工作帮对 13#煤预留煤鼻子作为引桥，内排土场和采空区位置用剥离物回填贯通桥路。当左侧桥连通后，将右侧桥所压的滞后煤采出；当右侧桥连通后，将左侧桥所压的滞后煤采出。

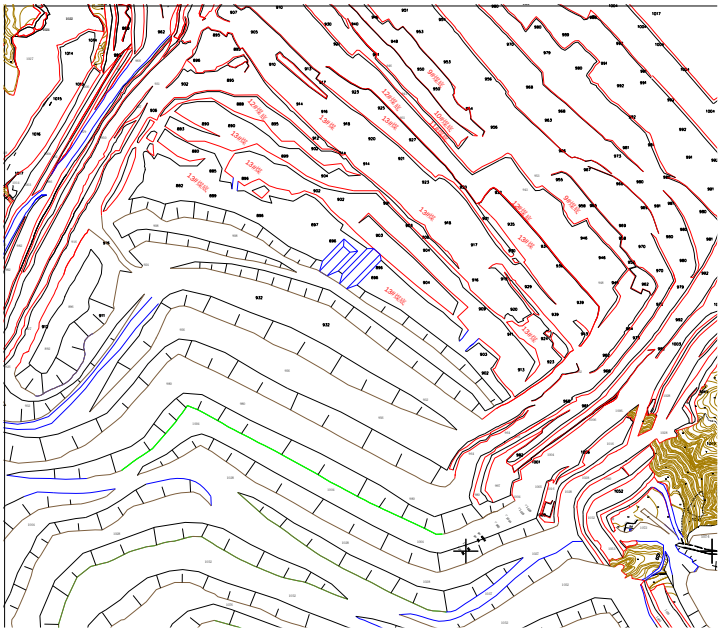


图 16-12 采场中部搭桥内排运输系统位置及原理图

搭桥通道与端帮保持一致设置为双车道，且矿区内运输车辆最宽宽度为 4.5m，桥宽与车辆宽度、行车密度及运行速度有关，其计算式如下：

$$B = nA + (n-1)\,x + 2Y \qquad (16\text{-}5)$$

式中：B 为桥宽，m；n 为行车线数，本设计设计为双车道，因此 n 取 2；A 为汽车后轮计算的宽度即为车辆最大宽度，m；x 为两车净距，m，通常取 0.7~1.7m，取 1.5m 考虑中间设置挡墙，因此增加 1m，x 为 2.5m；Y 为后轮外缘距路边的距离，取 3m。

由式 16-5 计算可得，保证运输系统正常运行的情况下，桥宽至少为 17.5m，桥两侧坡度为自然安息角 36°。中部搭桥构建运输通道后，西端帮陡帮开采可一次到界，且设备作业空间充足，同时可以起到节省运距，降低运输成本的作用。

（3）工程量与经济分析

陡帮开采经济效益可以用以下公式进行计算：

$$B = \Delta Q_{煤} \times (P - a) - \Delta Q_{剥} \times b \qquad (16\text{-}6)$$

式中：B 为陡帮开采经济效益，元；□Q 煤为可多采煤总量，t；P 为原煤售价，152 元/t；a 为吨煤剥离成本，取为 85 元/t；□Q 剥为多剥采岩石量，m3；b 为纯剥离成本，取为 10.8 元/m3。

结合开采现状，西端帮陡帮开采共有两种方案，对岩层与煤层剥离量分别统计求和，按照年推进度 314m/a 计算出年总剥采量与剥采比关系，结合原煤售价、吨煤剥离成本与纯剥离成本对两种方案的经济效益进行核算，优化后的边坡剥离量变化及经济效益分析见表 16-2。

表 16-2 西帮剖面剥采量变化及经济效益分析

参数	凸形边坡	平直边坡

		面积/m^2	体积/m^3	面积/m^2	体积/m^3
剥离量变化	剥离量减少	0	0	0	0
	剥离量增加	2706.58	849864.90	3781.11	1187267.98
	剥离量净增加	2706.58	849864.86	3781.11	1187267.98
原煤采出量变化	煤炭总量/m^3	867.43	272373.21	900.09	282628.26
	煤炭总量/t	—	375875.03	—	390026.999
剥采比/m^3/t		—	2.26	—	3.04
煤炭效益/元		—	25183626.80	—	26131808.9
剥离费用/元		—	9178540.87	—	12822494.1
经济效益/元		—	16005086.00	—	13309314.8

由表 16-2 可知，两种边坡形态下，平直边坡多采煤量高于凸形边坡，凸形边坡剥采比为 2.26，平直边坡为 3.04，综合考虑最终确定凸形边坡下经济效益最高为 1600 万元，且西端帮平台形态优化后年均增加原煤 37.6 万 t。

3.案例思考题

（1）采场中部搭桥内排运输系统有什么优缺点？

（2）如何确定采场中部搭桥的位置？

（3）采场中部搭桥对技术的要求？

4.案例使用说明

（1）适用范围

本案例适用于采矿工程、安全工程以及相关专业的本科生和研究生教学。通过对实际矿山技术的解析和应用，使学生能够理解和掌握露天煤矿高效开采的方法和技术。

（2）配套教材

《采矿学 B》、《矿山技术经济学》、《岩石力学与工程》

（3）教学目的

掌握露天开采的基本知识，强化学生对相关理论知识的理解与应用能力，培养学生具有开拓性的研究思维和解决问题的能力。

（4）要点提示

当所受应力超出临界值时，上部岩体发生滑移即边坡失稳。伴随着边坡内部发生运动，随着时间的推移，在内部运动的影响下，边坡先后发生流变、释放位移。

减少矿区用地面积，做到少剥离、少开采、少扰动，达到节地减损的目的，提高社会和环境效益。

陡帮开采实施必须严格遵守矿山技术指标要求，实施后不仅要保持边坡稳定，还要保证运输系统正常运行

（5）教学建议

结合实际案例进行讲解，帮助学生更好地理解技术原理和应用效果。

通过实验和模拟软件进行辅助教学，增强学生的实际操作能力。

鼓励学生进行创新研究，提出改进方案，提高矿山开采效率。

（6）推荐阅读

《现代露天矿开采技术》：详细介绍了现代露天矿开采的最新技术和方法。

《岩石力学》：涵盖了岩石力学的基本理论。

《矿山技术经济学》：介绍了关矿业行业的技术和经济特点。

（7）相关理论：

岩石力学：研究岩石的力学性质及其在外力作用下的变形和破坏规律。

矿山技术经济学：研究矿山相关经济问题。

（8）关键知识点

岩石介质的动力学特征

矿山建设经济效益最大化

（9）关键能力点

分析和解决实际工程问题的能力。

运用理论知识指导实际操作的能力。

设计、优化线路和费用的能力。

（10）案例分析思路

背景分析：了解陡帮开采的实质

随着时间的影响，边坡的流变特性不断累加，最终使边坡发生失稳。

提出端帮陡帮开采方案及运输系统优化方案

结合工程实际对方案进行优化。

（七）案例 7：近水平多煤层露天矿横采内排开采程序

1.案例简介

（1）研究区概况

扎哈淖尔露天煤矿为窄长型、煤层缓倾斜赋存的露天煤矿，生产过程中面临内排空间小、运输距离大、边坡稳定性差、深部资源回采难度大等一系列问题，且随着开采 深度的增大，以上问题日益突出，导致露天矿的生产条件和经济效益不断恶化，且随着开采水平的不断延深，以上问题会日益突出。若采用纵采方式采出底部煤层会造成边坡高度进一步加大，不利于边坡的稳定性及生产作业的安全性。而以横采内排追踪压帮的方式开采底部煤层，可为边坡提供支撑约束，提高边坡稳定性，实现陡帮开采，在底部境界不变的情况下，可减少剥离量，降低剥离成本；在地表境界不变的情况下，可增大回采煤量，提高资源回采率。并能快速释放内排空间，提前实现全部内排，缩短运距，降低运输及排土费用，提高矿山经济效益。因此，论文提出横采内排追踪压帮的方式开采底部煤层，从设备能力、煤质均衡、内排空间三个方面综合确定横采内排的开采强度。

扎哈淖尔露天煤矿主采煤层为 IIB、IIIA、IIIB 及 IV 煤组，煤层平均总厚度 58.95m，倾角在 5°~15°左右。露天矿剥离采用轮斗挖掘机连续开采工艺、单斗—卡车间断开采工艺和单斗—卡车—半固定破碎站半连续开采工艺，采煤 采用单斗—卡车—半固定破碎站半连续开采工艺，露天矿核定生产能力为 15Mt/a。目前，露天矿采场分为东坑、西坑，采场现状如图 9-1 所示。

东坑上部台阶已经到界，仅剩下部IV煤组没有回采。IV 煤组分为 IVA、IVB、IVC 三个分层。其中，IVA 平均厚度 3.68m，IVB 平均厚度 6.50m，IVC 平均厚度 3.16m，IV 煤组剖面图如图 9-2 所示。

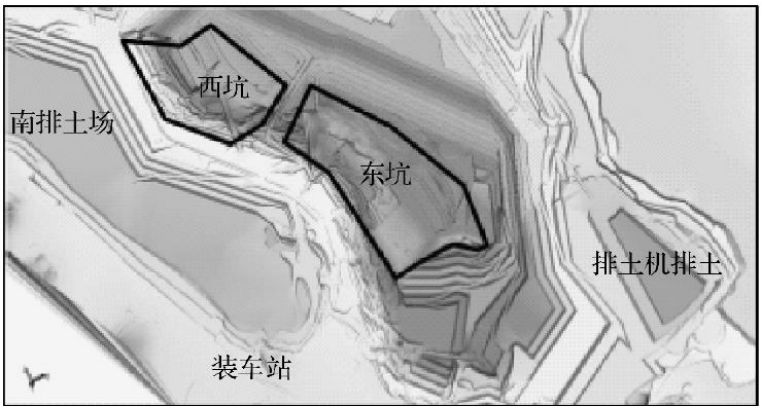


图 9-1 采场现状图

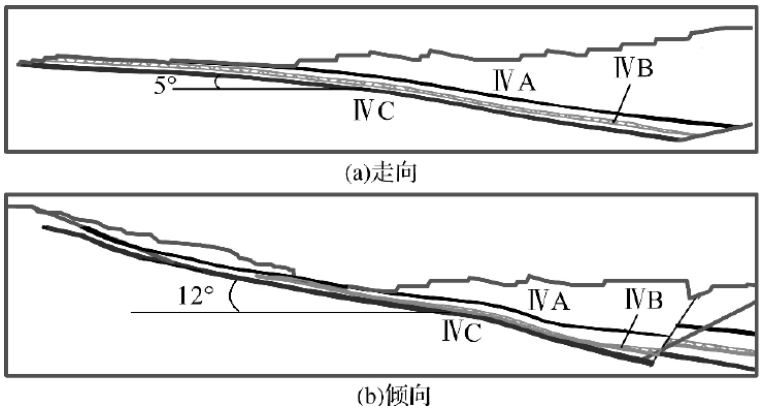


图 9-2 IV 煤组剖面图

（2）横采内排开采程序研究

□台阶划分

由于 IVA 已大面积揭露，为保证 IV 煤组的横采速度，根据煤层赋存情况及外包设备情况，设计 IVA 煤采用顶板拉沟露煤，采煤采用水平分层由顶板向底板推进，由推土机配合挖掘机处理夹矸及顶底板三角煤，分区段纵采单独揭露采出，水平分层如图 9-3 所示。



图 9-3 水平分层示意图

IVB、IVC 煤划分两个采煤台阶和两个剥离台阶，横向推进，采用倾斜分层，露煤台阶高度随煤层厚度和夹层厚度变化，倾斜分层如图 9-4 所示。沿工作线方向可以以较小的角度斜切煤层。

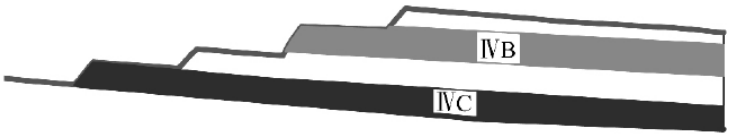


图 9-4 倾斜分层示意图

□工作线布置方式

IV 煤组采用横采纵扩 L 型工作线，由横向和纵向工作面构成。上部采用纵采岩石，下部采用横采矿石，同时向北向西发展。横采工作线由原形成的纵采工作线进行陡帮、降段，逐步调整工作线布置方向形成。

横采西帮垂直南帮布置，即沿倾向布置沿走向推进，并随着北帮的推进逐渐增大西帮工作线长度，扩大横采范围。北帮工作线沿走向布置沿倾向推进，从上到下逐台阶 陡帮到界，待所有台阶都陡帮到界后，底部剥采工程实现全部横采内排，工作线布置方式如图 9-5 所示。

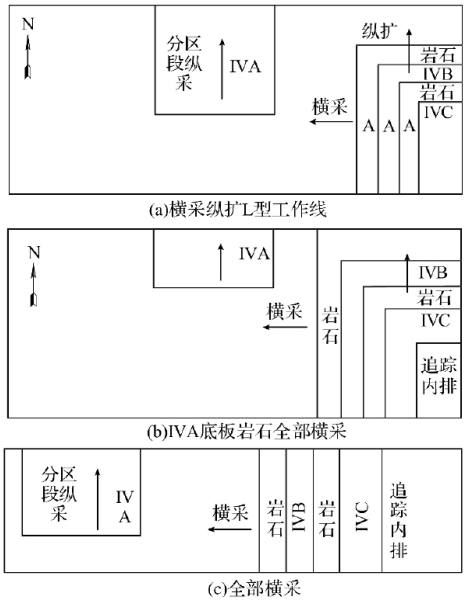


图 9-5 工作线布置方式示意图

（3）横采内排生产强度

□设备能力约束

IV 煤组横采区域由外委单位施工，剥离采用斗容 4m3 的液压反铲，运输采用车厢容积 22m3 的自卸卡车。设计工作线长度 900m 左右，IV 煤组开采区域最大可布置单斗挖掘机 18 台。单斗挖掘机平均日生产能力为 4500m3，年平均生产 276d，IV 煤组剥采比 3.0m3/t，IV 煤容重为 1.31t/m3 。统计单斗挖掘机卡车系统中单斗挖掘机的生产能力，即为单个单斗挖掘机卡车间断工艺系统的生产能力。因此，综合考虑 IV 煤组挖掘、运输设备剥采能力及剥采总量的情况下，IV 煤组生产能力可按式（9-1）计算：

$$A_p = \frac{N_t \gamma \sum_{i=1}^{N_w} Q_{ti}}{10000(1+n\gamma)} \qquad (9\text{-}1)$$

式中：Ap 为 IV 煤组生产能力，万 t/a；Qti 为第 i 台单斗挖掘机平均日生产能力，m3/（台·d）；Nw 为可布置挖掘机台数，台；Nt 为挖掘机平均年生产天数，d；γ 为 IV 煤容重，t/m3；n 为 IV 煤组生产剥采比，m3/t。

带入相关数据计算可知：IV 煤组生产能力为 594 万 t/a。目前开采区域 IV 煤组平均纯煤厚 12.19m，回采率 0.95，容重 1.31t/m3，工作线长度 900m，则年生产能力 594 万 t 的情况下，横采区年推进度为 433m，技术上可以实现。

□煤质均衡约束

假设露天矿各煤层煤量、热值分别为 Qcj、Rcj（j=1，2，…，10，分别代表 IA~IVC 煤），煤质均衡后本地电煤、电煤、中热煤、高热煤的煤量、热值分别为 Qpi、Rpi（i=1，2，3，4）。根据配煤前后煤量及发热量平衡以及配煤要求，建立以下煤质均衡数学模型：

$$\begin{cases} Q_{\mathrm{z}}=\sum_{i=1}^{4}Q_{pi}=\sum_{\mathrm{j}=1}^{10}Q_{\mathrm{cj}} \\ \sum_{i=1}^{4}(Q_{pi}R_{pi})=\sum_{\mathrm{j}=1}^{10}(Q_{\mathrm{cj}}R_{\mathrm{cj}}) \\ Q_{\mathrm{p1}}=\dfrac{350Q_{\mathrm{z}}}{M} \\ Q_{\mathrm{p4}}\le\dfrac{4Q_{\mathrm{c6}}}{3} \\ R_{\mathrm{p1}}\ge 2850,\ R_{\mathrm{p2}}\ge 3150 \\ R_{\mathrm{p3}}\ge 3300,\ R_{\mathrm{p4}}\ge 3500 \end{cases} \tag{9-2}$$

式中：Qz 为规划期总煤量，万 t；M 为露天矿生产能力，万 t/a。

根据露天矿均衡期各煤层储量，以高热煤煤量 Qp4 最大为目标，利用式（9-2）计算可得配煤结果，见表 9-1。

表 9-1 煤质均衡结果表

煤	热值/（kcal·kg^{-1}）	过渡期煤量/万	年度煤量/万 t
本地电煤	2850	4963.91	350.00
电煤	3150	9165.55	646.25
中热煤	3300	0.00	0.00
高热煤	3500	7144.44	503.75
合计		21273.90	1500.00

煤质均衡后，露天矿每年可生产电煤 646.25 万 t，高热煤 503.75 万 t，根据各煤层煤量，平均每年需开采 IV 煤 564 万 t。为了加强东坑横采推进速度、快速释放内排空间、提前实现全部内排，前期西坑每年开采 IV 煤 80 万 t 左右，则横采区域年开采 IV 煤 480 万 t 左右，要求横采区年推进度为 350m 左右。

□内排空间约束

IV 煤组横采的目的是加快采场底部到界速度、快速释放内排空间、提前实现全部内排。为了分析 IV 煤组横采释放内排空间速度，内排土场每水平推进 100m 计算一次内排空间，结果如图 9-6 所示。由图 9-6 可知，各阶段的内排空间在 2800~5000 万 m3 之间，平均 3552 万 m3，生产剥采比小于 7.1m3/t、横采推进强度 300m/a 以上即可满足完全内排要求，此时横采区开采 IV 煤 412 万 t。

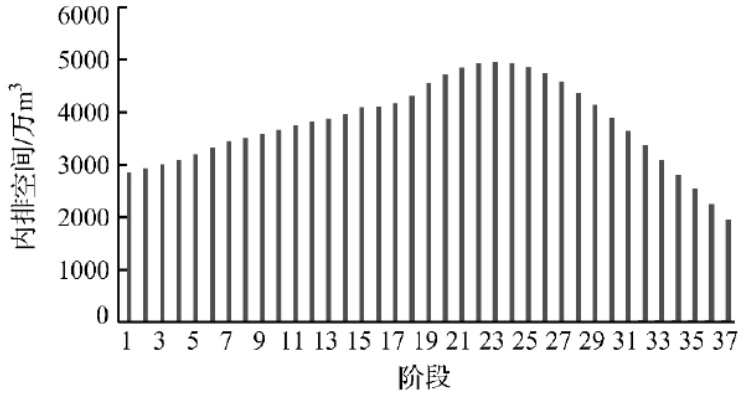


图 9-6 内排空间计算结果

考虑设备能力、内排空间两个因素的影响，IV 煤组横采区年开采 IV 煤应在 412~594 万 t 之间，推进度在 300~433m/a 之间。为了均衡煤炭生产，最终确定横采区年开采 IV 煤 480 万 t，推进度 350m/a 左右。

2.案例思考题

（1）影响露天矿开采程序选择的因素有哪些？

（2）煤组横采区域如何进行台阶划分？

（3）煤组横采的工作线布置方式是怎样的？

（4）从哪些方面确定了 IV 煤组横采内排的生产强度？

3.使用说明

（1）适用范围

该案例适用于矿业工程相关专业的学生和研究人员，特别是需要对露天矿开采程序进行设计优化的人员。

（2）配套教材

《露天采矿学》、《露天矿开采技术》

（3）教学目的

通过本案例的学习，使学生能够掌握近水平煤层露天矿横采内排开采程序的基本理论和方法提高实际工程设计和实施的能力。

（4）要点提示

掌握横采内排追踪压帮方式开采底部煤层的方案及优势。

学习了解横采内排开采程序特点和实际研究方法。

（5）教学建议

在教学过程中，可以通过实验和模拟软件辅助讲解，帮助学生更直观地理解程序应用方法。鼓励学生结合实际案例进行分析和讨论，以提高解决实际问题的能力。

（6）推荐阅读

《现代露天开采理论与实践》、《岩石力学》

（7）相关理论

露天矿开采技术基础理论：包括露天开采工艺、露天开采技术等。

露天采矿学：涉及露天开采程序等关键知识点。

（8）关键知识点

近水平煤层露天矿的台阶划分，工作线布置方式。

横采内排开采程序的各因素的约束范围计算。

（9）关键能力点

分析和解决实际工程问题的能力。

设计和优化开采程序的能力。

运用理论知识指导实际操作的能力。

（10）案例分析思路

背景介绍：简要介绍了扎哈淖尔露天煤矿在开采过程中的各类问题，并提出横采内排追踪压帮的方式开采底部煤层。

理论基础：详细阐述横采内排开采程序研究，横采内排生产强度及相关理论。

方案设计：计算具体的程序设计约束范围，包括设备能力、煤质均衡、内排空间等因素。

实际应用：结合实际案例，展示如何在实际工程中应用上述设计方案，并分析其效果。

总结：对文章要点内容作一个总结。

（八）案例 8：分区内排露天煤矿压帮内排留沟高度及模式优化

1.案例简介

（1）技术背景与适用条件

露天矿山开采中，压帮内排开采方式的成本与多个参数密切相关。以河曲露天煤矿为例，首采区转至二采区的工程实际中，半压帮内排开采虽能减少二次剥离量，但会增加剥离物料运输费用。为实现露天矿山在正常开采情况下成本最低化、经济效益最高化，需确定合理的留沟高度。文章分别对压帮内排倒三角留沟和倒梯形留沟的留沟高度进行优化，并分析了压帮内排开采条件下内排加高边坡的稳定性。

①压帮内排开采参数优化方法：

压帮内排的开采成本主要与开采过程中压帮高度、采场坑底设计宽度、端帮边坡角、工作帮边坡角、排土场边坡角、工作线长度、开采深度、内排土场高度及留沟方式等息息相关。针对压帮内排开采的特点，在采用半压帮内排开采时，影响着下一条采区开采的二次剥离量以及部分剥离物料的运输距离。留沟使得在开采下一条采区时的二次剥离量减少，即减少了一定的二次剥离及运输费用。同时受留沟的影响，留沟下部依旧采用双循环运输系统。而留沟上部的剥离物料，由于留沟阻断了留沟一侧的端帮运输系统，只能采用单循环运输系统，从而增加了单侧剥离物料的运输费用。合理的留沟高度，使得露天矿山在保持正常开采的情况下，开采成本最低化，经济效益最高化。

全压帮内排开采主要是影响下一条采区的二次剥离量以及二次剥离物料的运输费用，半压帮内排开采虽然减少了二次剥离量，但是增加了剥离物料的运输费用。以河曲露天煤矿为例，结合河曲露天煤矿首采区转至二采区的工程实际情况，建立半压帮内排开采留沟高度优化的数学模型。

$$Y = C_{qyb} - C_{byb} \tag{11-1}$$

式中：Cqyb 为全压帮内排开采二次剥离及其运输总费用，元；Cbyb 为半压帮内排开采的总费用，元；Y 为半压帮内排开采相对总收益，元。

针对建立的数学模型，综合考虑内排土场加高部分剥离物料的容积，确定合理留沟高度的取值范围，从而确定留沟高度在合理取值范围内 Y 的最大值，最终确定最佳的留沟高度。

②压帮内排倒三角留沟内排留沟高度优化

1）基于最小成本法压帮内排倒三角留沟高度优化模型

根据压帮内排倒三角留沟开采总费用模型，基于成本费用最小法，建立关于压帮内排高度 h1 的数学模型 Y1。

$$Y_1 = C_{qyb} - C_{byb1} \tag{11-2}$$

$$\begin{cases} C_{byb1} = I_1 h_1^3 + I_2 h_1^2 + I_3 h_1 + I_4 \\ C_{qyb} = \dfrac{H^2(\cot\alpha + \cot\beta)L\left\{1000A + B\left[\dfrac{1}{2}L_m + L_n + \dfrac{1}{2}H(\cot\alpha_1 + \cot\beta_1 + \cot\beta)\right]\right\}}{2000} \end{cases}$$

（11-3）

对模型化简，Y1 为：

$$Y_1 = -I_1 h_1^3 - I_2 h_1^2 - I_3 h_1$$

（11-4）

对 Y1 求导：

$$\frac{dY_1}{d(h_1)} = -3I_1 h_1^2 - 2I_2 h_1 - I_3$$

（11-5）

令求导结果为零，即：

$$\frac{dY_1}{d(h_1)} = 0$$

（11-6）

化简为：

$$-3I_1 h_1^2 - 2I_2 h_1 - I_3 = 0$$

（11-7）

对上求根：

$$h_1 = \frac{2I_2 \pm \sqrt{4I_2^2 - 12I_1 I_3}}{-6I_1}$$

（11-8）

Y1 在（-∞，h1A）区间单调递减，在（h1A，h2A）区间单调递增，在（h2A，+∞）区间单调递减。

（2）压帮内排倒三角留沟空间分析

半压帮内排不考虑外排，在满足前提下将剩余的剥离物料压帮处理。留沟部分剥离物料与内排容积关系，如图 11-1 所示。

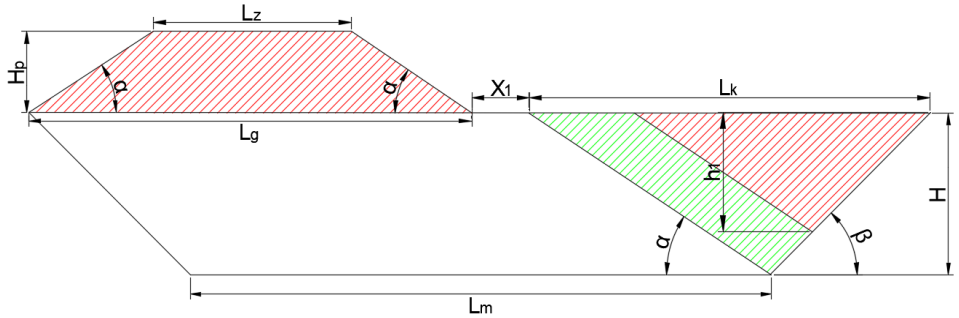


图 11-1 留沟部分剥离物料与内排空间关系示意图

通过对压帮内排倒三角留沟内排空间模型的分析，内排土场容积与留沟深度 H 的关系

模型为 Vt。留沟部分剥离物料体积大于内排土场容积，压帮处理部分的剥离物料的体积模型为 Vf。

$$\begin{cases} V_t = (L_m + H\cot\beta - H\cot\alpha - X_1 - H_p\cot\alpha)H_pL \\ V_f = \dfrac{H^2(\cot\alpha + \cot\beta)L}{2} - \dfrac{h_1^2(\cot\alpha + \cot\beta)L}{2} \end{cases}$$

（11-9）

依据开采现状，Vt ≥VC，即：

$$(L_m + H\cot\beta - H\cot\alpha - X_1 - H_p\cot\alpha)H_pL \geq \frac{h_1^2(\cot\alpha + \cot\beta)L}{2}$$

（11-10）

压帮内排倒三角留沟开采方式的留沟高度 h1 的取值范围为：

$$h_1 \leq \sqrt{\frac{2(L_m + H\cot\beta - H\cot\alpha - X_1 - H_p\cot\alpha)H_pL}{(\cot\alpha + \cot\beta)L}}$$

（11-11）

内排土场增高部分的容量大小决定压帮处理剥离物料的多少，由建立的内排土场增高部分容积的模型，影响内排容积的主要是坑底工作线、开采深度、内排加高高度，其中坑底工作线与开采深度对内排容积影响最大。

1.坑底工作线、内排加高一定

在坑底工作线与内排土场加高高度一定的情况下，坑底工作线长度取 936m，内排土场加高高度为取 72m。内排加高部分容积与开采深度的关系如图 11-2 所示。

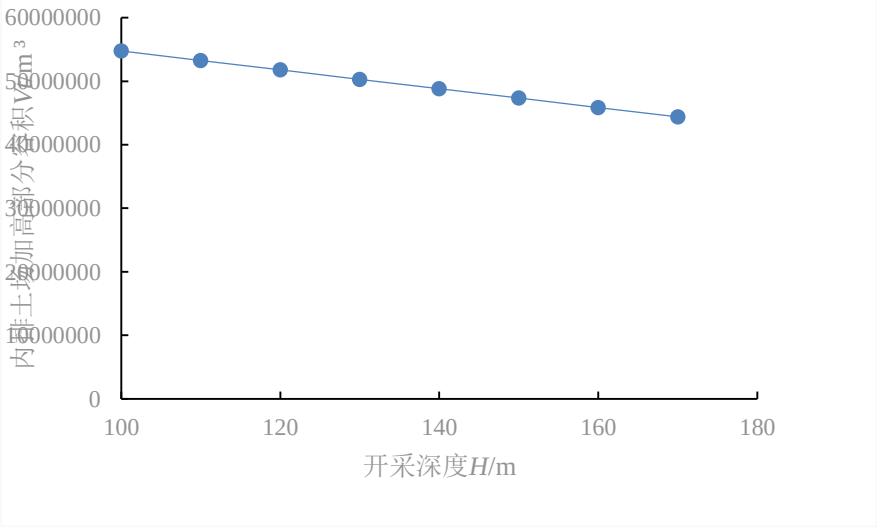


图 11-2 内排土场加高部分容积与开采深度关系示意图

在坑底工作线与内排土场加高高度一定的情况下，内排土场加高部分容积随着开采深度的增加而逐渐减少。

2. 开采深度、内排加高一定

在开采深度与内排土场加高高度一定的情况下，开采深度取首采区平均开采深度 150m，内

排土场加高高度为 72m。内排加高部分容积与坑底工作线的关系如图 11-3 所示。

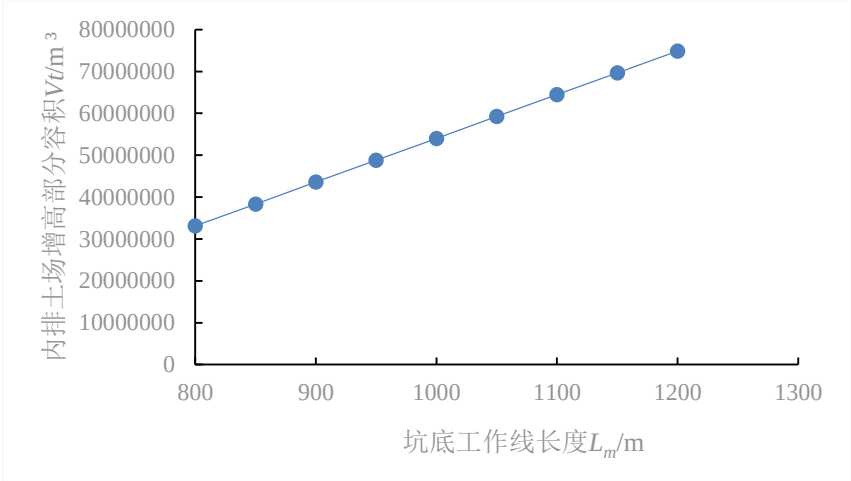


图 11-3 内排土场加高部分容积与坑底工作线关系示意图

在开采深度与内排土场加高高度一定的情况下，内排土场加高部分容积随着坑底工作线的增加而增加。

（三）压帮内排倒三角留沟经济分析

平均开采深度 H 为 150m，首采区转向至二采区留沟高度 h1 的取值范围为（0，150），函数在（0，49.8）区间上单调递减，在（49.8，150）区间单调递增。

序号	留沟深度 h1/m	压帮内排倒三角留沟开采总收益/元
1	0	0
2	20	-54740967
3	40	-81467959
4	60	-81358002
5	80	-55588122
6	100	-5335345
7	120	68223300
8	140	163910791

表 11-1 压帮内排倒三角留沟开采方式总收益与留沟深度关系

根据表 11-1 绘制图 64 压帮内排倒三角留沟开采相对全压帮内排开采方式总收益与留沟深度 h1 的关系示意图。压帮内排倒三角留沟开采方式总收益随着留沟高度的增大先减小后增大。

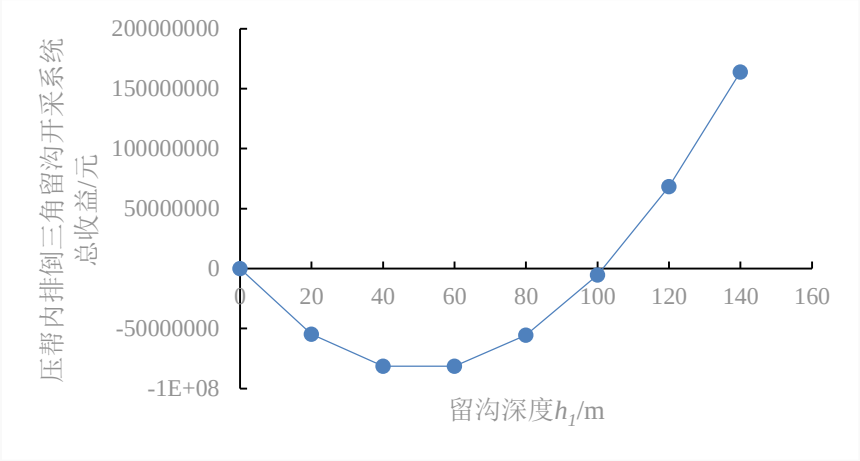


图 11-4 压帮内排倒三角留沟开采总收益与留沟深度关系

内排土场最大加高 72m，最大容量为 47188800m³，全留沟内排开采，留沟部分剥离物料的总体积为 71559675m³，在没有外排空间的情况下，至少有 24370875m³ 的剥离物料需要进行二次剥离。

根据压帮内排倒三角留沟开采方式留沟高度取值范围模型，在开采深度为 150m，内排加高为 72m，坑底工作线长度为 936m 的情况下，h1 的取值最大值为 121.8m，在不外排情况下，留沟高度 h1 的合理取值范围为（0，121.8）。

Y1 在区间（49.8，121.8）上函数单调递增，当留沟深度取值 121.8m 时，经济效益是最佳的，Y1 的值为 76290553.8 元。

压帮内排倒梯形留沟开采留沟高度优化

①基于最小成本法压帮内排倒梯形留沟高度优化模型

根据压帮内排倒梯形留沟开采方式总费用模型，基于成本费用最小法，建立关于压帮内排留沟深度 h2 的数学模型 Y2 为：

$$Y_2 = C_{qyb} - C_{byb2}$$

（11-12）

$$\begin{cases} C_{byb2} = I_5 h_2^3 + I_6 h_2^2 + I_7 h_2 + I_8 \\ C_{qyb} = \dfrac{H^2(\cot\alpha + \cot\beta)L\left\{1000A + B\left[\dfrac{1}{2}L_m + L_n + \dfrac{1}{2}H(\cot\alpha_1 + \cot\beta_1 + \cot\beta)\right]\right\}}{2000} \end{cases}$$

（11-13）

对模型化简，得 Y2 为：

$$Y_2 = -I_5 h_2^3 - I_6 h_2^2 - I_7 h_2$$

（11-14）

对 Y2 求导得：

$$\frac{dY_2}{d(h_2)} = -3I_5 h_2^2 - 2I_6 h_2 - I_7$$

（11-15）

令求导结果为零，即：

$$\frac{dY_2}{d(h_2)}=0$$

（11-16）

化简为：

$$-3I_5h_2^2-2I_6h_2-I_7=0$$

（11-17）

对其求根，得：

$$h_2=\frac{2I_6\pm\sqrt{4I_6^2-12I_5I_7}}{-6I_5}$$

（11-18）

Y2 在（-∞，h2B）区间上单调递减，在（h2B，h2B）区间上单调递增，在（h2B，+∞）区间上单调递减。

②压帮内排倒梯形留沟内排空间分析

压帮内排倒梯形留沟开采，不考虑外排，在满足内排时将剩余的剥离物料压帮处理，留沟部分剥离物料与内排容积关系如图 11-5 所示。

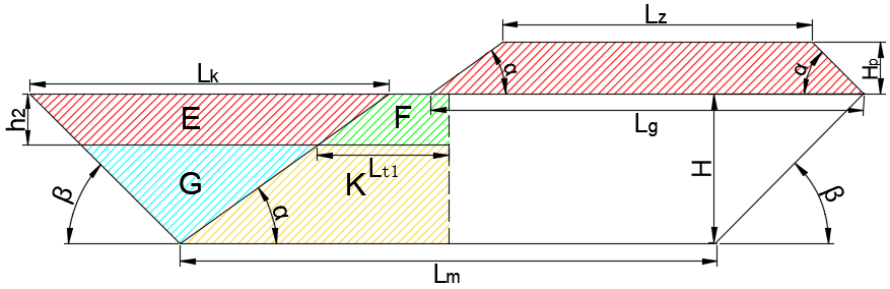


图 11-5 留沟部分剥离物料与内排空间关系示意图

内排土场容积与留沟深度 H 的关系模型为 Vt，留沟部分剥离物料体积大于内排土场容积，压帮处理部分的剥离物料的体积为 Vf。

$$\begin{cases}V_t=(L_m+H\cot\beta-H\cot\alpha-X_1-H_p\cot\alpha)H_pL\\V_f=\dfrac{H^2\left(\cot\alpha+\cot\beta\right)L}{2}-\dfrac{h_2(2H-h_2)(\cot\alpha+\cot\beta)L}{2}\end{cases}$$

（11-19）

结合河曲露天煤矿开采现状，留沟部分剥离物料体积大于内排容积，即：

$$(L_m+H\cot\beta-H\cot\alpha-X_1-H_p\cot\alpha)H_pL\geq\frac{h_2(2H-h_2)(\cot\alpha+\cot\beta)L}{2}$$

（11-20）

压帮内排倒梯形留沟开采的留沟高度 h2 的取值范围为：

$$h_2\leq\sqrt{\frac{H^2(\cot\alpha+\cot\beta)L-2(L_m+H\cot\beta-H\cot\alpha-X_1-H_p\cot\alpha)H_pL}{(\cot\alpha+\cot\beta)L}}$$

（11-21）

③压帮内排倒梯形留沟经济分析

首采区转向至二采区留沟高度 h2 的取值范围为（0，150），Y2 在（0，87）区间上单调递减，在（87，150）区间上单调递增。首采区过渡至二采区不考虑外排，采用加高内排土场的方式排弃剥离物料。

序号	留沟深度 h2/m	压帮内排倒梯形留沟开采总收益/元
1	0	0
2	10	52381695
3	20	98120470
4	30	137505262
5	40	170825008
6	50	198368643
7	60	220425105
8	70	237283331
9	80	249232257
10	90	256560820
11	100	259557956
12	110	258512604
13	120	253713698
14	130	245450176
15	140	234010975
16	150	219685031

表 11-2 压帮内排倒梯形留沟开采总收益与留沟深度关系

根据表 11-2 绘制图 11-6 压帮内排倒梯形留沟开采相对全压帮内排开采方式总收益与留沟深度 h2 的关系示意图。压帮内排倒梯形留沟开采方式总收益随着留沟高度的增加先增大后减小。

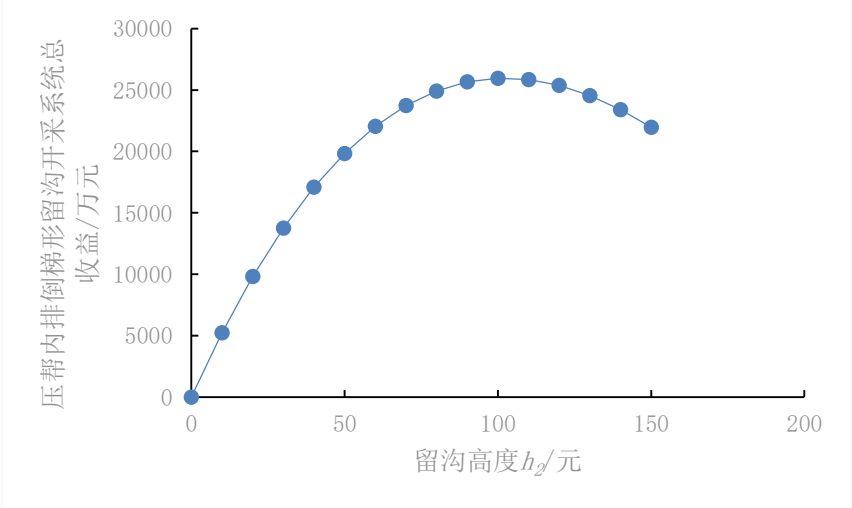


图 11-6 倒梯形留沟开采总收益与留沟深度 h2 的关系示意图

内排土场加高 72m，加高部分最大容量为 47188800m3，全留沟内排开采，留沟部分剥离物料的总体积为 71559675m3。不考虑外排，二次剥离物料的体积为 24370875m3。

当 V3 的取值为 24370875m³ 时，h2 的取值大约为 87m，在不外排情况下，留沟高度 h2 的合理取值范围为（0，87）。

Y2 在区间（0，87）上单调递增，当留沟深度取值 87m 时，Y2 的值为 254830197 元。

（4） 压帮内排开采条件下内排加高边坡稳定性

露天矿在开采过程中，边坡稳定与否直接制约着矿山的安全。河曲露天煤矿首采区转向至二采区采用缓帮留沟过渡方式，由于留沟的影响内排空间无法完全释放。结合河曲露天煤矿的工程地质条件，对留沟部分的剥离物料不进行外排，其中一部分通过加高内排土场的方式排弃，另外一部分剥离物料在留沟位置压帮处理。由于内排土场的加高对安全性其具有一定的影响。

在压帮内排开采条件下，留沟区域剥离物料不考虑外排，通过加高内排土场排弃高度来排弃剥离物料。本项目在内排土场 1028 水平基础上将内排土场加高 72m，至 1100 水平，针对内排土场加高问题，在内排土场选取典型剖面对加高后的边坡稳定性进行分析。

①内排土场加高典型剖面选取

对于压帮内排条件下增高部分的内排土场，本文共选取两个剖面，1-1 与 2-2，其对应位置如图 11-7 所示，1-1 当前边坡角为 13°，2-2 当前边坡角为 20°。

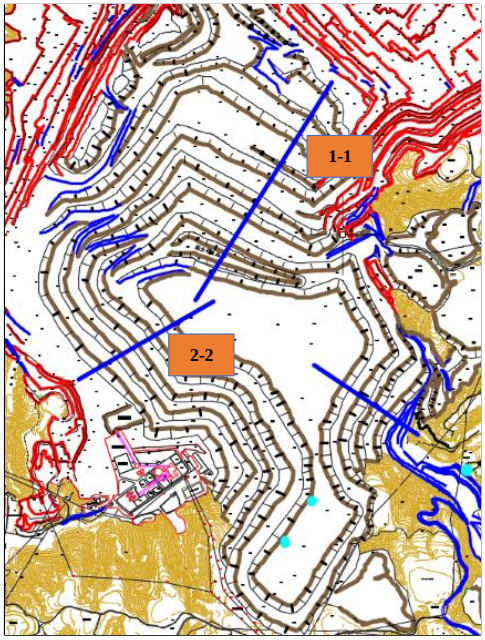


图 11-7 内排土场剖面位置

②内排土场加高边坡稳定性分析

1-1 剖面

采用摩根斯坦法对内排加高 72m 条件下内排土场边坡稳定性进行分析，确定危险滑面位于其中部台阶，且边坡稳定性系数大于储备系数 1.2 要求，边坡处于稳定状态，1-1 剖面最危险滑面稳定性计算结果如图 11-8 所示。

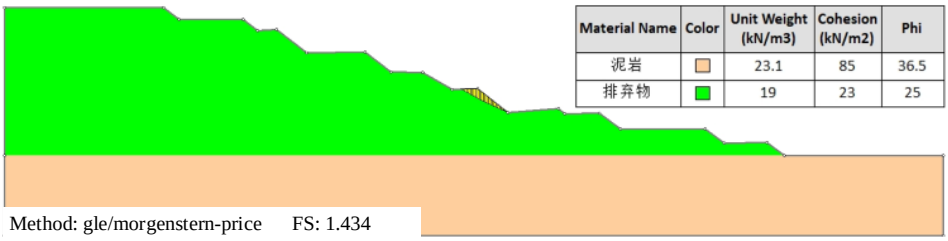


图 11-8 1-1 剖面最危险滑面

进一步分析该剖面整体稳定性情况，1-1 剖面整体稳定性计算结果如图 9 所示，四种方法计算得出的边坡稳定系数都大于 1.2，且滑面位于边坡中上部，在压帮内排条件下内排土场增高后，边坡整体处于稳定状态。

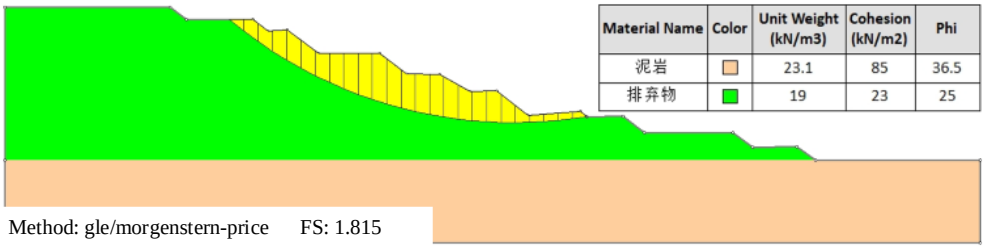


图 11-9 1-1 剖面整体边坡稳定性分析结果

经过初步模拟发现，在内排土场加高 72m 的情况下，1-1 剖面最危险滑面边坡稳定系数与整体边坡稳定系数均高于设定的安全储备系数，加高后内排土场边坡处于稳定状态。

2-2 剖面

采用摩根斯坦法对内排加高 72m 条件下内排土场边坡稳定性进行分析，确定危险滑面位于上部第一台阶，边坡稳定性系数大于储备系数 1.2 要求，内排土场边坡加高后处于稳定状态，2-2 剖面最危险滑面稳定性结果如图 11-10 所示。

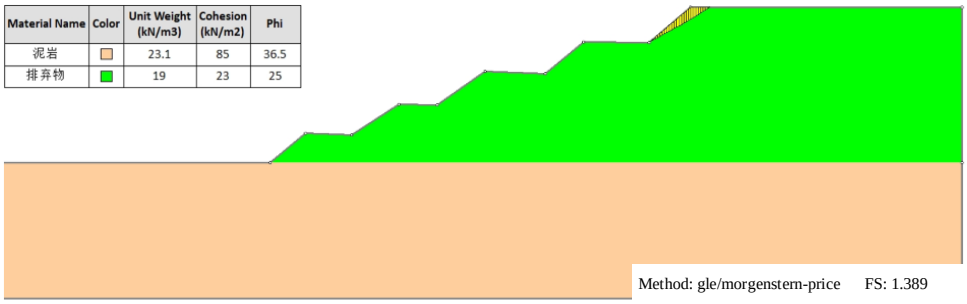


图 11-10 2-2 剖面最危险滑面

进一步分析该剖面整体稳定性情况，2-2 剖面整体稳定性计算结果如图 11-11 所示，边坡的滑移模式为整体滑移，稳定性系数都大于储备系数 1.2 要求，该边坡整体处于稳定状态。

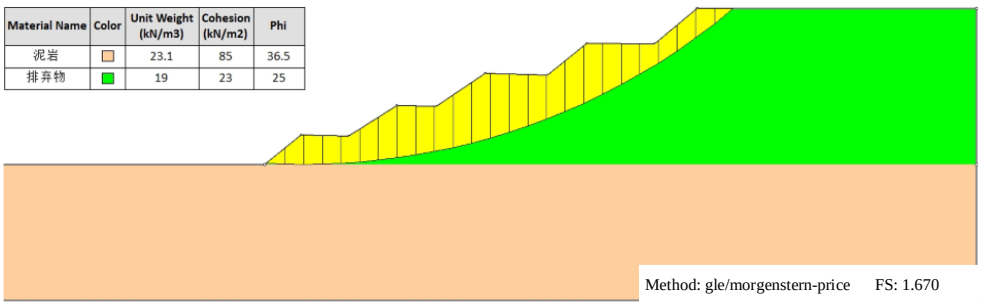


图 11-11 2-2 剖面整体边坡稳定性分析结果

经过初步模拟发现，NP-3 剖面最危险滑面边坡稳定系数与整体边坡稳定系数均高于设定的安全储备系数，在内排土场加高 72m 的情况下，内排土场边坡处于稳定状态。

③内排土场加高边坡稳定性验证

根据压帮内排条件下内排土场加高情况，结合已知剖面，建立三维地质模型如图 11-12 和图 11-14，基于有限元强度折减法对边坡稳定性进行验证，得出 X 方向位移云图、Z 方向位移云图和最大剪应力云图见图 11-13 与图 11-15。

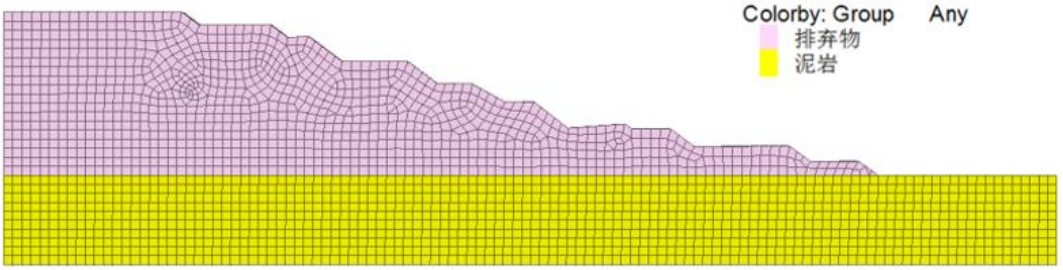
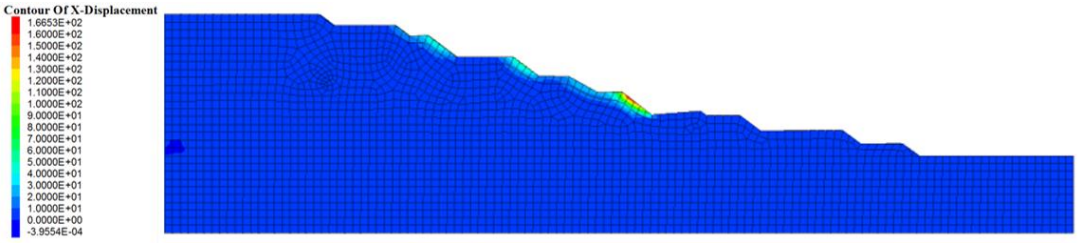
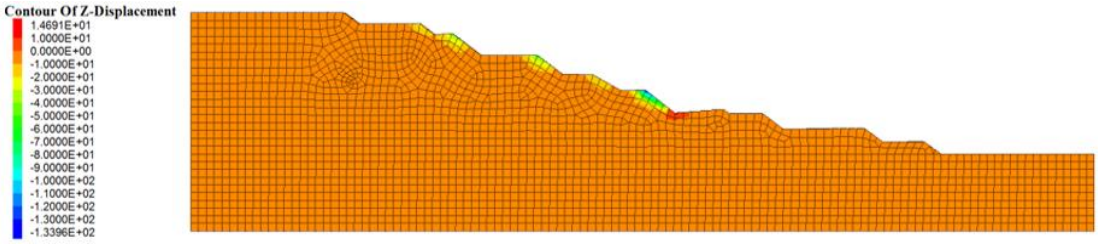


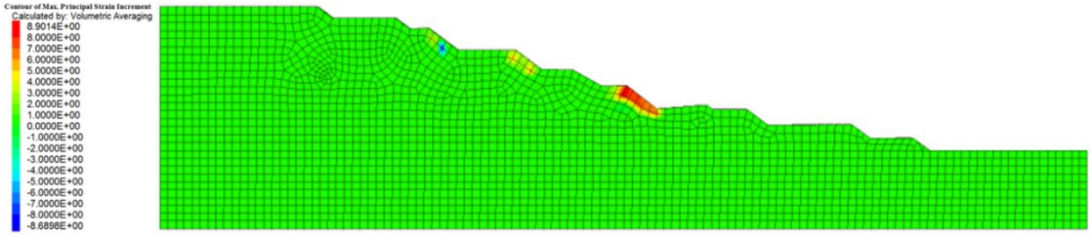
图 11-12 1-1 三维模型



（a）X 方向位移云图



（b）Z 方向位移云图



（c）最大剪应力增量

图 11-13 1-1 稳定性分析云图

内排土场加高 72m 情况下，1-1 的位移主要集中在内排土场的中上部台阶处，峰值集中在边坡中部，同样 1-1 剖面的中部台阶最大剪应力增量较大，达到 8.9MPa，且数值模拟情况下所确定的滑移位置与极限平衡法所确定保持一致，验证了稳定性计算的准确性。

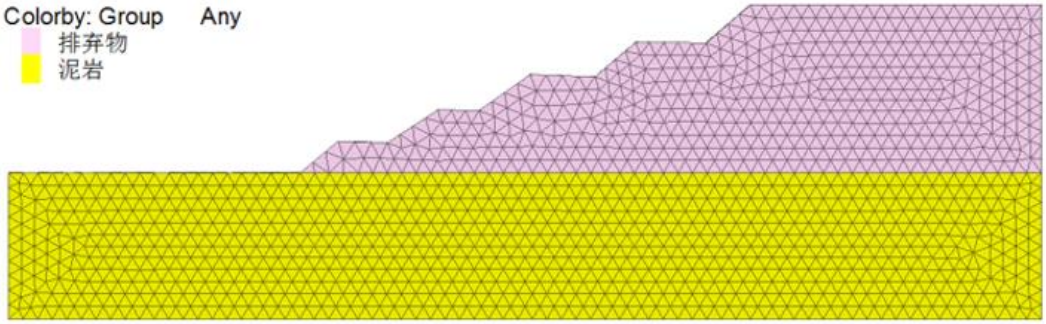
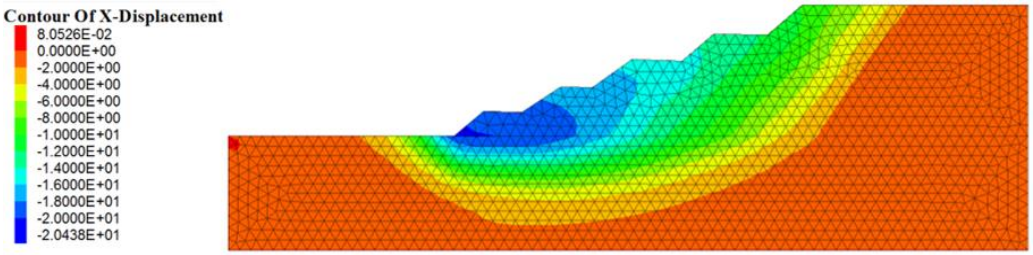
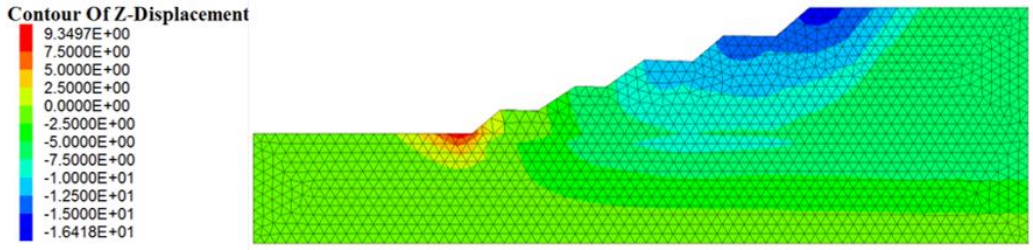


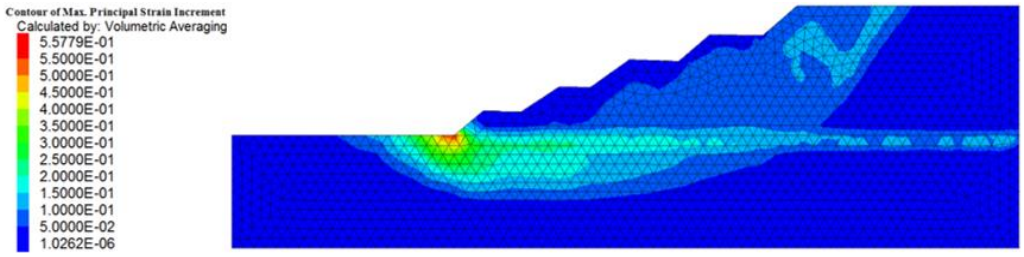
图 11-14 2-2 三维模型



（a）X 方向位移云图



（b）Z 方向位移云图



（c）最大剪应力增量

图 11-15 2-2 稳定性分析云图

相较于极限平衡法，有限元强度折减法的所确定的 2-2 剖面边坡稳定性情况见图 11-15，上覆土体与下伏岩体间发生了剪切破坏，进而产生了坡脚位置坡体向公路方向延伸的相对滑移，最大剪应力区域位于坡角处，可达 0.56MPa，其分析结果与极限平衡法基本保持一致，

压帮内排条件下,加高后的内排土场边坡整体保持稳定状态,再次验证了计算结果的准确性。

④内排土场加高边坡稳定性评价

压帮内排留沟开采，在内排土场加高 72m 的情况下，对加高的内排土场边坡稳定性分析结果如下：

1.压帮内排条件下，内排土场加 72m 条件下，内排土场 1-1 剖面的最危险滑面位于内排土场中部单个台阶，其边坡稳定性系数在 1.43 左右，边坡处于稳定状态，整体边坡稳定性系数在 1.8-1.86 之间，远大于储备系数 1.2 要求，加高后的内排土场整体处于稳定状态。

2.压帮内排条件下，内排土场加高后，与 1-1 剖面相似，2-2 剖面所确定的最危险滑面位于上部第一个台阶，其稳定系数在 1.38 左右，满足储备系数 1.2 要求，边坡处于稳定状态，整体边坡稳定性系数在 1.62~1.67 之间，加高后内排土场边坡整体处于稳定状态。

2.案例思考题

（1）影响压帮内排开采成本的主要因素有哪些？

（2）倒三角留沟和倒梯形留沟的最佳留沟高度分别是多少？如何确定的？

（3）留沟对露天矿山开采有哪些利弊？

3.案例使用说明

（1）适用范围

该案例适用于矿业工程、边坡工程及相关专业的学生和研究人员，也为从事露天煤矿生产人员提供建设性思路。

（2）配套教材

《岩石力学》、《边坡工程》

（3）教学目的

通过本案例的学习，使学生能够学习认识露天煤矿压帮内排开采的基本理论和方法，提高实际工程设计优化和实施的能力。

（4）要点提示

掌握压帮内排的开采原理和优化方法。

了解各类数学模型，通过建立模型优化参数，解决实际问题。

学会建立二维，三维模型分析并解决露天开采实际问题。

（5）教学建议

在教学过程中，可以通过实验和模拟软件辅助讲解，帮助学生更直观地理解爆破过程。

鼓励学生结合实际案例进行分析和讨论，以提高解决实际问题的能力。

（6）推荐阅读

《露天矿开采技术》、《岩石力学》

（7）相关理论

岩石力学基础理论：包括应力传递等。

露天矿开采技术原理：涉及边坡稳定性分析等关键知识点。

（8）关键知识点

露天矿采场设计原理。

露天矿边坡稳定性分析及验证。

相关数学模型建立方法

（9）关键能力点

分析和解决实际工程问题的能力。

设计和优化排土场边坡的能力。

运用理论知识指导实际操作的能力。

（10）案例分析思路

背景介绍：简要介绍露天煤矿压帮内排方法的背景和应用场景。

理论基础：基于最小成本法，分别建立压帮内排倒三角留沟和倒梯形留沟开采的数学模型，通过对模型的分析和求解，确定合理的留沟高度取值范围，从而找到最佳留沟高度，以实现经济效益的最大化。。

影响因素分析：分析留沟高度、内排土场容积对排土场稳定的影响。

设计方案：建立具体数学模型，对模型的化简、求导、求根等确定排土场留沟高度，并通过二，三维模型对排土场边坡稳定性进行评价。

（九）案例 9：露天煤矿内排土场生态修复表土防渗层重构

1.案例简介

（1）技术背景与适用条件

排土场是堆放露天煤矿煤层上覆物料的场地，进行排弃工作时，大量剥离物由于大型机械作业不可避免的使排土时产生土石混堆的现象，这就致使排土场内部存在很多孔隙，甚至许多裂隙，使得水分入渗时，会沿着空隙快速下渗，造成排土场难以提供可供植物生长所需的水分，生态复垦工作难以进行。要从根本上解决露天矿区内排土场水资源保护与生态修复的问题，必须构建与原始隔水层相类似的人工隔水层，以隔断浅层水向下流失路径。结合现场实际及实验成果，阐释生态修复的意义，便于掌握内排土场生态修复表土防渗层重构的技术。

结合红沙泉露天煤矿当前排土场渗流的分析结果，排土场上午 40m 台阶内物料渗透系数较大，导致渗透性很强，排土场难以蓄水，在自然潜水形成困难的条件下直接种植植物进行生态修复，较难取得成效。因此，充分结合红沙泉露天煤矿在排土场渗流实验及模拟过程的结论，在排土场内重构隔水层是保障生态修复水分利用的核心关键。

（2）重构隔水层实验材料选择

①现场实验材料选取

结合红沙泉露天煤矿当前排土场渗流的分析结果，排土场上午 40m 台阶内物料渗透系数较大，导致渗透性很强，排土场难以蓄水。另外，结合红沙泉露天煤矿采用瞬变电磁法对排土场的渗透性进行测试，发现在地下 20m 与 40m 存在局部导电性较强的区域，推测排土场在地下 20-40m 深度范围局部有水。但是，对于植物来说该深度的地下水很难被有效利用。因此，在自然潜水形成困难的条件下直接种植植物进行生态修复，较难取得成效，对排土场在合适的深度进行隔水层重建是生态修复的关键一环。因此，充分结合红沙泉露天煤矿在排土场渗流实验及模拟过程的结论，在排土场内重构隔水层是保障生态修复水分利用的核心关键。

在露天矿内广泛分布，并多形成残丘地，呈近水平状态产出覆盖在侏罗系之上，为褐色、紫红色、红黄色为基本色调的红色岩层，岩性以泥岩、粉砂岩、泥质粉砂岩为主夹细砂岩，底部为紫红色、砖红色的底砾岩，厚 0.60~110.93m，平均厚 29.69m。呈中部厚南、北薄的变化趋势。先期开采地段内地层厚 0.60~83.13m，平均 27.53m，首采区内地层厚 0.60~51.94m，平均 23.32m。不整合在侏罗系各组之上。

出露于露天矿东部、东南部，地层出露地表大部分已火烧，多为红色烧变岩，区内多数钻孔控制全、或基本控制全了该组地层。岩性为灰色、浅灰色泥岩、粉砂质泥岩、泥质粉砂岩、粉砂岩夹砂岩、砾岩和煤层，底部为一层砾岩、含砾粗砂岩。控制地层厚 129.69~304.34m，平均 226.47m，标准差 35.14，变异系数 16%。总体呈南厚北薄变化趋势。先期开采地段内地层厚 13.06~263.24m，平均 97.99m，首采区内地层厚 13.06~132.33m，平均 69.75m。与下伏地层三工河组（J1s）为整合接触。根据含煤性特征，以 B3 煤层底板为界将该组分成上下两个段。

1）.下含煤段（J2x1）

下含煤段（J2x1）岩性为灰色、浅灰色泥岩、泥质粉砂岩、粉砂岩夹砂岩、砾岩，含 B3’、B3 下、B2 上、B2、B2’、B1、B1’、B0 煤层，地层厚 98.88~202.60m，平均厚 139.33m，标准差 16.68，变异系数 12%。先期开采地段内地层厚 13.06~169.94m，平均 87.46m，首采区内地层厚 13.06~132.33m，平均 70.32m。

2）.上含煤段（J2x2）

上含煤段（J2x2）岩性为灰色、浅灰色泥岩、粉砂质泥岩夹砂岩，底部为一层砾岩、含砾粗砂岩，含 B4、B4’、B3 煤层，厚 41.58-144.56m，平均厚 87.14m，标准差 26.66，变异系数 31%。先期开采地段内地层厚 5.65~105m，平均 46.18m，首采区内地层厚 0m。

通过地质勘察，材料选取实验材料为取自红沙泉露天煤矿采场+650 平盘的红色泥岩和+630 平盘的灰色泥岩。该红色泥岩为中生界侏罗系中上统石树沟群（J2—3sh），其岩性特征为杂色河湖相沉积，上亚群是以红色为主的泥质粉砂岩、泥岩夹砂岩，下亚群是以绿色为主的泥质粉砂岩，泥岩，含硅化木，且储量丰富，厚度达 116m-900m；灰色泥岩为中生界侏罗系中统西山窑组上含煤段（J2x2），岩性为灰色、浅灰色泥岩、粉砂质泥岩、泥质粉砂岩、粉砂岩夹砂岩、砾岩和煤层，底部为一层砾岩、含砾粗砂岩，其覆存厚度为 78m-290m。



图 9-1 现场踏勘及取样

②隔水层材料矿物成分 XRD 衍射实验

通过对采场全部台阶现场踏勘，初步确定+650 水平（紫红色泥岩）、+630 水平（灰绿色泥岩）另种岩石初步具备作为隔水层材料的选择。通过地质钻孔对比，两种岩石应为泥岩，具体矿物成分及岩性需以取样岩样进一步检测。通过对取样岩石进行 XRD 衍射试验获取岩石矿物成分，分析岩石矿物组成对构建隔水层的影响。

本次实验采用北京普析通用仪器有限责任公司的 XD-3X 射线衍射仪（如图 9-2），选取钴（Co）为 X 射线靶枪材质，实验扫描角度 0-90°，扫描速度 4°/min，工作电压 36Kv，电流 20An。



图 9-2　XD-3X 射线衍射仪

经过实验，得到两种泥岩的衍射曲线（如图 9-3），经对比+660 泥岩和+630 泥岩 XRD 衍射实验数据结果发现，二者在相同的实验条件下曲线基本重合。

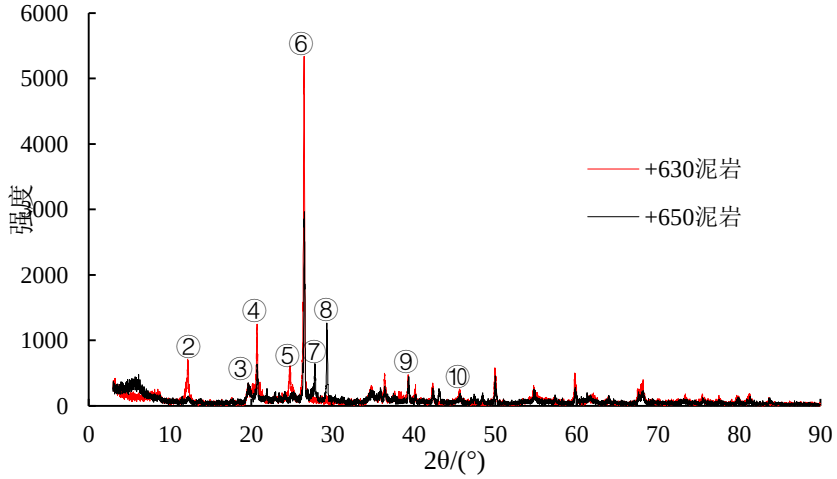


图 9-3 两种泥岩的衍射曲线

+650 曲线峰值强度在 2θ 为 27.5° 和 29° 时出现了比较明显的峰值⑦、⑧，而+630 泥岩曲线峰值强度在 2θ 为 12° 和 24° 时出现了比较明显的峰值②、⑤。

通过查找文献对比，确定，衍射峰①、③、⑨、⑩为伊利石矿物，衍射峰②和⑤为高岭石矿物，衍射峰④和⑥为石英，衍射峰⑦为钾长石的衍射峰。

结论：+650 泥岩与+630 泥岩总体矿物组成差别不是太大，含有高岭石和伊利石矿物，同时都含有石英，+650 泥岩还有钾长石存在，通过+650 泥岩为红褐色也可以印证。

考虑到岩土样中可能参有其他杂质，干扰 XRD 衍射实验结果，并对已知鉴定的矿物再次确认。对岩样进行不同温度的高温煅烧处理，继续进行 XRD 衍射实验。处理温度分别为 300℃、500℃、800℃，煅烧时间为 30min。

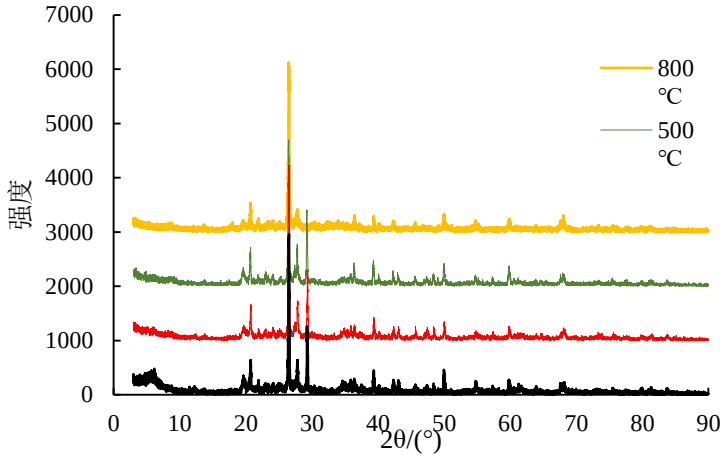


图 9-4　+650 不同温度处理的 XRD 衍射实验对比图

实验结果对比发现，+650 岩土样在经过 800℃高温煅烧处理后衍射峰⑦和⑧有减弱趋势，尤其是衍射峰⑧减弱较为显著，表明钾长石和钠长石经过高温处理会逐渐消失。衍射峰③经过高温处理后峰值无变化，表明在经过高温处理，晶面距不变，该峰值表明矿物为伊利石。

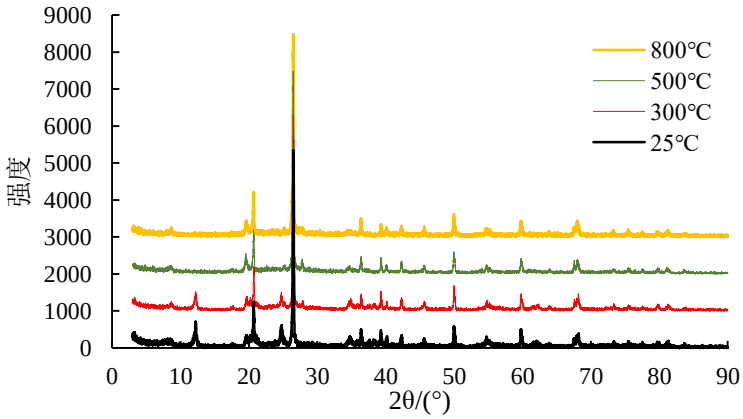


图 9-5　+630 不同温度处理的 XRD 衍射实验对比图

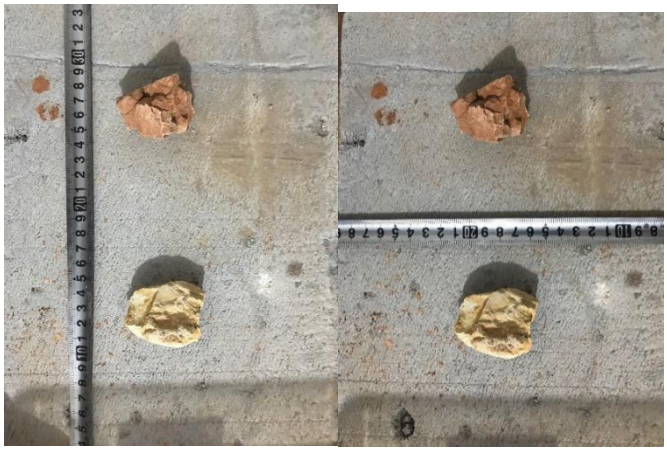
实验结果对比发现，+630 岩土样在经过 500℃、800℃高温煅烧处理后衍射峰②和⑤有减弱趋势，甚至消失，表明高岭石经过高温处理会逐渐消失。相关研究表明当经过高温 550℃处理后，高岭石的特征峰值均明显消失，出现平滑的无晶型态的衍射图，所以以高温 550℃处理衍射峰消失情况可以为鉴定高岭石矿物的第二特征。衍射峰③经过高温处理后峰值无变化，表明在经过高温处理，晶面距不变，该峰值表明矿物为伊利石。

+650 红色泥岩矿物组成及占比为，蒙脱石+伊蒙混层：21.0% 高岭石：3.5% 石英：16.7% 方解石：50.8% 斜长石：6.7% 钾长石：0.8% 赤铁矿：0.5%，而+630 灰色泥岩矿物组成及占比为，伊利石+伊蒙混层：9.5% 高岭石：22.0% 石英：67.0% 针铁矿：1.1% 锐钛矿：0.4%。

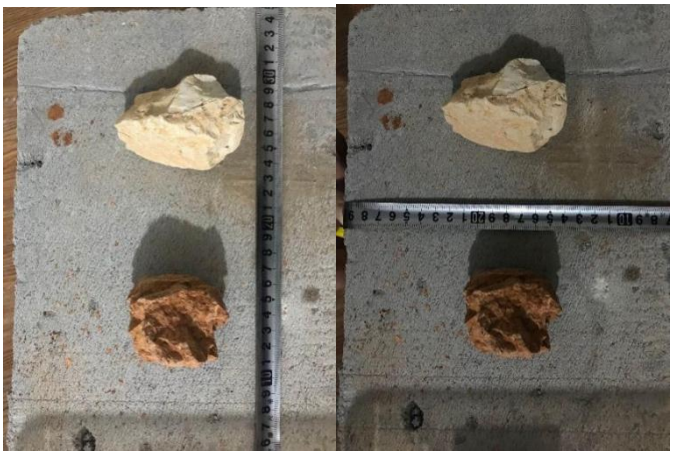
③隔水层材料崩解实验

崩解试验又叫湿化试验，是指混凝土试块在静水中发生分解、碎裂、塌落或者强度减小的现象。它是研究土壤侵蚀的方法之一，而崩解量是评价土壤侵蚀情况严重程度的一项重要

的指标。为了探讨土壤的崩解量对其渗透性能的影响，取两组粒径相同的红色泥岩和灰色泥岩进行崩解实验，记录不同时刻的崩解程度，并绘制曲线。



（a）A 组泥岩：长 6cm 宽 5cm

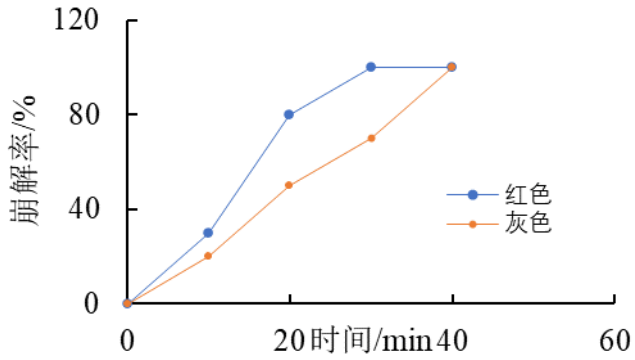


（b）B 组泥岩：长 8cm 宽 6cm

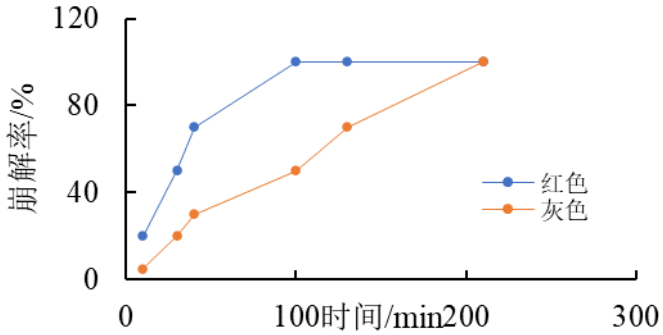
图 9-6 两种崩解泥岩尺寸

A 组中，红色泥岩加入水中后，红色泥岩表面立即快速冒气泡，泥岩开始崩解，且崩解速度较快；10min 后红色泥岩崩解较多，观测得知崩解了 30%；20min 后红色泥岩基本崩解，观测得知崩解了 80%；30min 后崩解完全；灰色泥岩加入水中后，灰色泥岩表面立即缓慢冒气泡，泥岩开始崩解，且崩解速度较慢；10min 后灰色泥岩部分崩解，观测得知崩解了 20%；20min 后灰色泥岩大部分崩解，观测得知崩解了 50%；30min 后，灰色泥岩基本崩解，观测得知崩解了 70%；40min 后，灰色泥岩完全崩解；

B 组中两种泥岩刚加入水中，泥岩就开始崩解，泥岩表面冒气泡，红色泥岩冒气泡的速率比灰色泥岩冒气泡速率快，说明红色泥岩崩解速率比灰色泥岩快。10min 后，红色泥岩部分崩解，崩解了 20%；灰色泥岩只有一小部分崩解，崩解了 5%；30min 后，红色泥岩大部分崩解，崩解了 50%；灰色泥岩部分崩解，崩解了 20%；40min 后，红色泥岩基本崩解，崩解了 70%；灰色泥岩进一步崩解，崩解了 30%。100min 后，红色泥岩完全崩解，灰色泥岩继续分解，崩解了 50%；130min 后，灰色泥岩大部分崩解，崩解了 70%；210min 后灰色泥岩完全崩解；如图（a）、（b）为 A、B 两组实验的崩解曲线，红色泥岩崩解速率明显快于灰色；



A 组实验崩解曲线



B 组实验崩解曲线

图 9-7 两种泥岩崩解曲线

（3）泥岩渗透性物理实验

为了进一步探究两种泥岩的渗透规律及隔水性能，特将两种泥岩分别分为 0.5mm、1mm、2mm 粒径、5cm、10cm、20cm 高度各 9 组实验进行渗透性研究。

①红色泥岩

1） 0.50mm

- 粒径 0.50mm/柱高 5cm 实验现象及结果

加水 2400ml，重 1.02kg 开始加水时，由于水的冲击力，导致湿润锋快速下降 1cm，之后泥岩迅速崩解，导致空隙减小，湿润锋开始缓慢下降，直至 36 小时后湿润锋到达土柱底部，在 96 小时开始滴水，开始时速度较快，后来逐渐变慢并趋于稳定，到 432 小时水全部滴完，由此粒径 0.50mm/柱高 5cm 的红色泥岩具有很好的隔水效果。

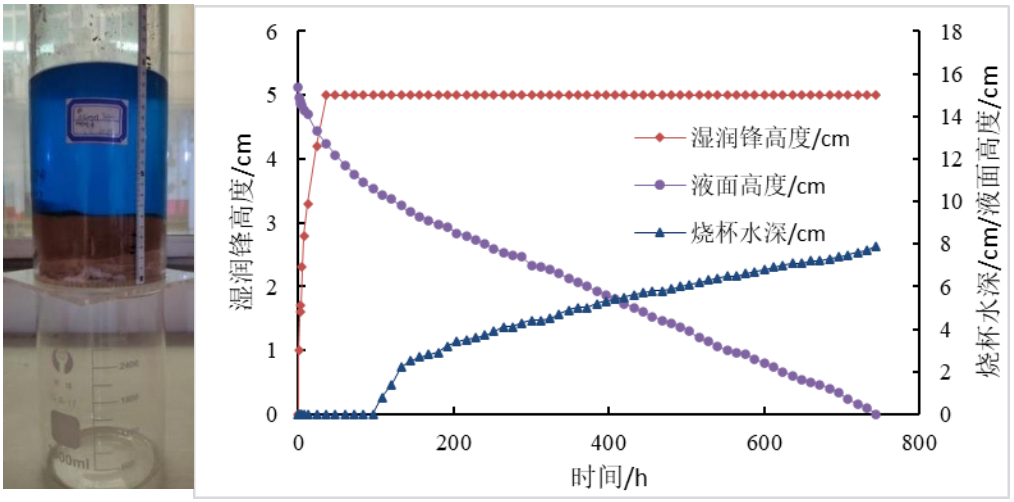


图 9-8 红色泥岩粒径 0.5mm/柱高 5cm 土柱实验及入渗曲线

- 粒径 0.50mm/柱高 10cm 实验现象及结果

加水 2400ml，重 2.1kg 开始加水时，由于孔隙较小，湿润锋下降缓慢，加入水后，由于泥岩崩解，导致孔隙进一步减小，导致渗透速度减缓。由于厚度增加，于 120 小时开始滴水，前 12 个小时滴水较快，之后逐渐减慢并趋于稳定，全程用时 456 小时。

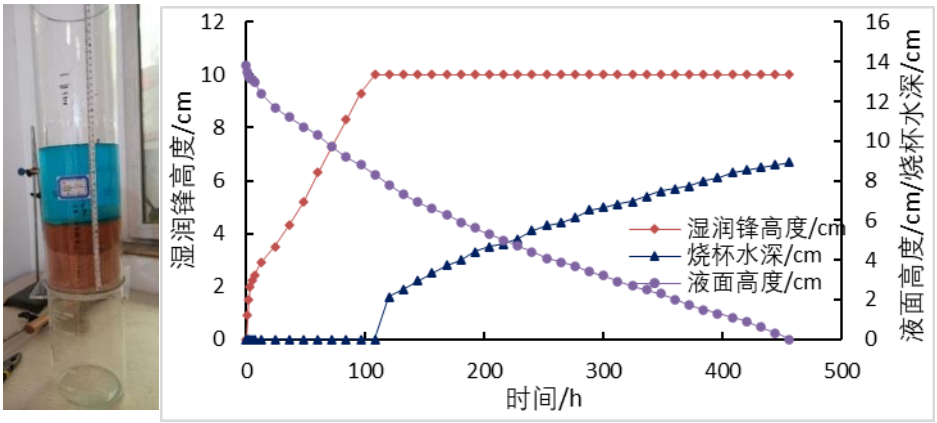


图 9-9 红色泥岩粒径 0.5mm/柱高 10cm 土柱实验及入渗曲线

- 粒径 0.50mm/柱高 20cm 实验现象及结果

加水 2400ml，重 3.98kg 开始加水之后湿润锋缓慢下降，在 135 小时到达土柱底部，由于实验周期过长，且静置 108 小时仍未滴水，液面高度也没有变化，用铁棒探知，泥岩已全部泥化，故而终止实验，证明其具有良好的隔水效果，下表为它的渗流曲线。

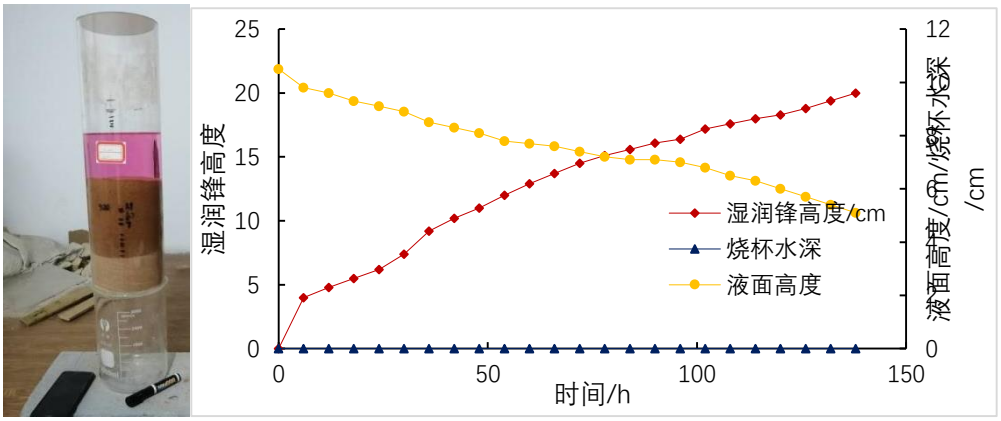


图 9-10 红色泥岩粒径 0.50mm/柱高 20cm 土柱实验及入渗曲线

2）. 1mm

- 粒径 1mm/柱高 5cm 实验现象及结果

加水 2400ml，重 0.82kg，开始加水时，由于粒径孔隙较大，形成边界流，湿润锋迅速到达土柱底端，之后泥岩开始崩解，13 小时后开始滴水，且滴水速度较快，25 小时时烧杯水深 3cm，由于泥岩崩解基本完成，之后开始缓慢滴水，到 361 小时水全部滴完。

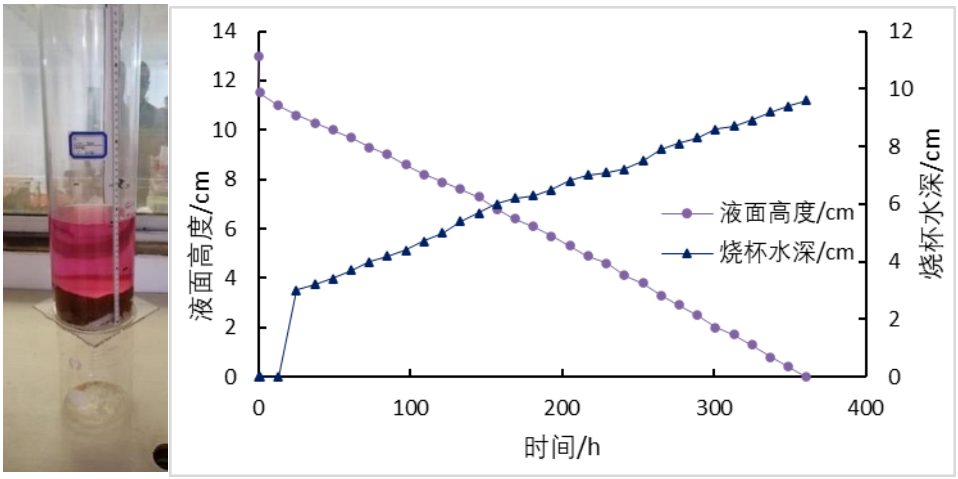


图 9-11 红色泥岩粒径 1mm/柱高 5cm 土柱实验及入渗曲线

- 粒径 1mm/柱高 10cm 实验现象及结果

加水 2400ml，重 1.6kg，开始加水时，由于孔隙较大，湿润锋快速下降 5cm，之后由于泥岩崩解，导致空隙减小湿润锋开始缓慢下降。

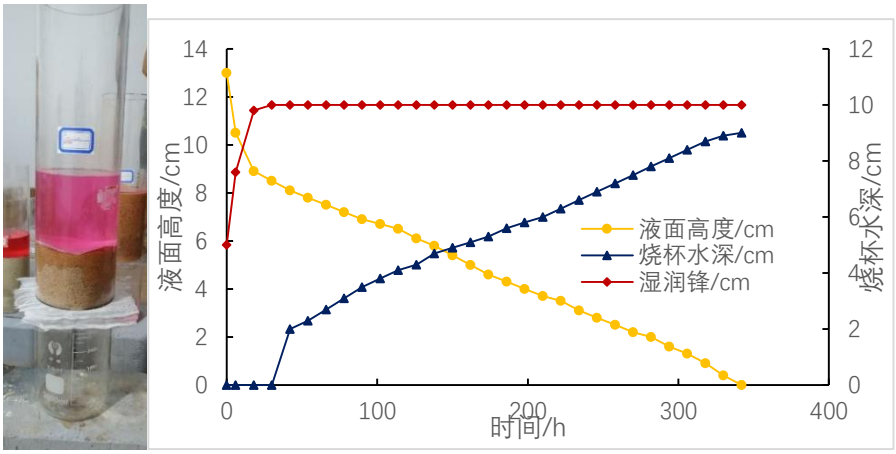


图 9-12 红色泥岩粒径 1mm/柱高 10cm 土柱实验及入渗曲线

- 粒径 1mm/柱高 20cm 实验现象及结果

加水 2400ml，重 3.14kg，倒入水时，湿润锋缓慢下降，60 小时后，湿润锋到达土柱底端，116 小时开始滴水，123 小时时不再滴水，总计滴水 3.3cm，由此可见粒径 1mm/柱高 20cm 的泥岩具有很好的隔水效果。

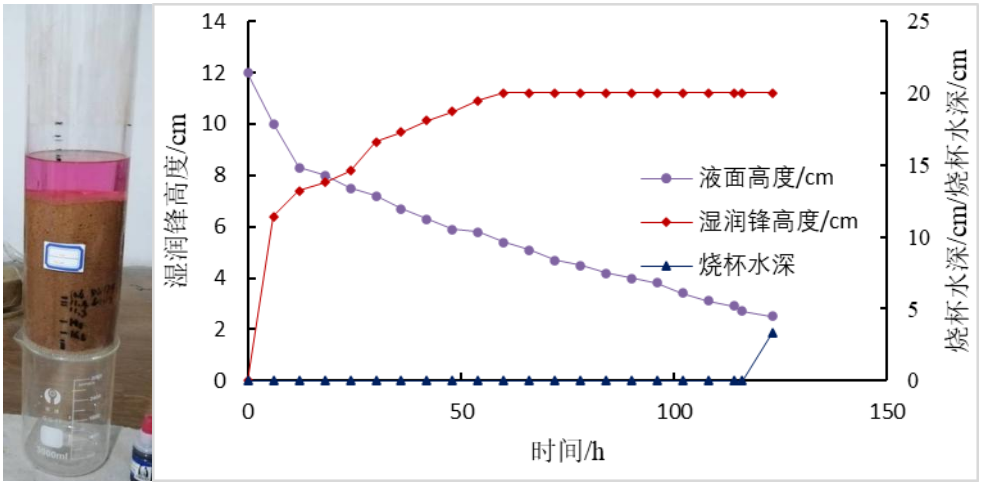


图 9-13 红色泥岩粒径 1mm/柱高 20cm 的土柱实验及渗流特征曲线

3）. 2mm

- 粒径 2mm/柱高 5cm 实验现象及结果

加水 2400ml，重 0.75kg 开始渗水时，由于边界流导致湿润锋快速到达土柱底部，并流出部分水，由于泥岩逐渐崩解，粒径间隙进一步减小，滴水迅速逐渐减慢，直至 76 小时后，水不再渗出。

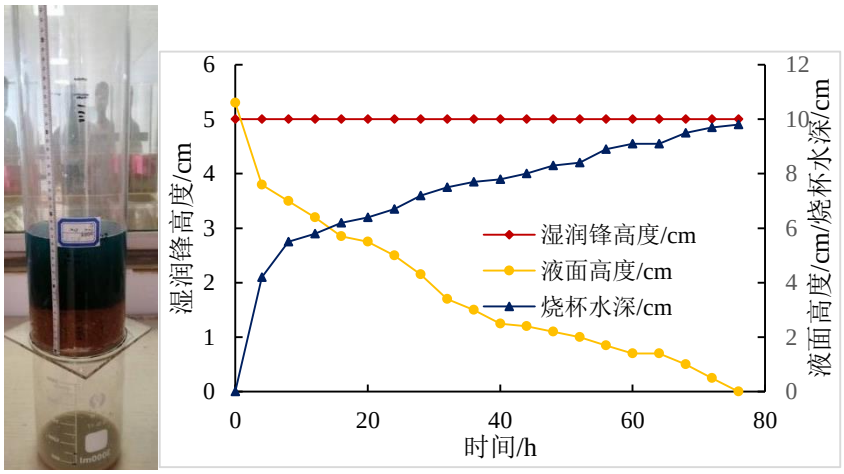


图 9-14 红色泥岩粒径 2mm/柱高 5cm 的土柱实验及渗流特征曲线

- 粒径 2mm/柱高 10cm 实验现象及结果

加水 2400ml，重 1.71kg 开始倒水时，由于粒径孔隙较大导致湿润锋迅速到达土柱底端并形成边界流，烧杯中流入些许水，1 分钟后由于红色泥岩急速崩解，渗水速率大幅减小，之后趋于稳定。由于渗水过程中泥岩进一步崩解，孔隙进一步缩小，水没有完全滴入烧杯，54 小时时不再滴水，烧杯水深 6.5cm 约 675ml，由此可见对于粒径 2mm/柱高 10cm 的土柱可以起到一定的隔水作用，静置 108 小时后仍不再渗水，实验结束。

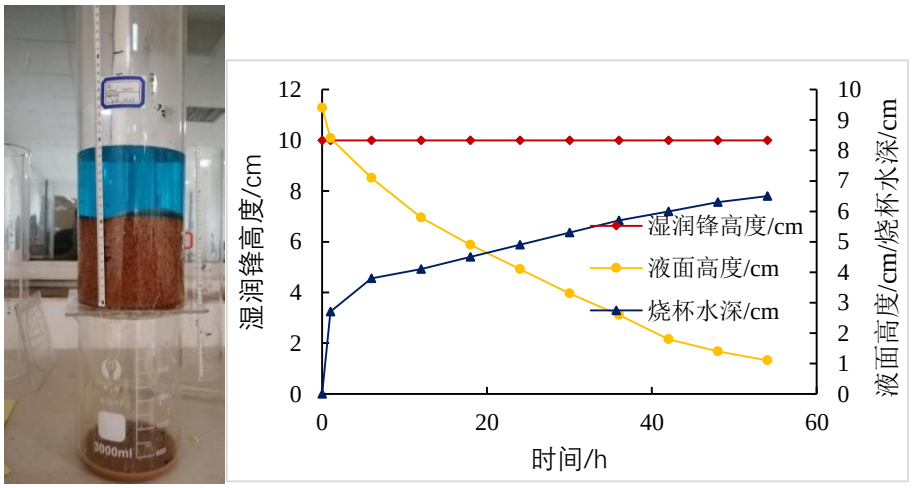


图 9-15 红色泥岩粒径 2mm/柱高 10cm 的土柱实验及渗流特征曲线

- 粒径 2mm/柱高 20cm 实验现象及结果

加水 2400mL，重 3.1kg，开始加水时，由于泥岩粒径较大，其间隙也较大，导致形成边界流，湿润锋迅速到达土柱底端，第 9 个小时开始滴水，46 小时后不在滴水，静置 108 小时仍未滴水。用铁棒探知土样已全部泥化，实验结束。红色 2mm/20cm 具有较好的隔水效果。

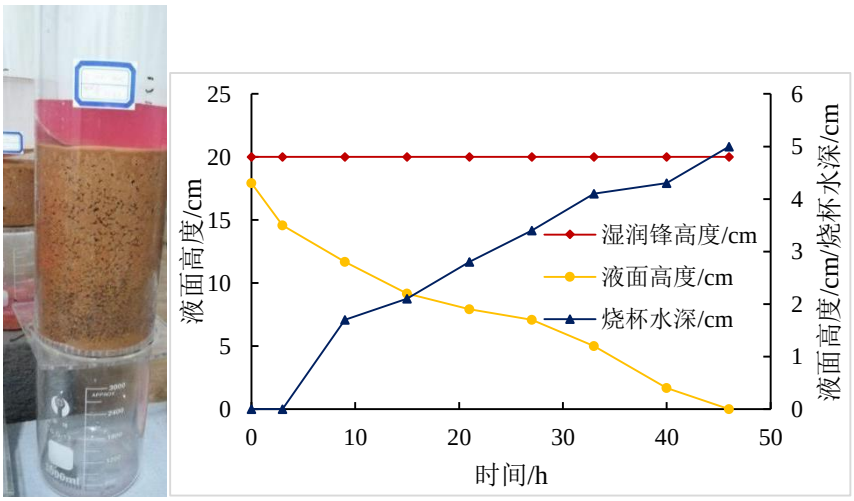


图 9-16 红色泥岩粒径 2mm/柱高 20cm 的土柱实验及渗流特征曲线

①灰色泥岩

1） 0.50mm

- 粒径 0.50mm/柱高 5cm 实验现象及结果

加水 1000ml，重 0.84kg，开始加水时，泥岩迅速崩解，并形成部分边界流，导致湿润锋下降 1cm，由于崩解造成土壤泥化，导致土壤间隙进一步减小，之后缓慢渗水，368 小时后泥岩表面水消失，静置 72 小时后烧杯中仍无水下渗，由此 0.5mm 灰色泥岩具有很好地隔水效果。

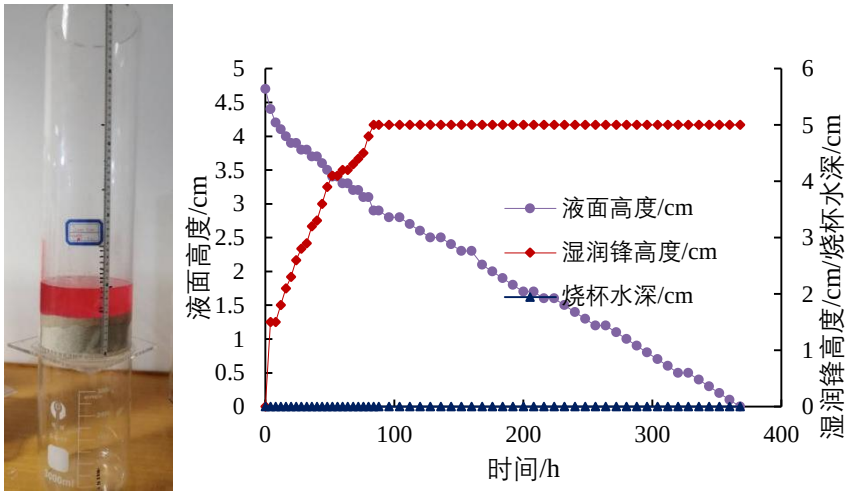


图 9-17 灰色泥岩粒径 0.50mm/柱高 5cm 的土柱实验及渗流特征曲线

- 粒径 0.50mm/柱高 10cm 实验现象及结果

加水 1000ml，重 1.84kg 开始加水时，由于粒径较小，孔隙较小，湿润锋缓慢下降，随着泥岩崩解程度越来越高，湿润锋和水柱液面下降速度更加趋于缓慢，最终 271 小时湿润锋到达土柱底端，静置 108 小时后仍没有水渗出，终止实验。

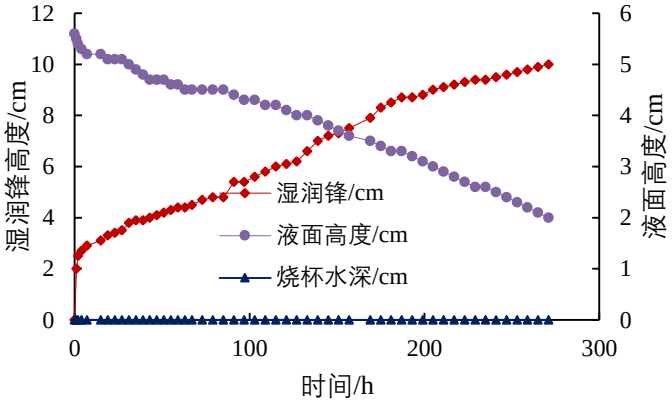


图 9-18 灰色泥岩粒径 0.50mm/柱高 10cm 的土柱实验及渗流特征曲线

- 粒径 0.50mm/柱高 20cm 实验现象及结果

加水 2400ml，重 3.71kg 开始加水时，由于粒径较小，孔隙较小，湿润锋缓慢下降，随着泥岩崩解程度越来越高，湿润锋和水柱液面下降速度更加趋于缓慢，在 217 小时液面高度和湿润锋高度不再变化，由于实验周期过长，故而在静止 108 小时仍无变化后终止实验。

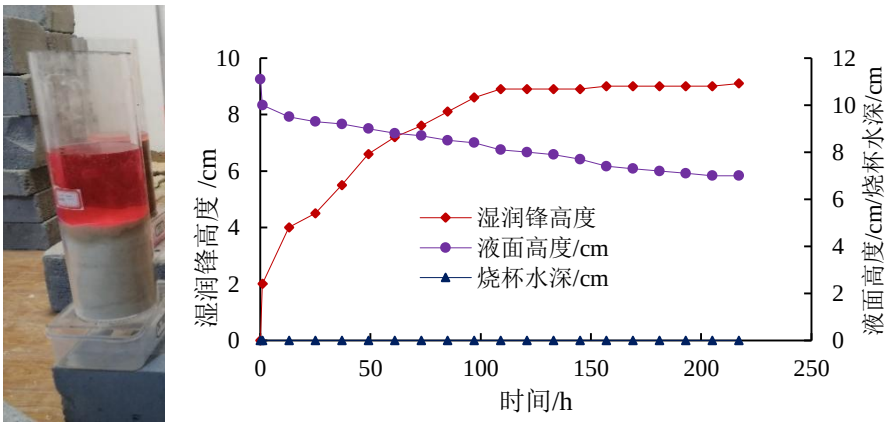


图 9-19 灰色泥岩粒径 0.50mm/柱高 20cm 的土柱实验及渗流特征曲线

2）1mm

- 粒径 1mm/柱高 5cm 实验现象及结果

加水 2400ml，重 0.84kg 开始加水时，湿润锋迅速到达土柱底部，泥岩迅速崩解，部分物质变成悬浊液流入烧杯，之后开始滴清水，清水与浊液形成分层，由于泥岩进一步崩解，导致土壤间隙进一步缩小，滴水速度逐渐慢，之至 65 分钟后水全部滴完，烧杯水深 12.9cm，约 1900ml，二次加水后，不再滴水。

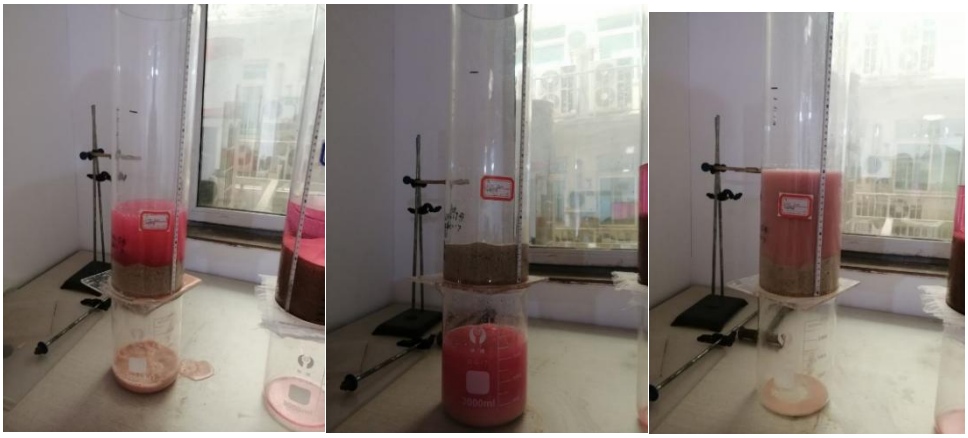


图 9-20 灰色泥岩粒径 1mm/柱高 5cm 的土柱实验及渗流特征曲线

- 粒径 1mm/柱高 10cm 实验现象及结果

加水 2400ml，重 1.59kg 开始加水时，孔隙粒径大，边界流很大，部分泥岩崩解带出部分物质，1min 后由于泥岩的大部分崩解，岩块间距减小，边界流明显减小，开始缓慢滴水，烧杯中的浊液逐渐沉淀。12 小时后液面高度下降 1.8cm，烧杯水深增加 0.5cm，之后不再滴水，液面不再下降静置一周后仍无变化。

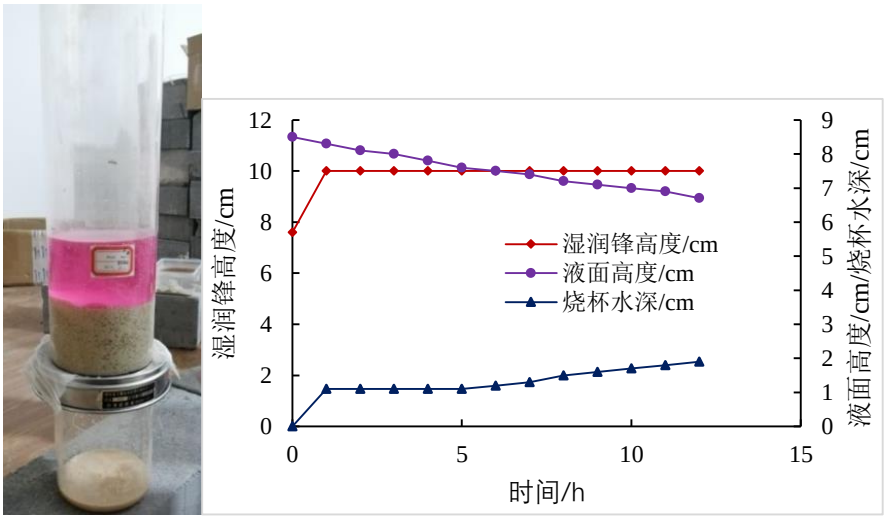


图 9-21 灰色泥岩粒径 1mm/柱高 10cm 的土柱实验及渗流特征曲线

- 粒径 1mm/柱高 20cm 实验现象及结果

加水 2400ml，重 3.46kg，开始加水时，由于孔隙粒径较大，形成边界流，导致湿润锋快速下降，之后泥岩开始崩解，导致土壤间隙减小并逐步泥化，伴随水柱高度和湿润锋缓慢变化，直到 181 小时，湿润锋到达土柱底端，静置 2 周后仍不滴水，用铁棒探知土柱中泥岩已全部泥化。

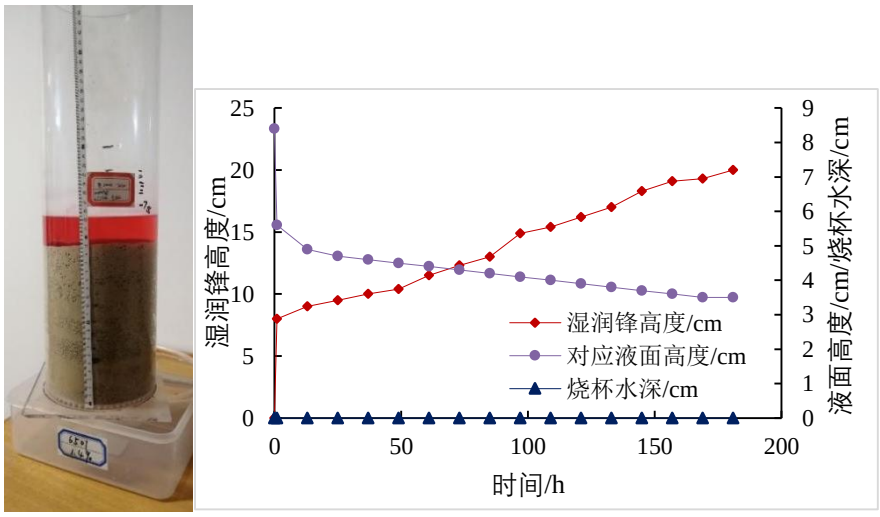


图 9-22 灰色泥岩粒径 1mm/柱高 20cm 的土柱实验及渗流特征曲线

3） 2mm

- 粒径 2mm/柱高 5cm 实验现象及结果



图 9-23 灰色泥岩粒径 2mm/柱高 5cm 的土柱实验

加水 2400ml，重 0.75kg 开始倒水时，由于孔隙较大，湿润锋迅速到达土柱底端，并伴随着大量的边界流，崩解速度快，变成悬液伴随水流流出。该方案经过了三次加水操作，三次加水均为 2400ml，在前两次的加水过程中，边界流过大，且不受控制，第三次加水后，边界流相对于前两次的流速有缓慢减少，但依旧很快。在边界流的影响之下，渗流通道将物质带出之后，将渗流通道压实之后，2mm/5cm 的灰色泥岩隔水效果较差。

- 粒径 2mm/柱高 10cm 实验现象及结果

加水 2400ml，重 1.65kg 初次倒水，由于孔隙粒径大，润湿锋迅速到底，在第一次倒水时，1min 水全部流完，经过五次的倒水后，导致泥岩逐渐崩解，孔隙逐渐减小，第五次的下降时长为 9min，水流速度明显减慢。



图 9-24 灰色泥岩粒径 2mm/柱高 10cm 的土柱实验

在实验过程中，观测到泥岩遇水崩解后形成渗水通道，为探索泥岩饱水后孔隙效应对渗流的影响，在第一次加水过程完成之后，上部液面消失，将泥岩轻微捣实，在第二次加入等量水后，水位无明显下降，无明显的渗水，进一步说明泥岩遇水崩解后在饱水压实状态可以起到一定的隔水作用。



图 9-25 人工干扰下的灰色泥岩粒径 2mm/柱高 10cm 的土柱实验

- 粒径 2mm/柱高 20cm 实验现象及结果

加水 2400ml，重 3.43kg 开始倒水时，由于孔隙较大，湿润锋迅速到达土柱底端，并伴随着大量的边界流，10 分钟后水全部流尽，于是第二次加水 2400ml，由于泥岩大量崩解，导致泥岩泥化，粒径之间被压实，导致不再滴水。



图 9-26 灰色泥岩粒径 2mm/柱高 20cm 的土柱实验

表 9-1 实验数据处理结果汇总

粒径	红色泥岩	类型	初始入渗率		稳定入渗率 cm/h	平均入渗率 cm/h	灰色泥岩	类型	初始入渗率		稳定入渗率 cm/h	平均入渗率 cm/h
			3min 初始入渗率 cm/min	6h 初始入渗率 cm/h					3min 初始入渗率 cm/min	6h 初始入渗率 cm/h		
0.5m	5cm	湿润	——	0.43	0.07	0.14	5cm	湿润	——	0.25	0.06	0.06

m		液面	——	0.17	0.02	0.02		液面	——	0.72	0.02	0.01
		累计	0	0	0.01	0.01		累计	——	0	0	0
	10cm	湿润	——	0.38	0.08	0.09	10cm	湿润	——	0.47	0.03	0.01
		液面	——	0.12	0.02	0.03		液面	——	0.87	0.01	0.04
		累计	0	0	0.02	0.01		累计	——	0	0	0
	20cm	湿润	——	0.67	0.11	0.14	20cm	湿润	——	0.53	0.02	0.06
		液面	——	0.12	0.04	0.04		液面	——	1.78	0.01	0.03
		累计	0	0	0	0		累计	——	0	0	0
1mm	5cm	湿润	——	——	——	——	5cm	湿润	——	——	——	——
		液面	——	0.28	0.03	0.04		液面	0.1	——	0.15cm/min	0.14cm/min
		累计	0	0	0.02	0.03		累计	0.73	——	0.13cm/min	0.18cm/min
	10cm	湿润	——	——	——	——	10cm	湿润	——	——	——	——
		液面	——	0.42	0.03	0.04		液面	——	0.17	0.13	0.56
		累计	0	0	0.02	0.03		累计	——	0.2	0.1	0.16
	20cm	湿润	——	1.9	0.11	0.33	20cm	湿润	——	1.43	0.08	0.11
		液面	——	0.33	0.05	0.08		液面	——	1.02	0.01	0.03
		累计	0	0	2.12	0.03		累计	——	0	0	0
2mm	5cm	湿润	——	——	——	——	5cm	湿润	——	——	——	——
		液面	——	0.55	0.08	0.14		液面	——	——	——	——
		累计	——	0.8	0.06	0.13		累计	——	——	——	——
	10cm	湿润	——	——	——	——	10cm	湿润	——	——	——	——
		液面	——	0.38	0.13	0.15		液面	——	——	——	——
		累计	——	0.63	0.06	0.12		累计	——	——	——	——
	20cm	湿润	——	——	——	——	20cm	湿润	——	——	——	——
		液面	——	0.2	0.06	0.09		液面	——	——	——	——
		累计	——	0.17	0.11	0.11		累计	——	——	——	——

小结：

（1）对于 1mm 以下同粒径的红色泥岩与灰色泥岩，灰色泥岩的平均入渗率小于红色泥岩，隔水效果大于红色泥岩；

（2）对于 1mm 粒径 5cm 的灰色泥岩平均入渗率大于红色泥岩，10cm 和 20cm 的平均入渗率均小于红色泥岩，由此对于 1mm 粒径泥岩，厚度越大，隔水效果越好；

（3）对于 2mm 粒径的泥岩，红色泥岩隔水效果远大于灰色泥岩，且厚度越大，隔水效果越好；

（4）平均入渗率

灰色 0.5mm/5cm=灰色 0.5mm/10cm=灰色 0.5mm/20cm=红色 0.5mm/20cm=灰色 1mm/20cm>红色 0.5mm/10cm>红色 0.5mm/5cm>红色 1mm/5cm=红色 1mm/10cm=红色 1mm/20cm>红色 2mm/20cm>

红色 2mm/10cm >红色 2mm/5cm>灰色 1mm/10cm>灰色 1mm/5mm>灰色 2mm/5cm=灰色 2mm/10cm=灰色 2mm/20cm

（5）隔水能力分级

一级：灰色 0.5mm/5cm、0.5mm/10cm、0.5mm/20cm、红色 0.5mm/20cm、灰色 1mm/20cm 其中：灰色 0.5mm 级粒径隔水效果最好，且厚度对隔水影响不大；

二级：红色 0.5mm/10cm、红色 0.5mm/5cm 且：红色 0.5mm/10cm 略好于红色 0.5mm/5cm；

三级：红色 1mm/5cm、1mm/10cm、1mm/20cm：厚度对隔水效果影响不大；

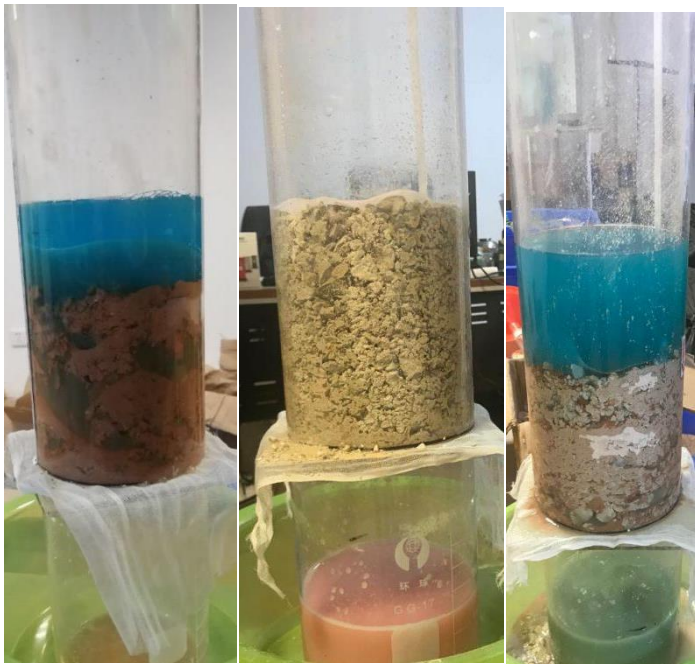
四级：红色 2mm/5cm、2mm/10cm、2mm/20cm：厚度越大，隔水效果越好；

五级：灰色 1mm/10cm、灰色 1mm/5cm：灰色 1mm/10cm 效果略好于灰色 1mm/5mm；

六级：灰色 2mm 级：几乎不具有隔水效果，且厚度对隔水效果影响不大。

（6）混合实验

为进一步探讨隔水情况，以期符合现场实际，对不同粒径的土样进行随机组合，进行如下三组实验：



（a）红色泥岩混合粒径　（b）灰色泥岩混合粒径　（c）红灰色泥岩混合粒径

图 9-27 不同泥岩混合粒径

如图分别为把红色、灰色、红灰色泥岩不同粒径进行随机混合的实验，保持高度相同，它们大粒径均较多。对于红色混合粒径，第一次加水 1500ml，开始时由于大粒径较多，间隙较大，水快速下渗，其间红色泥岩随之快速崩解，之后导致土壤间隙减小，下渗速度减慢，直至水全部渗完，第二次加水 1500ml，渗流速度非常缓慢，最终渗出量只有 100ml 便不再渗水，静置 108 小时后仍没有水渗出；对于灰色混合粒径，第一次加水 1500ml，开始时由于大粒径较多，间隙较大，水快速下渗，直至渗完，第二次加水 1500ml，水仍以很快地速度下渗，第三次加水后，由于泥岩崩解渗水速度有所减慢，但仍然较快，共计加水 6 次，水仍是全部渗完，实验结束；对于红灰混合粒径，第一次加水 1500ml，开始时由于大粒径较多，间隙较大，水快速下渗，直至渗完，第二次加水 1500ml，由于红色泥岩崩解，速度逐渐减

慢，直至渗完，第三次加水 1500ml 后，渗水速度很慢几分钟后不再渗水，静置 108 小时后不再渗水，实验结束。由此可见，相对于混合较大粒径，红色泥岩隔水效果更佳。

泥岩渗透性数值模拟

对两种泥岩各个粒径及高度对应的平均入渗率进行拟合，并得出了平均入渗率随粒径、高度变化的关系式：

$$\begin{cases} f(x,y) = p_{00} + p_{10}x + p_{01}y \\ p_{00} = -0.03056 \in (-0.0519, 0.009214) \\ p_{10} = 0.07762 \in (0.06552, 0.08972) \\ p_{01} = -0.0006667 \in (-0.001877, 0.0005433) \end{cases} \tag{9-1}$$

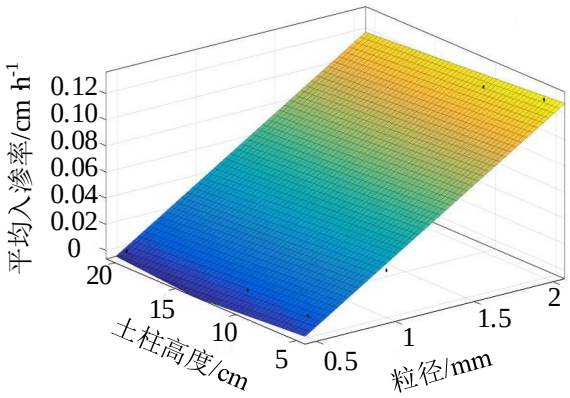


图 9-28 红色泥岩平均入渗率随粒径高度变化三维曲面图

$$\begin{cases} f(x,y) = p_{00} + p_{10}x + p_{01}y \\ p_{00} = -0.04 \in (-0.393, 0.313) \\ p_{10} = 0.1087 \in (-0.2756, 0.4929) \\ p_{01} = -0.001229 \in (-0.01663, 0.01418) \end{cases} \tag{9-2}$$

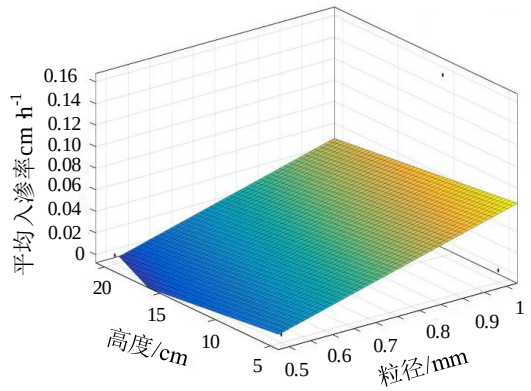


图 9-29 灰色泥岩平均入渗率随粒径高度变化三维曲面图

对于两种泥岩，具有相似的性质，岩样的平均入渗率随着泥岩粒径的增加而逐渐升高，随着铺设厚度的增加逐渐降低。平均入渗率越高，渗透能力越强，隔水效果则越差，即泥岩粒径越小、土层铺设厚度越大则隔水效果越好。

依据烧杯尺寸将试验测定烧杯水深换算为累计入渗量，0.5mm/20cm、1mm/20cm 两组方案在实验过程中从未渗水或渗水量极少，可见两组实验方案的隔水效果极好，累计入渗量与时

间无关。对其他 7 组实验结果，汇总不同粒径、高度条件下累计入渗量与时间关系曲线如图 9-30 所示。

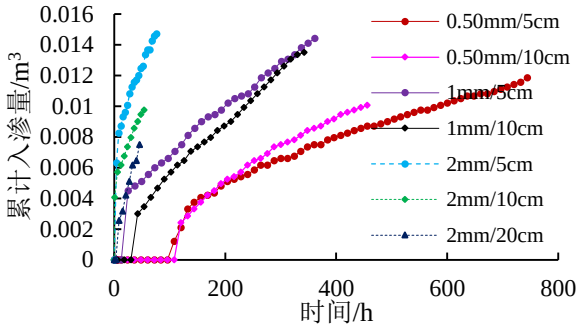


图 9-30 累计入渗量与渗透时间关系曲线

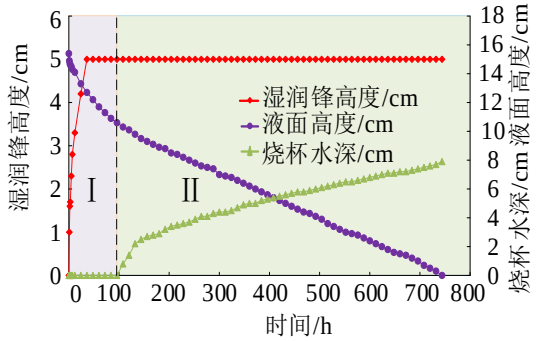


图 9-31 渗流实验阶段示意图

考虑泥岩具有较强的崩解性，渗流过程可以分为两个阶段（如图 9-31）：第一阶段为泥岩吸水膨胀崩解阶段，不同粒径、不同厚度的泥岩崩解完全所需时间不尽相同；第二阶段为崩解完全的泥岩达到饱和状态后，开始进入渗透阶段。因此，起始阶段的渗透系数不稳定，考虑其渗透量特性关系，对图 9-29 实验结果的初始崩解阶段进行预处理后见图 9-32。

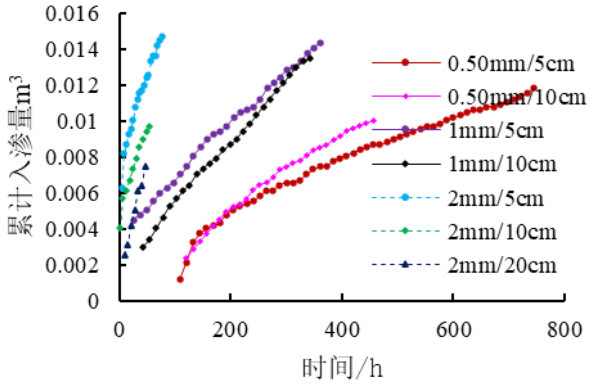


图 9-32 处理后的累计入渗量与渗透时间关系曲线

③泥岩渗透性数值模拟

瞬态分析原理

泥岩渗透土柱物理实验中采用一次加水，按一定时间间隔测量相关变量。定义所有结点上的初始总水头是基本要点，采用瞬态分析方法的二维渗流控制微分方程可以表达为：

$$\frac{\partial}{\partial x}\left(k_x\frac{\partial H}{\partial x}\right)+\frac{\partial}{\partial y}\left(k_y\frac{\partial H}{\partial y}\right)+Q=\frac{\partial\theta}{\partial t}$$

（9-3）

式中：H 为总水头；Kx 为 x 方向的渗透系数；Ky 为 y 方向的渗透系数；Q 为施加的边界流量； θ 为单位体积含水率；t 为时间。

体积含水量的改变依赖于应力状态的改变和土的性质。饱和与非饱和情况下的应力状态都可以用两个状态量 σ -ua 和 ua-uw 表达，其中 σ 是总应力，ua 是孔隙内的气压，uw 是孔隙水压力。假定对于瞬态问题孔隙的气压保持为恒定的大气压，即（ σ -ua）保持不变，并且对单位体积含水量的改变没有影响。因此单位体积含水量的改变仅仅依赖于（ua-uw）。在 ua 保持不变时，单位体积含水量仅是水压力的函数。单位体积含水量的与孔隙水压力关系为：

$$\partial\theta=m_w\partial u_w$$

（9-4）

其中：mw 为储水曲线的斜率

总水头 H 定义为：

$$H=\frac{u_w}{\gamma_w}+y$$

（9-5）

式中：uw 为孔隙水压力； γ w 为水的容重；y 为高程。

将式（9-7）、（9-8）代入式（9-6）可得：

$$\frac{\partial}{\partial x}\left(k_x\frac{\partial H}{\partial x}\right)+\frac{\partial}{\partial y}\left(k_y\frac{\partial H}{\partial y}\right)+Q=m_w\gamma_w\frac{\partial(H-y)}{\partial t}$$

（9-6）

由于高程是个常量，y 对时间的导数为 0，最后被用于有限元公式中的控制方程为：

$$\frac{\partial}{\partial x}\left(k_x\frac{\partial H}{\partial x}\right)+\frac{\partial}{\partial y}\left(k_y\frac{\partial H}{\partial y}\right)+Q=m_w\gamma_w\frac{\partial H}{\partial t}$$

（9-7）

对控制方程应用加权余量的伽辽金法，可以得到二维渗流方程的有限元格式：

$$\tau\int_A\left([B]^T[C][B]\right)dA\{H\}+\tau\int A\left(\lambda<N>^T<N>\right)dA\{H\},$$
$$t=q\tau\int_L\left(<N>^T\right)dL$$

（9-8）

式中：[B]为梯度矩阵；[C]为单元渗透系数矩阵；{H}为节点水头向量；<N>为插值函数向量；q 为穿过单元边界的单位流量； τ 为单元厚度；t 为时间； λ 为存储项，对瞬态渗流等于 mw γ w；A 为在单元面积上的求和符号；L 为在单元边界长度上的求和符号。

轴对称情况下，完整的环向距离是 2πR，由于针对 1 弧度推导，等效厚度为 R，因此，轴对称情况下的有限元方程为：

$$\int_A\left([B]^T[C][B]\right)dA\{H\}+\int A\left(\lambda<N>^T<N>\right)dA\{H\},$$
$$t=q\tau\int_L\left(<N>^T\right)dL$$

（9-9）

二维分析中，厚度 τ 不同，在一个单元内径向距离 R 不是一个常数，被积函数内 R 是变化的，因此有限元渗流方程可简化为：

$$[K]\{H\}+[M]\{H\},t=\{Q\}$$

（9-10）

式中：[K]为单元特征矩阵；[M]单元质量矩阵；{Q}为单元上施加的流量矢量。

瞬态分析的有限元解是时间的函数，时间积分可以采用有限元差分逼近方法来完成，按有限差分书写有限元方程得到下面的方程：

$$(\omega\Delta t[K]+[M])\{H_1\}=$$
$$\Delta t((1-\omega)\{Q_0\}+\omega\{Q_1\}+([M]-(1-\omega)\Delta t[K])\{H_0\}$$

（9-11）

式中：t 为时间增量；ω 为介于 0 和 1 之间的一个系数；H1 为时间增量结束时的水头；H0 为时间增量开始时的水头；Q1 为时间增量结束时的节点流量；Q0 为时间增量开始时的节点流量。

②基于数值模拟的泥岩渗透规律

首先选用瞬态分析，持续时间为实验时间并设置适合的步数，对土壤参数进行设定，将比例设定为 1：10，对一种粒径的土壤分别构建 5mm，10mm，20mm 三种不同高度。各组方案的渗透系数 kT，由土柱实验结果计算获得：

$$k_T=\delta\frac{aL}{A(t_2-t_1)}\log\frac{H_1}{H_2}$$

（9-12）

式中：a 为变水头管的截面积，cm2；A 为试样面积，cm2；δ 为 ln 和 log 的变换因数，δ=2.3；L 为渗径即试样的高度，cm；t1 和 t2 分别为测读水头的起始和终止时间，h；H1 和 H2 分别为起始和终止水头高度，cm。

由物理实验数据通过式（9-12）求得红色泥岩与灰色泥岩不同粒径不同高度泥岩对应高度见表 9-2、9-3。

表 9-2 红色泥岩各组实验所对应 k 值

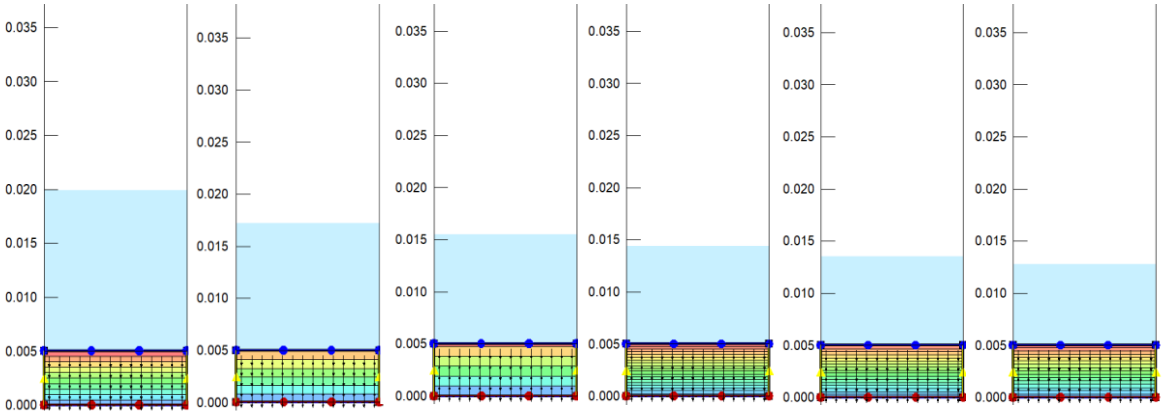
粒径/mm	高度/cm		
	5	10	20
0.5	0.0105	0.015	0.014
1	0.015	0.021	0.029
2	0.044	0.081	0.154

表 9-3 灰色泥岩各组实验所对应 k 值

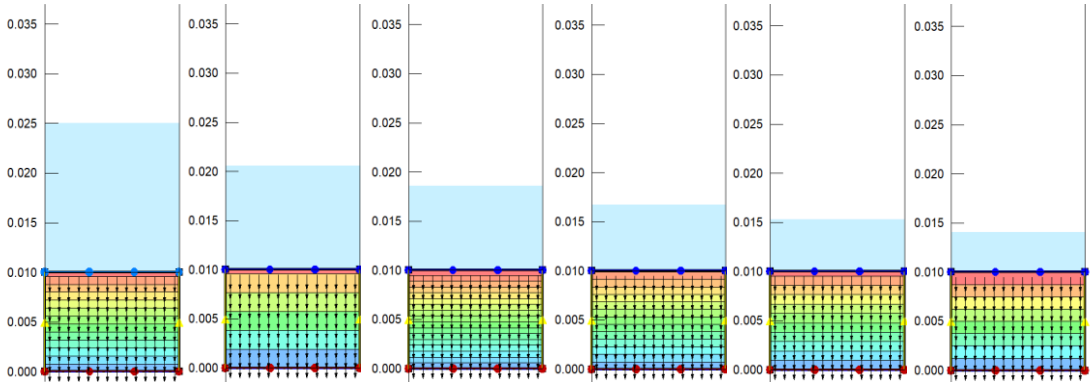
粒径/mm	高度/cm		
	5	10	20
0.5	0.028	0.020	0.013
1	0.025	0.028	0.089
2	/	/	/

对该模型设定边界条件，模型顶部采用水头边界函数，两侧采用总流量为零的边界条件，底部设置压力水头为零的边界条件，并在底部设置一条流量监测线后开始模拟。以红色泥岩 0.5mm 粒径为例，不同土层厚度时刻的总水头应力云图如图 9-27 所示。

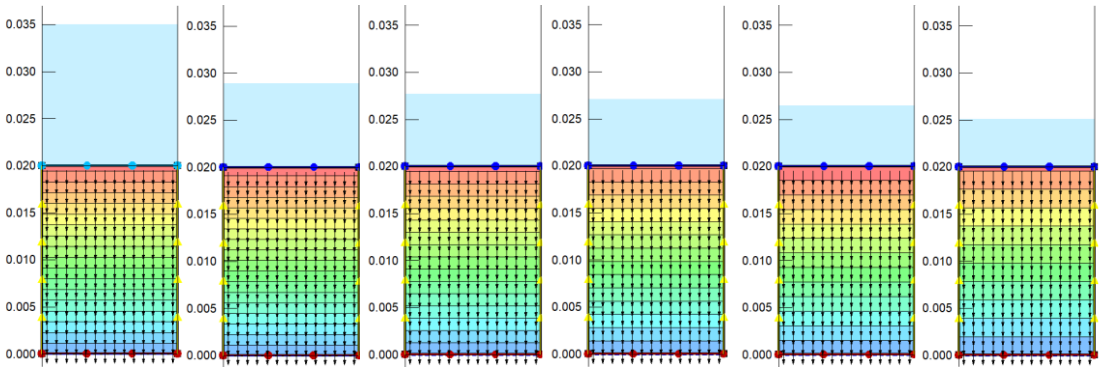
从图 9-32 可以看出，当黏土层的厚度增加时，渗透量近似呈线性减小关系。通过对不同的较高瞬态水位进行模拟计算，形成瞬态水头—时间—渗流量关系表（见表 9-4）。在瞬态水头下降时，随着时间的累积，渗流量增加；渗透量变化速度开始慢逐渐变快之后减慢并趋于稳定。



（a）不同时刻 0.5mm/5cm 土柱压力水头



（b）不同时刻 0.5mm/10cm 土柱压力水头



（c）不同时刻 0.5mm/20cm 土柱压力水头

图 9-33 不同时刻 0.5mm 红色泥岩不同厚度数值模拟总水头应力云图

表 9-4 瞬态水头—时间—渗流量关系

序号	瞬态水头/cm			时间/h			渗透量/m3		
	5cm	10cm	20cm	5cm	10cm	20cm	5cm	10cm	20cm
1	15.4	13.8	10.5	0	0	0	0	0	0
2	12.1	10.7	9.0	50.6	48	29.5	0.0018	0.0021	0.0008
3	10.5	8.5	7.7	101.3	105	59.14	0.0034	0.0042	0.0017
4	9.4	6.7	7.1	152	151	88.7	0.0048	0.0058	0.0024
5	8.6	5.4	6.5	202.6	196	108.42	0.0061	0.0072	0.0030
6	7.8	4.2	5.1	253.3	250	138	0.0074	0.0086	0.0037

将依据数值模拟结果获得的数据绘制各方案散点图如图 9-34。从图中可以看出，运用数值模拟渗流过程所得累计入渗量与时间的渗透曲线，与土柱物理模拟结果（图 9-32）具有相同的趋势，均呈二次函数型：初始阶段增长速率较快，之后趋于线性。同理，可获得数值模拟结果的拟合函数见表 9-5。

由此可知，对于 0.5mm 和 1mm 粒径同高度的岩样，实验结果与模拟结果趋势基本保持一致，且差值保持在误差范围内。

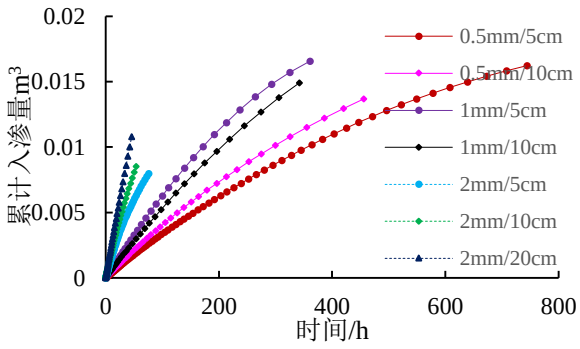


图 9-34 数值模拟累计入渗量与时间关系曲线

2. 案例思考题

（1）. 在实验中，为什么泥岩在遇水后会崩解？这种崩解对渗流有什么影响？

（2）.描述泥岩在饱水压实状态下的隔水机制。为什么说泥岩在饱水压实状态下可以起到一定的隔水作用？

（3）.根据实验结果，粒径和厚度如何影响泥岩的入渗率和隔水效果？请结合具体数据进行分析。

（4）.实验中混合不同粒径的泥岩对渗流有何影响？这种影响在实际工程应用中有何启示？

3.案例使用说明

（1）适用范围

本案例适用于采矿工程、环境科学与工程以及相关专业的本科生和研究生教学，结合现场实际及实验成果，阐释生态修复的意义，使学生掌握内排土场生态修复表土防渗层重构的技术。

（2）配套教材

《采矿学 B》、《矿山生态修复理论与技术》

（3）教学目的

掌握露天矿排土场表土防渗层重构的技术要点，让学生直观了解生态修复的流程和方法，提升学生对生态环境保护的认识和实践能力；培养学生团队协作和解决实际问题的能力。

（4）要点提示

排土场在合适的深度进行隔水层重建，利用地下水进行生态修复。

通过 XRD 衍射试验，可以获取岩石矿物成分，分析矿物组成对构建隔水层的影响。

通过物理实验可知，随着泥岩粒径增大，隔水效果逐渐变差。

泥岩渗透过程中入渗速率与粒径呈正比，与高度呈反比；整体入渗速率趋势为先快后慢，之后趋于稳定。

（5）教学建议

结合实际案例进行讲解，帮助学生理解隔水层重构技术的原理和应用效果。

通过实验和数值模拟软件进行辅助教学，提升学生的实践操作能力。

引入可持续发展理念，让学生了解生态修复与可持续发展的关系。引导学生思考如何在资源开发的同时，保护生态环境，实现经济、社会和环境的协调发展。

（6）推荐阅读

《生态修复工程》：详细阐述了矿山生态修复的方法和策略。

《水土保持学》：介绍了土壤水分保持、防渗技术等相关内容。

（7）相关理论

土壤学理论：研究土壤中水分的动态变化规律。

水文学理论：研究地表径流与地下径流的变化和影响，探究水文在生态系统中循环和平衡的影响。

（8）关键知识点

土壤水分保持与入渗原理。

地层重构技术和方法。

物理实验与数值模拟实验方法。

（9）关键能力点

分析和解决实际工程问题的能力。

多角度多方式研究问题的能力。

运用理论知识指导实践操作的能力。

（10）案例分析思路

背景介绍：简单介绍干旱半干旱露天矿区排土场难以蓄水的现状和隔水层重构的必要性。

材料选取：就地取材，在采场内选取具有一定隔水能力的泥岩。

实验分析：XRD 衍射实验和崩解实验比较泥岩成分组成对渗透性能的影响，物理实验比较泥岩渗透规律，数值模拟比较泥岩渗透规律。

结果分析：结合多个实验总结泥岩渗透规律，选取满足条件的泥岩作为隔水材料。

（十）案例 10：露天煤矿采区划分及转向理论与方法

1.案例简介

（1）技术背景与适用条件

露天煤矿一般由于生产规模、设备型号、现场生产情况等因素将矿田分成若干个独立的采区进行开采，在转向过渡期间，采区转向方式等因素对矿山生产成本与生产稳定性有很大的影响，可能会造成工作线长度过长、初期投资较大、原煤接续紧张、运距加大等问题，进而影响工作面布置、采排成本与剥采比等因素。过渡方式分为连续式过渡方式和间断式过渡方式，结合需要转向的露天煤矿实际生产情况与生产参数，对露天矿采区接续转向方式进行论证与研究，进行实施例分析，加深对采区划分及转向的方法的理解。

为充分考虑露天煤矿的生产效率和经济效益，对煤田进行合理的采区划分是露天煤矿进行开采前的首要问题。以新疆准东某露天煤矿扩能目标为研究背景，提出多种采区划分方案，结合该露天煤矿具体开采条件确定采区划分方案评价指标，并构建综合评价模型，确定最佳的采区划分方案，以满足扩能至 50Mt/a 的生产能力要求。

露天煤矿广泛适用于开采范围广、煤层厚度大的煤田。为了更有效的开采以及对煤矿资源进行合理的分配，一般把煤田分成若干独立的露天煤矿，如准格尔、平朔及白音华等。然而各露天煤矿受开采技术、设备规格、产量规模、煤层赋存条件以及经济效益等各种因素影响，且为避免大型露天煤矿整体开采时运输距离远、运费高、工作线长度长、开采成本高、暴露面积大、初期投资时间长、投资费用大等缺点，在满足技术可行性及经济合理性的原则下，对露天煤矿进行合理的采区划分将对未来的露天煤矿整体建设起到重大的作用。在国内，绝大多数露天煤矿都会合理的对采区进行划分，以保证其开采过程的经济效益，然而已划分好的采区也并非严格按照其划分顺序不断推进，大多数都是随着开采过程中矿床地质实况和煤炭行情及市场需求等多方面因素进行重新划分修改。

采区过大，则过长的工作线长度和过大的运距导致露天煤矿开采过程中经济效益降低；同时采区也不能太小，否则频繁的采区接续会使得生产管理复杂耽误生产效率。除此之外，首采区确定的所在位置肯定是煤层赋存浅、剥采比小的地方，最好的增大前期经济效益，减小前期的投资力度。因此，为充分考虑露天煤矿的生产效率和经济效益，对煤田进行合理的采区划分是露天煤矿进行开采前的首要问题。

刘宪权等基于近水平露天煤矿采区划分提出了坑底纵向搭桥及转向期反向内排开采程序；白润才等利用自主研发的建模 SMCAD 软件模拟露天煤矿开采，确定了合理开采方案且基于熵值法与 Topsis 法评价采区划分方案；张瑞新等优化了露天煤矿开采程序设计相关计算机模型，对哈尔乌素露天煤矿的开采程序提出了多方案动态综合优化方法，并对安太堡和安家岭的开采程序提出了递阶优化方法；叶义成采用双基点法对开采程序进行多目标综合排序，并确定了敏感指标；刘桐等采用 Delphi-Topsis 法构建了霍林河露天煤矿采区划分方案优选模型。本文以新疆准东某露天煤矿扩能目标为研究背景，提出多种采区划分方案，结合

该露天煤矿具体开采条件确定采区划分方案评价指标，并构建综合评价模型，确定最佳的采区划分方案，以满足扩能至 50Mt/a 的生产能力要求。

（2） 研究区概况

以新疆准东某露天煤矿为研究对象，矿区南北最大长达 40.78km，东西最大宽达 37.69km，面积 1127.32km2。矿田主要可采煤层为 B5、B3、B2 三层煤层，且均为巨厚煤层，可采煤层平均厚度为 44.2m。其中剥离工艺采用单斗-卡车间断工艺；采煤工艺采用单斗-卡车-半移动式破碎站-带式输送机半连续开采工艺。该露天煤矿年产原煤量 19.85Mt，为进一步做好露天煤矿生产经营长远规划，现由此时的生产现状设计扩增为生产能力 50Mt/a 的开采设计。由于该露天煤矿生产能力核增至 50Mt/a，如果在此现状的开采基础上以大致 1500m 工作线长度继续向前推进，每年的推进度将达到 600m/a 左右，超出《煤炭工业露天矿设计规范》规定的小于 400m/a 要求。此时将造成外排运距过大且破碎站的移动年限过短频繁移动，生产效率以及经济效益都将降低。因此，必须以合理的工作线长度重新对矿区进行采区划分，增大生产效率及经济效益。

（3） 工作线长度优化研究

①技术可行的工作线长度

根据各煤层的储量、容重、含煤率、回采率，确定煤层平均容重为 1.32t/m3，回采率为 98%，含煤系数为 96.66%。

技术可行的采煤工作线长度，应满足：

$$L_{\mathrm{k}}=\frac{Q}{v_{\mathrm{t}}h_{\mathrm{m}}\gamma\eta_{\mathrm{h}}\eta_{\mathrm{c}}} \tag{10-1}$$

式中：L_{k} 为技术可行采煤工作线长度，m；v_{t} 为推进度，m/a；h_{m} 为煤层平均厚度，m；γ 为开采原煤平均容重，t/m3；η_{h} 为煤层含煤率；η_{c} 为煤层回采率。

根据概况产能核增要求，随着露天矿计划产量增至为 50Mt/a 的条件下，按照与产能 20Mt/a 时相同工作线长度计算的推进度分别为：

$$v_{t1}=\frac{2000\times10^{4}}{44.2\times1500\times1.32\times0.98\times0.9666}=241\mathrm{m/a} \tag{10-2}$$

$$v_{t2}=\frac{5000\times10^{4}}{44.2\times1500\times1.32\times0.98\times0.9666}=603\mathrm{m/a} \tag{10-3}$$

显然，在当前工作线长度条件下的推进度过大，应增大工作线长度以降低高产能条件下的推进度。因此，设计生产能力为 50Mt/a 时的推进度宜控制在 241~400m/a，此时技术可行工作线长度需在 2261.7~3753.9m 之间，如图 10-1 所示。

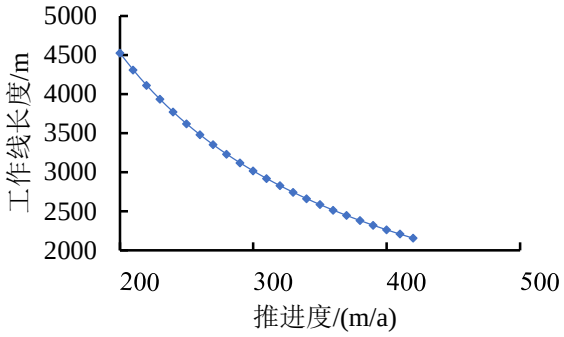


图 10-1 工作线长度与推进度关系曲线

②经济合理工作线长度

通过该露天煤矿的端帮帮坡角、上覆岩层剥离物与煤层厚度、爆破、采装及运输费用、排弃路线系数以及排弃的影响距离，确定此矿的经济合理工作线长度适用于目前常用的经济合理工作线长度计算公式：

$$L_h = \sqrt{\frac{(H+h_m)\cot\beta(c_1+c_2 b)}{1000 c_2 a}}$$

（10-4）

式中：Lh 为经济合理采煤工作线长度，km；H 为剥离层平均厚度，m；β 为端帮帮坡角，°；c1 为穿孔爆破、采装、排土费，元/m3；c2 为运输费，元/(m3·km)；a 为排弃路线系数，双环内排时取 0.5，单环内排时取 1；b 为排弃影响距离，km。

排弃影响距离可按式计算：

$$b = \frac{H+h_m}{2000}\left(\cot\varphi + \cot\theta + \cot\beta\right) + m$$

（10-5）

式中：θ 为内排土场帮坡角，°；φ 为工作帮坡角，°；m 为坑底安全距离，km。

综合考虑煤层及剥离层厚度变化，计算确定经济合理工作线长度为 2286.3~2496.5m。

③最佳工作线长度

根据以上技术可行性及经济合理性原则计算，可以确定矿山计划产量为 50Mt/a 时，技术可行工作线长度为 2261.7~3753.9m，经济合理工作线长度为 2286.3~2496.5m。为了避免推进度过大或者过小，要求工作线长度不宜小于 1700m 或者大于 3400m。因此，确定最佳工作线长度宜在 2300~2500m 范围内取值。

（4） 采区划分方案及分析评价

①采区划分方案

1）.采区划分原则

采区划分应满足所采用工艺系统及生产能力的需要，有利于采区间的接续。结合矿田的几何形状、地质条件、开采工艺和开采接续等因素，以技术可行经济合理性所计算的最佳工作线长度为采区宽度划分依据，同时要综合考虑采区长度及服务时间、采区过渡方式及影响，各采区剥采比变化关系等。

2）.采区划分方案的提出

- 方案一：先以矿区南边界往北划分为四采区，再对剩余未开采矿区从东往西以最佳工作线长度划分成三个采区，所划分采区工作线长度皆基本满足所计算出合理的工作线长度，如图 10-2 所示。

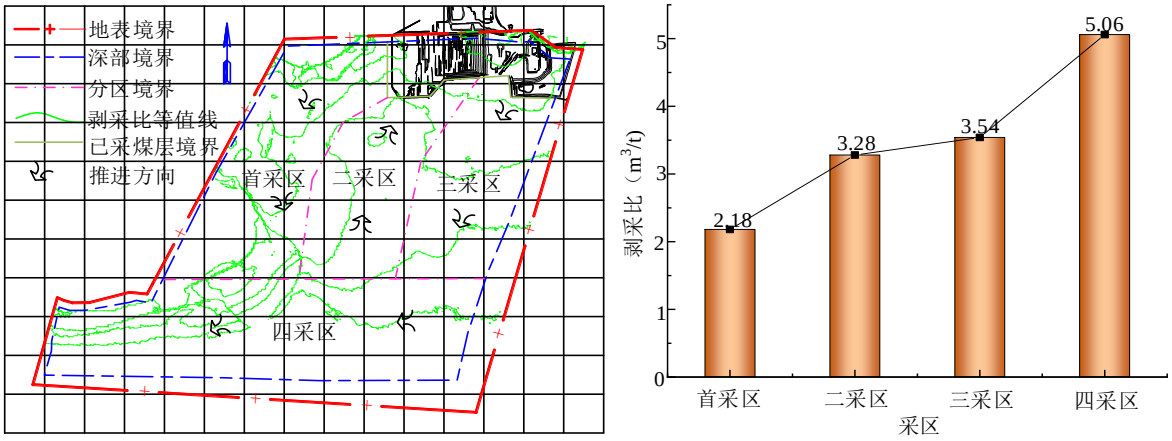


图 10-2 采区划分方案一及各采区剥采比柱状图

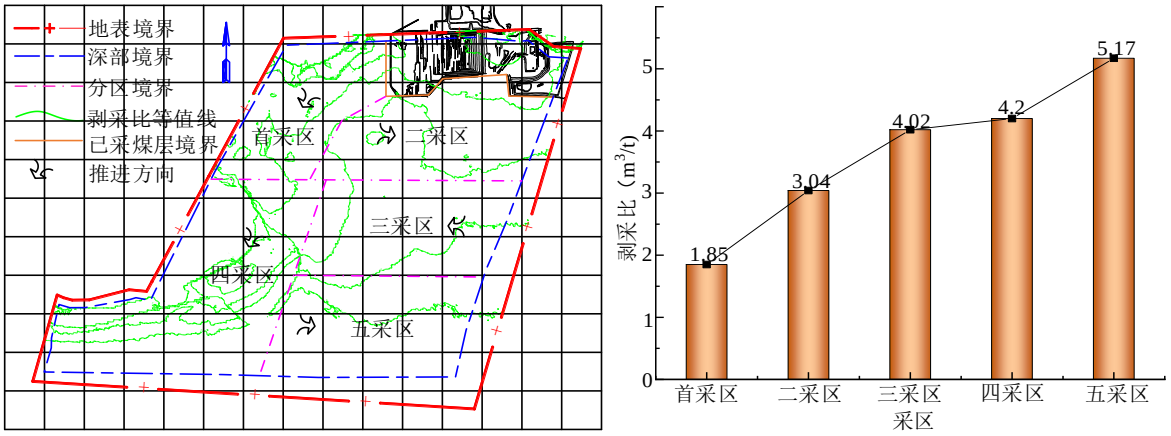


图 10-3 采区划分方案二及各采区剥采比柱状图

- 方案二：本着尽量先采剥采比小的区域，所以从开采现状逐渐往西南方向推进，为保证所划分采区尽量规则且先采剥采比小的区域，西南方向 4000m 左右为首采区；再由此往东至东部边界为二采区；然后剩余未开采矿区东部的南北方向长度均分划分成上下三采区和五采区，最后西部合理工作线长度按开采顺序划分为四采区，如图 10-3 所示。
- 方案三：首采区、二采区的采区划分与方案二首采区、二采区相同；然后剩余未开采矿区划分成 3 个采区。保证三、四采区从东往西划分在最佳的工作线长度范围内，最后剩余未开采部分为五采区，如图 10-4 所示。

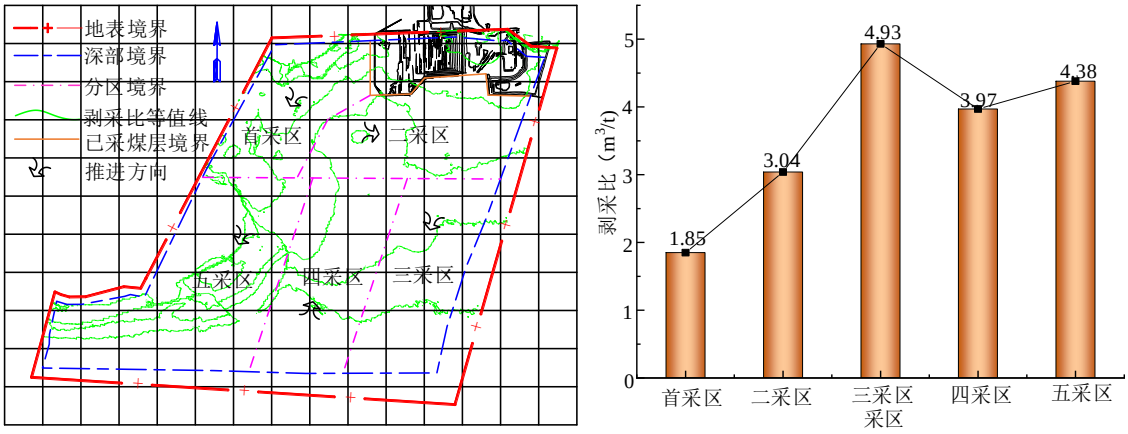


图 10-4 采区划分方案三及各采区剥采比柱状图

- 方案四：首采区、二采区的采区划分与方案二首采区、二采区相同；然后直接在剩余未开采矿区南北方向的长度中间拉条近水平线划分成三采区及四采区，如图 10-5 所示。

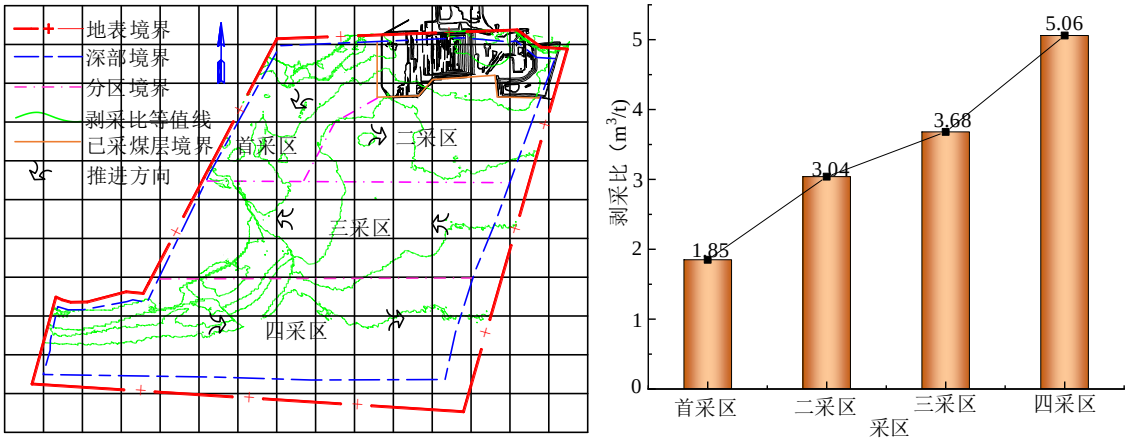


图 10-5 采区划分方案四及各采区剥采比柱状图

3）采区划分方案对比

- 采区平均工作线长度及剥采比

通过采区划分及剥采比等值线图确定 4 种方案中各采区的平均工作线长度和剥采比大小，方案一、方案二及方案四变化趋势均较好，具体数据如下表 10-1。

表 10-1 各采区平均工作线长度及剥采比

采区	方案一		方案二		方案三		方案四	
	工作线长度（m）	剥采比（m3/t）	工作线长度（m）	剥采比（m3/t）	工作线长度（m）	剥采比（m3/t）	工作线长度（m）	剥采比（m3/t）
首采区	2099	2.18	2147	1.85	2147	1.85	2147	1.85
二采区	2223	3.28	2335	3.04	2335	3.04	2335	3.04
三采区	2157	3.54	2436	4.02	2266	4.93	2360	3.68
四采区	2226	5.06	2193	4.20	2142	3.97	2226	5.06
五采区	/	/	2480	5.17	1896	4.38	/	/

- 方案对比

该露天煤矿端帮边坡角 34°、内排土场边坡角 23°，结合采区划分方案中相交采区边界的平均埋深、各相邻采区二次剥离长度，对比全压帮内排方式，确定 4 种采区划分方案的优缺点。

1^方案一

优点：①工作面长度分别为 2099m、2223m、2157m、2226m，分布较均匀；②各采区形状较规则，便于生产；③全区分为 4 个采区，采区数量少继而搬家次数较少；④容易实现内排；⑤剥采比变化趋势随着采区往后逐渐增大，趋势较好。

缺点:①由剥采比等值线图可知各采区剥采比分布不均匀;②采区间接续均需重新拉沟，工程量大耽误组织生产；③外排运距 3.1km，长度过大，降低外排效率。

2^方案二

优点：①首采区剥采比 1.85m3/t，前期剥采比较小减小前期投资，投产快；②较容易实现内排；③外排运距为 2.2km，相对较小；④剥采比变化趋势随着采区往后逐渐增大，趋势较好。

缺点：①各采区工作线长度分别为 2147m、2335m、2436m、2193m、2480m，变化较大；②二次剥离量 950.7Mm3，相对较大；③全区分为 5 个采区，采区数量相对较多继而接续次数多，影响生产。

3^方案三

优点：①首采区剥采比 1.85m3/t，前期剥采比较小减小前期投资，投产快；②较容易实现内排；③外排运距 2.2km，相对较小。

缺点：①二次剥离量为 1166.5Mm3，重复剥离大；②全区分为 5 个采区，采区数量多，接续复杂，工程量大;③五采区内工作线长度分布不均匀;④各采区工作线长度分别为 2147m、2335m、2266m、2142m、1896m，分布不均匀；⑤剥采比变化趋势先增后减，趋势较差。

4^方案四

优点：①各采区工作线长度分别为 2147m、2335m、2360m、2226m，分布均匀；②首采区剥采比 1.85m3/t，前期剥采比较小减小前期投资，投产快；③剥采比变化趋势随着采区往后逐渐增大，趋势较好；④全区分为 4 个采区，采区数量相对较少，接续简单；⑤外排运距 2.2km，相对较小。

缺点：后期采区内剥采比较大。

② 采区划分方案优选

1）采区划分评价指标

通过分析总结多个周边相似露天煤矿采区划分经验，且进一步结合专家评价分析确定下列 9 个指标作为采区划分影响指标。

- 平均工作线长度。露天开采工作面平均工作线长度应结合该矿扩增为 50Mt/a 的开采能力确定合适的工作线长度，工作线长度过长或者过短对采、运、排等主要生产环节均有一定影响。
- 二次剥离量。由采区划分确定的采区边界在开采过程中造成了上覆岩石的重复剥离，此部分重复剥离物会造成巨大的采排费用。
- 前期外排运距。前期外排运距的大小直接影响排弃费用以及外排效率。外排运距过大，

则会大大增加采排费用，降低排卸效率及经济效益。

- 内排难易程度。内排难易程度严重影响对排卸物进行排卸时的效率及经济效益。内排越难，造成的排卸费用就越大。
- 采区接续次数。在露天煤矿生产过程中，频繁的采区接续会浪费大量生产时间及造成复杂的生产管理，严重影响煤的生产效率。
- 首采区勘探程度。首采区勘探程度如果不明确，容易造成在开采向前推进的过程中，因煤层厚度的骤变或者部分自燃导致生产能力受严重影响。
- 采区接续难易程度。在采区的过渡接续中，采区接续越难，则对采、运、排等主要生产环节的影响越大，影响生产效率。
- 首采区剥采比。首采区的剥采比大小严重影响露天煤矿开采前期的经济效益。首采区剥采比越小，经济效果越好。
- 各采区剥采比变化趋势。随着开采的工作面向前推进，剥采比也应保证随着采区不断往后过渡整体呈现出增大趋势。如此，随着开采工艺以及开采设备的不断优化，后面剥采比大的煤层开采费用也会相对应的减少，提高整体经济效益。

其中，各指标数据见表 10-2。

表 10-2 各指标数据表

方案	平均工作线长度（m）	二次剥离量（Mm3）	前期外排运距（km）	内排难易程度	采区接续次数	首采区勘探程度	采区接续难易	首采区剥采比（m3/t）	各采区剥采比变化趋势
方案一	2176	865.9	3.1	较易	3	一般	较易	2.18	较好
方案二	2318	950.7	2.2	一般	4	较好	一般	1.85	一般
方案三	2157	1166.5	2.2	一般	4	较好	一般	1.85	较差
方案四	2267	878.3	2.2	一般	3	较好	较易	1.85	很好

2）指标权重确定

平均工作线长度权重（a1）、二次剥离量权重（a2）、前期外排运距权重（a3）、内排难易程度权重（a4）、采区接续次数权重（a5）、首采区勘探程度权重（a6）、采区接续难易权重（a7）、首采区剥采比权重（a8）、各采区剥采比数值变化趋势权重（a9）。各评价指标对采区划分的影响程度取决于各指标权重，且权重是采区划分方案优选的关键性指标。选取集值迭代法确定指标权重，主要原理如下。

设 $Y=\{y_1,y_2,\cdots,y_q\}$ 为有限论域，$P=\{p_1,p_2,\cdots,p_q\}$，选初始值 $k(1\le k\le q)$，然后 $p_j(j=1,2,3,\cdots,n)$ 按下完成计算：

➢ 在 Y 中选 p_j 优选属于 A 的 R1=k 个元素，得 Y 的子集：

➢ $$Y_1^{(j)}=\left\{y_{i_1}^{(j)},y_{i_2}^{(j)},\cdots,y_{i_k}^{(j)}\right\}\subseteq Y$$

➢ （10-6）

- 在 Y 中选 p_j 优选属于 A 的 R2=2k 个元素，得 Y 的子集：

- $$Y_2^{(j)}=\left\{y_{i_1}^{(j)},y_{i_2}^{(j)},\cdots,y_{i_{2k}}^{(j)}\right\}\supseteq Y_1^{(j)}$$

- （10-7）

- 在 Y 中选 p_j 优选属于 A 的 Rt=tk 个元素，得 Y 的子集：

- $$Y_t^{(j)}=\left\{y_{i_1}^{(j)},y_{i_2}^{(j)},\cdots,y_{i_{tk}}^{(j)}\right\}\supseteq Y_{t-1}^{(j)}$$

（10-8）

假设自然数 t 满足 $q=tk+c,1\le c\le k$ ，则在第 t+1 步迭代终止。

yj 的覆盖频率：

$$m(y_i)=\frac{1}{n(t+1)}\sum_{s=1}^{t+1}\sum_{j=1}^{n}\chi^{y_s^{(j)}(y_i)}(i=1,2,\cdots,q)$$

（10-9）

式中：$\chi^{y_s^{(j)}}$ 是集合 $Y_s^{(j)}$ 的特征函数，将 $m(y_i)$ 归一化即可得各指标权重。

由 5 位专家 $P=\{p_1,p_2,p_3,p_4,p_5\}$ 对采区划分各项指标进行优先排序，最终得到权重集 ： A=(a1,a2,a3,a4,a5,a6,a7,a8,a9)=(0.058,0.164,0.076,0.133,0.08,0.04,0.084,0.187,0.178)。

3)TOPSIS 评价法

TOPSIS 原理是在比选方案中选出最优指标和最劣指标，并分别组成理想方案和最劣方案，然后计算出理想方案和各比选方案贴近度，由此给各比选方案进行排序，选出最佳方案。

Ⅰ.评价指标同趋势化。通常把低优指标转化为高优指标，即 $X_{ij}^{'}=1/X_{ij}$ 。且所有指标按对采区划分的影响有利程度小、一般、中等、强烈、极端分别进行 1、3、5、7、9 定量分析评价。

Ⅱ.矩阵归一化。

$$\begin{cases}a_{ij}=X_{ij}\Big/\sqrt{\sum_{i=1}^{n}X_{ij}^2}\\ a_{ij}=X_{ij}^{'}\Big/\sqrt{\sum_{i=1}^{n}\left(X_{ij}^{'}\right)^2}\end{cases}$$

（10-10）

式中：aij 为评价 i 在第 j 指标值；Xij 为第 i 评价对象在第 j 指标值； $X_{ij}^{'}$ 为经 Xij 倒数转化后值。

归一化矩阵：

$$A=\begin{bmatrix} a_{11}\ a_{12}\cdots a_{1m} \\ a_{21}\ a_{22}\cdots a_{2m} \\ \vdots\quad\vdots\quad\cdots\ \vdots \\ a_{n1}\ a_{n2}\cdots a_{nm} \end{bmatrix}$$

（10-11）

Ⅲ.最优值、最劣值向量。分别取归一化矩阵每行的最大值、最小值为最优向量 A+与最劣向量 A-：

$$\begin{cases} A^{+}=\left(a_{i1}^{+},a_{i2}^{+},\cdots,a_{im}^{+}\right) \\ A^{-}=\left(a_{i1}^{-},a_{i2}^{-},\cdots,a_{im}^{-}\right) \end{cases}$$

（10-12）

Ⅳ.计算出各评价所有指标与最劣方案及模型理想方案的距离 D_i^- 与 D_i^+ 。

$$\begin{cases} D_i^{-}=\sqrt{\sum_{j=1}^{m}w_j\left(a_{ij}^{-}-a_{ij}\right)^2} \\ D_i^{+}=\sqrt{\sum_{j=1}^{m}w_j\left(a_{ij}^{+}-a_{ij}\right)^2} \end{cases}$$

（10-13）

式中：D_i^- 、D_i^+ 为第 i 个评价对象到最劣方案和模型理想方案的距离；wj 为第 j 指标权重。

Ⅴ.计算各方案与理想方案的贴近度 Ci：

$$C_i=\frac{D_i^-}{D_i^-+D_i^+}$$

（10-14）

Ⅵ.贴近度 Ci 越大，说明越接近模型理想方案，离最劣方案越远，即所比选最佳方案。

4)比选方案贴近度确定

通过上述 TOPSIS 评价法以及各比选方案指标参数，计算出各比选方案贴近度如下表 10-3。

表 10-3 比选方案贴近度表

方案			
方案一	0.170	0.178	0.489
方案二	0.098	0.161	0.378
方案三	0.062	0.225	0.216
方案四	0.223	0.066	0.772

表可知，C4=0.772 最大，即方案四最接近模型理想方案，因此方案四为比选方案中的最佳方案。

2.案例思考题

（1）.请解释推进度与工作线长度之间的关系。在高产能条件下，为什么需要增大工作线长度以降低推进度？

（2）.根据给定的煤层参数（储量、容重、含煤率、回采率），如何计算技术可行的采煤工作线长度？请列出计算公式并解释各个参数的意义。

（3）.请解释为什么平均工作线长度、二次剥离量、前期外排运距等指标对采区划分有重要影响。这些指标如何影响露天煤矿的生产效率和经济效益？

（4）.请描述集值迭代法是如何用来确定各评价指标权重的。这个方法的原理是什么？它如何确保权重分配的合理性和科学性？

（5）.请分析上述案例中给出的数据和计算结果，讨论这些数据在实际露天煤矿开采中的应用价值。如何根据这些指标和权重来优化采区划分，以提高生产效率和经济效益？

3.案例使用说明

(1)适用范围

本案例适用于采矿工程、资源勘查工程以及相关专业的本科生和研究生教学。通过对露天矿采区接续转向方式进行论证与研究，进行实例分析，加深学生对采区划分及转向的方法的理解。

（2）配套教材

《采矿学 B》、《矿山工程》

（3）教学目的

将理论知识与实际操作相结合，使学生能够理解并掌握露天矿开采的基本概念、工艺过程和生产计划等，培养学生的综合应用能力。

（4）要点提示

采区划分应满足所采用工艺系统及生产能力的需要，有利于采区间的接续。

采区划分在以技术可行经济合理性所计算的最佳工作线长度为采区宽度划分依据，同时要综合考虑采区长度及服务时间、采区过渡方式及影响，各采区剥采比变化关系等。

（5）教学建议

结合实际案例分析，帮助学生理解采区划分及转向的决策方法。

鼓励学生讨论，提出新的决策方案，做出更优的采区划分方案。

（6）推荐阅读

《地质力学》：介绍地质条件对露天煤矿采区划分和转向的影响。

《矿井开采设计》：介绍了矿井开采的设计原理和方法。

（7）相关理论

地质条件适应性理论：强调根据煤层的赋存状况、地质构造、岩层性质等因素进行采区的合理划分。

采区转向方式理论：探究在相邻的两个采区之间，通过合理的过渡和衔接，实现连续的开采的方法。

（8）关键知识点

采区划分原则。

TOPSIS 法综合评价决策。

（9）关键能力点

分析和解决实际工程问题的能力。

设计和优化工作线长度的能力。

综合评价采区划分方案、进行智能决策的能力。

（10）案例分析思路

背景介绍：简要介绍采区划分和转向对于露天煤矿经济效益的影响意义。

方案设计：基于采区划分原则，在最优经济工作线的条件下，设计出多种各有优劣的采区划分方案。

方案决策：通过采区划分影响因素，确定采区划分评价指标比重，利用 TOPSIS 评价法进行方案评价比较，做出最优方案决策。

结语

本“露天煤矿安全高效绿色开采”教学案例库的构建，是露天煤矿开采领域知识整合与创新的重要成果，标志着我校采矿工程专业教学体系的进一步拓展与深化。

案例库系统集成了露天煤矿开采各关键层面的前沿科研结晶与实践经验，从爆破技术的精细工艺到采区划分的战略决策，全面而深入地呈现了露天开采领域的技术全景。其建设过程依托于多学科理论的交叉融合，汲取了众多专家学者的研究精髓，并广泛参考了行业内的实际工程案例，历经严谨筛选、精细剖析与精心编排，方得以成体系呈现。值得一提的是，众多本科生积极投身于案例库建设，参与到资料搜集、内容编撰及排版优化等环节，他们的深度参与不仅丰富了案例库的素材与内涵，更实现了教学互动中知识传承与创新能力培养的双重目标。

借助这些案例，旨在为露天采矿工程方向学生构筑一座理论与实践紧密结合的桥梁。引领学生深入探究露天开采的复杂工艺与技术内核，洞悉各类技术参数优化背后的科学逻辑及工程约束，使其熟练掌握解决实际问题的多元策略与创新思维范式，进而有效提升学生的工程实践能力、创新能力及综合素养，为其未来在露天煤矿开采领域的职业发展筑牢根基。

于露天煤矿开采行业而言，此案例库为行业内工程技术人员提供技术创新的灵感源泉，为管理人员提供优化生产管理的决策参考。有望借此推动行业内技术交流与协作的深化，激发更多前瞻性研究课题与创新实践，促进露天煤矿开采技术的持续迭代升级。

展望未来，我们将密切追踪露天煤矿开采技术演进趋势，持续优化案例库内容，确保其始终与行业发展脉搏同步共振。同时，期待案例库在采矿工程教学、科研探索及人才培育等维度发挥更为显著的引领与支撑作用，为露天煤矿开采事业的可持续发展注入源源不断的智慧动力，推动我国露天煤矿开采行业在安全、高效、绿色的发展轨道上稳健前行，铸就更为卓越的行业成就。

参考文献

[1] 邢国赟.露天煤矿边坡稳定分析及防治[J].矿业装备,2023,(03):116-117.

[2] 杨国宇.露天矿泥岩水敏性特征及其对边坡稳定性的影响研究[D].中国矿业大学,2022. DOI:10.27623/d.cnki.gzkyu.2022.001769.

[3] 马力,武璟,刘遵义,等.红沙泉露天煤矿外排土场边坡稳定性研究[J].煤炭工程,2022,54(03):12-16.

[4] 付天光.露天煤矿含水边坡稳定性弹塑性有限元计算方法[J].煤炭工程,2019,51(01):96-100.

[5] 张永彬.露天煤矿边坡稳定关键影响因素研究[J].中外企业家,2018,(04):108.

[6] 王禹.露天煤矿边坡稳定监测分析及治理研究[J].科技创新与生产力,2014,(12):44-47.

[7] 李思维,马宁,马力,等.红沙泉露天矿工作帮陡帮开采方案研究[J].煤炭工程,2024,56(08):19-24.

[8] 李进钊.露天煤矿端帮陡帮边坡形态设计与优化研究[J].能源技术与管理,2024,49(03):82-86.

[9] 李进钊.露天煤矿端帮陡帮开采可行性及陡帮采排方案的研究[J].自动化应用,2023,64(24):178-181.

[10] 邢国赟.露天煤矿边坡稳定分析及防治[J].矿业装备,2023,(03):116-117.

[11] 张赛.金正泰露天煤矿端帮陡帮开采技术应用研究[J].山东煤炭科技,2023,41(02):15-17.

[12] 刘晨东.河曲露天煤矿西端帮边坡稳定性及陡帮开采方案研究[D].西安科技大学,2022. DOI:10.27397/d.cnki.gxaku.2022.001004.

[13] 罗科,马力,刘晨东,等.河曲露天矿端帮陡帮开采技术可行性研究[J].煤炭工程,2022,54(05):19-25.

[14] 杨国宇.露天矿泥岩水敏性特征及其对边坡稳定性的影响研究[D].中国矿业大学,2022. DOI:10.27623/d.cnki.gzkyu.2022.001769.

[15] 马力,武璟,刘遵义,等.红沙泉露天煤矿外排土场边坡稳定性研究[J].煤炭工程,2022,54(03):12-16.

[16] [朱涛,孙进步,万忠明.陡帮开采技术在将军戈壁二号露天煤矿的应用[J].露天采矿技术,2021,36(04):34-37.DOI:10.13235/j.cnki.ltcm.2021.04.009.

[17] 王登龙,陈涛.准东露天煤矿靠帮开采过程中高段内排运输系统优化[J].煤矿安全,2021,52(06):188-193.DOI:10.13347/j.cnki.mkaq.2021.06.033.

[18] 付天光.露天煤矿含水边坡稳定性弹塑性有限元计算方法[J].煤炭工程,2019,51(01):96-100.

[19] 张永彬.露天煤矿边坡稳定关键影响因素研究[J].中外企业家,2018,(04):108.

[20] 王寰宇,韩延清,渠爱巧,等.某露天煤矿陡帮开采技术方案比选[J].现代矿业,2017,33(06):57-62+75.

[21] 周永利,罗怀廷.端帮陡帮开采技术在哈尔乌素露天煤矿的应用[J].煤炭工程,2016,48(03):11-14.

[22] 吕粲.哈尔乌素露天煤矿端帮陡帮开采边坡稳定性分析[D].中国矿业大学,2015.
[23] 王禹.露天煤矿边坡稳定监测分析及治理研究[J].科技创新与生产力,2014,(12):44-47.
[24] 张三峰. (2014). 矿山爆破技术. 北京:科学出版社.
[25] 刘晓, 张华. (2018). 岩石爆破破坏机理研究进展. 矿业研究与开发， 37(1), 45-52.
[26] 赵建国,王丽娜. (2019). 露天矿深孔爆破效果控制方法研究. 矿业研究与开发，38(3), 56-62.
[27] 陈晓明,李四光. (2017). 炸药特性及其在爆破中的应用研究. 爆破技术， 26(4), 1-5.
[28] 张晓峰,李华. (2016). 岩石介质的动力学特征及其在爆破中的表现. 岩石力学与工程学报， 33(8), 1529-1536.
[29] 李四光,张晓峰. (2015). 爆破参数设计与优化研究进展. 爆破技术， 25(6), 3-7.
[30] 赵建国,李四光. (2018). 爆破工艺对爆破效果的影响分析. 矿业研究与开发， 37(4), 34-40.
[31] 李华,张晓峰. (2017). 岩石爆破破坏机理的实验研究. 岩石力学与工程学报，36(10), 2345-2353 王志强,李明高. (2009). 岩石力学基础理论及应用. 北京： 科学出版社.
[32] 李四光.(1956). 爆破工程学原理. 北京：科学出版社.
[33] 张三峰.(2014). 矿山爆破技术. 北京：科学出版社.
[34] 刘晓峰,张华. (2018). 岩石爆破破坏机理研究进展. 矿业研究与开发， 37(1), 45-52.
[35] 赵建国,王丽娜. (2019). 露天矿深孔爆破效果控制方法研究. 矿业研究与开发，38(3), 56-62.
[36] 陈晓明,李四光. (2017). 炸药特性及其在爆破中的应用研究. 爆破技术， 26(4), 1-5.
[37] 张晓峰，李华. (2016). 岩石介质的动力学特征及其在爆破中的表现. 岩石力学与工程学报， 33(8), 1529-1536.
[38] 李四光,张晓峰. (2015). 爆破参数设计与优化研究进展. 爆破技术， 25(6), 3-7.
[39] 赵建国,李四光. (2018). 爆破工艺对爆破效果的影响分析. 矿业研究与开发， 37(4), 34-40.
[40] 李华,张晓峰. (2017). 岩石爆破破坏机理的实验研究. 岩石力学与工程学报，36(10), 2345-2353。