

国外地下采矿方法的新进展(二)

——崩落采矿法

核工业第四研究设计院 胡际平

• 摘要 • 文章综述了国外崩落采矿法的发展特点及其新进展,着重介绍了八种新的变型方案,列举了大量实例,为矿山开采提供了有参考价值的信息。

• 关键词 • 无底柱分段崩落法 有底柱分段崩落法 阶段自然崩落法 阶段强制崩落法

众所周知,分段崩落和阶段崩落采矿法具有效率高、产量大和成本较低等优点,因此在地地下开采的大型矿床获得了广泛应用。目前国外10个年产矿石1000万吨以上的特大型地下金属矿山,就有8个采用崩落法,由此可见一斑。近些年来,随着无轨采矿的普遍推广和采掘设备的不断革新,崩落采矿法也取得了长足进展:

一效率和高精度深孔凿岩设备相继问世,无底柱分段崩落法的分段高度已增至20米,炮孔直径加大到105毫米,采准工程量明显减少,采矿效率进一步提高;

一苏联创造了在同一水平进行拉底、采矿和出矿的有底柱分段崩落法,底部结构大为简化,缩短了回采周期,提高了机械化程度,改善了劳动条件;

一为了减少采准切割工程、降低矿石贫化损失和改善工作面通风条件,成功地试验了无底柱高低分段崩落法;

一在地压大、埋藏条件复杂的矿床,采用枝状进路逐段回采的无底柱分段崩落法,取得了较好效果;

一美国和智利采取扩大拉底面积、加大放矿漏斗和大型铲运机出矿等措施,在矿岩相当稳固的深部矿体成功地采用了阶段自然

崩落法;

一苏联采用垂直束状炮孔崩矿和振动放矿工艺,使阶段强制崩落法的采矿强度和劳动生产率成倍增长;

一根据优化组合原理,瑞典创造了两种行之有效的组合式崩落采矿法:分段留矿崩落法和无底柱阶段自然崩落法;

一矿石不稳固时,回采进路和底部结构广泛使用金属网和锚喷联合支护,既提高了工程的整体性和稳固性,又降低了支护成本和维护费用。

一、无底柱分段崩落法

瑞典马尔姆贝格特铁矿矿床赋存在白粒岩和正长片麻岩中,主矿体长约6.5公里,延深600米以上,厚度~100米,倾角~70°。矿石以磁铁矿为主,占85%,平均含铁60%,矿石机械强度较低。50年代开始采用无底柱分段崩落法,分段高度6~8米,主要采矿设备为架式凿岩机配LM—100型装岩机和U3N型风动自行矿车。70年代初期,分段高度和进路水平间距加大到12.5米,进路断面5.5×3.8米,用simba22型双机凿岩台车钻凿φ51毫米的扇形炮孔,台班效率220米,每排8孔,排距1.5~1.8米,总长85米,最

深的16米,每米炮孔崩矿8.5~11.5吨。出矿使用Cat980型前装机,平均运距100米。80年代初期,分段高度和进路间距增至15米,炮孔直径57毫米,排距2米,即使这样,在矿石生产成本中,采准所占的比例仍高达40%。为了提高矿山的竞争能力,只有进一步加大分段高度、减少采准工程量,才能使成本大幅度降低。因此,将分段高度增加到20米,进路间距增至22.5米,进路断面加大到6×4.7米,使采准工程量减少近50%,矿石成本降低20%左右。为了保证工程质量,采取了以下措施:

1.掘进回采进路时,用激光仪定向,用投影仪布孔,用计算机辅助炮孔设计并施行光面爆破,使进路错位从10%减少到2%。实践表明,进路中心线偏离正确位置如大于1.5米,放矿将超出椭球体范围,致使贫化过高。

2.使用高精度高压潜孔钻机钻凿 $\phi 105$ 毫米的扇形崩矿炮孔,每天可钻孔250米。凿岩台车装有自动接卸钻杆的机构和炮孔调斜装置,炮孔精确度显著提高。过去炮孔直径57毫米,平均孔深15.5米,20%的炮孔底部偏差超过0.85米而穿到前排或后排炮孔内,现在炮孔直径105毫米,平均孔深20米,炮孔排距增至2.5米,只有不到5%的炮孔穿到前排或后排炮孔内。

3.研制了一套大型装药设备,从眉线起第二排和第三排炮孔预先装药,爆破效果好,几乎没有大于500毫米的大块。

同以前相比,每米进路崩矿量从1000吨增至2000吨,每米炮孔崩矿量从10吨增至25吨,每排炮孔崩矿量从1900吨增至5000吨,炸药消耗量从0.22公斤/吨提高到0.3公斤/吨。矿山年产矿石870万吨,地下共282人,劳动生产率高达128吨/人班,矿石损失率10%,贫化率20%。

二、有底柱分段崩落法

苏联基洛夫铁矿矿体厚度45~150米,倾角65°~70°,目前开采深度800~900米。矿石是有裂隙的针铁矿—赤铁矿,普氏硬度系数5~7,平均含铁55.7%。上盘是裂隙性石英绢云母片岩,普氏硬度系数8~12,含铁12%,下盘是裂隙发育的针铁—赤铁板岩,含铁45%。80年代以前,主要使用向水平或倾斜补偿空间分层崩矿的有底柱分段崩落法,分段高度35~40米。由于底部结构复杂,要在不同水平完成大量采准切割工程,劳动条件差,作业效率低,随着采矿工作向深部发展,地压显现强烈,巷道经常变形,维护费用与日俱增,原先的采矿方法难以为继,因此,改用图1所示的基洛夫式有底柱分段崩落法。

阶段高度90米,分段高度30米。在分段内划分50×50米的盘区,盘区底部每隔10~12米布置一条出矿横巷,横巷两侧每隔5米掘进一个凿岩峒室(断面2×2米,用金属支架支护)。将其中几对相邻的峒室贯通,形成4条切割平巷。在每条切割平巷的适当位置,向上打一25米高的切割天井,再从切割平巷向上钻凿扇形炮孔,分排爆破(每排3~5孔,排距2~2.5米),形成5米宽、15~20米长的切割槽。随后,在凿岩峒室用kBy—1型潜孔钻机向上钻凿 $\phi 105$ 毫米的放射状深炮孔,并沿未来放矿漏斗边界钻凿中深孔。中深孔与深炮孔一道爆破,在大量崩矿的同时,形成放矿漏斗(底柱高约8米)。盘区中央部分的矿石先爆破,留下5米高的顶柱,并在邻接崩落区的两侧留下5~6米厚的临时隔离矿柱。这样可在顶柱和隔离矿柱的保护下,放出50~60%的矿石,基本无贫化。顶柱和隔离矿柱最后爆破。盘区按对角线后退的方式,从下盘朝上盘方向回采。爆下的矿石,从放矿漏斗经出矿横巷用电耙

耙至集矿平巷，再运往溜矿井。

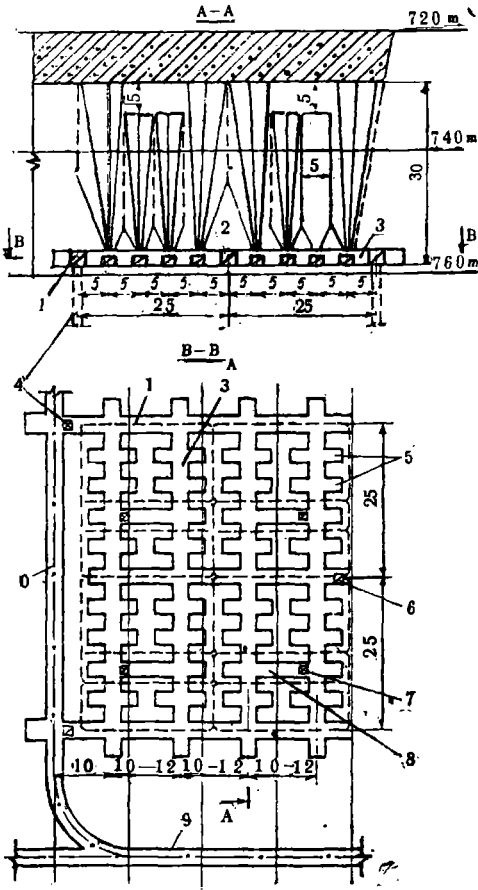


图1 基洛夫铁矿有底柱分段崩落法

- 1—集矿平巷；2—通风平巷；3—出矿横巷；
4—溜矿井；5—凿岩室；6—通风天井；
7—切割天井；8—切割平巷；9—联络平巷；
10—联络横巷。

上述在同一水平进行拉底、采矿和出矿的有底柱分段崩落法有以下优点：1.底部结构大为简化，千吨采切比从5.9米减为4.9米，受矿水平巷道维护工作量减少50~60%；2.凿岩爆破质量显著提高，每米深孔的崩矿量从15吨增至20吨，每吨矿石的炸药消耗量从0.4公斤减为0.17公斤；3.作业集中，便于管理，盘区回采周期缩短1/6时间，采矿工人劳动生产率提高50%，达到45~60吨/人班；4.矿石损失率从21.1%降至16.8%，

贫化率从6.7%减为6.1%；5.劳动条件明显改善，事故率相应降低。

目前矿山年产矿石270万吨，矿石成本仅7—8卢布/吨。全矿共有职工680人，全员劳动生产率达到16.5吨/人班。

三、无底柱高低分段崩落法

苏联萨拉依尔铅锌矿矿床地质构造复杂，矿体形态多变。围岩是破碎的绢云高岭化石英角斑岩和石英绢云片岩，稳固性差。矿石品位不均，系含矿硅化绢云母化角斑岩，内有石英重晶石细脉和废石夹层，节理发育。矿岩普氏硬度系数6~8。原先采用普通有底柱分段崩落法，漏斗放矿，电耙运搬。后来试用图2所示的无底柱高低分段崩落法，取得了较好效果。

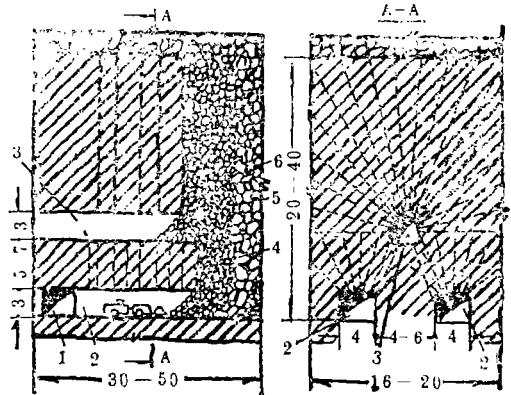


图2 萨拉依尔矿无底柱高低分段崩落法

- 1—出矿平巷；2—出矿横巷；3—凿岩横巷；
4—护顶矿柱；5—爆下的矿石；6—崩落的废石

矿块尺寸40×60米，分段总高度20~40米，其中上部高分段12~30米，下部低分段8~10米。回采分条宽16~20米，上分段布置一条凿岩横巷(进路)，下分段布置二条出矿横巷，出矿横巷中心距离8~10米，断面4.46×3.05米。稳固性差、服务年限短(0.3~1年)的横巷，用φ18~20毫米、长2.5米的砂浆锚杆支护(锚杆距离0.7×0.5米)，

再喷一层3~5毫米厚的混凝土。

在凿岩横巷用HKP-100型潜孔钻机向上钻凿半环形炮孔,孔径100毫米,排距2米,孔底距2.5米。在出矿横巷用Simba 11 R型单机凿岩台车上钻凿 $\phi 56$ 毫米的扇形炮孔,炮孔排距1.5米,孔底距2米。用风动装药机装填AC-8粒状炸药,用微差电雷管起爆,每次爆二排炮孔,炸药消耗0.35~0.45公斤/吨。大于400毫米的大块率为10~12%,二次破碎炸药消耗0.08~0.1公斤/吨。上分段超前下分段一排炮孔爆破,这样可使放矿椭球体的位置后移,有利于减少矿石损失和贫化。爆下的矿石,在出矿横巷用G-ST 5 A型3.6米³铲运机运往溜矿井。新鲜风流从下分段出矿横巷经工作面向上穿过爆堆,流入上分段凿岩横巷,最后汇入回风道。

同原法相比,采准切割比从每千吨63米³减为52米³,矿石损失率从11%减为7.5%,贫化率从16.5%减至12%。矿块工人劳动生产率从5米³/人班提高到7.5米³/人班,每吨矿石采矿成本从2.1卢布降低到1.65卢布。

四、枝状进路无底柱分段崩落法

西德雷欧尼铁矿矿体赋存在石灰石/白云石槽形喀斯特地层中,长约2.8公里,宽约150~350米,厚度数米至50米。上部覆盖层厚约100余米,主要是致密球状结构的上白垩砂层,有时为砂一粘土层。矿石以针铁矿为主,菱铁矿次之,软硬不一,平均含铁42.1%。矿体内常杂有无规律的废石夹层,矿体边缘很不规则。由于产状复杂,地压和涌水大,采用图3所示的枝状进路逐段回采的无底柱分段崩落法。

分段高度5.5米。在运输平巷两侧划分斜采区,采区中央布置回采平巷。在回采平巷的一侧开凿进路,在另一侧对进路顶部矿

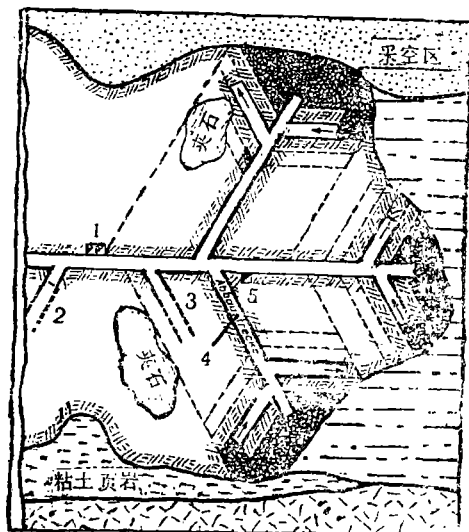


图3 枝状进路无底柱分段崩落法

1—溜矿井; 2—上行斜坡道; 3—下行斜坡道;
4—回采平巷; 5—通风安全天井。

柱和靠近崩落区的矿柱进行回采。两侧的作业交替进行。各采区可同时作业,从矿体边缘后退式回采。凿岩使用SIG单机台车和A M50型部分切割式采矿机,出矿使用1.6米³铲运机。矿山年产矿石60万吨,地下工效14.2吨,全员劳动生产率12吨/人班。

上述方法的优点是: 1.单分段回采,采空区的崩落物有更充分的时间固结,使顶板压力较小而且分布均匀,巷道维护费用相应降低; 2.采空区崩落速度不太快,矿石损失和贫化较小; 3.泥砂流涌出次数少,生产较安全; 4.枝状进路对变化无常的矿体边缘有较强的适应性,还可绕过废石和贫矿弃之不采; 5.进路较短,回采周期也短,承受的压力不会过大。

五、阶段自然崩落法

美国亨德森钼矿产于流纹斑岩中,南北长900米,东西宽660米,厚120~240米,顶

部覆盖岩层高约520~1120米,矿石和围岩都较稳固,裂隙很少,岩石质量指数(RQD)为66,单轴抗压强度35~300兆帕,节理频度1~2英尺,小断层和滑面频度1/34英尺,属于较难崩落类型。考虑到以下因素,仍然选用阶段自然崩落法:1.矿体水平面积大,顶部覆盖岩层很厚,在重力作用下,采取扩大拉底面积的方法,矿石也能自行崩落;2.加大放矿漏斗尺寸,并用大型铲运机出矿,可以大大减少卡矿事故。

阶段高度取120米。如图4,沿矿体东西方向每24米布置一个盘区,盘区长度即矿体南北向的长度。盘区之间不留矿柱,从两个方向即顺盘区和垂直盘区同时依次连续崩落,使崩落推进线垂直于最大主应力方向(北西39°,水平下向38°)。出矿平巷按南北方向布置在盘区之间的交界线上,沿平巷两侧每隔12米设一出矿支巷,支巷的方向与最大主应力方向一致,以保护放矿点。支巷以45°的拐角与平巷连接,以便自行设备顺利通行。拉底平巷位于出矿平巷正上方17米处,二者断面均为3.6×3.7米,顶部略呈拱形,用锚杆和喷射混凝土支护。出矿支巷全部用300毫米厚的钢筋混凝土支护,净断面3×3米,在与放矿漏斗相接的眉线处,顶部加厚支护,净高减为2.4米。

开凿放矿漏斗和拉底的方法颇为新颖。先在出矿支巷中央部位向上开挖一条12米长、8米高的V形槽,然后从两侧的拉底平巷向下钻凿扩漏炮孔,向上钻凿拉底炮孔,孔径76毫米,排距2米,每排5个下向扇形孔,6~7个上向扇形孔。按图中顺序爆破下向炮孔,孔口留一段不爆。以后再通过爆破上向孔和剩余的下向孔进行拉底,一个顶部直径12米、底部宽4.2米、长12米的大漏斗也同时形成。在拉底范围达到120×120米时,矿石开始自行崩落,并以平均0.27米/日的速度垂直向上发展。为了减少废石混入

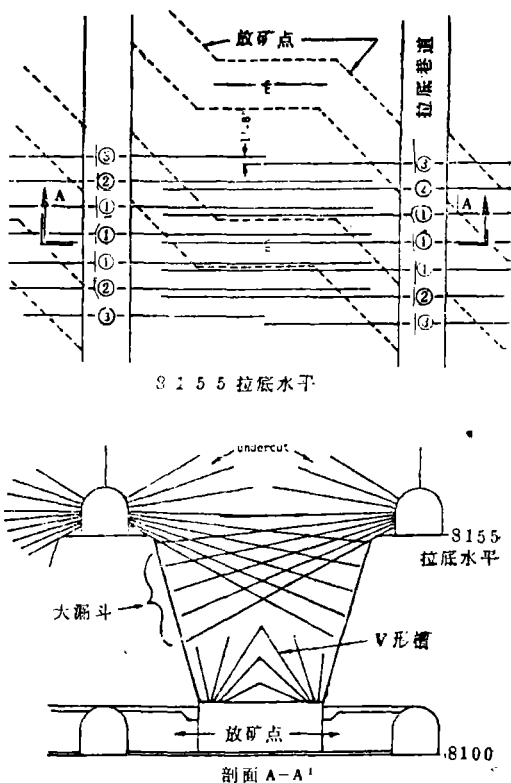


图4 亨德森钼矿阶段自然崩落法
底部结构及炮孔布置

率,在矿体边缘按18米的垂直距离掘进预裂平巷,向上开凿1.5米宽的预裂槽。从预裂平巷还可掘进检查巷道,以便观察和了解矿石崩落情况,必要时可打眼放炮,进行局部性强制崩落。

爆下或崩落的矿石,在出矿支巷用3.8米³铲运机运往分支溜井。分支溜井沿出矿平巷每100米布置一个,铲运机的运距不超过50米,一台铲运机可服务于5~8个出矿支巷。每4个分支溜井汇集为一个主溜井。矿石经主溜井放至主平硐,用电机车运往选矿厂。

矿山日产矿石2.7万吨,采矿部门共800人,采矿全员劳动生产率高达33吨/人班。

六、阶段强制崩落法

苏联谢列格什铁矿赋存在辉石—石榴石和硅卡岩中,矿石为细粒与中粒磁铁矿,含铁30~33%,坚硬但有裂隙,围岩稳固,大部分巷道不必支护。过去用阶段空场法开采,深孔凿岩,电耙运搬,闸门放矿,矿块生产能力不超过2万吨/月。后来全部改为连续回采的阶段强制崩落法(图5),阶段高度70米,矿块走向长~65米,宽~120米。运矿横巷相距27米,在横巷两侧每16米掘进一个振动放矿槽,从放矿槽向上开凿放矿漏斗并进行拉底。同时从上水平向下钻凿深孔,分段爆破形成切割天井。随后,以2~3个炮孔组成的炮孔束进行爆破,将天井扩

为6米宽的补偿槽。最后,从上水平钻凿炮孔束(7~9个炮孔组成,炮孔束间距5~6米),以补偿槽为自由面进行大量爆破,顶柱用药室和水平束状炮孔爆破。爆下的矿石用БДП-4 TM型振动放矿机装入8吨矿车,用电机车运走。

同以往的方法相比,切割工作量从4.8米/千吨减为2.66米/千吨,炸药消耗从0.87公斤/吨降至0.53公斤/吨,出矿工效从1400吨/人月增至3420吨/人月,地下工效从14.4吨增至25.6吨,矿山工人劳动生产率从13.5吨/人班提高到22.6吨/人班,矿石成本从0.52卢布/吨降至0.22卢布/吨,经济效益显著。

七、分段留矿崩落法

瑞典基鲁纳铁矿矿体长约4公里,延深2000米,厚度50~150米,平均85米,倾角50°~60°。矿石以磷铁矿为主,坚硬致密,高磷铁矿和低磷铁矿各占2/3和1/3,含铁60~70%。上盘是不稳固的石英斑岩,下盘是坚固的正长岩。自50年代转为地下开采以来,一直使用无底柱分段崩落法。由于深部地压对进路的危害越来越大,矿石贫化损失日益增加,于1978年开始在一个150米长、100米宽、84米高的区段试验分段留矿崩落法(图6)。分段高度12米,回采进路垂直

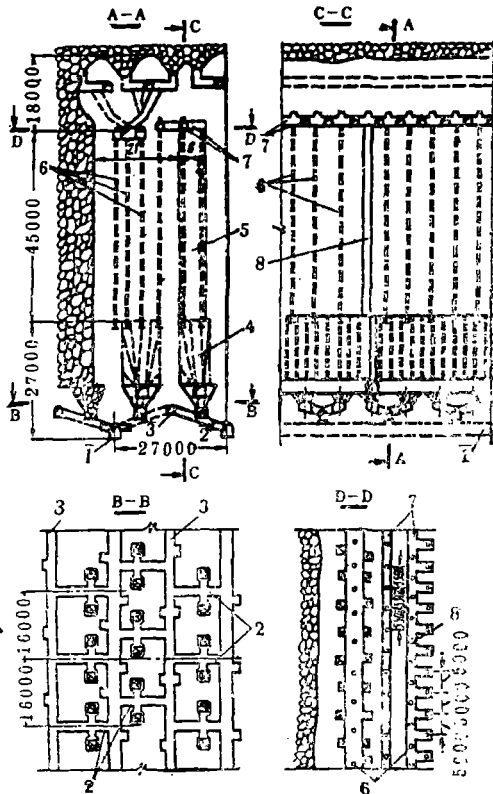


图5 谢列格什铁矿阶段强制崩落法

- 1—运矿横巷; 2—振动放矿槽; 3—检查巷道;
4—扇形炮孔; 5—补偿槽; 6—束状深炮孔;
7—凿岩巷道; 8—切割天井。

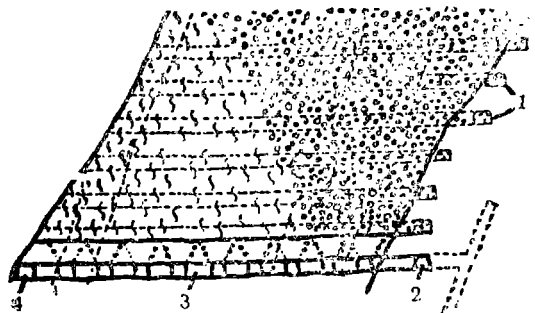


图6 基鲁纳铁矿分段留矿崩落法

- 1—分段出矿平巷; 2—运输平巷; 3—底部放矿水平; 4—通风平巷。

走向布置。分段运输平巷位于距矿体下盘10~15米的围岩内,沿分段运输平巷每隔12米掘进回采进路;断面 5×4 米。

掘进使用Boomer131型三机凿岩台车,配BBC120F型凿岩机钻凿 $\phi 43$ 毫米、深3.2米的平行炮孔,每组45~50个,其中一个掏槽孔扩至 $\phi 100$ 毫米。每班可钻2~3组炮孔,凿岩工效达360~380米。爆破除底孔用胶质炸药外,均采用铵油炸药,炸药消耗量0.7公斤/吨。回采使用Simba323型三机凿岩台车,配COP131EL型凿岩机向上钻凿 $\phi 51$ 毫米的扇形炮孔,台班效率300~360米。炮孔排距1.8米,每排炮孔总长90~100米。用1.5吨风动装药车向孔内装填铵油炸药,用毫秒电雷管起爆,每排炮孔崩矿700吨。每次爆破后,只运出部分矿石,其余的留在采场内。运距小于150米时,用Cat980型3.8米³前装机将矿石运往溜矿井,台班效率600~700吨。运距超过150米,用蟹爪装载机配2台K-162型25吨自卸汽车出矿,三人一组,每班可装运矿石1000~1500吨。

采完一个分段后,再采下一分段,直到采完最下面的分段。这时,整个采场内充满矿石,随即从底部大量放矿。这一方法兼采留矿法和崩落法之长,其优点是:1.矿石与废石的接触机会大大减少,估计仅为原先的1/30,加上靠近上盘的矿石最后放出,留下的矿石对上盘能起一定支护作用,贫化率可减少50%或更多;2.在进路内只运出少量矿石,因而进路的回采速度快,需要维护的时间也短,支护费用相应减少;3.底部出矿水平的通风条件较好;4.由于废石混入量大减少,选矿费用显著降低。

试验工作历时7年,结果令人满意,矿石贫化率从25%降为10~15%。损失率略有增加,主要原因是扇形炮孔精度不够,破碎质量尚不理想。如使用精度更高的凿岩设

备,可减少炮孔偏差,使损失率降到预定指标。

八、无底柱阶段自然崩落法

瑞典马尔姆贝格特铁矿有一保安矿柱,高约160米,宽50~60米,厚30~40米,倾角 $65^{\circ} \sim 75^{\circ}$ 。由于多年未采,上盘地压很大,不宜用分段崩落法开采。为此,试用无底柱阶段自然崩落法。这一方法的实质是,沿下盘和采矿场底部全面切割,使矿石自行崩落,崩下的矿石从下盘各个分段横巷的端部放出,这样便不必在采矿场底部设置放矿漏斗,底部结构相应取消。

如图7,首先从原有的一个通风斜井内,每隔20米垂直距离掘进分段横巷,接着沿下盘掘进断面22米²的脉内切割平巷,同时用Alimak爬罐掘进二个断面6米²的切割天井,天井间距12米。然后在切割平巷内用BBC-120F型架式凿岩机钻凿与天井平行的深炮孔,孔径51毫米,工效50~65米。装

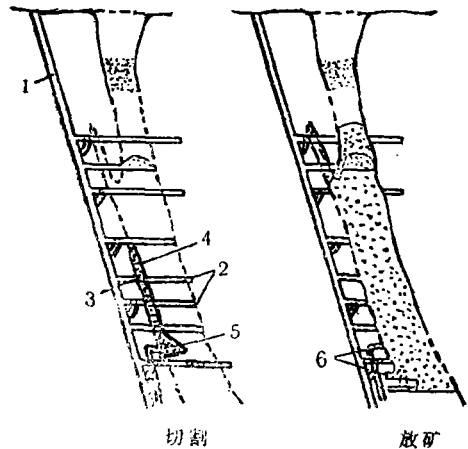


图7 无底柱阶段自然崩落法

1—原有斜井; 2—一分段横巷; 3—一切割平巷;
4—一切割槽; 5—拉底; 6—出矿横巷。

(下转第63页)

表5 ICP—AES法用于REE的检测限 ($\mu\text{g/g}$)

元 素	球状\ 态分布	检 测 值		
		CrOCK	ROclandts	本 法
La	0.310	0.11 (398.8)	0.105 (398.8)	0.16 (398.8)
Ce	0.808	0.77 (418.6)	0.190 (418.6)	0.62 (418.6)
Pr	9.122	1.60 (422.2)	0.240 (390.8)	0.32 (414.3)
Nd	0.600	0.55 (430.3)	0.255 (430.3)	0.35 (430.3)
Sm	0.195	0.75 (442.2)	0.150 (359.2)	0.17 (359.2)
Eu	0.0735	0.022 (381.9)	0.013 (381.9)	0.053 (381.9)
Gd	0.259	0.45 (303.2)	0.063 (342.2)	0.042 (342.2)
Tb	0.0474	0.145 (367.6)	0.138 (350.9)	0.16 (350.9)
Dy	0.322	0.625 (340.7)	0.045 (353.1)	0.036 (353.1)
Ho	0.0718	0.09 (345.6)	0.045 (345.6)	0.077 (345.6)
Er	0.210	0.20 (369.2)	0.068 (369.2)	0.11 (369.2)
Tm	0.0324	0.13 (313.1)	0.050 (313.1)	0.064 (313.1)
yb	0.209	0.055 (328.9)	0.025 (328.9)	0.020 (328.9)
Lu	0.0322	0.025 (261.5)	0.330 (261.5)	0.042 (261.5)
y	—	0.045 (321.6)	—)	0.057 (371.0)

*这里发表的数值是根据5ml溶液中有1g样品的数值放大5倍, 以使这些数值可与25ml溶液中有1g样品的其它结果进行比较, 刮号中为nm.

AES法进行REE测定的最近文章。该文指出, 现有阳离子交换法不适于使REE与伴生元素分离, 并推断, 为了得到准确结果, 必须采用草酸盐沉淀和阳离子交换的两步分离法。但是, 这些作者没有像我们做过的那样, 进行草酸盐沉淀物溶液的直接ICP—AES测定的试验, 所用的沉淀条件, 也与我们的不同。

我们提出的方法比现有测定REE的方法更简单更快速, 并可应用于测定 $\mu\text{g/g}$ 含量的各种类型的硅酸盐岩矿中的REE和Y, 具有良好的精确性与准确度。

参考文献 (略)

许孙曲 译自Talanta, Vol.36, NO.12, PP.1183—1186, 1989. 叶鹏鸿校 (续完)

(上接第42页)

药爆破后, 形成150米²的切割槽。底部切割使用Simba22型扇形孔双机台车, 台班效率200米。为了加快放矿速度, 最下面二个分段各设4条出矿横巷, 用Joy三机台车掘进, 工效1.5米。出矿横巷用喷射混凝土支护, 部分地区用金属网加固。用Cat980型前装机出矿, 将矿石卸入溜矿井。出矿工作队由21人组成, 每天二班作业, 使用三台前装

机和一台装药车, 负责装药、爆破和出矿, 工效达250吨, 平均每班出矿2500~3000吨。在出矿过程中, 由于重视取样分析工作, 贫化率仅10~13%, 损失率约20%。同该矿分段崩落法相比, 出矿品位从49%提高到53.7%, 溜井放出矿石的成本从3克朗/吨降为1克朗/吨, 经济效益相当可观。