中心回转式抓岩机结构示意图。这种抓岩机带有一个工作盘，或者以吊盘的底层盘为工作盘。在工作盘中间有一个可回转的中心立柱5，工作盘下面有环形轨道7。横梁4的一端套在立柱5上，另一端则通过小车6支于环形轨道7。小车6由1台JFH1/24型气动马达驱动，沿环形轨道行驶，从而带动横梁4绕立柱5作回转运动。

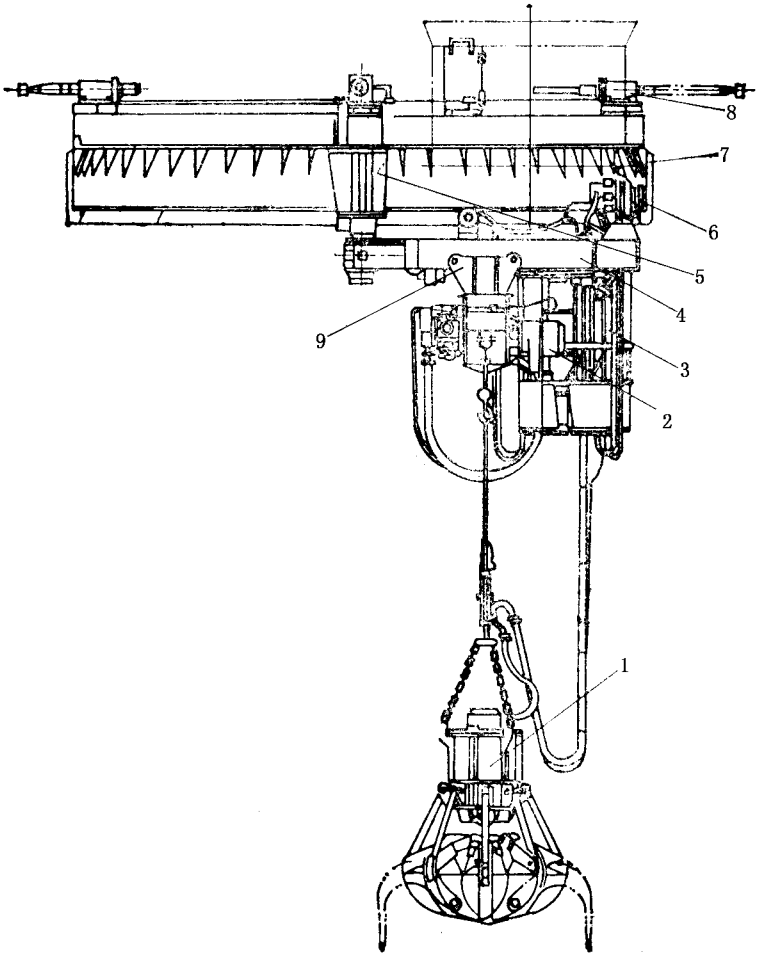


图4－6－61　环形轨道中心回转式抓岩机

1—抓斗；2—提升机构；3—操纵室；4—横梁；5—中心回转立柱；6—环行小车；7—环行轨道；8—固定装置；9—往复行走小车

横梁上装有往复行走小车9。小车9由1台约5kW(6.6HP)的JFH1/24型气动绞车带动，通过固定于横梁两端的滑轮，用钢绳牵引在横梁上作往复运动。

往复行走小车9上固定着提升机架2，提升机架上安装着两台由9kW(12HP)的

JFH2/24 型气动马达驱动的提升绞车。绞车通过缠绕和放出钢绳使铲斗提升和下放。

抓岩机连同吊盘由地面上 2～3 台 10t 稳车悬吊。机组的固定是借助于吊盘的下层盘上两个螺旋千斤顶和两个液压千斤顶撑于井壁上来实现的。液压千斤顶的液压泵是手动的。整套固定设备简单、可靠。

还有一种悬臂中心回转式抓岩机，共特点是没有环形轨道。安装了提升绞车设备的横梁呈悬臂装在中心立柱上，中心立柱则安装在吊盘底层盘的转盘上，随转盘旋转而旋转。

这类抓岩机生产能力大，动力消耗少，结构简单，操纵灵活，适合于大断面井筒使用，它们的缺点是依附于吊盘，抓岩时必须起落吊盘，增加了辅助时间。

四、环形轨道式抓岩机

环形轨道式抓岩机是我国最早研制的一种大斗容抓岩机。70 年代定型后在大屯孔庄矿、兖州鲍店矿等井筒施工中应用，取得了很好的效果。它分单抓斗和双抓斗：HH－6 型和 2HH－6 型两种型号，斗容均为 0.6m^3，其主要技术特征如表 4－6－17 所示。抓岩机直接固定在吊盘的下层盘上，在据进过程中随吊盘一起升降。

表 4－6－17　环形轨道式抓岩机的主要技术特征

型　　号	HH－6	2HH－6
适用井筒净直径，m	5～8	6.5～8
抓岩能力，m^3/h	50	80～100
抓斗数量，个	1	2
抓斗容积，m^3	0.6	0.6
抓片数量，片	8	8
抓片张开时最大直径，mm	2130	2130
抓片闭合时最大直径，mm	1600	1600
进气管内径，mm	38	38
抓斗重量，kg	2333	2333(单)
提升机构		
气马达功率，kw	18.3	18.3(单)
提升能力，kg	3500	3500(单)

型　　号	HH－6	2HH－6
提升速度，m/s	0.35	0.35
进气管内径，mm	50	50
卷筒直径，mm	400	400
卷筒容绳量，mm	60	60
钢丝绳直径，mm	15.5	15.5
径向移动机构		
气马达功率(kW)	2.9	2.9
牵引力，kg	500	500
牵引速度，m/s	2	2
进气管内径，mm	19	19
钢丝绳在卷筒上缠绕的圈数	7～9	7～9
钢丝绳直径，mm	9.3	9.3
环行小车		
气马达功率，kW	4.4	4.4
最大环行速度，m/s	1.23	1.23
固定装置		
液压系统工作压力，MPa	10.5～12	10.5～12
油压千斤顶推力，kg	18000	18000
荒断面用油压千斤顶最大行程，mm	960	960
净断面用油压千斤顶最大行程，mm	460	460
气动机总功率，kW	25	50
压气平均消耗量，m^3/min	15	30
总进气管内径，mm	88	88
机器总重量，kg	7710～8580	13126～13636

下面介绍 HH－6 型环形轨道式抓岩机的构造及工作原理和使用操作方法。

(一)构造及工作原理

HH－6 型环形轨道式抓岩机主要由抓斗、提升机构、操纵室、径向移动机构、中心回转机构、环行小车、环行轨道和固定装置等部件组成，其结构如图 4－6－62 所示。

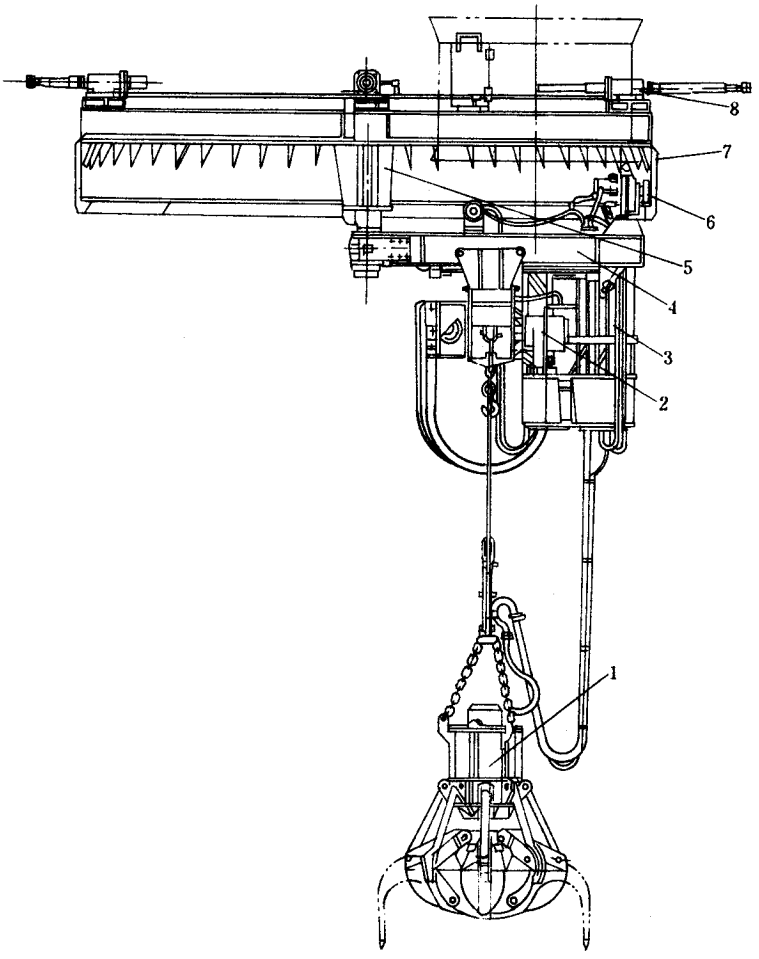


图 4－6－62　HH－6 型抓岩机

1—抓斗；2—提升机构；3—操纵室；4—径向移动机构；5—中心回转机构；6—环行小车；7—环行轨道；8—固定装置

1. 提升机构

提升机构庄要由 18.3kW 气动绞车、减速箱、卷筒、卷筒外壳、制动装置和绳轮等组成。其结构如图 4－6－63 所示。提升机构用于提升和下放抓斗，使抓斗在工作面完成抓取矸石并将其卸入吊桶。装岩结束后，将抓斗提至吊盘下方安全位置。

当气马达转动时，其输出轴经花键套将扭矩传递给减速箱的齿轮轴，经两级外啮合齿轮减速，又将扭矩传递给卷筒，使卷筒转动。卷筒上缠有 18(H6)交右 15.5－170 型不旋转钢丝绳，避免抓斗提升时打转。钢丝绳一端固定在卷筒上，另一端绕过抓斗绳轮固

定于卷筒外壳后侧的缓转器上。抓斗悬挂在绳轮上，当卷筒转动便带动抓斗升降。

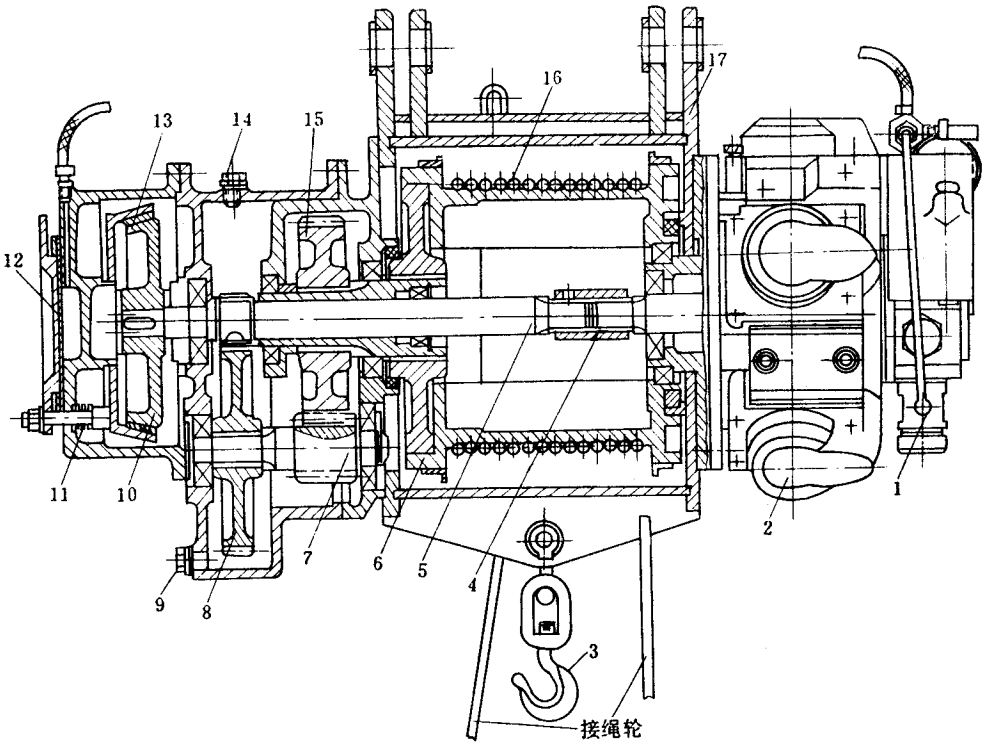


图 4－6－63　提升机构

1—制动管路；2—HQ－25 型气动马达；3—吊钩；4—花键套；5—齿轮轴；6—卷筒；7—齿轮轴；8—齿轮；9—放油螺塞；10—刹车盘；11—弹簧；12—橡皮膜；13—刹车带；14—螺塞；15—齿轮；16—钢丝绳；17—卷筒外壳

在减速箱齿轮轴的另一端装有刹车盘。绞车停止运转时，在弹簧作用下，使刹车带抱紧刹车盘实现制动，可使抓斗在任意高度上停止不动。在压缩空气进入气马达的同时，通过制动管路上的配气滑阀，向制动管路供气，部分压气进入减速箱后腔，使橡皮膜膨胀而压缩弹簧，刹车带松开，使绞车运转。当气马达停止供气时，制动管路滑阀中的弹簧使阀芯复位，减速箱内的余气由配气阀排出，实现绞车刹车。

整个提升机构通过卷筒外壳上端的两个销孔，用销轴连接在行走小车下面。抓斗不用时可悬挂在卷筒外壳下端的吊钩上。

提升机构采用 1 台 HQ－25 型五缸连杆活塞式气马达。该马达特点结构紧凑、启动力矩较大、工作可靠；控制操纵阀的气流量，可调节气马达的功率和转速，实现无级调速；可正反转，换向动作迅速，可瞬时变换，在不到 1s 内既可升到最高速，且冲击力很小；不存

在防爆、防潮问题，在有瓦斯和淋水较大地点同样使用安全、可靠；气马达本身安设有消音器，噪声低。

2. 径向移动机构

径向移动机构是用于实现抓斗在井筒内作径向往复运动的机构。它主要由悬梁、行走小车、气动绞车和进气管路组成，其结构如图 4－6－64 所示。

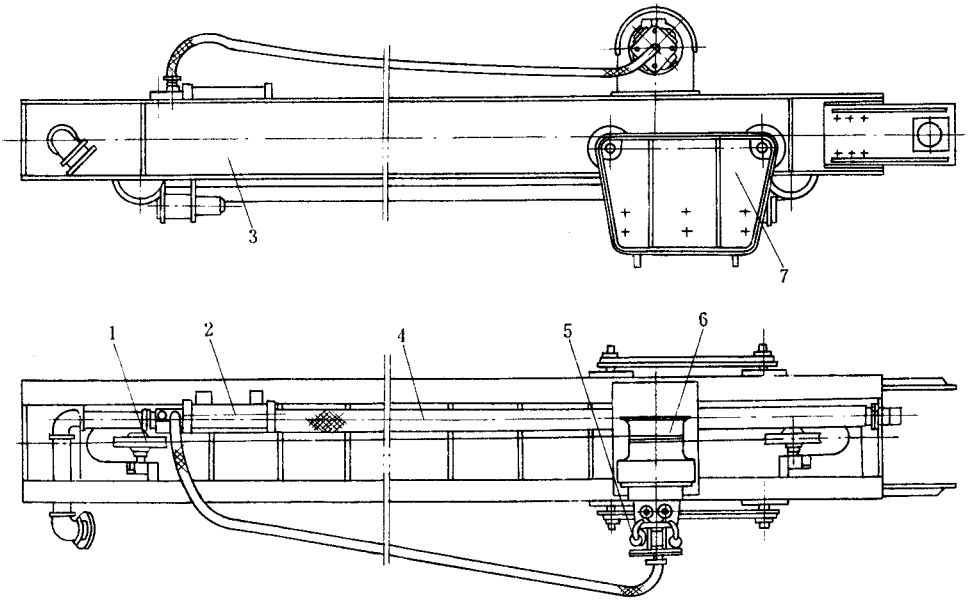


图 4－6－64　径向移动机构

1—绳轮；2—消音器；3—悬梁；4—进气管；5—气动马达；6—卷筒；7—行走小车

悬梁是由两根 286 号槽钢用若干块筋板焊接而成的构件。槽钢上翼缘平面上装有气动绞车，下翼缘为行走小车的轨道，悬梁的两端装有绳轮和限位碰头，作为保护中心轴和行走小车车轮滚动轴承的弹簧缓冲器。两槽钢间敷设有进气管，悬梁的一端与中心轴铰接，另一端与环行小车底座相连接。

行走小车由中间座架、两侧壁板和 4 个车轮组成。为防止小车轮轴折断坠井，壁板上焊有保险筋。绞车钢丝绳的一端绕过绳轮后用楔卡固定在小车座架的一端，另一头在卷筒上缠绕 7～9 圈后绕过另一绳轮固定在小车座架另一端的棘轮式紧绳装置上。紧绳装置可随时调整钢丝绳的松紧。当绞车正、反转时，靠卷筒与钢丝绳间的摩擦力带动行走小车沿悬梁作径向往复运动，行走小车的运动又带动连接在小车下面的提升绞车一起运动，于是由绞车钢丝绳悬挂的抓斗也沿着井筒径向往复运动，从而实现抓斗抓取由井帮至井筒中心的矸石。

径向移动机构的悬梁长度随井筒净直径(5～8m)的不同而不同,但除了槽钢长度和筋板块数不同外,其他零件均相同。

3. 中心回转机构

中心回转机构是整个机器的回转中心,又是抓岩机和吊盘的连接部件。它承担较大的轴向分力,支承悬梁,并承受行走小车对悬梁的径向冲击力,同时又是抓岩机的总进气口。它主要由进气管、支架和中心轴组成,其结构如图 4－6－65 所示,中心轴的中间留有 ϕ160mm 和 ϕ190mm 测量孔和进气孔。

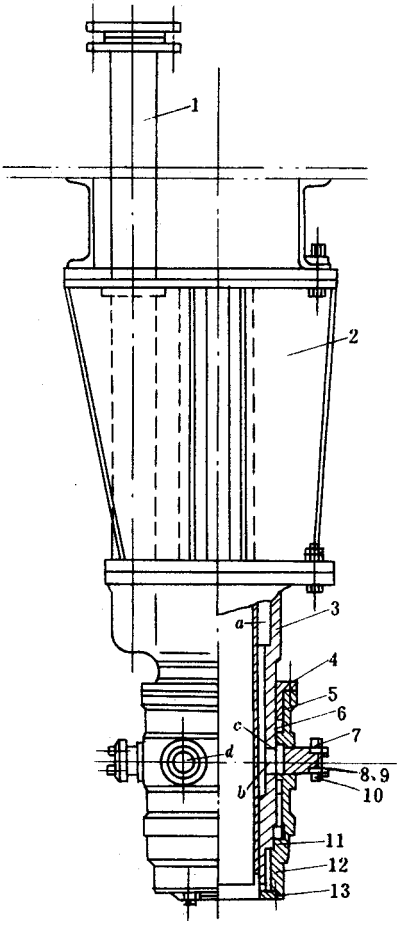


图 4－6－65　中心回转机构

1—进气管;2—支架;3—轴体;4—端盖;5—回转体;
6—Y 形密封圈;7—挡板;8—螺拴;9—止动垫片;
10—挡圈;11—轴承;12—螺母;13—键

中心轴主要由轴体、回转体、轴承、螺母、键等组成。回转体上有两个轴头和悬梁铰接，并随悬梁绕轴体回转。压缩空气由进气管进入轴体中的环形空间 a，通过轴体上的 4 个孔口进入回转体内的环形通道 c，再经回转体出气口 d 进入悬梁中的进气管。由于回转体随悬梁回转，因此，机器转动时并不影响压气畅通。

4. 环行机构

环行小车沿环行轨道运行，带动悬梁绕中心轴回转，实现抓斗沿圆周方向的环行运动。它主要由底座、气马达、主动轮箱、主动轮、从动轮箱、从动轮等组成，其结构如图 4－6－66 所示。

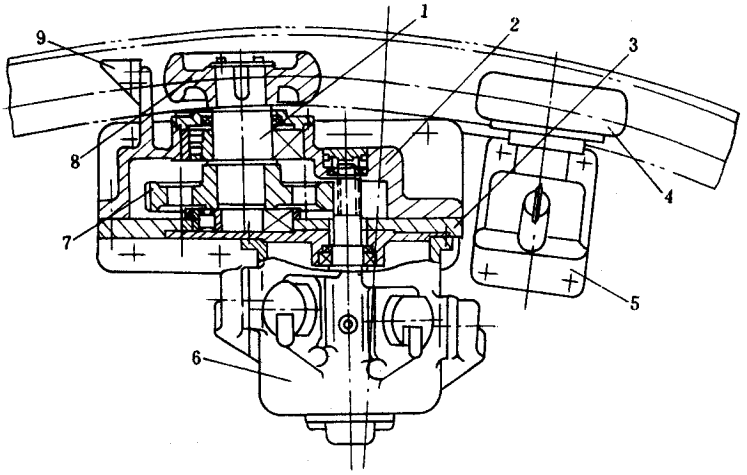


图 4－6－66　环行小车

1—齿轮轴；2—主动轮箱箱体；3—主动轮箱箱盖；4—从动轮；5—从动轮箱；6—气动马达；7—齿轮；8—主动轮；9—清扫器

主动轮箱是一个由六缸活塞式气动马达驱动的减速箱，通过一级齿轮减速传动，带动主动轮。气动马达转动时，带动主动轮转动。由于主动轮在环行轨道上沿轨面滚动，从动轮也随之滚动，从而带动悬梁绕中心轴回转。主动轮箱上装有压气喷嘴管道，用来清扫放炮后崩落在环行轨道轨面上的矸石及脏物，两个箱体上均装有清扫器，随车运行时清扫轨面。

按照钢对钢的湿摩擦系数为 0.1 计算，当环行轨道面坡度为 1/30 时，即在井筒直径为 6m，吊盘左右高低差在 200mm 以内时，以一个车轮为动力仍不致打滑，所以设计中采用了 1 个主动轮和 1 个从动轮。两个车轮应按照轮距和回转半径形成相应的角度，以使车轮轴线都通过回转中心，避免运转时两轮相互别劲，以致运行阻力加大和摩擦轨面。

为使抓岩机适用于不同直径的井筒，两个车轮轴交角应随环行轨道的直径大小而变化，届时只要改变底座螺孔位置即可，不必改变两轮箱的结构尺寸。

六缸活塞式气动马达的工作原理和配气原理与五缸活塞式气动马达基本相同，区别在于气马达的 6 个气缸虽沿壳体圆周均匀分布，但其中心线却依次排列在不同平面内，6 根连杆依次共同装在曲轴的同一个拐点上。

5. 环行轨道

环行轨道用于支承悬梁外端并作为环行小车行走的轨道。它是由 4 个圆弧形钢板焊接件拼装而成的一个圆环。其上部连接板与吊盘圈梁用螺拴连接，下部轨面板为环行小车的轨道。为增强轨道的刚度，沿侧面板每隔一定距离焊有吊挂板和斜筋板，轨面板底部焊有筋板和侧面加强板。

为保证拼装后轨面平整，两段拼装的轨道上均有两个定位螺拴定位。不同直径的井筒配有相应规格的环行轨道。

为使环形轨道式抓岩机具有更大的通用性，目前正在试制一种拼装式的通用环行轨道，适用于直径 5 ~ 8m 的井筒。其结构是由 30 块弧形拼装块组成，每 0.5m 直径的井筒相差两块，即 8m 直径时用 30 块；7.5m 直径时用 28 块；7m 直径时用 26 块；……。

6. 操纵室及气压传动系统

操纵室由型钢和钢板焊接而成，通过顶板上的三角架和连接架分别与环行小车的从动轮箱和悬梁连接，并随悬梁一起回转。室内装有内径 68mm 的压气总开关、分水滤气器、油雾器、配气管、压力表、内径 38mm 闸阀及两个操纵阀组装置。司机从顶部的盖门进出。其结构如图 4 – 6 – 67 所示。

HH – 6 型抓岩机气压传动系统原理如图 4 – 6 – 68 所示。

压缩空气通过中心回转机构中内径为 88mm 的进气管进入中心轴轴体，再通过套在轴体外面的回转体出气口进入悬梁中的进气管，最后经悬梁中的进气管进入操纵室。操纵室内设有总开关，司机可以随时控制压气的开闭，并在停机时关闭闸阀，以保证安全。打开闸阀后，压缩空气经过分水滤气器、油雾器，进入配气管后分为以下四路：

(1)一路经内径为 50mm 的软管进入右操纵阀，该阀为五位六通手控滑阀，其大通气管接通提升机构的气马达，小通气管接通行走机构的气马达，操纵阀由大小两组滑阀组成，当操纵手柄左右转动时，变换大操纵阀大通气管的供气方向，控制提升绞车的气马达的正转或反转，实现抓斗的提升或下放。当操纵手柄前后推拉时，变换小通气管的供气方向，控制行走机构气马达的正转或反转，实现行走小车的前进或后退。

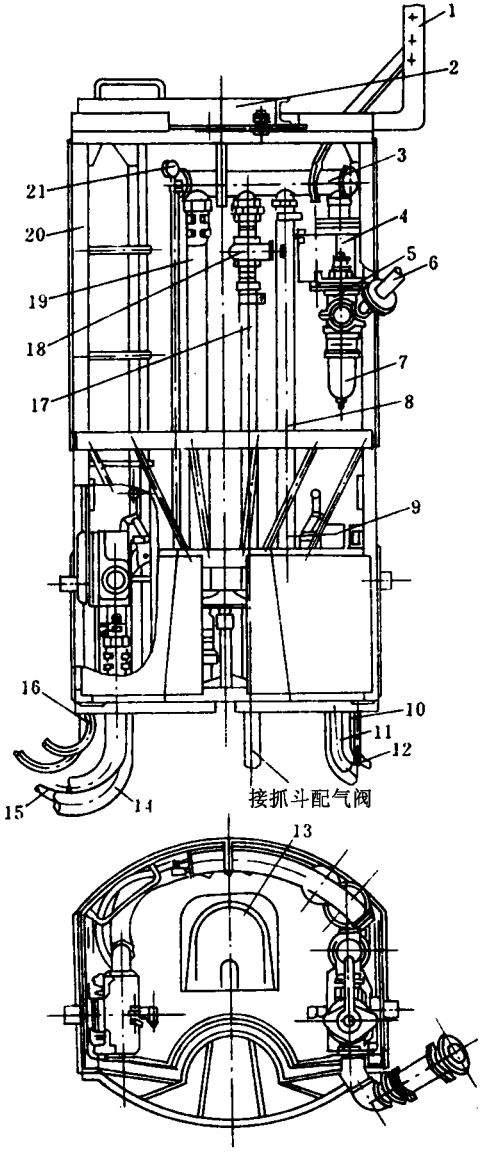


图 4－6－67　操纵室

1—三角架；2—连接架；3—配气管；4—油雾器；5—内径 68mm 内螺纹垫料旋塞；6—内径 68mm 软管；7—分水滤气器；8—内径 25mm 的软管；9—操纵阀；10—接抓斗配气阀的内径 8mm 软管；11—接环行小车气动机的内径 25mm 软管；12—接环行小车喷嘴管道的内径 19mm 软管；13—司机座；14—接提升绞车气动机的内径 50mm 软管；15—接提升绞车制动管路的内径 19mm 软管；16—接行走小车气动机的内径 19mm 软管；17—内径 38mm 软管；18—内径 38mm 闸阀；19—内径 50mm 软管；20—操纵室架；21—压力表

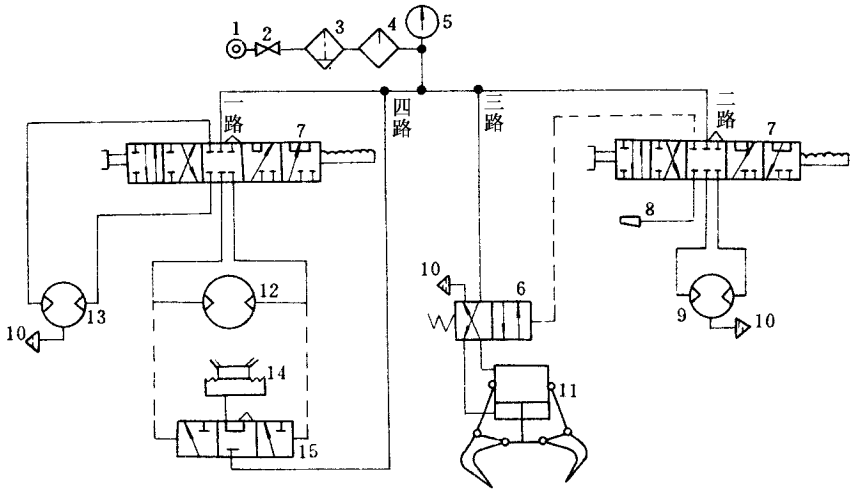


图 4－6－68　HH－6 型抓岩机气压传动系统原理图

1—气源；2—总开关；3—分水滤气器；4—油雾器；5—压力表；6—抓斗配气阀；7—操纵阀；8—喷嘴；9—环行小车的气马达；10—消音器；11—抓斗；12—提升机构气动马达；13—行走机构气动马达；14—提升绞车刹车盒；15—提升绞车制动配气阀

(2)二路经内径 25mm 软管进入左操纵阀，该阀也为五位六通手控滑阀，其大通气管接通环行小车的气马达，小通气管的一根接通抓斗配气阀；另一根用于接通清扫环行轨道的喷咀供气管道，当操纵手柄左右转动时，变换大通气管供气方向，控制环行小车气马达正转或反转，使悬梁正转或反转。当操纵手柄前推时，向抓斗控制气路送气，控制抓斗的张开动作；操纵手柄后拉时，则向喷咀供气。

(3)三路经闸阀和内径 38mm 软管进入抓斗的配气阀，向抓斗气缸供气，用于抓斗的张开和合拢。

(4)四路经内径 8mm 软管接提升绞车气马达的制动管路，经制动配气滑阀向绞车制动装置供气，实现绞车的自动刹车。

气压传动系统中的两个操纵阀在操纵手柄处于中位时，全部气路截断，各气动元件均相应进入停止状态。

在气压传动系统总进气路上安设了离心式 QSL 型分水滤水器，用以保持压气的干燥和纯净；为使各气动元件得到充分润滑，系统中装有油雾器。

2HH－6 型抓岩机的结构与 HH－6 型抓岩机相比，具有下列特点：

(1)2HH－6 型双抓斗环形轨道式抓岩机在中心轴体上装有两个回转套，分别连接着一个悬臂，并各自悬挂着提升机构、抓斗和操纵室，由两名司机分别操纵各自的提升机构

和抓斗，其结构如图 4－6－69 所示。

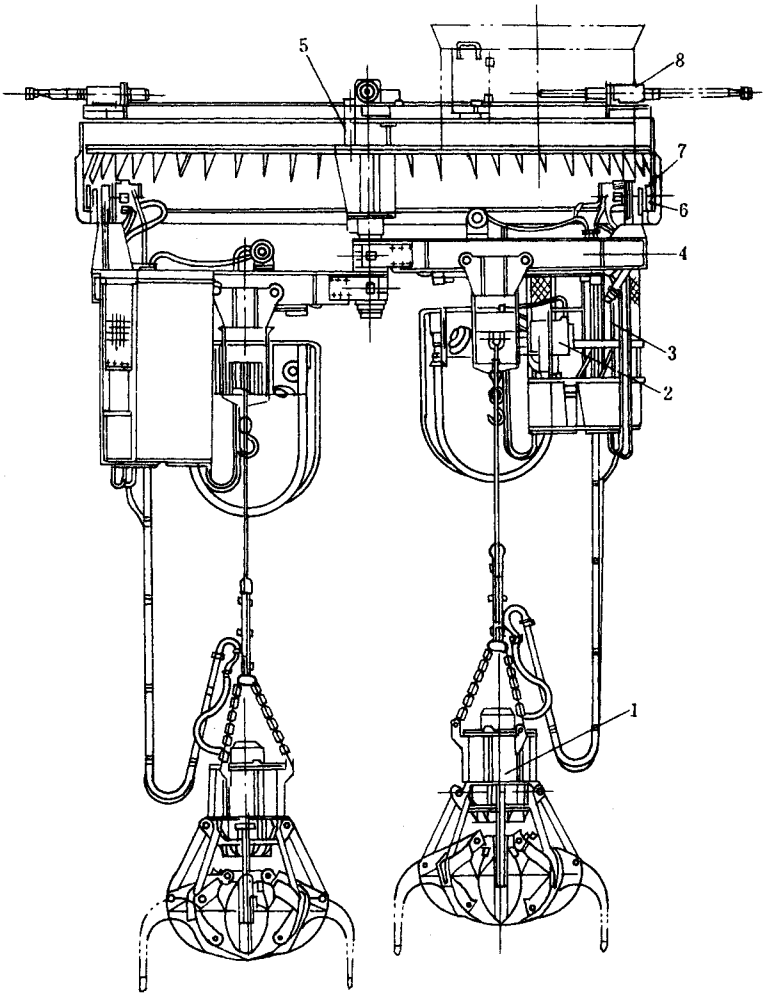


图 4－6－69　2HH－6 型抓岩机

1—抓斗；2—提升机构；3—操纵室；4—径向移动机构；5—中心回转机构；6—环行小车；7—环行轨道；8—固定装置

(2)该抓岩机中心轴较长，轴体上两个回转套之间用单向推力轴承隔开，分别随上、下两个悬梁回转。抓岩机上的两个环形小车底座高度不同，两个小车正是通过其底座高低差使车轮落在同一环形轨道面上。

(二)使用与操作

1. 抓岩机的井下安装

抓岩机井下安装顺序如下：(1)焊接油压千斤顶底座和安装千斤顶；(2)安装泵站及敷设油管；(3)组装环行轨道；(4)安装中心回转机构；(5)安装悬梁及环行小车；(6)安装径向行走小车；(7)安装提升机构；(8)安装操纵室；(9)安装抓斗。然后进行空抓斗张开、闭合试验，检查管路和操纵手柄动作正确后，最后进行抓取矸石试运转。

2. 抓岩机的操作

抓岩时，吊盘的工作位置以距工作面 15m 为宜。抓岩机操作时，动作要平稳、轻慢，切勿过猛，发现故障，立即停机处理。

司机室内座前左右各设有一个操纵阀手柄，其作用如下：

右阀手柄	向前 绞车提升；
	向后 绞车下放；
	向右 行走小车向中心移动；
	向左 行走小车向井帮移动。
左阀手柄	向前 环行小车顺时针行走；
	向后 环行小车逆时针行走；
	向右 环行小车喷咀送气；
	向左 抓斗张开。

两阀手柄处于中间位置时，抓斗闭合。

五、靠壁式抓岩机

(一)靠壁式抓岩机的组成

靠壁式抓岩机是一种新式的装载能力较高的竖井装载设备。它采用了气力液压或电动液压的驱动方式。其主要组成部分见图 4－6－70。

整个抓岩机以钢绳悬吊于井口的稳车上。工作时将机架挂连于埋在井壁的描杆上，以液压支撑装置 15 撑于井壁，使抓岩机紧紧靠连在井壁上。这时，抓岩机位置距工作面 4～6m。抓斗的开闭以压气为动力。抓斗的提升和下放、动臂的变幅和回转动作则通过液压油缸实现，油泵由风马达(或电动机)驱动。上述机构的动作可以保证抓取井筒内任意地点的岩石。工人坐在司机室内进行操纵，既安全又减轻了劳动强度。抓岩机还具有结构紧凑、体积小、重量轻、机械化程度高、生产能力大和效率高等优点。我国目前生产的靠壁式抓岩机抓斗容积有 $0.4m^3$ 和 $0.6m^3$ 两种规格。

(二)靠壁式抓岩机的主要结构及动作原理

1. 气动抓斗

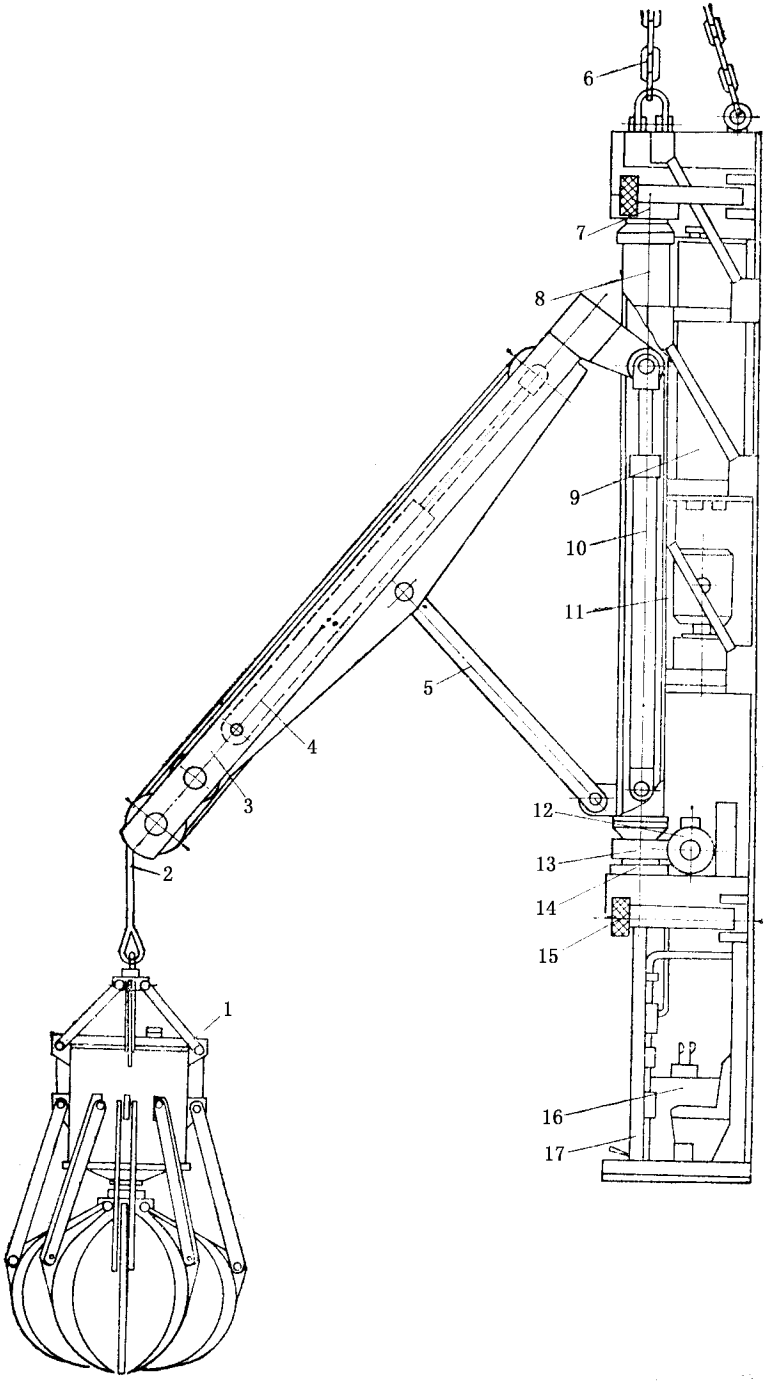


图 4－6－70　HK－6 型靠壁式抓岩机结构示意图

1—抓斗；2—提升钢绳；3—大臂；4—提升油缸；5—撑杆；6—悬挂链；7—上轴承座；8—转架；9—油箱；10—变幅油缸；11—油泵；12—旋转油缸；13—转架齿轮；14—下轴承座；15—支撑装置；16—操纵室；17—机架

抓斗是直接抓取岩石的工作机构，以钢绳悬吊于大臂上。它由气缸、抓片、吊杆等组成，其工作原理与 $NZQ_2-0.11$ 型抓岩机相似。

2. 提升机构

提升机构的作用是提升和下放抓斗。在提升大臂 3 内，装置着提升油缸 4、动滑轮、定滑轮等，提升油缸活塞伸缩使缠绕于各滑轮的钢绳放长或收缩，带动抓斗下降或提升。

3. 变幅机构

表 4-6-18　抓岩机主要技术规格

特征 \ 型号	$NZQ_2-0.11$ 手操纵	NK-4 液压靠壁式	NK-6 液压靠壁式	HH-6 环形轨道式
适用井筒范围(净径)(m)		4~5.5	5~6.5	5~8
装载能力(m^3/h)	12	25~30	50~60	50
抓斗容积(m^3)	0.11	0.4	0.6	0.6
抓片数↑	4	6	8	8
抓斗重量(kg)		1480	2305	2333
抓斗长开时外径(mm)	1305	1970	2300	2130
抓斗闭合时外径(mm)	1000	1450	1600	1600
原动机功率：气动机(kW)	3.68	16.9	2~14.7	35
电动机(kW)		17	30	
工作气压(MPa)	0.49~0.59	0.49~0.59	0.49~0.59	0.49~0.59
耗风量(m^3/m)	0.24	20	30	15
提升高度(m)		6.2	6.8	
容绳量(m)		22	30	60
变幅平均速度(m/s)		0.4	0.4	2
变幅径向位移(m)		4	4.3	
回转速度(r/m)		1.5~2	1.5~2	0.04(井径 5m 时)
回转角度(°)		115	120	360
总重量(kg)	655	5480	7240	7710(净井径 5m 时

变幅机构的作用是使提升大臂伸张或收拢，从而使抓斗作径向变幅移动。转架 8 两

端以轴承 7、14 安于机架 17 上，转架下部装有齿轮 13，转架内设有导轨，滑轮可沿导轨上下运动，滑轮装于变幅油缸 10 与提升大臂 3 的上部铰接点上，人臂 3 又以撑杆 5 支于转架 8 上。变幅油缸 10 伸缩使滑轮沿导轨上下运动，从而使提升大臂 3 伸张和收拢，完成变幅动作。

4. 旋转机构

旋转机构的作用是使大臂和抓斗对机架产生旋转运动。抓斗绕机架的旋转运动和变幅运动相配合，可使抓斗抓取井筒工作面任意点的岩石。

旋转运动是山设于机架上带齿条的油缸 12 推动转架下部的齿轮 13 旋转来实现的。

操纵液压系统可以完成提升、变幅，旋转三个动作，并通过液压支撑装置使整个抓岩机撑于井壁上。

操纵压气系统可以实现抓斗的开闭，抓取和卸出岩石。

抓岩机的液压系统见图 4－6－71。

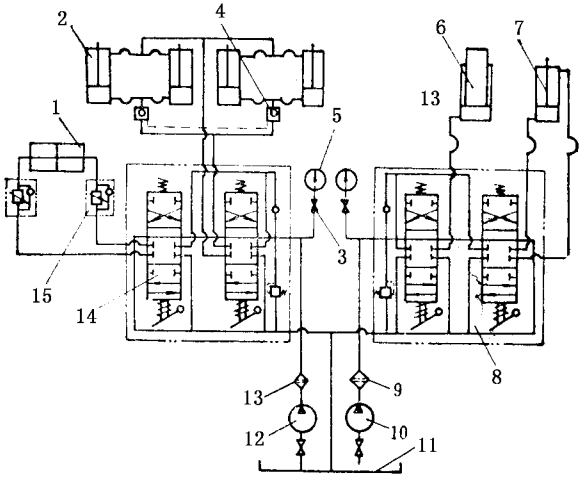


图 4－6－71　靠壁式抓岩机液压系统原理图

1—回转油缸；2—支撑油缸；3—压力表开关；4—液压锁；5—压力表；
6—提升油缸；7—变幅油缸；8—ZFS－L25C－YT－20 多路换向阀组；9—滤油器；
10—CB－H80C－FL 齿轮泵；11—油箱；12—CB－F10C－FL 齿轮泵；13—滤油器；
14—ZFS－L10C－YT－20 多路换向阀组；15—单向节流阀

六、新型抓斗及抓斗基本参数的确定

抓斗，是抓岩机的主要部件之一。抓斗的结构参数及技术性能不仅直接影响抓岩机

的生产率、功率消耗大小、机器的重量及成本费用的高低，而且抓斗的容积、重量及张开和闭合直径等参数，也是选择和设计其他掘进设备（如提升机、吊盘、吊桶等）时考虑的重要因素。因此，合理选择和计算抓斗的基本参数，完善抓斗的结构，是一项十分重要的工作。

抓斗的形式很多，按其容积大小、抓片数目和动力形式的不同可分为，小斗容（容积为 $0.11\sim0.2\text{m}^3$）和大斗容（容积为 0.4m^3 以上）两种抓斗；按抓片数目多少可分为双叶片和多叶片抓斗，按驱动动力形式不同可分为钢丝绳抓斗、气动抓斗和液压抓斗；按抓斗抓取岩石的传动系统可分为恒力矩抓斗、减力矩抓斗和增力矩抓斗。

国外抓岩机普遍采用多叶片抓斗，斗容一般在 0.4m^3 以上，有的已达 1.25m^3。我国立井掘进抓岩机全采用多叶片气动抓斗，斗容一般为 $0.4\sim0.6\text{m}^3$，现在已生产 1.0m^3 大斗容抓岩机。

本节就以大斗容抓岩机抓斗的结构参数的选择及抓取阻力的计算方法进行叙述，并介绍国内几种新型抓斗。

（一）抓斗基本参数的确定

1. 抓斗容积 V_z

抓斗容积系指抓斗斗腔闭合后最大几何容积，用 V_z 表示。抓斗容积 q_z 是设计抓斗的重要参数，它决定着抓斗尺寸大小、活塞行程和拉杆长度等。

抓斗容积是根据抓岩机技术生产率确定的，计算公式为：

$$q_z=\frac{Q_j t_j}{3600 K_z} \tag{6-30}$$

式中　Q_j——抓岩机的技术生产率，m^3/h；

t_j——抓取一次的循环时间，s；

K_z——抓斗抓满系数。

由公式（6-30）可知，如果抓取一次的循环时间不变，增大抓斗容积会使抓岩机的技术生产能力成比例增加。但是，随着斗容的增加，抓斗重量、操纵机构的重量和功率会相应增加，并导致其他配套设备（如掘进吊盘、绞车等）的重量和尺寸也相应增加。随着抓斗容积的增加，抓斗尺寸相应加大，抓片长度将与斗容积值的立方根成比例增加。但是，窄长的抓片在进行第二阶段抓岩（岩堆高度低于抓片高度后）时，由于此时抓斗集碴能力低，以及因抓片挟持大岩块造成碎石从抓片间隙撒落，其生产能力会明显下降，致使抓岩结束后工作面剩余残碴量增多。显然，第二阶段抓取的岩石量与抓片高度、抓斗容积有关。据原苏联 B.B. 科威托夫《井筒掘进时的岩石装载》一书介绍：第二阶段抓取岩石量

可按下式计算：

$$V_1 = \delta_0 S \sqrt{q_z} \tag{6-31}$$

式中　V_1——第二阶段抓取岩石量，m^3；

S——井筒掘进断面积，m^2；

q_z——抓斗容积，m^3；

δ_0——抓取系数，6 叶片抓斗可取 0.5，8 叶片抓斗可取 0.7。

2. 抓斗形状及尺寸

抓斗形状和抓片形状对抓取岩石的阻力也有较大影响。当抓片下端直线段较长时，抓片张开时插入岩堆就深一些，同时，在抓岩时岩石与抓片摩擦所消耗的能量也较少。但是，这样会造成斗腔轮廓曲线变扁，其直径需增大。因此，设计确定斗腔轮廓曲线时，应以斗腔设计直径为基础，相应增加抓片下端直线段长度。国内外部分抓斗斗腔的轮廓曲线如图 4－6－72 和图 4－7－73 所示。从图看出，所有抓片下端直线段在闭合时均与水平面成 7°～9°倾角，这样，当斗容一定时，斗腔轮廓曲线半径会减小，以利于抓斗通过吊盘喇叭口。

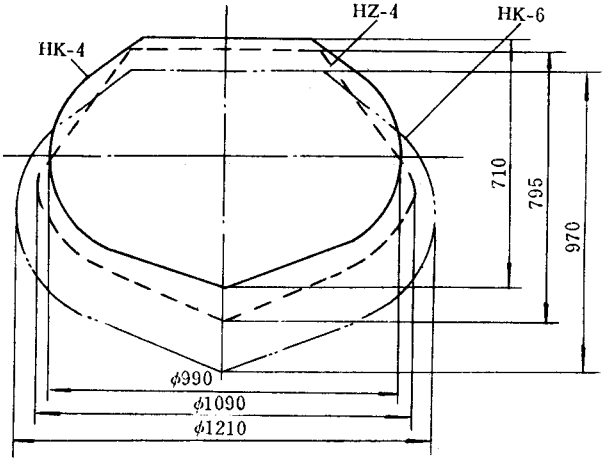


图 4－6－72　我国部分抓斗斗腔轮廓曲线

抓片的抓尖角均设计成锐角，以减小抓片插入岩堆时的正面阻力。另外，由于锐角抓片插入岩堆时的摩擦面积小，抓片滑落到碎岩块的间隙中的可能性就比较大，因此，抓片插入岩堆比较容易，从而提高了抓斗的抓满系数。

但是，减小抓尖角会使抓片变窄，其集碴性能下降，抓岩结束后工作面上留下的残碴增多，因此，需增加抓片数目。对于斗容 0.4m^3 以上的抓斗，叶片一般选用 6 片和 8 片，

其抓尖角分别为 60°和 45°。抓尖角可按下式计算：

$$\alpha_z = 2\mathrm{Arctg}\left(\mathrm{tg}\frac{180°}{n}\cos\gamma_z\right) \tag{6-32}$$

式中　α_z——抓片抓尖角；

n——抓片数目；

γ_z——抓尖与水平方向的夹角。

抓斗的张开直径 d_z 和闭合直径 d_b，分别为抓斗抓片张开和闭合时的最大横断面的外接圆直径，与斗容的关系式为

$$d_z = K_z\sqrt[3]{q_x} \tag{6-33}$$

$$d_b = K_b\sqrt[3]{q_z} \tag{6-34}$$

式中　K_z——抓斗张开式斗腔形状系数，$K_z = 2.5 \sim 3$；

K_b——抓斗闭合时斗腔形状系数，$K_b = 1.8 \sim 2.0$。

抓斗的闭合直径 d_b 应小于吊盘喇叭口直径，以便在抓斗下井时无需拆卸即可通过吊盘喇叭口。

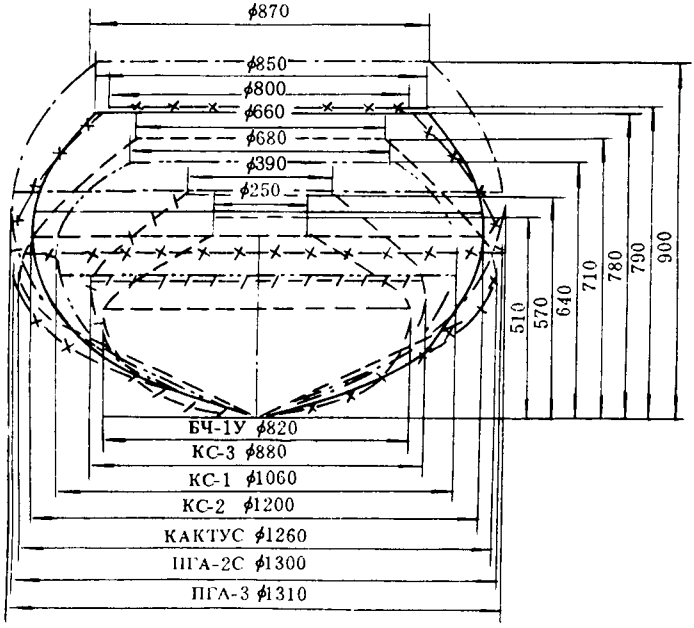


图 4-6-73　国外部分抓斗斗腔轮廓曲线

抓斗的张开直径 d_z，应使其张开后抓片能垂直插入岩堆，并且与选用吊桶直径大小

相适应，以免抓斗卸矸时，会出现部分矸石撒落桶外。当吊桶直径不变时，抓斗张开直径越大，撒落桶外的矸石越多，致使抓岩机的生产率降低。据经验。当吊桶直径 d_d 与抓斗张开直径 d_z 的比值大于 0.8 时，几乎没有矸石撒落桶外。此时，抓斗的最大张开直径为

$$d_z \leqslant \frac{d_d}{0.8} \tag{6-35}$$

由上式可知，抓斗卸入吊桶的岩石流的最大直径为 $0.8d_z$，倘若岩石流断面积大于吊桶口面积，则会撒落桶外。以撒出部分（等于吊桶口面积与岩石流断面积之比）表示撒出指标，亦表示抓斗容积的有效利用率。为减少撒落在吊桶外的岩石量，提高抓斗容积利用率，设计抓斗配气阀时，以中位截断抓斗气缸的上下腔气路，使抓斗能在张开过程中的任意位置停住，这样便可达到适当减小岩石流断面直径的目的。

国内外部分抓斗的张开直径、闭合直径等结构参数及斗腔形状系数见表 4－6－19。

表 4－6－19　国内外部分抓斗结构参数表

名　称	抓斗型号													
	HK－4	HZ－4	HK－6	HH－6	装岩工	KC－2	KC－2M	KC－2Y/40	KC－1M	德马克	色德特	卡克图斯	信洛托	普列叶尔
国　别	中　国				前　苏　联					德国		英国	法国	南非
抓斗容积，m^3	0.4	0.4	0.6	0.6	0.42	0.65	0.65	0.65	1.0	0.3	0.3	0.565	0.6	0.85
气缸直径，mm	500	500	600	600	600	720	720	720	900	385	460	556	495	556
活塞行程，mm	630	560	630	640	530	460	490	550						
气缸直径 活塞行程	0.794	0.89	0.95	0.94	1.13	1.57	1.47	1.31	1.18	0.54	0.84	0.7	0.72	0.70
抓斗重量，kg	1450	1850	2300	2333	1857	2600	3000	3060	7320	800	1000	3020	—	3160
单位容积重，kg/L 在六个大气压力下	3.63	3.75	3.84	3.88	4.46	4.0	4.62	4.71	7.32	2.67	3.33	5.32	—	3.72
的活塞推进力，kN	117.84	117.84	169.62	169.62	171.50	238.00	236.00	238.00	376.00	70.00	99.00	145.00	115.00	145.00
抓取功，J	74240	65990	106860	108560	90750	109500	115400	132000	Z86000	50000	54500	116000	79000	116000
比能耗，J/L	185	165	178	180	217	168	178	202	286	167	182	204	133	136.5
抓片数，片	6	8	8	8	6	6	6	6	8	5	6	8	5	8
抓斗闭合直径，mm	1400	1296	1600	1600	1420	1600	1600	1600	2010	1390	1250	1754	1680	—
系数 K_b	1.9	1.76	1.9	1.9	1.93	1.85	1.85	1.85	2.01	—	1.86	2.1	1.98	—
抓斗张开直径，mm	1970	1965	2300	2130	2190	2380	2500	2500	3090	1675	1780	2700	2320	—
系数 K_z	2.68	2.65	2.73	2.53	2.98	2.75	2.90	2.90	3.09	—	2.65	3.22	2.45	—

3. 抓斗重量

抓斗重量常通用‘单位容积重量’来表示。即将抓斗的重量折合成单位容积分摊的重量值（kg/L）。用钢丝绳悬吊的多叶片气动抓斗是靠自重作用插入岩堆的。当抓斗的单位容积重增大时，抓斗插入岩堆的深度和抓满系数也随之增大。但是，随着抓斗重量的增加，抓岩机的机构及配套设备的功率和重量也相应增加。就抓岩机自身而言，由于

抓斗在工作行程和空行程下都是移动的，增加抓斗重量，将使移动空抓斗作无用功所消耗的功率增加。因此，在选择确定抓斗重量时，应做到：既要尽量减小抓斗重量以降低造价，又要使抓斗比较容易地插入岩堆。

从表 4－6－19 中可知：我国抓斗的单位容积重相差很小，一般在 3.63～3.88kg/L 之间；国外抓斗相差较大，在 3.33～4.71kg/L 之间。一般说来，抓斗单位容积重值选用 3.5～4.5kg/L，即可满足上述要求。

为使抓斗抓取岩石时保持稳定，防止在抓取岩堆侧面时倾倒，设计中通常将抓斗重量分担在抓片和耳盘上，以降低抓斗的重心。

4. 抓斗的比能耗

抓斗的比能耗是指抓斗单位容积重所消耗的机械功。它是抓斗的重要参数之一。比能耗值能反映出抓斗设计的合理性和体现抓斗参数的先进程度。比能耗由下式计算：

$$K_x = \frac{FS}{1000 g_z} \tag{6-36}$$

式中　K_x——抓斗比能耗，J/L；

F——活塞推力，kN；

S——活塞行程，m；

g_z——抓斗容积，m^3。

在抓岩过程中，抓斗气缸内的压缩空气压力是变化的，随着抓取岩石阻力的增大而上升，同时，压气消耗量和抓斗比耗能也发生变化。因此，可将抓斗比能耗区分为：实际比能耗和设计比能耗（指在压气压力不变时的计算比能耗）。

由式（6－36）可知，比能耗 K_x 是与活塞推力 F、活塞行程 S 成比例的。对于多叶片气动抓斗来说，作用在抓片上的传动力矩是逐渐减小，而岩石阻力的变化是逐渐增大的，因此不得不增大气缸直径，加大传动力矩，来克服岩石阻力，从而增大了比能耗。改善传动系统，使用增力矩抓斗，可以获得降低比能耗的效果。另外，岩石阻力的反作用力矩大小，取决于抓片和抓斗形状，增加与活塞行程相对应的抓斗高度，岩石阻力的反作用力矩亦随之增大。可见、降低抓斗高度，相应的抓斗闭合直径稍有增加，可使抓斗的比能耗和重量都能降低。

从表 4－6－19 可知，尽管比能耗设计值相等，但活塞推力各不相同。抓斗气缸直径与活塞行程之比：原苏联为：1.13～1.47；英国、南非、法国、前西德等国家的抓斗仅为 0.7～0.84；我国为 0.8～1.0。实践证明，英国卡克图斯抓斗的活塞推力虽小，但抓取性能尚好。原苏联折旧抓斗的活塞推力很大。此力愈大，则要求活塞杆与耳盘铰接部分的强度加大，同时，气缸直径也增大，而为降低抓斗的重心，势必要加大抓片和耳盘的重量。

抓斗的比能耗取值范围，通常为 180～220J/L。

5. 压气压力

提高压缩空气压力及增大气缸直径，都能增大抓片上的抓取力，增大压气压力又是提高传动装置能力的有效途径，这样，便没必要增大抓斗尺寸和重量。

原苏联 A.ф.Ⅰ古诺夫研究表明，要使抓斗较容易地抓满岩石，小斗容抓岩机的工作气压不应低于 0.6MPa。装载块度大、较硬岩石时，工作气压不应低于 0.7MPa。我国抓斗压气工作压力一般为 0.5～0.7MPa。

(二)抓斗抓取阻力计算

1. 抓斗抓取岩石的过程

抓斗抓取岩石的过程可分为下列两个阶段：

第一阶段 抓片张开并开始插入岩堆；

第二阶段 抓片收拢的同时，继续深入岩堆，抓取岩石。

应用较广的用钢丝绳悬吊的抓斗，是靠自重插入岩堆的。开始，随着抓片的插入。岩石阻力升高到相当于抓斗自重或降落动能的大小，随后，在活塞推力作用下抓斗收拢并抓取岩石。从岩堆上抓取抓片以内的岩石量将随着抓片收拢而逐渐增加，岩石阻力相应增大，同时也对抓片产生反作用力矩。

抓斗抓取岩石过程中，岩石阻力可分为 3 种，见图 4－6－74。

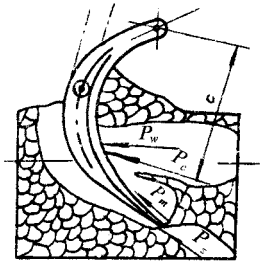


图 4－6－74　岩石阻力

第一种 岩石的正面阻力 P_z。它阻碍抓片插入岩堆，在抓片收拢时，又阻止抓片的移动。

第二种 岩石的摩擦阻力 P_m。它是在抓片插入岩堆和收拢过程中，由于岩石与抓片之间产生摩擦而产生的阻力。

第三种 岩石的移动阻力 P_w。它是由于被抓取的岩石随着抓片的收拢而逐渐向斗腔中心移动，岩石之间相互摩擦和挤压作用而产生的阻力。

岩石阻力的合力 P_c 在抓片上的作用点位于抓尖以上，抓斗抓取岩石时，P_c 的位置和方向都在不断地变化，这种变化主要取决于各种阻力的变化及抓片形状。

由于抓斗各部件运动速度和加速度都较小，其惯性力在计算中可以忽略不计。

抓斗的机械功主要消耗在抓取岩石的第二阶段。最初，抓片受到岩石的移动阻力较小，当抓片逐渐收拢并继续插入岩堆时，随着岩石移动量的增加，岩石移动阻力增大，摩擦阻力也逐渐增大。在抓斗闭合前，抓片抓尖上的正面阻力，由于抓片对岩石的移动受到限制而增大；同时，斗腔内的岩石产生体积压缩变形，岩石随着抓片的收拢不断地向斗腔上部移动，加剧了岩石间的相互挤压、摩擦及岩石与抓片间的摩擦，致使岩石正面阻力、摩擦阻力和向上移动阻力急剧加大。

原苏联 KC－2 型抓斗在抓取岩石过程中，抓片上的传动力与岩石阻力变化的实测曲线如图 4－6－75 所示。从图中曲线 2 可看出：岩石阻力随着抓片收拢而逐渐加大，在抓斗完全闭合瞬间达到最大值。抓斗作用在抓片上的传动力的变化，则随着抓片的收拢而逐渐减小。

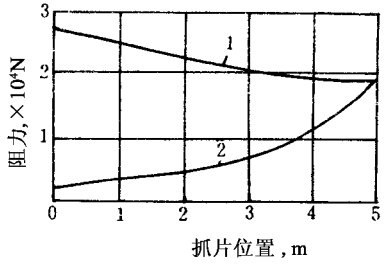


图 4－6－75　原苏联 KC－2 型抓斗作用在抓片上的传动力及岩石阻力的变化曲线

1—作用在抓片上的传动力；2—岩石阻力

2. 岩石阻力的计算

抓斗在抓取岩石的过程中，岩石阻力的变化过程极其复杂，故计算时作如下假设：

(1)岩石阻力是在岩石不产生体积变形条件下水平移动所产生的。

(2)岩石阻力的合力 P_c 的方向是水平的。

(3)抓斗容积按充水体积计算时，装满系数为 1。

岩石阻力的计算简图如图 4－6－76 所示。

作用在抓片上的三种岩石阻力中，正面阻力 P_z 取决于岩石块度、抓片抓尖形状及抓片下端的曲线形状，它与岩石单位阻力和抓片插入岩石部分的横断面积成比例；岩石的摩擦阻力取决于抓片形状及岩石的比重和粘结性；岩石的移动阻力取决于岩石移动的单

位阻力和抓片插入岩堆部分面积的垂直投影面积的大小。实践表明 岩石的移动阻力远远大于岩石的正面阻力和摩擦阻力，倘若增大所采用的岩石单位移动阻力值，其摩擦阻力和正面阻力便可忽略不计。岩石阻力合力 P_c 的大小，在计算中通常由移动阻力来确定：

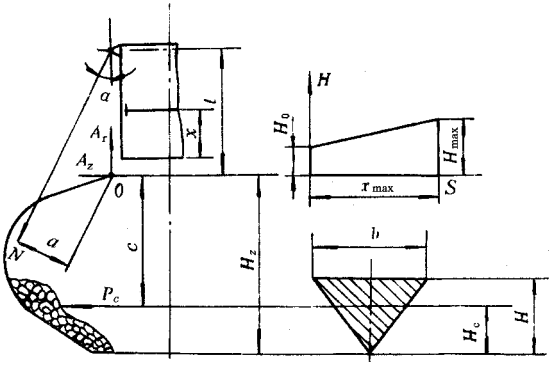


图 4－6－76　岩石阻力的近似计算图

岩石阻力合力 P_c：

$$P_c = \sigma_w F \tag{6-37}$$

式中　σ_w——岩石的单位移动阻力，N/cm^2；

F——单位抓片的阻力承受面的面积，cm^2。

根据原苏联 И.П. 克鲁基科夫试验结果，岩石单位移动阻力 σ_w（N/cm^2）的值为

干砂、干土、碎煤	2～6
湿粘土、亚粘土、缴密土	4～7.5
大块煤	
卵石、大块煤、重粘土	8～15
石灰岩、页岩、白垩、轻矿石	11.5～12.5
硬矿石、中重矿石、重矿石	26～32.5

单位抓片的阻力承受面的面积

$$F = H^2 \operatorname{tg} \frac{\alpha_{zj}}{2}, cm^2 \tag{6-38}$$

式中　α_{zj}——抓片抓尖角的垂直投影角度；

H——抓片插入岩堆的高度，cm。

抓片插入岩堆的初始深度 H_0 为抓斗腔闭合高度 H_z 的 26% 左右，即

$$H_0 = 0.26H_z, \text{cm} \tag{6-39}$$

式中　H_z——抓斗斗腔闭合高度，cm

抓斗抓取岩石的最大高度 H_{max}，等于抓斗闭合时抓斗斗腔的高度 H_z，即

$$H_{max} = H_z \tag{6-40}$$

抓片插入岩堆的高度 H 与活塞行程 X 的关系可以简化为直线变化关系（图 4-6-76）：

$$H = H_0 + 0.5X = 0.26H_z + 0.5x \tag{6-41}$$

抓尖角的垂直投影与活塞行程之间的关系：

$$\text{tg}\frac{\alpha_{zj}}{2} = (0.8 + 0.45\frac{x}{S})\text{tg}\frac{\alpha_x}{2} \tag{6-42}$$

$$F = (0.26H_z + 0.5x)^2(0.8 + 0.45\frac{x}{S})\text{tg}\frac{\alpha_z}{2} \tag{6-43}$$

式中　α_z——抓片的抓尖角；

x——活塞的瞬时行程，cm；

S——活塞的全行程，cm。

代入 $P_c = \sigma_w F$ 式得

$$P_c = \sigma w(0.26H_z + 0.5x)^2(0.8 + 0.45\frac{x}{S})\text{tg}\frac{\alpha_z}{2} \tag{6-44}$$

岩石阻力合力 P_c 作用在抓片阻力承受面的形心上，即 $c \approx 0.65H_z$，则阻力合力矩：

$$M_c \approx 0.65H_z\sigma_w(0.26H_z + 0.5x)^2(0.8 + 0.45\frac{x}{S})\text{tg}\frac{\alpha_z}{2}, \text{N·cm} \tag{6-45}$$

在一般计算中，通常取抓片高度 1/3 的垂直投影面积作为岩石阻力承受面的面积，即 $H = \frac{1}{3}H_z$。阻力承受面的面积为

$$F = \frac{1}{2}Hb, \text{cm}^2 \tag{6-46}$$

式中　b——阻力承受面部分的宽度，cm 对于六叶片抓斗 $b = 2R\text{tg}30°$；八叶片抓斗 $b = 2R\text{tg}22°30'$；

R——抓斗斗腔内切圆半径，cm。

将 $F = \frac{1}{2}Hb$ 代入 $P_c = \sigma_w F$ 得

$$P_c = \frac{1}{2}\sigma_w Hb, \text{N} \tag{6-47}$$

岩石阻力合力 P_c 作用在阻力承受面的形心上，见图 4-6-77。

$$H_c = \frac{2}{3} H, \text{cm} \tag{6-48}$$

岩石阻力矩：

$$M_c = P_c c \tag{6-49}$$

式中　c——岩石阻力合力 P_c 的作用线至抓片与耳盘铰接点的垂直距离，cm。

$$c = H_z - H_c = H_z - \frac{2}{3} H$$

$\because$

$$H = \frac{1}{3} H_z$$

$\therefore$

$$c = H_z - \frac{2}{3} \cdot \frac{1}{3} H_z = \frac{7}{9} H_z \tag{6-50}$$

则

$$M_c = P_c c = \frac{7}{18} \sigma_w H b H_z, \text{N} \cdot \text{cm} \tag{6-51}$$

显然，抓斗的回转力矩，即作用于抓片上的传动力矩是由气缸活塞推力传递到拉杆上的力 N 和力臂 a 所产生的。该力矩 $M_k = Na$。为使抓斗能在岩堆中抓取岩石，必须满足下述条件：

$$M_k \geqslant M_c, \text{N} \cdot \text{cm} \tag{6-52}$$

（三）国内几种新型抓斗

1. 增力矩抓斗

作用在多叶片抓斗抓片上的传动力矩在抓片收拢抓取岩石的过程中，按其动力特性可分为 3 种：抓片上的传动力矩是恒定不变的，称为等力矩抓斗，如我国的 $NZQ_2-0.11$ 型抓斗及原苏联的 БЧ 型抓斗（图 4-6-77a）；传动力矩在抓片收拢过程中逐渐减小的，称为减力矩抓斗，如我国的中心回转式、环形轨道式和靠壁式抓岩机抓斗；原苏联的 КС 型抓斗；英国的卡克图斯抓斗，德国的德马克抓斗等（图 4-6-77b）。这种抓斗传动力矩的变化与岩石阻力的变化几乎相反，在抓片收拢过程中岩石阻力是逐渐增大的。据原苏联的资料，岩石阻力合力在抓斗闭合时，可升高到初始阻力的 8.3 倍，而由传动装置提供的传动力在抓取动作结束时将会减少 28%，最初它却大于岩石阻力的 10.2 倍，抓斗闭合时其最小传动力几乎等于最大的岩石阻力，因此，抓斗的传动功率增加了 1.3～1.6 倍，致使抓斗尺寸和重量都偏大。

增力矩抓斗就是为了克服上述缺点而出现的一种新型抓斗，即抓斗作用于抓片上的传动力矩在抓片收拢抓取岩石的过程中的变化，与岩石阻力矩变化相一致，如我国的 HTZ-6 型抓斗、苏联的 КВ 型抓斗等（图 4-6-77c）。

HTZ-6 型增力矩抓斗由抓片、耳盘、气缸、活塞杆、钟形架、支腿、环形梁、连杆、配气阀、消音器和提吊装置等组成，如图 4-6-78 所示。

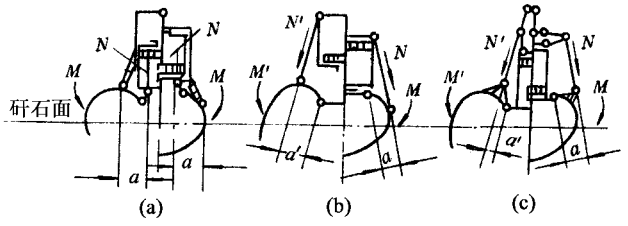


图 4－6－77　气动多叶片抓斗的传动系统

a—等力矩抓斗；b—减力矩抓斗；c—增力矩抓斗

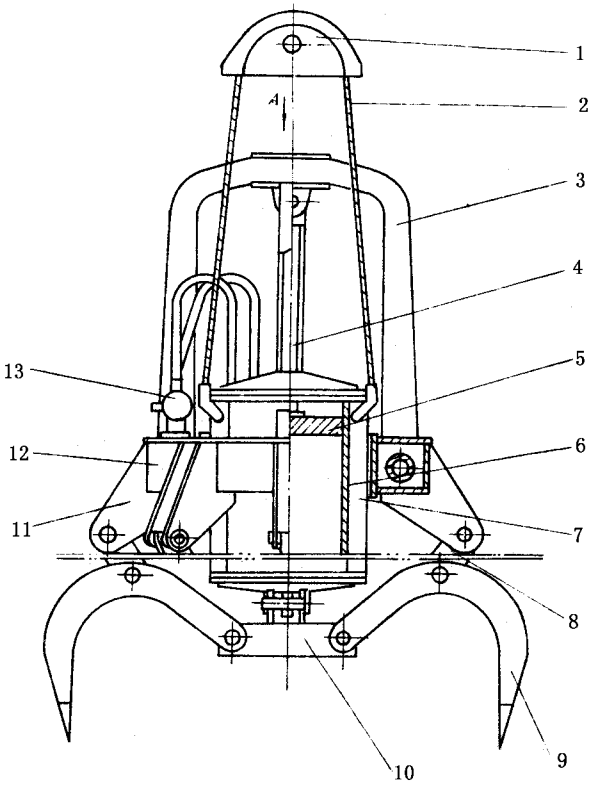


图 4－6－78　HTZ－6 型增力矩抓斗构造

1—提吊板；2—钢丝绳；3—钟形架；4—活塞杆；5—活塞；6—气缸；7—竖筋板；8—连杆；9—抓片；10—耳盘；11—支腿；12—环形梁；13—配气阀

活塞杆上端与十字钟形架相铰接，钟形架下端设有空腹环形梁，该环形梁用作支腿的固定支座并兼作消音器。气缸缸体在环形梁内部上下移动。缸体下盖与耳盘铰接，由耳盘、抓片、短连杆及支腿形成 8 个互成 45°的曲柄滑块机构。当缸体相对于活塞作上下移动时，由于短连杆的拉、推作用，实现抓片的张开和闭合。

悬吊钢丝绳绕过钟形架上方的提吊板，两个绳头向下穿过导绳套与气缸缸体上端铰接，当提起耳盘时，与耳盘作相对运动的活塞、活塞杆、钟形架等部件的自重会促使抓片闭合，因而在停风时，抓片也不会自动张开。

抓斗配气阀是一个三位四通阀，它可使抓片在任意位置张开或闭合，以适用于往不同直径的吊桶装岩。

抓片的爪尖可为拆卸式，爪尖和爪尖座是用铁楔紧固的，这样，爪尖磨损后可拆下铁楔更换爪尖，见图 4－7－79。

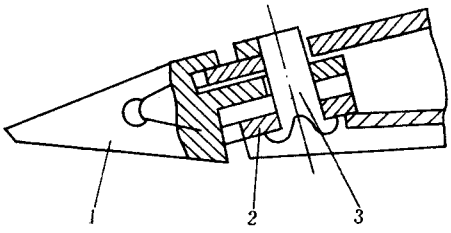


图 4－6－79　抓尖构造

1—抓尖；2—抓尖座；3—斜铁

由实测数据可知，岩石阻力在抓斗抓取岩石时是逐渐增大的，抓片开始闭合时的阻力值最大，阻力的合力方向近似水平，阻力臂（即阻力作用线至耳盘与抓片铰轴中心的距离）基本不变，因而阻力矩也由小到大，岩石阻力矩特征，如图 4－6－80 曲线 1 所示。

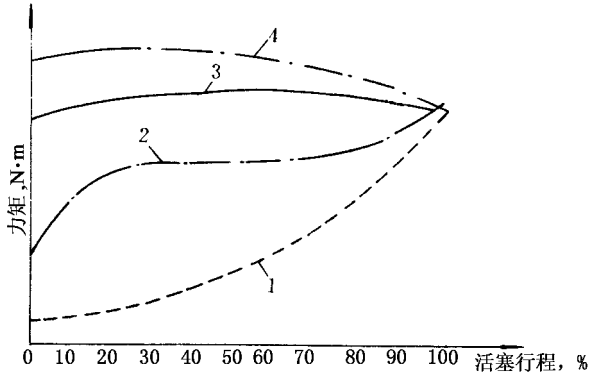


图 4－6－80　抓片传动力矩与岩石阻力矩变化特性曲线

1—岩石阻力矩变化曲线；2—增力矩抓斗变化特性曲线；

3—等力矩抓斗变化特性曲线；4—减力矩抓斗变化特性曲线

抓岩过程中，为使抓斗传动力矩与岩石阻力矩变化特性相一致（见图 4－6－80 曲线

2)，即随着岩石阻力矩增加而传动力矩也增加。在增力矩四杆机构中，增大了抓片耳盘铰点与抓片连杆铰点间的水平距离(即偏心距 e)，并缩短了连杆 AC 的长度(图 4－6－80)。加偏心距 e 后，连杆上端的铰点 C 向下向外移(与减力矩相比)。这样，在抓片闭合过程中，该机构能使每个抓片上所受的传动力比气缸主动力大，所以产生较大的增力作用。另外，抓岩时的传动力对抓耳铰接点的力臂是逐渐增大的，在抓片闭合部位附近力臂最大，因而传动力矩(其值为传动力与力臂的乘积)也是渐增的，抓片闭合时传动力矩达到最大值。增力矩抓斗的工作原理如图 4－6－81 所示。

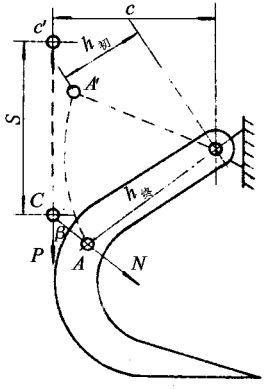


图 4－6－81　增力矩原理图

$$N_{终}=\frac{P}{\cos\beta}=1.3P,\mathrm{N} \tag{6-53}$$

式中　$N_{终}$——抓片闭合时的传动力，N；

P——气缸对一个抓片的主动力，N；

β——上述两作用力方向的夹角，一般为 $\beta=40°$，$\frac{1}{\cos\beta}=1,3$。

$$\because \quad N_{终}>N_{初},h_{终}>h_{初}$$

$$\therefore \quad M_{终}>M_{初}\ \text{或}\ N_{终}\cdot h_{终}>N_{初}\cdot h_{初} \tag{6-54}$$

式中　$N_{初}$——抓斗闭合前的传动力；

$h_{初}$——抓斗闭合前的传动力臂；

$h_{终}$——抓斗闭合后的传动力臂；

$M_{初}$——抓斗闭合前的传动力矩；

$M_{终}$——抓斗闭合后的传动力矩。

增力矩抓斗具有下列优点：

(1)增力矩抓斗的四杆机构,使传动力矩变化特性与岩石阻力特性基本一致,因而比减力矩抓斗的主动力减少约 30%,压气消耗量降低 30%左右,抓斗的比能耗降低 20%以上。

(2)由于采用环形梁结构,支腿的强度和刚度大,而且充分利用环形梁内腔作消音器,增大了消声容积,大大降低了排气速度,提高了消声效果。

(3)抓斗重心低,爪片闭合后不易倾倒。

(4)一半以上的抓斗自重使抓片闭合,有利于提高抓岩效率,而在停风时,抓片又不会因自重自行张开,因此,在抓斗提升或抓岩时都比较安全。

(5)采用可拆卸抓尖,便于更换摩损爪尖,从而可使爪尖经常保持锐利,易于插入岩堆,提高抓岩效率。

2. DTZD－6 型通用系列抓斗

我国研制和使用的环形轨道式、中心回转式、靠壁式三种大斗容抓岩机属于随机抓斗,而且均为气动式减力矩抓斗。这种抓斗用气动绞车、钢丝绳传动来提升和下放,靠活塞气缸和多组四杆机械运动的多叶片抓斗抓岩,其不同之处是在抓斗运动操作形式上有差异。在抓斗结构上,中心回转和环形轨道式抓岩机悬吊装置用吊链,靠壁式为吊架,选用的配气阀有三位四通柱塞阀和三位四通平面阀两种,除此之外,没有根本性的区别,因此,三种抓斗没有必要随机定型。

从上述三种抓岩机的工作机构工作过程可以看出,抓斗均为钢丝绳传动,靠抓斗自重插入岩堆抓岩,空斗冲击并甩摆着地,抓片间夹石块等非正常工作状况亦有发生,抓斗寿命低,而且各种抓斗和抓斗的主要零部件没有通用性和互换性,抓片、拉杆悬吊机构等部件容易损坏,严重影响抓岩工作技术经济效果。

针对上述国产抓斗的损坏情况,以及在设计、材质和工艺等方面与抓斗受力工作状况不适应的矛盾,应使抓斗主要零部件具有通用性。目前,我国已生产了 DTZD－6 型通用系列抓斗。

DTZD－6 型通用系列抓斗有下列特点:

(1)抓斗采用分置铰销式万向机构和用浮动钟架牵连并带有虚约束的平面五杆浮动机构,机构运动副均采用大倾向间隙与径向超差间隙的回转低副。

这种机构不仅能借助其浮动和大的倾向、大的径向间隙使落地冲击力得到缓冲和分散,而且能借助其虚约束性及大侧隙,在任两个抓片夹石卡死的情况下(消除了一个多余自由度),靠剩下的一个自由度向未夹石的各抓片靠拢,使抓斗仍能闭合,从而使夹石的两组平面机构受的集中荷载得到缓解,解决了抓斗在特殊工况下对机构的受力和运动要

求,避免了相当抓斗自重 4 ~ 6 倍的冲击荷载和相当 4 倍非夹石抓岩时抓斗重量的集中荷载对抓斗的超负荷作用力,从而克服了抓斗易损的缺点。

(2)抓片采用整体式等强度结构和复合耐磨抓尖结构,如图 4 – 6 – 82 所示,用具有组合整体曲面加强筋代替了原来的平面筋和手掌筋,提高了抓片强度和高度。抓尖表面堆焊了极耐磨硬质合金焊条,构成复合耐磨抓尖。

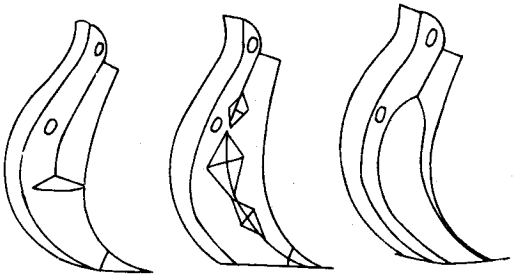


图 4 – 6 – 82　抓尖结构

(3)抓斗自重匹配和相对密度、重力密度的选择,有利于重力抓斗插入岩堆 ;抓片内廓采用直线—小圆弧—大圆弧—直线组合曲面,有利于抓片在岩堆中插入和下挖,提高了抓斗的装满系数(在抓岩第一阶段抓满系数就可大于 1)。

(4)抓斗悬吊机构采用滚珠轴承的插销大滑轮与专用球面回转式止推轴承支承的插销组合机构。采用大滑轮克服了原悬吊机构中的咬绳现象和断链事故,球面止推轴承工作可靠,既有是够的悬吊支承力,又能在钢丝绳旋转时确保抓斗不旋转,保证了抓斗的提升安全。

(5)抓斗配气阀移到了操纵室,而长绳悬吊式抓岩机根据需要将配气阀移回到抓斗上,使抓斗具有连机配套的性能。

实践证明,DTZD – 6 型通用系列抓斗耐用性能好,使用寿命长,零部件的使用性、通用性好,是我国具有广阔应用前景的新型抓斗。

七、抓岩机使用性能分析

抓岩机使用性能受许多因素的影响,主要有抓岩机的结构性能、矿山技术条件、施工作业方式、工艺条件、装提工作组织等。改善抓岩机使用性能,不仅能提高抓岩生产率,而且能减少机器故障,提高设备完好率,延长使用寿命,降低动力及折旧费用,以及保证抓岩作业安全等都具有十分重要的意义。

影响抓岩机使用性能因素的分析

抓岩机结构对其使用性能的影响，包括抓斗的形状、尺寸、重量等参数，以及压气压力及抓岩机的传动控制系统等。

抓斗抓片的形状及斗腔轮廓曲线对抓取岩石的阻力影响较大，合理的抓片及抓斗形状，能减小抓取岩石的阻力，增大抓斗抓满系数，提高抓岩机的生产率。

抓斗的最大直径要选用吊桶的直径相匹配，否则，会降低抓岩机生产率。抓岩工作表明：当吊桶直径为抓斗最大张开直径的 0.8 倍时，抓斗卸下的岩石会全部装入吊桶，否则会有少量岩石撒出桶外，一般将撒出的岩石部分用撒出指标 ρ 表示，其值为

$$\rho = \left(\frac{d_d}{0.8 d_z}\right)^2 \tag{6-55}$$

式中　d_d——吊桶直径，m；

d_z——抓斗的最大张开直径，mm。

撒出指标 ρ 表示抓斗容积的有效利用率。当 $\rho < 1$ 时，将有岩石撒出，抓岩生产率会降低；当 $\rho \approx$ 时，生产率不会降低。

用钢丝绳悬吊的抓斗，抓片靠自重插入岩堆，抓斗的单位容积重愈大，抓片插入岩堆的深度就愈大，同时，抓满系数也大，抓岩机生产率随之提高。但是，随着抓斗重量的增加，抓岩机整个机重也将增大。

提高压缩空气的压力，抓片上的抓取力随之增大，抓斗的抓取性能会得到改善，抓岩机生产率亦会提高，这对于小斗容抓岩机抓取硬岩块尤其重要，如我国 $NZQ_2-0.11$ 型抓岩机，压气压力每提高 0.1MPa，生产率会提高 7%～8%。

现有抓岩机传动控制系统都比较复杂，每个抓岩工作循环要完成 8～16 个动作，当抓岩工作循环为 25～30s 时，司机操作将十分紧张，达到疲劳极限，很难进一步提高生产率。因此，为使抓岩机进一步提高生产率，必须取消机械控制的人工操作系统，采用自动操纵的抓岩机，配用不摘挂钩的提升容器，减少工作面人员，提高发动机的变换和移动速度。

影响抓岩机使用性能的矿山技术条件主要有：井筒直径、岩石块度、岩石硬度、井筒涌水量、井筒施工工艺和施工组织等。

同一台抓岩机在不同直径的井筒中的抓岩生产率将会不同。井筒直径较大时，抓岩机水平移动距离大、甩斗抓岩、出现抓岩死角等情况，会造成工作循环时间长、机器故障多、清底难等困难；井筒直径过小时，作业空间小、机器与其他设备互相干扰、臂杆易碰岩帮等，也会降低抓岩机生产率。表 4-6-20 是原苏联环形轨道式抓岩机的 $0.6m^3$ 抓斗在不同直径井筒中的平均移动距离。从该表中可看出：井筒直径愈大，抓斗水平移动距

离加大，抓岩工作循环时间相应增加，抓岩生产率则会降低。

表 4－6－20　抓斗在不同井径的移动距离

抓斗移动方向	吊桶数量	不同直径井筒，抓斗平均移动距离，m					
		5.5m	6m	6.5m	7m	7.5m	8m
径　　向	任意个	0.3	0.42	0.55	0.67	0.8	0.92
	相并的两个	2.6	2.8	3.1	3.4	3.6	3.9
圆周	相对的两个	1.9	2.1	2.3	2.5	2.7	2.9
	3个	1.3	1.4	1.6	1.7	1.8	1.9

为了提高抓岩机的工时利用率，加大炮眼深度，增加一次爆破的岩石量是行之有效的措施之一。因为，一次爆破岩石量增多，抓岩机连续工作时间就越长，而装岩准备和收尾时间相对减少，加之一次爆破清底时间几乎是不变的，因此也能提高抓岩机生产率。实践证明：

(1)一次爆破的岩石量大，第一阶段抓岩时间就长，抓岩机的利用率就高。

(2)第一阶段抓岩生产能力要高出平均生产能力的 20%～30%，而第二阶段生产能力要比第一阶段低 70%左右，炮眼越深，一次爆破岩石量越大，抓岩生产能力就越高，装岩时间就越短，有利于提高井筒施工速度。

(3)第二阶段抓岩生产率较低，清底矸石量一般占 10%左右，而出矸清底时间却占整个装岩时间的 20%～30%，甚至更长。增加一次爆破岩石量，有利于提高抓岩机平均生产能力，据实践经验，一次爆破岩石量一般应不低于小时抓岩能力的 4～5 倍。

岩石的块度和硬度对抓斗抓取岩石的阻力、抓满系数等都有密切关系。合理确定岩石块度与抓斗或吊桶容积之间的关系，能显著提高抓岩机生产能力。一般说来，生产能力在很大程度上取决于抓斗的抓满系数，岩石块度越大，抓满系数就越小，这是因为抓斗内岩块的压实性下降的缘故。爆破岩石块度越小，抓岩生产率就越高。图 4－6－83 表示原苏联 БЧ－1 型抓岩机抓满系数随岩块块径变化关系曲线。从图中可看出 在装载碎岩块部分(石灰岩块的平均直径 d_{cp} 为 0～20mm，20～40mm，40～80mm；砂岩为 0～20mm，20～40mm)时，抓满系数 K_z 最大。当岩石块度为 120～160mm 时，抓满系数最小。当块度增大到 240～320mm 时，由于抓片挤压极大岩块的结果，使抓满系数又有所上升。

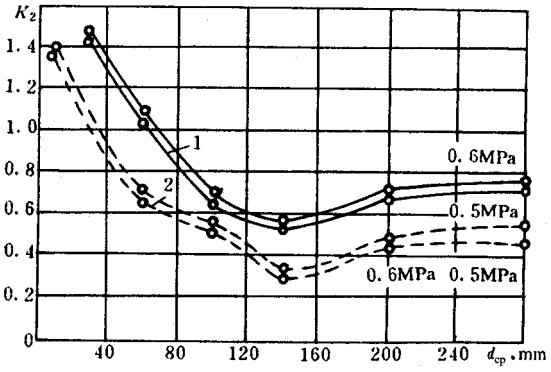


图 4－6－83　БЧ－1 型抓岩机抓满系数与岩石块度的关系

1—石灰岩；2—砂岩

岩石的爆破效果，取决于岩石性质和爆破参数，一般在井筒掘进中，工作面上块度在 50mm 以内的岩石达 30%～40%，块度为 220～250mm 的占 50%，块度在 300～400mm 以内的约为 10%～15%。计算岩块平均直径 d_{cp} 时，常常是计算部分岩块直径求得的，即

$$d_{cp}=\frac{\sum \psi_j d_j}{\sum \psi_j}$$

式中　ψ_j 和 d_j——分别为每部分岩块数量和每块直径。

岩块直径 d_{cp} 与抓斗容积 q_z 的关系为

$$d_{cp}=K_d\sqrt[3]{q_z} \tag{6-56}$$

式中　K_d——系数，石灰岩 $K_d\approx0.11$；砂岩 $K_d\approx0.08$。

为了减小岩石块度，提高抓机生产率，应适当增加炮眼数目和装药量及选用高猛度炸药等。

随着岩石块度的增加，抓斗抓片被大岩块卡住的机率增多（通用系列抓斗除外），致使抓斗在装桶过程中出现撒矸和漏矸现象，使抓斗抓满系数明显降低，将使抓岩机生产率下降。实践证明，抓取页岩块比砂岩块生产率高 8%～10%，这是由于在抓岩过程中，抓片的闭合会使软岩块进一步破碎压实。而抓取硬岩块时，非但岩块不会被破碎压实，反而造成抓片闭合向大块径硬岩块挤压时，碎岩块会从抓片之间撒落，抓满系数降低，另外，硬岩块会严重磨损抓片抓尖，降低抓岩机寿命。

随着岩石松散比重的增大，抓斗插入岩堆深度下降，岩石阻力和抓片上抓取岩石的作用力增加，从而降低了抓岩机生产率。

实践证明，井筒涌水量越大，抓岩作业条件就越差，抓岩生产率就越低。井筒内有淋水，当人力操作手动抓岩机时，致使劳动条件恶化；当用机械操作抓岩机时，由于淋水影

响司机视野，抓斗难于对准吊桶卸矸。上述情况都会使抓岩机生产率降低。同时，井内淋水也给抓岩机维修工作带来困难。因此，为了改善井下抓岩作业条件，发挥抓岩机的使用效果，必须采取综合治水措施，包括堵、截、排水，以及注浆打干井。

井筒施工工艺和施工组织对发挥抓岩机使用性能、提高工时利用率和生产率有着密切关系。立井作业方式、吊桶容积和使用数量，掘进劳动组织形式等因素，直接影响着抓岩机的生产能力。不同的立井作业方式，将影响抓岩工作条件、抓岩准备及收尾辅助工时的长短。增加吊桶数目，合理布置吊桶位置，可以减小抓斗的水平移动距离，缩短抓岩工作循环时间，提高抓岩生产率。另外，提升能力大小也对装载能力有很大影响，应考虑采取加大提升能力的措施 提高摘、挂钩速度、采用双钩提升方式、提高提升速度、采用自动卸矸方式等。增大吊桶容积亦能加大提升能力，吊桶尺寸加大，矸石撒出桶外和桶内岩石的松散系数都减小，抓斗容积利用率会进一步提高。

长绳悬吊式抓岩机抓岩时需用人力推拉移动抓斗，靠人力克服抓斗偏离悬吊中心时所产生的水平分力。当抓斗水平移动距离一定时，随着悬吊高度的不同，水平推力也不相同，见图 4－6－84。由图看出：$\triangle ABC$ 和 $\triangle CDF$ 为相似三角形，即：

$$L : S = G : F$$

$$F = \frac{SG}{L} \tag{6-57}$$

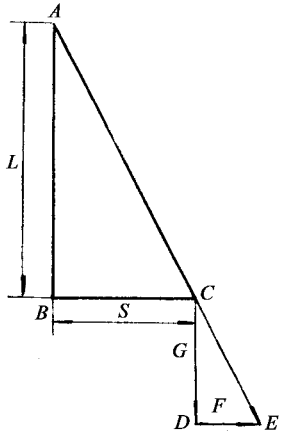


图 4－6－84　抓斗水平分力计算图

L—悬吊高度；S—抓斗水平位移量；

G—抓斗在 C 点的垂直分力；F—抓斗在 C 点的水平分力

由上式可知，随着抓斗悬吊高度 L 的增加，水平分力 F 相应减小。但悬吊高度 L 过

大时，由于悬吊钢丝绳的摆动和振动，抓斗可能会碰撞井壁或其他悬吊设备。因此，应合理布置井内悬吊设备与抓岩机，保证抓斗有足够的悬吊高度。实践证明，抓斗合理悬吊高度为 80～100m，否则，应增设钢丝绳滑架，使抓斗始终保持合理的悬吊高度。为了防止悬吊钢丝绳旋转，应选用不旋转钢线绳并使用缓转器。

目前，非机械化配套的施工立井仍选用 $NZQ_2-0.11$ 型抓岩机，一般每 13～18m^2 布置一台，当井径较大，采用多台抓岩机时，为了防止相互碰撞和干扰，抓岩机应布置在各自抓岩区的中心上。抓岩机悬吊高度越大，抓岩越省力，抓岩效率也越高，但高度过大，吊桶无稳绳运行高度增加，致使提升速度降低，提升安全性差，故最大高度不应超过 40m。该抓岩机抓岩效率最高的岩石块度为 40mm，否则会影响抓岩机的生产率。

八、反井钻机

反井钻机亦称为天井钻机，它具有防爆性能，可用来钻凿煤矿井下煤仓反井、联络眼、通风孔和井筒延深反井等。

（一）反井钻机的发展现状、种类和技术特征

我国早在 70 年代初就开始研制电驱动和液压驱动的小型反井钻机，目前已有扩孔直径 0.5～2.0m，钻进深度 80～100m 的系列钻机主要用于无瓦斯矿井。1983 年兖州鲍店矿采用 TYZ－1000 型反井钻机在主井煤仓（直径 8m）施工中，扩成了直径 1m 的溜矸泄水孔，然后刷大成井，这是煤炭系统首次采用反井钻机的施工实例。

80 年代以来，我国煤炭系统陆续引进了原苏联、美国、德国等国的反井钻机，如原苏联的“飞箭－77”型盲孔钻机曾在四川渡口矿区使用；美国的罗宾斯 83RM－HE 型反井钻机曾在山西大同和古交矿区使用，成井直径均为 3.3m，累计深度分别为 331m 和 206m；开滦矿区引进的德国士尔马克 P/EH1200 型上钻下扩式反井钻机，钻孔偏斜率较大，使用效果不理想。上述引进的反井钻机有的不适合于我国的具体条件，有的没有充分发挥出机器应有的效率。

煤科总院北京建井所在“七·五”期间，先后研制出 LM－120 型和 LM－200 型反井钻机，已由苏南煤机厂生产出 200 余台，在开滦、鹤岗、双鸭山等矿区使用，效果显著，如 LM－200 型反井钻机在山东汶南煤矿成功地扩成直径 1.4m，深 316m 的反井。

煤科总院南京研究所研制的 ATY－1500 型反井钻机，是一种机型较大、性能较好的国产钻机，曾在兖州、枣庄、窑街、六枝等矿区使用。该所随后开发研制的 ZFYD－1200 低矮型和 ZFY－2500 型两种反井钻机已先后在兖州北宿煤矿和东滩煤矿进行了工业试验。ZFYD－1200 低矮型反井钻机的最大工作高度仅为 2300mm，在井下使用时不需掘

进专用硐室，可用 1t 罐笼提升，整机搬运，特别适用于中小煤矿钻凿反井的需要；ZFY－2500 型反井钻机是目前国内最大的反井钻机，扩孔直径 ϕ2.5～3.0m，钻进深度可达 250m。

煤炭工业部已将反井钻机的推广使用，列入“八·五”期间重点推广项目。反井钻机的使用是实现煤矿暗立井快速施工的重要措施。煤矿使用的国产反井钻机的主要技术特征如表 4－6－21 所示。

表 4－6－21　国产反井钻机技术特征

机型 / 主要参数		长沙院 TYZ－1000	长沙院 AF－2000	建井所 LM－120	建井所 LM－200	南京所 ATY－1500	南京所 ZFYD－1200 低矮型	南京所 ZFY－2500
扩孔直径，mm		1000	1500—2400	1200	1400 200	1200 1500 1800	1000—1200	2000 2500 3000
导孔直径，mm		216	250	244	216	250	200	311
钻进深度，mm		120	80	120	200—150	200—100	300—200	250—100
钻进倾角，(°)		60°—90°	60°—90°	60°—90°	60°—90°	60°—90°	60°—90°	60°—90°
钻孔转速，r/min		0—40	0—27	0—43	0—36	0—36	0—40	0—36
扩孔转速，r/min		0—20	0—12	0—22	0—18 0—9	0—18	0—20	0—18
钻孔推力，kN		245	392	250	350	488	196	941
扩孔拉力，kN		705	980	500	850	1155	441	1793
额定最大扩孔扭矩，kN·M		24.1 29.9	69.4 62.2	19.6 31.8	40	42 66	14.89 21.56	68.6 107
总功率，kW		92	92	62.5	82.5	113.5	49	161
外形尺寸 长×宽×高	工作时	2940 ×1320 ×2823	3046 ×1634 ×3327	2977 ×1422 ×3277	3230 ×1770 ×3438	2180 ×1250 ×3700	1915 ×1020 ×2300	2868 ×1505 ×4043
	运输时	1920 ×1000 ×1130	2200 ×1200 ×1592	2290 ×1100 ×1429	2950 ×1370 ×1570	2530 ×1000 ×1775	2160 ×940 ×1295	2803 ×1310 ×1930

（二）ZFY－2500 型反井钻机的构造及工作原理

ZFY－2500 型反井钻机主要由主机、运搬车、液压泵站、液压操作控制台、液压系统、钻具、起吊装置、主机基础架、电气系统等部件组成，其结构如图 4－6－85 所示。

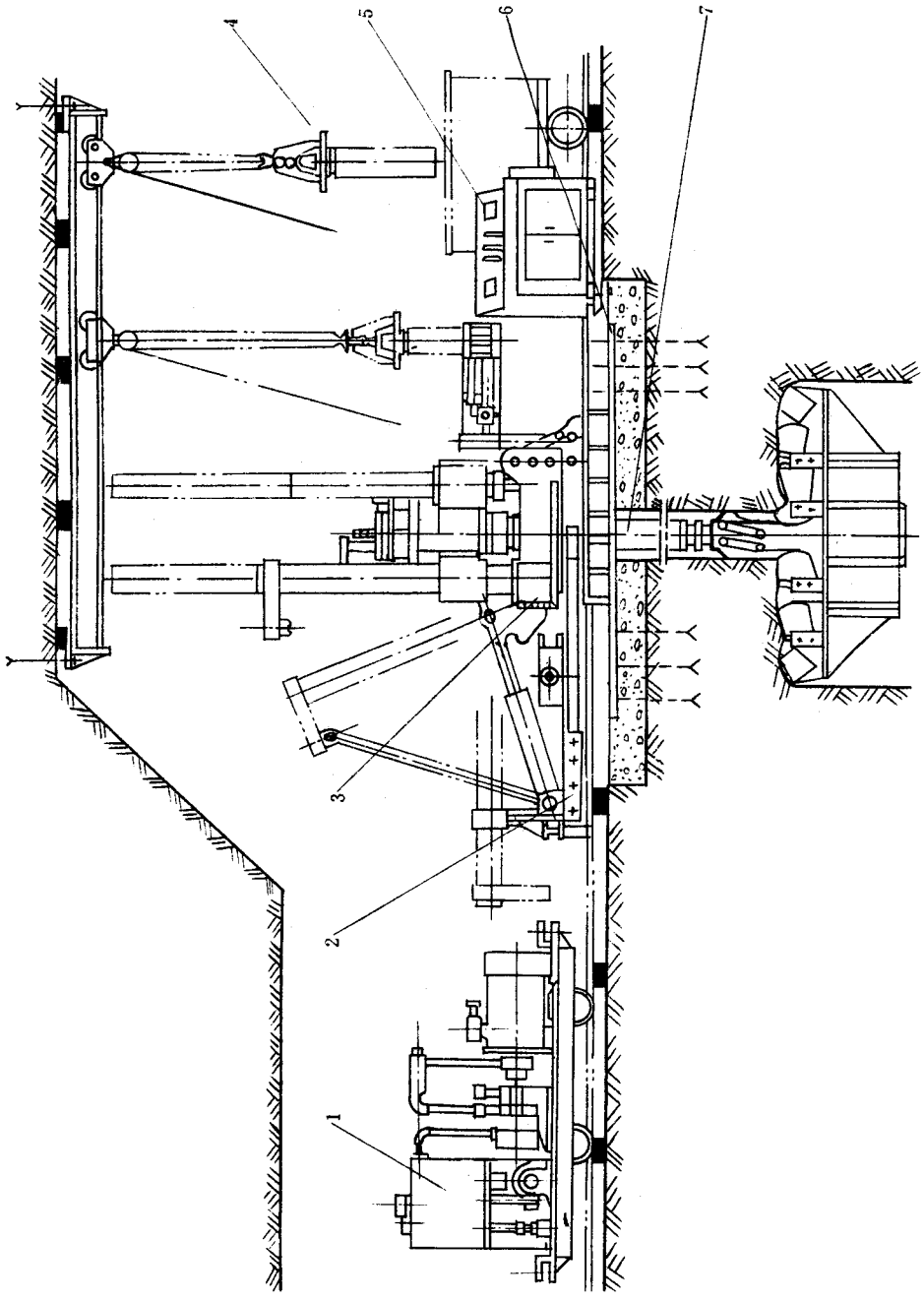


图 4-6-85　ZFY-2500 型反井钻机

1—液压泵站；2—运搬车；3—主机；4—起吊装置；5—液压操作控制台
6—主机基础架；7—钻具（钻杆、稳定器、钻头）

1. 主机

主机由主机架、推进缸、减速箱、驱动头、辅助卸杆器、机械手等组成。

主机架由左、右底脚板、底架、左、右导向柱及顶梁组成，框架结构为封闭式，用地脚螺丝连接在主机基础架上，与混凝土地基固结为一体。底脚板、底架是主机机体和钻井动力的主要承载件，两者之间由涨销和调节螺拴莲接组合，改变调节螺杆长度，可钻凿倾角 60°～90°的斜井筒钻孔；主机架的两根导向柱底部装在底架的导套上，用螺拴紧固，其上部与顶梁连接，构成一个刚性系统，承受由回转系统传给主机架的扭矩，3 个并列油缸沿导向柱上、下移动；顶梁与两根导向柱连接，使两根导向柱共同承载。

推进油缸共 3 个，呈对称布置，主要承受钻机在钻孔和扩孔钻进中的推力和拉力。油缸活塞杆铰接在主机架底座上，缸体固定在减速箱上，当高压油进入油缸时，缸体上下移动，带动减速箱和驱动头一起沿导向柱上下移动。

减速箱与两台液压马达相连，由液压马达驱动，为一级双拖动的齿轮减速。两台液压马达均为双速变量油马达，因为钻机具有两个转速、两个扭矩值，分别用于钻孔和扩孔。减速箱主轴下端有内螺纹与驱动头连接。驱动头是减速箱主轴与钻具组之间动力传递的联接件。采用鼓形齿联接机构。可沿轴线偏摆 1.5°，并具有 70mm 的浮动量，这样可防止产生减速箱承受由钻杆组的弯矩而引起的附加载荷，另外在钻杆装卸时能上下浮动，以免由于主机升降与螺距不一致而损坏螺纹。

辅助卸杆器安装在减速箱的下部，传动接头的上部，由油缸、滑架等组成，能绕一端的铰接点转动。当主机卸杆力矩不大时，可利用油缸上的棘爪推动驱动头的棘轮转动，以增大卸杆力矩，增大值为 30kN·m。

机械手是用来将钻杆夹紧并送到钻机主轴中心工作位置的装置。

2. 掖压泵站是为钻机提供高压油的动力源装置，它安装在一平板车上。该泵站由两台 75kW 防爆电动机驱动两台主泵。两台主泵型号为 250CCY14－1B 型柱塞泵，其最大流量共 500L/min，变量及换向均为同步进行，可进行无级调速。泵站的油箱下面有一台 11kW 辅助电动机，该电动机为双侧输出轴，分别带动两台油泵：一台为 10SCY14－1B 型高压柱塞泵，它排出的高压油通过胶管接于控制台，以供主机油缸升降、机械手动作，辅助卸杆油缸、主马达变量等所需的高压油；另一台为 CB－B100 型定量齿轮泵，它排出的低于 2.5MPa 的液压油主要为主泵吸油口补油，另一用处为变量油缸和主机上的油缸快速升降供油。

该泵站备有全封闭式油箱，总容积为 600L。

3. 液压操作控制台由面板、框架、4 个压力表、比例先导减压阀、手动换向阀、多路换

向阀、2 个调速阀、单向节流截止阀、液压单向阀、快速接头等组成。

4. 液压系统按各部分执行的功能分为：主回路、辅助回路及补油回路 3 个回路，如图 4－6－86 所示。

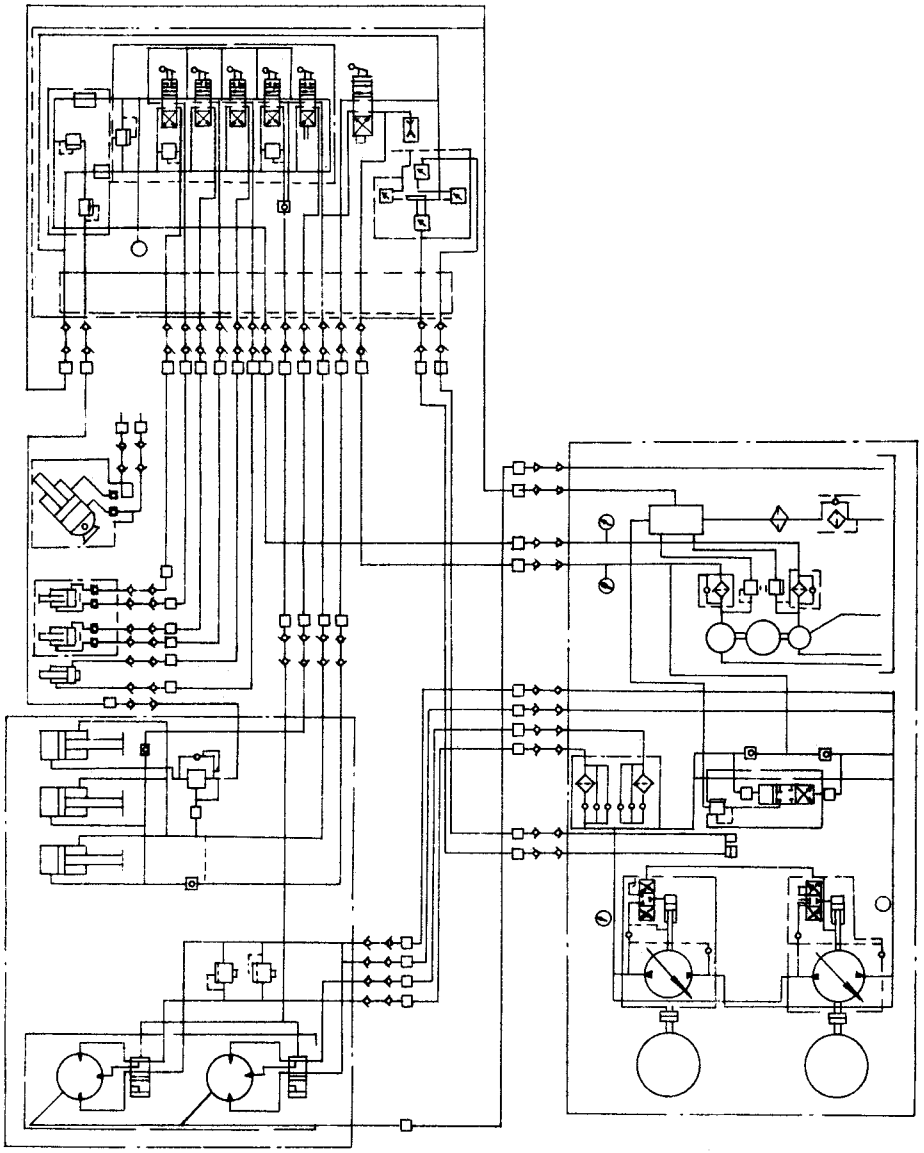


图 4-6-86 液压系统原理图

(1)主回路　该回路的作用是使钻机产生先导孔和扩孔钻进中的回转力矩，由两台 250CCY14－1B 型柱塞泵(主泵)为主机上的双向液压马达提供压力油。主泵由两台 75kW 防爆电动机驱动。两台主泵的进出油口均为并联连接。主泵采用连杆变量机构，以保证钻机以恒定扭矩钻进。主泵通过变量油缸实现无级调速，因此其流量可

实现双向 0～500L/min 连续调节，液压马达的输出转速随主泵输出的流量而变化。液压马达的高、低油口之间装有两个溢流阀，调整压力为 22MPa，以实现马达双向过载保护。

主回路的特点是可以进行无级调速，结构紧凑，耐污染，且效率高。

(2)辅助回路　该回路有 1 台 11kW 防爆电动机驱动 1 台 10SCV14－1B 型柱塞泵向该系统供油，输出的高压油经液压操作控制台上的调速阀进入系统中的多路换向阀，由多路换向阀的 5 个阀片分别控制钻机上的 5 个动作，即：

A 阀：控制钻机主轴的升降；

B 阀：控制液压马达的高速挡、低速档的换挡；

C 阀：控制辅助卸杆器油缸伸缩(即卸杆和缩回)，在钻机安装、拆运时控制翻转油缸的动作，使钻机立起和放倒；

D 阀：控制机械手送杆油缸的摆动角度；

E 阀：控制机械手夹杆油缸的动作，使机械手夹紧或松开钻杆。

(3)补油油路　该回路由辅助电动机(与辅助回路共用 1 台 11kW 的双出轴的防爆电动机)驱动 CB－B100 型齿轮油泵供油，输出的压力油一路经过滤器、单向阀后，进入主回路的低压回路一侧；另一路经调速阀、先导减压阀，进入主油泵变量油缸，通过连杆系统和变量油缸的伸缩来调节主油泵的排油量；第三路经手动换向阀来控制主缸，带动驱动头快速升降。

5. 钻具组　钻具组包括钻杆、稳定器和钻头。

稳定器主要起增大钻具刚度和导向支撑的作用，镶嵌有碳化钨小圆柱的六棱条块呈螺旋形均布在稳定器体上。稳定器与井壁接触部分的结构形式有活动式和固定式两种，国内钻机均采用固定式的。固定式的稳定器是采用局部加粗钻杆外径，在钻杆上铣出六条沟槽或在焊上六棱条块制成的，本机采用焊接六棱条块的形式。一般每 10m 钻杆接一根稳定器，开孔时应密一些。

钻头有两种形式，即先导钻头和扩孔器(即扩孔钻头)，先导钻头采用三牙轮钻头，其直径为 311mm；扩孔器采用平头形(盘形)，是由组合式刀盘体、滚刀、刀座、心轴等组成(见图 4－6－87)，可组合成直径 2m 或直径 2.5m 两种规格的扩孔器。该扩孔器配用镶齿盘形的锥形滚刀，滚刀安装在扩孔器的位置上，分为边刀、中心刀和正刀。边刀安装在刀盘的最外圈，用于工作面的钻进并保持孔壁光滑；中心刀安装在紧靠扩孔器钻柄的位置，用于切掉孔壁与刀齿最内圈留下的岩柱；其余布置在大面积破岩面的滚刀称为正刀。扩孔器由芯轴与钻杆连接。

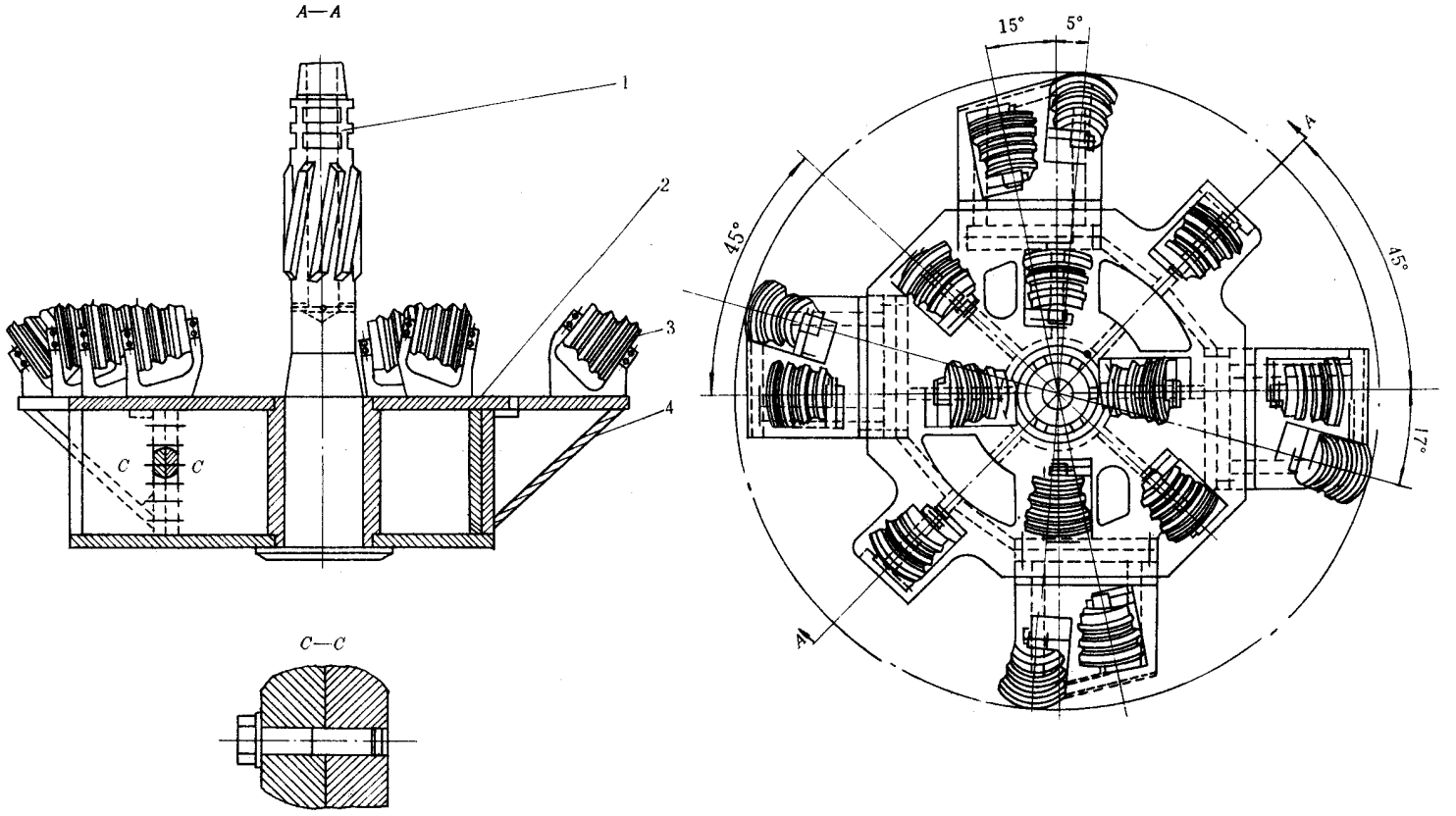


图 4-6-87　平头形扩孔器

1— 芯轴；2—刀盘主体；3—滚刀；4—支承板体

6. 起吊装置　起吊装置是吊送钻杆到机械手处的搬运工具，由手动葫芦、支架及滚轮组成。

7. 主机基础架　主机基础架是由槽钢焊成的框架，用来安装和固定主机，并承受主机重量及工作时的扭矩和推拉力。

8. 电器系统　利用 1 台 DWBK30－200 型馈电开关与总源相接，以控制钻机的总电源，利用两台 BQD7－200 型磁力启动器和 1 台 QCKB30－31.5/660 型电磁启动器，分别将电源接入驱动主泵的两台 75kW 电动机和驱动副泵的 11kW 电动机。电动机的启动、停止由安装在液压操作控制台上的远距离控制跳闸按扭来控制。为保证作业安全，电路中还接入了 1 台瓦斯警报断电仪。

ZFY－2500 型反井钻机的工作原理

该钻机由两台 75kW 电动机驱动两台 250CCY14－1B 型轴向柱塞泵提供的高压油同时驱动两台并联的双速油马达运转，由油马达、齿轮减速箱和驱动头构成反井钻机的回转系统，通过驱动头带动钻具旋转，为导孔或扩孔钻进中供所需的回转力矩；由 11kW 电动机驱动 10SCY14－1B 型轴向柱塞泵所提供的高压油，驱动 3 台并列的推进油缸沿着导向柱上下移动构成钻机的推进系统，3 台推进油缸体均与回转系统的减速箱连接，其活塞杆固定在底架上不动，回转系统上下移动时，也可同时升降，从而为钻机在导孔或扩孔钻进中提供轴向推、拉力。

(三)反井钻机主要技术参数的选择

1. 导孔直径与钻头形式的选择

反井钻机初次钻进的钻孔可用作泄水孔、电缆孔、钢丝绳孔等，但主要是用作扩孔时的导向孔。

导孔直径的选择与钻机排渣能力有关。正循环的洗井液要将岩屑通过钻杆与孔壁之间的环形间隙排至上水平巷道，如果环隙过小，排屑困难，岩屑沉积在孔底需重新破碎，增大了功耗，加剧了钻头磨损，会产生抱钻、堵钻事故；环隙过大，要增大钻进供水能力和增大钻头直径，使钻压增加，这样对主机的稳定性、导孔的垂直度都有影响。因此，决定导孔直径的钻头外径，根据排渣要求是一个定值。

导孔钻进通常选用三牙轮钻头，它有镶齿、铣齿、密集齿形系列，适用于不同岩性的岩层中钻进，其承载能力和要求的转速不同。ZFY－2500 型钻机导孔钻进时采用直径 311mm 的三牙轮钻头，要求主轴转速为 20～34r/min，钻进推力 941kN，一般对于松软岩层宜采用低压钻进；对于硬岩层和稳定性岩层可采用较高钻压，但钻进推力不宜超过 300kN。

钻头与钻杆通过短接钻杆过渡并为螺纹连接。

2. 扩孔直径与钻进深度的选择

反井钻机的两个主要技术参数——扩孔直径和钻进深度，一般说来只有一个数值，即只扩一种井径及所能达到的深度，如 LM－120 型钻机扩孔直径 1200mm，钻进深度 120m；TYZ－1000 型钻机扩孔直径 1000mm，钻进深度 120m。为了扩大反井钻机应用范围，适应施工单位不同井径、深度、岩性等不同条件，选用不同直径扩孔器的要求，ZFY－2500 型钻机实际配套出厂 ϕ2.0m、ϕ2.5m 和 ϕ3.0m 3 种扩孔器可供选择，在不同岩层中，钻进深度分别达到 400m、300m、200m。与 ATY－1500 型主要技术参数相近的国外反井钻机（如德国的 HG－170S 型、日本的 BM－100N 型、美国的德莱塞型和 43RM－H 型）的特点是：钻进深度、扩孔范围较大，相应的钻压、扭矩等也都较大。

反井钻机的扩孔直径和钻进深度是可以根据岩层地质条件适当调整的。调整方法是适当约束使用条件。例如：ATY－1500 型反井钻机的边刀速度不得超过 1.3m/s；对扩孔直径 ϕ1.2m 及 ϕ1.5m 的反井，钻进速度按 1.0m/h，对于扩孔直径 ϕ1.8m 的反井，钻进速度可按 0.84m/h；对岩石普氏系数和岩性系数的约束条件是：ϕ1.2m，取 $f \leqslant 14$，$K = 1.35$；ϕ1.5m，$f \leqslant 10$，$K = 1.35$；ϕ1.8m；$f \leqslant 8$，$K = 1$。如表 4－6－22 所示。

表 4－6－22　扩孔直径、钻进深度与钻速、岩石性质关系

扩孔直径，mm	ϕ1200	ϕ1500	ϕ1800
钻进深度，m	200	120	100
适用岩石的普氏系数	$f \leqslant 14$	$f \leqslant 10$	$f \leqslant 8$
主轴转速，r/min	21	17	14
滚刀配置数量，把	6	8	10
每转切入深度 h，mm/r	0.80	0.98	1.00
一把刀承受的钻压 p_v，N	87090	84710	61440
扩孔器施加的钻压 p，N	523000	678000	614400
需要最大拉力 F，N	911300	929300	835700
破岩时所需扭矩 M_w，N·m	26300	40430	41560
破岩时所需瞬时最大扭矩 M_r，N·m	33160	58620	60260

（四）反井钻机的安装及操作使用

1. 钻机的安装

钻机安装前应预先掘凿一定规格的硐室，然后安装主机。其它辅机可根据钻井用途

及现场条件确定安装位置。另外,施工现场应备有电源和水源。

钻机安装结束后应对机器各零、部件进行技术及安全检查,最后进行试运转。

2. 钻机的使用与操作

(1)导孔钻进

1)为提高钻机转速,将双速液压马达顶端中心拧入螺拴,将其调成串联状态;

2)操作推进缸手柄,升起活动横梁,将预先与短接钻杆接好的三牙轮钻头用起吊装置、机械手摆动到井筒中心就位,并对正传动接头;

3)启动液压马达,缓慢下放活动横梁,将传动接头旋入钻杆,然后提起钻头,高度距钻孔 100mm 左右;

4)操纵‘推进缸’和‘马达’手柄,以小于 300kN 小钻压 20~34r/min 高转速向下钻进;对于稳定岩层导孔开始时采用高钻压,钻透前应逐渐降低钻压;开孔进尺速度一般控制在 1~1.5m/h;

5)为防止导孔偏斜,钻至 4~5m 时加一根稳定器,以后每钻进 10~14m 加一根稳定器;

6)进入正常钻进后,钻进速度可提高到 4m/h。钻完第一根钻杆后,在不停机不停水情况下,将钻头提起 100mm,继续洗井 1~2min,然后接长钻杆。随着孔深的增加,接长钻杆时洗井时间应逐渐延长,孔深超过 10m 时,应洗井 5min 左右才可停机、停水接长钻杆。

(2)扩孔钻进

1)导孔钻透后,在下部巷道里用特大扳手和链葫芦将三牙轮钻头卸下,换下扩孔器;

2)将双速液压马达内部调为并联状态,以降低转速,并相应调整推进和升降速度;

3)扩孔前,应修整工作面与导孔壁垂直,开始扩孔时宜采用低钻压、高转速,待滚刀全部进入孔内后方可正常钻进;

4)正常钻进时,钻压应根据岩石硬度、刀具的承载力确定,若 $f \leqslant 10$ 时,扩孔速度以 1m/h 为宜;

5)扩孔钻进距上部水平 3m 时,应降低钻压和转速,若钻机基础完好无变化,可直接扩透。

第七章　支护机械设备选用

第一节　井巷支护机械

井巷掘进使用的锚喷支护机械有锚杆机、注眼器、混凝土喷射机、混凝土搅拌机等。实现锚喷支护机械化，可以大大减轻劳动强度，改善工作条件，施工安全，并有利于提高工程质量和组织井巷掘进快速施工。

一、锚杆机

（一）锚杆机的类型及技术特征

锚杆机是用来打眼、安装锚杆的一种井巷支护机械。

锚杆机的类型按其结构和作用可分为：单体式和台车式锚杆机两种类型。按使用动力的不同，单体式锚杆机有：风动冲击式、电动式、液压式三种锚杆机。台车式锚杆机有角架台车式和悬臂台车式两种锚杆机。

国产单体式锚杆机主要有 FB－1 型和 YSP45 型两种，台车式锚杆机有 MGJ－1 型、MGJ－Ⅱ（原 CGM40）型、YM－26 型，其主要技术特征见表 4－7－1 和表 4－7－2。

（二）结构及工作原理

FB－1 型锚杆机由电动机、传动部分、钻杆组、集尘装置、支柱等组成，如图 4－7－1 所示。

电动机型号为 EZ－1.2 型，也可由 MZ－12 型煤电钻电动机改装。传动部分采用两

级行星传动方式。它由行星齿轮、蜗轮蜗杆、齿轮齿条组成。EZ－1.2型电动机经两级行星齿轮减速，驱动钻杆旋转，并经蜗轮蜗杆与齿轮齿条传动，实现钻机的自动推进。

表4－7－1　单体式锚杆机主要技术特征

型号	PB－1型		YSP45型	
技术特征	钻机型式	电动旋转式	钻机型式	风动冲击旋转式
	钻机推进方式	齿轮齿条	钻机推进方式	与钻机同轴线安装的气缸
	电动机型号	EZ－1.2型	推进气缸最大长度，mm	1620
	功　率，kW	1.2	推进气缸最小长度，mm	920
	电　压，V	127	工作风压，MPa	0.5
	频　率，Hz	50	耗风量，m^3/min	＜5
	钻机主轴转速，r/min	143	外形尺寸（长×宽×高），min	1420×390×140
	钻机推进速度，mm/min	404	重量，kg	44
	外形尺寸（长×宽×高），mm	200×350×300	适用条件	能钻凿各种硬度的岩石
	重量，kg	65		
	适用条件	$f \leqslant 6$		
生产厂	无锡煤矿扇风机厂		沈阳风动工具厂	

表4－7－2　台车式锚杆机技术特征

型　号		MGJ－1型	MGJ－Ⅱ（原CGM40）型	YM－26型
技术特征	生产能力，根/h	8～9	8～10	
	钻臂水平转角	±45～50°	±37°	±110°
	机器回转一侧最大宽度（帮眼），mm	2644	±2229～2793	2100
	工作机构前倾、后仰角度	60°	94°	120°
	钻机机构型式	旋转式岩石电站	液压旋转、电动或风动冲击旋转式	风动冲击旋转式
	功率，kW	2	2（电动）	
	主轴转速		290～550（液压）	
	r/min	203	230（电动）	
	推进装置型式	油缸－链条式	油缸－钢丝绳式	油缸－钢丝绳式
	一次推进最大行程，mm	1700	1780	1650
	推进速度，m/min	1.18	0～1.18	
	退钻速度，m/min	4.2	4.2	
	最大推进力，N	8460	9000	9900
	安装锚杆（注浆管）速度，m/min	4.2	4.2	
	退注浆管速度，m/min	4.2	4.2	
	注浆罐容积，L	8	8	
	工作风压，MPa	0.4～0.45	0.4～0.5	
	行走机构			

型　　号		MGJ－1型	MGJ－Ⅱ(原CGM40)型	YM－26型
技术特征	轨距，mm	600(900)	600	600
	行走速度，m/s	0.74	0.5	0.83
	液压系统			
	油泵型号、数量	YBC－12/80，1台	CB－F25/11C－FL，1台	YB12，1台
	工作压力，MPa	6	10	6.3
	油缸数量	6	11	7
	油马达型号、台数		IQJM21－0.63，1台 BM1－10，1台	YMC－40，1台
	电动机			
	钻眼电动机型号、台数	EZ_2－2.0，1台，2kW		
	行走电动机型号、台数	BJO_2－31－4，1台，3kW		
	油泵电动机型号、台数	BJO_2－32－4，1台，3kW	BJO_2－52－4，1台，10kW	BJO_2－32－6，1台
	总功率，kW	8	10	3
	外形尺寸 (长×宽×高)，mm	运行状态 4532×1200×1815	5019×1000×1740	行走状态 3000×980×1800
	重量，kg	3500	3520	1820
	适用条件	$f \leqslant 8$，巷道断面积 8～14m^2	$f \leqslant 8$ 时，配用 ZYG－10型液压旋转钻和 ZDG－7型，电动旋转钻，$f \geqslant 8$ 时，配用 YG40型凿岩机 适用巷道断面积 8～14m^2	配用 YGP28 型风动凿岩机，可在 6～12m^2 的中、小型断面巷道中钻凿锚杆眼
生产厂		广东煤矿机械厂，许昌煤矿机械厂	广东煤矿机械厂	浙江温州煤矿设备厂

集尘装置由橡胶密封套、漏斗、流尘管和支撑架组成，钻眼时岩尘靠自重沿流尘管导致底板。支柱由顶尖、齿条、齿座，插爪、棘轮、制动手把圆锁圈等组成，支柱支撑于顶、底板之间，是钻机的导轨。

(三)使用与操作

钻眼前应全面检查机器各部件是否完好，并进行试运转，查看钻机旋转方向是否正确 钻眼时先开电动机，然后紧离合器，打眼 换钻杆时，先打开离合器，下放钻机，然后关闭电动机，更换钻杆。

二、混凝土喷射机

(一)混凝土喷射机的类型及技术特征

井巷支护采用的混凝土喷射机按照喷射工艺不同可分为：干式、湿式和潮式三种；

按其结构形式又可分为，双罐式、转体式、螺旋式、简易负压式和湿喷机等。目前，井巷混凝土喷射工艺仍以干喷工艺为主，潮喷工艺正在推广应用，湿喷工艺尚处在研究试验阶段。

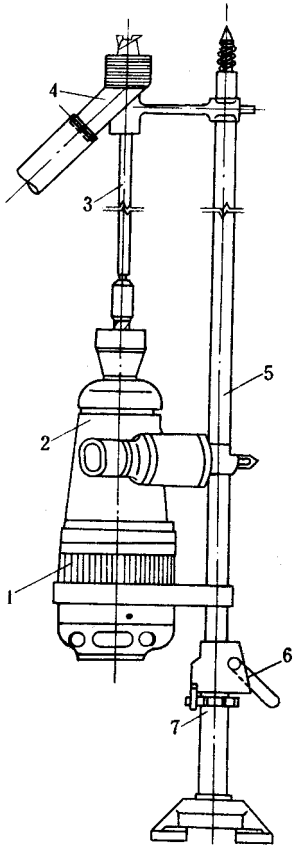


图 4－7－1　FB－1 型锚杆钻机

1—电动机；2—传动部分；3—钻杆；4—集尘装置；

5—支柱；6—棘轮抓；7—制动手把圆锁圈

罐式喷射机的主体分为上、下两个料罐，罐上带有拨料盘和压风口。工作时上罐装料，充气排气；下罐连续出料。干料用压风输送到料管。该机结构简单、输料距离远、容积大，但存在间歇供料、装料点高、罐口阀门易堵塞、粉尘大及操作繁烦等缺点。

双罐式喷射机有 WG－25g 型，泰山－75 型、冶建－65 型三种型号。

螺旋式喷射机有直立式和水平式两种。直立式喷射机的主体包括料斗及其中间的

直立给料螺旋和料斗顶端的压风口，水平式喷射机的主体是料斗及下部的给料螺旋。两种喷射机均由螺旋送料，由螺旋空轴的压气吹料。该种机型体积小、重量轻、能连续供料、喷射能力大，但存在螺旋输送器易磨损、输料距离小、粉尘大等缺点。螺旋式喷射机有广东煤机厂生产的 LHP－701 型等。

转体式喷射机主体为给料旋转体、配料盘、压风管。旋转体上沿圆周均布有若干料杯，料杯转至压风口时，干料便被压风吹入管道。该种机型体积小、重量较轻、能连续供料、出料稳定、装料方便、喷射能力大、允许较高的含水率。但该机结构较复杂，制造工艺要求较高，密封橡胶板易磨损，影响使用。转体式喷射机有转子－Ⅱ型、转子－Ⅳ型、HPC－Ⅴ型等，其中转子－Ⅱ型（ZPH－2 型）由于机型较先进，在我国矿山使用较多。几种常用混凝土喷射机主要技术特征如表 4－7－3 所示。

HPC－Ⅴ型潮式混凝土喷射机的综合性能好，是国内同类设备中性能最好的一种机型。它具有结构新颖、粉尘少、回弹率低，易损件寿命长等优点，是目前转子－Ⅱ、转子－Ⅳ型喷射机更新换代产品，同时也是‘八五’期间煤炭系统重点推广使用的一种喷射机。该机的主要技术特征如表 4－7－4 所示。

（二）HPC－Ⅴ型喷射机的结构及工作原理

HPC－Ⅴ型潮式混凝土喷射机由传动系统、防粘料转子、速凝剂自动添加装置、振动筛、车体和气路系统、电气系统等组成，如图 4－7－2 所示。

传动系统由 $YB132M_2-6$ 型电动机、减速箱、传动轴和传动链等组成。电动机启动后，带动搅拌器、配料盘、速凝剂添加器和防粘料转子旋转。

防粘料转子由钢制旋转衬板、料腔和橡胶本体组成，它与气路系统、压紧装置和密封橡胶结合板等组成了混合料由无压状态进入密封状态和提供动能的连续输料系统。其防粘料原理是利用工作风压与大气压力之差，使料腔产生周期性的强制变形。以防止和破坏混凝土混合料束与料腔的粘结。从而解决了转子式喷射机料腔粘料堵塞和清理维护困难的技术问题。

速凝剂添加器由传动链、搅拌叶片、配料螺旋和料斗组成。更换不同规格的主动链轮可实现添加量的调节。调节范围为水泥用量的 2.5%～7%。主动链轮齿数所对应的速凝剂添加量的关系，见表 4－7－5。

振动筛由风动振子和筛网组成。混合料经筛选后进入输料系统，可以保证混合料的质量和防止堵管事故。

表 4－7－3 干式混凝土喷射机类型及技术特征

项目	单位	双罐式			转体式			螺旋工
		WG－25g	泰山－75	冶建－65	转子－Ⅱ（ZPH－2等）	ZP－Ⅳ	HPC－V	LHP－701
产生能力	m^3/h	4～5	4	4	5～7	4～5	4～6	3～5
骨料最大直径	mm	25	25	25	25	19	25	30
输料管内径	mm	50		50	50	51	50	
压气消耗量	m^3/min	6～8	10	7～8	5～8	5～8	5～8	5～8
压气工作压力	MPa	0.1～0.6	0.1～0.6	0.1～0.6	0.15～0.4	0.12～0.4	0.4	0.15～0.3
行走方式		轨轮			轨轮	轨轮	轨轮	
轨距	mm	600(900)			600	600	600(900)	
电动机型号		BJO_2-32-4	BJO_2-41-6	$JO_{51}-6$	BJO_2-51-6	BJO_2-41-6	$VB_{132}M_2-6$	BJO_2-41-4
电动机容量	kW	3	3	2.8	5.5	3	3.5	4
电动机转数	r/min	1440		960	960	960		1440
给料盘转数	r/min	13		10.3	11			
水平输料距离	m	400～500	400～500	400～500	300		Z00	8～15
垂直向上输料距离	m	40	40	40	60		40	5～10
垂直向下输料距离	m	800～1000	800～1000	800～1000				
外形尺寸(长×宽×高)	mm	1500×830×1470	1504×830×1620	1650×850×1630	1500×755×1122	1026×754×1167	1400×740×1300	1330×730×750
重量	kg	1000	1000	1000	960	510	740	415
生产厂		焦作矿院实习工厂	山东矿院实习工厂	冶金部建筑研究院	江西、广东、泰安、煤机厂等	江西煤机厂	江苏武进通用机械厂、江西煤机厂	广东煤机厂等

表 4－7－4　HPC－V 型混凝土喷射机主要技术特征

项　　目		单位	数　　据
生产能力		m^3/h	4～6
通用混合料含水量(水灰比)		%	7(0.35)
粉状速凝剂掺加量(占水泥量)		%	2.5～7
最大骨料直径		mm	25
输量管内径		mm	50
压气工作压力		MPa	0.4
压气消耗量		m^3/min	5～8
最大输料距离	水平	m	200
	垂直	m	40
电动机	功率	kW	5.5
	型号(660/380V)		$YB132M_2-6$
轨距		mm	600(900)
外形尺寸(长×宽×高)		mm	1400×740×1300
重量		kg	740
生产厂		江苏武进通用机械厂、江西煤矿机械厂	

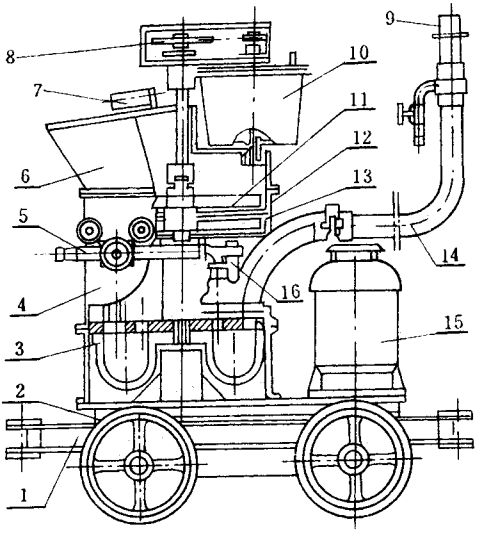


图 4－7－2　HPC－V 型潮式混凝土喷射机

1—车体；2—减速箱；3—防粘料转子；4—座体；5—气路系统；6—料斗；7—振动筛；8、10—速凝剂添加器；9—喷嘴；11—搅拌器；12—定量板；13—配料板及定量器；14—喷射管路；15—电动机；16—压紧装置

表 4－7－5　主动链轮齿数与速凝剂添加量的关系

主动链轴齿数	混合料配合比 （水泥:砂子:石子）	添加量 （占水泥重量的%）
17	1:1.5:1.5	2.5
	1:2:1.5	2.8
	1:2:2	3.1
23	1:1.5:1.5	3.4
	1:2:1.5	3.8
	1:2:2	4.2
39	1:1.5:1.5	5.7
	1:2:1.5	6.5
	1:2:2	7.1

气路系统由闸阀、压力表、管路、胶板和出料弯头等组成，作用是利用压缩空气的能量，为混凝土的输料、喷射及风动振子提供动力。

HPC－V 型潮式混凝土喷射机的工作原理如下：

在喷射作业时，首先打开水路系统闸阀并启动电动机，将初拌后的潮混料加入料斗，速凝剂加入添加器，速凝剂经定量螺旋后掺入混合料中，经搅拌后由配料盘输入防粘料转子料腔，随着防粘料转子的转动，由压风将料腔中的混合料送入输料管，在喷嘴处与水混合、水化后喷射到岩面上。

（三）使用与维修

（1）在进行喷射作业时，操作顺序应是先送风，后开电动机，最后向料斗加料；停止作业时，应先停止加料，后停电动机，最后停风。

（2）作业时应时刻注意压力表数值变化，若出现压力突然升高并超过正常压力时，输料管路可能堵塞，应立即停止加料，关闭电动机和风源，疏通管路，排除故障。

（3）作业时应经常查看橡胶结合板密封情况，发现漏风拽尘，应调整压紧螺杆的压紧力或更换结合板和衬板。

（4）喷射作业中，喷射手应合理调节给水量，正确掌握水灰比。

HPC－V 型混凝土喷射机与转子－Ⅱ型喷射机比较，具有下列特点：

（1）潮喷性能可靠，清理维修量小。该机采用防粘料转子，可使用含水率小于 10% 的混合料，出料系统畅通，转子体一般喷射 200m^3 以上混合料时才需清理一次，比转子Ⅱ型

喷射机清理周期增大了 10 倍；

(2)粉尘少，回弹率低。该机旁粉尘浓度平均为 100mg/m³，喷顶和岩帮时平均回弹率为 10%，比转子－Ⅱ型喷射机有明显改善；

(3)该机采用了添加精度为 ±5% 的速凝剂自动定量添加装置，添加量可在 2.5%～7% 范围内调节，从而改变了转子－Ⅱ型喷射机靠人工添加速凝剂的落后状况；

(4)易损件寿命长。该机采用橡胶结合板液压自动压紧装置，使结合板与衬板接触均匀，工作压力稳定，密封性能好，不漏风拽尘，减小了结合板的摩擦受损，提高了使用寿命，每块结合板的使用寿命为 250m³，旋转衬板为 400m³，两项指标分别为转子－Ⅱ型喷射机的 1.5 倍和 2 倍；

(5)生产效率高。该机采用速凝机自动添加器和风动振动筛，减少了操作人员；采用防粘料转子，解决了料腔粘结堵塞的技术问题，从而减少了停机清理时间，提高了工效，生产效率大大提高。

第二节　单体液压支柱

一、概述

(一)用途和使用范围

单体液压支柱简称为单柱，在结构上与液压支架不同。它与金属铰接顶梁配套，供普通机械化采煤工作面支护使用；也可供综采工作面局部地区，如端头或临时支护使用。单柱没有推移装置、整体底座和顶梁，但柱体本身的结构较液压支架上的支柱复杂。单柱也是恒阻工作式的支柱。

单体液压支柱适用于倾角小于 25°的水平或缓倾斜煤层(当采用可靠的安全措施时，也可在 25°～35°的煤层中使用)，并且要求底板不宜过软，顶板周期压力明显，直接顶易于垮落的围岩条件，在底板过软、地质条件复杂或分层的工作面使用单柱时，应采取相应的措施。

单体液压支柱不准在下列条件下使用：

(1)淋水过大的工作面。

(2)使用其它性能支柱的工作面。

(3)使用木顶梁(帽)的工作面。

(4)有严重酸碱性淋水的工作面。

(5)暂不适用炮采工作面(矿务局有防护及安全措施经批准者例外)。

(二)分类和特点

1. 分类

1)按供油方式分类

根据供油方式的不同,单体液压支柱可分为内注式和外注式。

内柱式单体液压支柱靠柱内的手摇泵获得压力,使工作液贮存在柱内循环使用。

外柱式单体液压支柱用液压枪将泵站输来的高压液体注入单柱。

2)按用途分类

(1)通用类支柱,适于一般条件下使用。

(2)重型支柱,适用具有冲击地压条件下使用。

内、外注式单体液压支柱都可用于一般条件工作面 若将安全阀改为大流量安全阀,亦可用于具有冲击地压的工作面。

2. 特点

内、外注式单体液压支柱的工作原理、性能和回柱方式均相同,而结构、工作介质等有所不同,其各自的特点如下:

(1)外注式单体液压支柱的工作液为乳化液,回柱时乳化液排至采空区。内注式单体液压支柱的工作液为液压油,回柱时油缸中的液压油流回活柱内腔形成闭式循环。

(2)外注式单体液压支柱用的乳化液由设在巷道中的泵站经高压胶管、注液枪供给,并给予支柱的一定初撑力,初撑力由泵站压力保证。内注式单体液压支柱是靠支柱本身手摇泵来获得初撑力,所以初撑力是根据操作力的大小来确定的。

(3)外注式单体液压支柱是靠活柱体自重和复位弹簧降柱。内注式单体液压支柱仅靠自重降柱。

(4)内注式单体液压支柱在升降柱时,需要进气、排气,要求设有通气装置。外注式则不需要。

(5)外注式单体液压支柱的活柱升到最大高度时依靠限位装置限位。内注式单体液压支柱的活柱升到最大高度时则依靠活柱体内装油量的多少来限位。

(6)外注式单体液压支柱上的所有阀都装在一起,便于井下更换和井上维修。内注式单体液压支柱的安全阀、单向阀和卸载阀分别装在不同的位置上,在井下无法更换。

两种单体液压支柱各有优缺点,外注式单体液压支柱的优点是:

(1)结构简单。除三用阀外,支柱内腔零件少(不象内注式单体液压支柱装有一个手摇泵以及通风装置等),因此加工容易、成本低。

(2)维护方便。支柱一般故障大多发生在三用阀上,在井下更换一个好的三用阀后,支柱即可投入使用,无须整体升井,因此零件发生故障的可能性少(而内注式单体液压支柱的任何内部零件的损坏都需支柱升井解体,维修工作量大)。

(3)初撑力由油泵保证,可靠性高。支柱初撑力 $P_{初}$ 由下式确定:

$$P_{初}=\frac{\pi D^2}{4}p\,(\mathrm{N})$$

式中　D——油缸内径,mm;

p——泵站压力,MPa。

初撑力完全由泵站压力和油缸直径的大小决定,与人工操作无关(内注式支柱的初撑力是依靠人工操作支柱的手摇泵获得,并受多种因素的影响,如工人的责任心、精神状态等,因此不易保证,每根支柱的初撑力也很难一致)。

(4)升柱速度快,一般外注式单体液压支柱的升柱速度为 70~80mm/s。泵站压力越高,升柱速度也就越高(内注式单体液压支柱靠人工来完成,每摇一次手把,升柱行程一般只有 20~30mm)。在升柱行程相同的情况下,外注式比内注式支柱的升柱速度快 4~5 倍。

(5)工作行程大,适应煤层变化范围大。外注式单柱行程不受升柱限制,可设计得大些,因而适应煤层变化的范围大(内注式单柱因手工操作升柱,每次行程又小,所以支柱行程不可能设计得太大,否则将影响工人操作)。

(6)重量较轻。外注式单柱零件少,所以重量轻。同一高度的内、外注式单柱的重量相差 3~5kg。

外注式单体液压支柱的缺点是;

(1)增加一套泵站和管路系统,系统多、环节多、管理较复杂(内注式单柱就不需要这些设备,在没有电源和泵站的地方也可应用,灵活性强,管理较简单,对工作面生产的影响也小)。

(2)消耗乳化液,吨煤成本略有提高。外注式单柱在回柱时,将单柱内腔乳化液排至采空区,不能回收复用。一般乳化液使吨煤成本提高 0.1 元左右(内注式单柱回柱时,其液压油流回活柱内腔,实现支柱本身液压油闭路循环,所以液压油的消耗量少)。

(3)外注式单柱是开式系统,单向阀等容易污染失效。单向阀,卸载阀暴露在外表,煤粉等东西容易污染,使之失效(内注式单柱的阀全部装在支柱内腔,受外界污染的可能性小,所以可靠性较高)。

(4)劳动条件较差。外注式单柱在注液前要冲洗注液嘴,操作不当就容易弄湿工作服(内注式单柱的液压系统为闭式系统,油液不易外漏,所以劳动条件好些)。

内、外注式单体液压支柱由于具有不同的特点,因而是选用外注式单柱还是内注式单柱,各矿可根据具体条件和习惯通过实践来确定。但是在 2.2m 以上的高煤层中,考虑到内注式单柱的重量较大,所以选用外注式单柱为好。

(三)主要技术特征

我国生产的单体液压支柱的主要技术特征见表 4-7-6 和 4-7-7。

表 4-7-6　外注式单体液压支柱的技术特征

参数 / 型号	最大高度 (mm)	最小高度 (mm)	工作行程 (mm)	额定工作阻力 (kN)	初撑力 (kN)	油缸直径 (mm)	升柱时间 (s)	降柱速度 (mm/s)	泵站压力 (MPa)
DZ06—25/80	630	450	180						
DZ08—25/80	800	545	255						
DZ10—25/80	1000	655	345	250	50(75)	80	<10	>50	100(150)
DZ12—25/80	1200	790	460						
DZ14—25/80	1400	870	530	250	50(75)	80	<10	>50	
DZ16—25/80	1600	980	620						100(150)
DZ18—25/80	1800	1080	720						
DZ20—30/100	2000	1240	760	300					
DZ22—30/100	2200	1440	800		78.5(118)	100		>40	
DZ25—25/100	2500	1700	800						

表 4-7-7　内注式单体液压支柱的技术特征

参数 / 型号	最大高度 (mm)	最小高度 (mm)	工作行程 (mm)	额定工作阻力 (kN)	初撑力 (kN)	油泵直径 (mm)	手把上的作用力(kN)		全行程降柱速度 (mm/s)	手把摇一次活柱上升量 (mm)	装油量 (L)
							升柱	回柱			
NDZ06—25/80	650	510	140		40						1.0
NDZ08—25/80	800	590	210								1.3
NDZ10—25/80	1000	720	280		50		<200	<200	>20	>12	1.7
NDZ12—25/80	1200	870	330	250		80					2.1
NDZ14—25/80	1400	1000	400								2.5
NDZ16—25/80	1600	1100	500				<250		>30	>20	3.0
NDZ18—25/80	1800	1250	550		70~80						3.3
NDZ20—30/100	2000	1360	640	300		100	<300				4.0
NDZ22—30/100	2200	1510	700								4.8

二、单体液压支柱的结构及工作原理

单体液压支柱在工作面的使用情况如图 4－7－3 所示，由泵站经主油管路 1 输送的高压乳化液用注油枪 6 注入单柱 4。每一个注油枪可担负几个单柱的供液工作。在输送管路上并装有总截止阀 2 和支管截止阀 3，以作控制用。

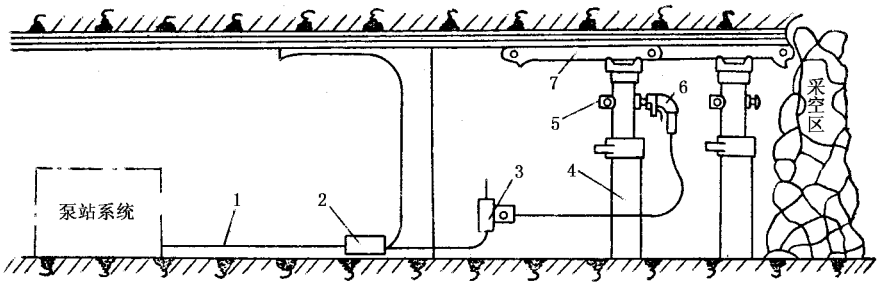


图 4－7－3　单体液压支柱工作面布置图

1—主油管；2—总截止阀；3—支管截止阀；4—支柱；5—三用阀；6—注液枪；7—顶梁

(一) NDZ 型内注式单体液压支柱

国内外生产的各种类型的内注式单体液压支柱在结构上大同小异，其差别不大。而符号的意义是：以 NDZ18—25/80 为例，N—内注式；D—单体液压；Z—支柱；18—支柱最大高度 1800mm；25—支柱额定工作阻力为 25kN；80—油缸直径为 80mm。

1. 结构

内注式单体液压支柱的结构如图 4－7－4 所示，它由顶盖、通气阀、安全阀、卸载阀，活塞、活柱体、油缸、手摇泵和手把体等部分组成。

1)顶盖

单柱的顶盖是将顶板岩石的压力传递到支柱上的部件，其作用为直接承受载荷。利用顶盖上面的柱爪，可防止顶板来压时支柱滑倒失效。支柱采用球面形锻造而成的顶盖。这种顶盖比摩擦式金属支柱常用的铰接活顶盖的零件少，强度高，又不易损坏和丢失，还可减少加工和维修工作量，从而改善支柱的受力状况。

2)通气阀

内注式单体液压支柱是靠大气压力进行工作的。活柱升高时，活柱内腔贮存的液压油不断压入油缸，需要不断补充大气；活柱下降时，油缸内液压油排出活柱内腔，活柱内腔的多余气体通过通气阀排出；支柱放倒时，通气阀自行关闭，防止内腔液压油漏出。NDZ 型内注式单柱采用重力式通气阀，结构如图 4－7－5 所示，它由端盖 1、钢球 2、通气

阀体 3、顶杆 5、阀芯 6 和弹簧 7 等部件组成。

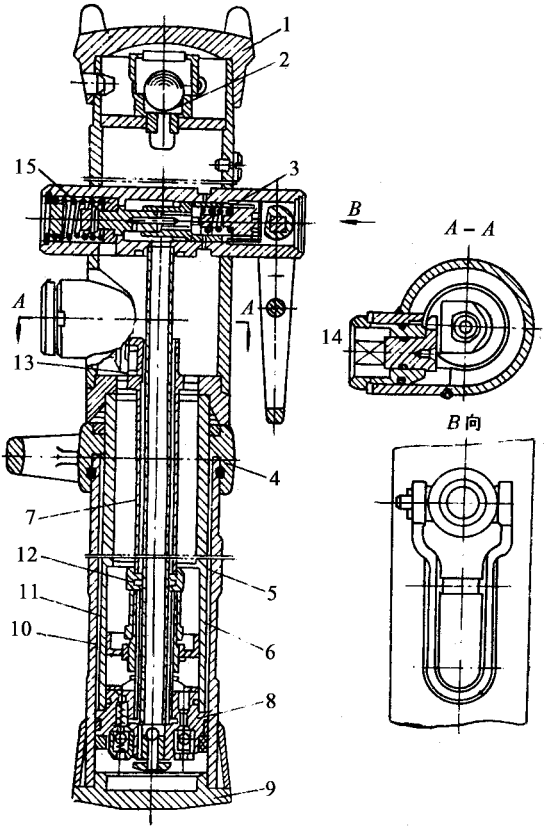


图 4－7－4　NDZ 型内注式单体液压支柱结构图

1—顶盖；2—通气阀；3—安全阀；4—手把体；5—活柱体；
6—油缸；7—柱塞；8—活塞；9—缸底；10—泵活塞；11—泵套；
12—联接头；13—滑块；14—曲柄；15—卸载阀弹簧

端盖 1 上装有两道过滤网，以防止吸气时煤尘等脏物进入活柱内腔。支柱在直立时，钢球 2 的重量作用在顶杆 5 和阀芯 6 上，并压缩弹簧 7，使阀芯 6 离开通气阀体 3，从而使通气阀被打开。这时，空气经过滤网后进入阀体，从阀芯和阀体之间再进入活柱上腔，补充随着支柱升高而使活柱上腔存油减少所需的空气。回柱时，油缸中的液压油流回活柱上腔，活柱内腔的空气便从通气阀排出。当支柱倾斜或放倒时，钢球 2 靠重力自动离开顶杆 5，阀芯 6 在弹簧 7 的作用下关闭通气阀，以防止活柱内腔的液压油漏掉。

3）安全阀

内注式单体液压支柱随着顶板的下沉，活柱要下降一点，但要求支柱对顶板的作用

力应基本上保持不变，即支柱的工作特性是恒阻力，这一特性是由安全阀来调定保证的。同时安全阀又起着保护作用，使支柱不致因超载过大而受到损坏。

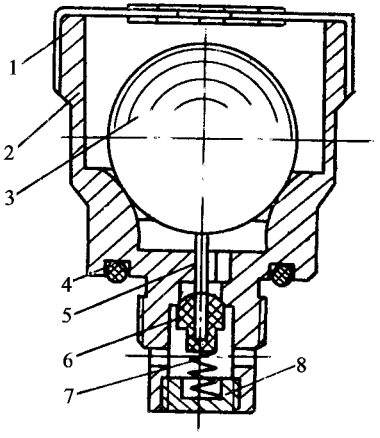


图 4－7－5　通气阀

1—端盖；2—钢球；3—阀体；4—密封圈；5—顶杆；6—阀芯；7—弹簧；8—螺母

NDZ 型单柱的安全阀结构如图 4－7－7 所示，它由安全阀垫 1、导向套 2 和弹簧 3 等部件组成。当支柱所承受的载荷超过额定工作阻力时，高压液体作用在安全阀垫 1 和六角形的导向套 2 上的推力大于安全阀弹簧的弹力，使弹簧 3 被压缩，安全阀垫与导向套一起向右移位而离开阀座。这时，高压液体便经阀针节流后从阀座与阀垫及导向套之间的缝隙外溢，使支柱内腔的液体压力降低，于是活柱下降。若支柱所承受的载荷低于额定工作阻力时，高压液体作用在阀垫和导向套上的力减小，这时在弹簧力的作用下，阀垫和导向套便向左移动复位，关闭安全阀，高压液体停止外溢，支柱载荷不再降低，保证支柱基本恒阻。安全阀弹簧的压缩力是由右边的调压螺钉来调定的，以适应不同的工作阻力。

4）卸载阀

内注式单体液压支柱在正常工作时要求卸载阀关闭。当回柱时，将卸载阀打开，使油缸中的高压液体经该阀流回到活柱内腔，从而达到降柱的目的。卸载阀由卸载阀垫 4、阀座 5 和弹簧 6 等部件组成，如图 4－7－6 所示。为了减少卸载时高压液体运动阻力，提高密封性能，将卸载阀垫密封面制成圆弧形。

5）卸载装置

单体液压支柱不论是内注式还是外注式，都是采用人工方式回柱。NDZ 型支柱的卸

载装置如图 4－7－6 所示，它由卸载环 1、凸轮 2、方销 3 和开口销 4 等部件组成。当扳动卸载环 1 时，通过方销 3 与凸轮 2 将卸载环的旋转运动变成卸载阀垫的直线运动，从而达到回柱的目的。

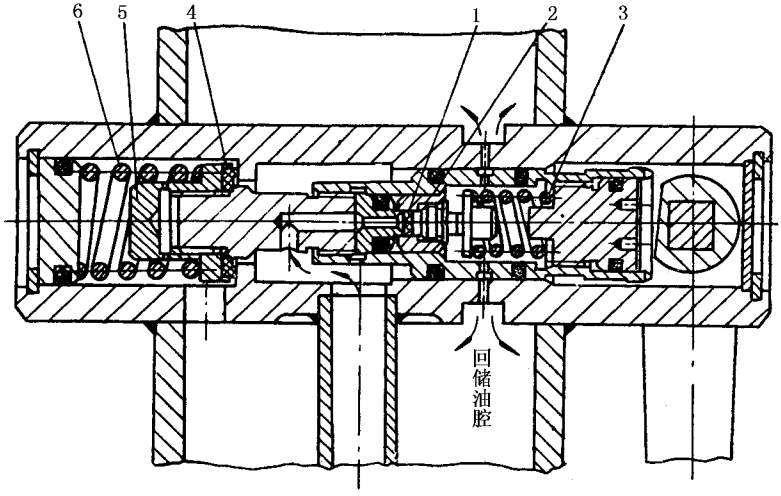


图 4－7－6　安全阀和卸载阀

1—安全阀垫；2—导向套；3、6—弹簧；4—卸载阀垫；5—卸载阀座

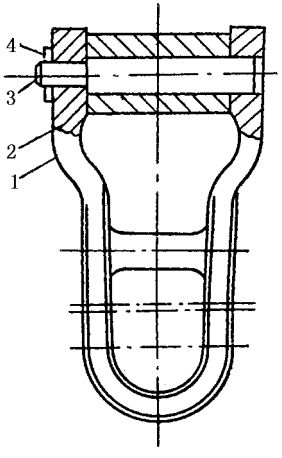


图 4－7－7　卸载装置

6）活塞

活塞是密封油缸和活柱在运动时作为导向用的，其上装有手摇泵及有关阀组。活塞的结构如图 4－7－8 所示，它由进油阀 18、单向阀 19、活塞头 3、泵套 1、过滤网 2 和导向

环 7 等部件组成。支柱工作时，活塞靠导向环 7 导向，可减少摩擦和损坏，保护油缸镀层。

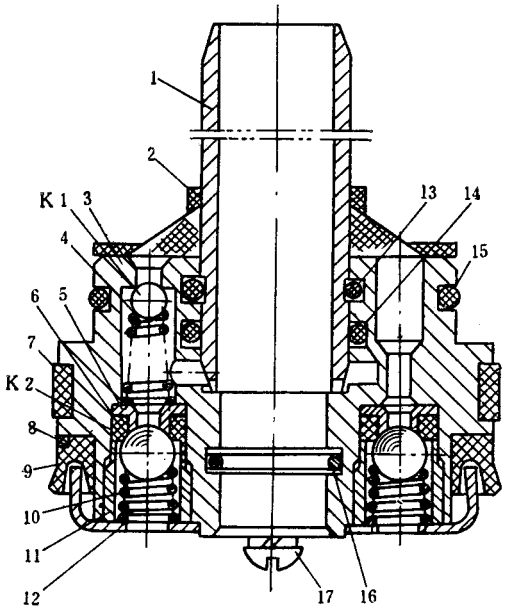


图 4－7－8　活塞

1—泵套；2—过滤网；3—活塞头；4—锥形托簧；5—限位套；6—单向阀套；7—导向环；8—皮碗防挤圈；9—Y 形密封圈；10—单向阀弹簧；11—衬套；12—托碗；13、14、15、16—O 形密封圈；17—半圆头螺钉和轻型弹簧垫圈；K_1—进油阀；K_2—单向阀

耐油橡胶制成的 Y 形密封圈起密封油缸的作用。随着油缸中液体压力的增大，作用在 Y 形圈唇边上的力也逐渐加大，从而保证了唇边紧贴在油缸上，提高了支柱的密封性能。为了避免 Y 形密封圈在高压液体的作用下挤入活塞与油缸之间的间隙中，在 Y 形密封圈上装设了皮碗防挤圈 8，从而提高了 Y 形密封圈的强度，使其不易损坏。

7）活柱体

活柱体是支柱上部的承压杆件，顶板对支柱的压力经活柱体传递到油缸内的液压油和底座上。支柱在使用过程中，由于各种原因，如顶板不平、支设角度不当时，使支柱往往处于偏心受力状况。因此，活柱体在工作过程中不仅要承受压应力，还要承受弯曲应力的作用，同时活柱体内腔是贮存液压油的油池，因此要求活柱体必须有足够的强度。活柱筒采用 27SiMn 热轧无缝钢管加工而成，经热处理后的抗拉强度达 1000MPa，屈服极

限为 820MPa。

活柱体的结构如图 4－7－9 所示，它由长接管 1、阀体 2、芯管 3、连接环 4 和活柱筒 6 等部件组成。由于井下湿度大、淋水多，并存在硫化氢等各种有害气体以及矿水中含有酸碱性，因而为了延长支柱和防尘圈的使用寿命，在活柱表面采用复合镀层，即用含锡 10%～18%的锡青铜打底，表面再镀硬铬，以防支柱锈蚀并提高其强度。

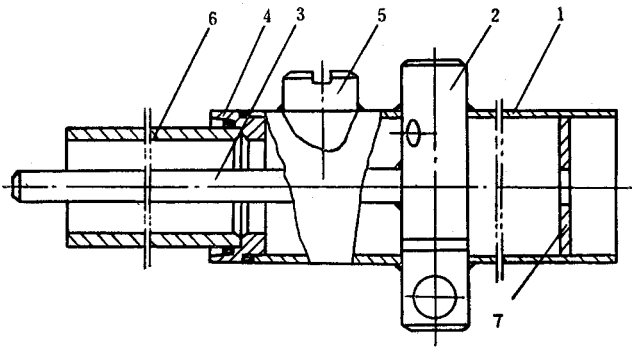


图 4－7－9　活柱体

1—长接管；2—阀体；3—芯管；4—连接环；5—曲柄；6—活柱筒；7—底托板

8）油缸体

油缸体是支柱下部的承载杆件，顶板压力经它传递到底板上。它由油缸 1，底座套筒 2 和底座 3 等部件组成，如图 4－7－10 所示。油缸体采用 27SiMn 热轧无缝钢管加工而成。为防止油缸内壁锈蚀，延长使用寿命，在油缸内表面镀一层锡青铜。底座套筒 2 与底座 3 焊接在一起。为便于回收时拔柱，底座套筒的斜度不宜过大，否则支柱可能被矸石卡住，增加回柱时的困难。

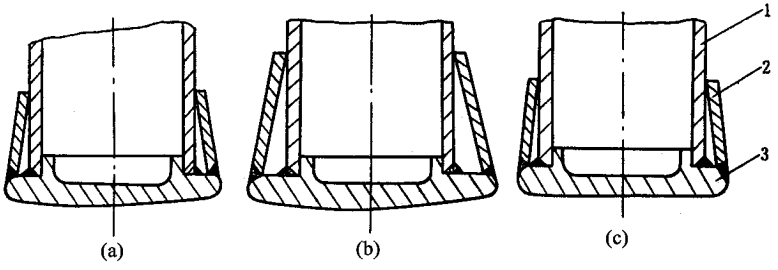


图 4－7－10　油缸体及底座

a—弧形底座；b—大底座；c—平底座

1—油缸；2—底座套筒；3—底座

单体液压支柱的底座有平底座、圆弧底座和加大底座三种。实践证明，平底座虽然在支设时稳定性较好，在角度较大的煤层中使用时不易下滑，但由于工作面底板不可能很平整，往往使平底座中部被压成凹坑，造成油缸焊缝开裂，更主要的是使支柱的受力状况恶化。增大支柱受力的偏心距。圆弧底座克服了平底座的缺点，改善了支柱的受力状况，所以使用的较多。底座面积的大小，完全由底板岩石的性质和支柱工作阻力的大小所决定。对于软岩底板，为防止支柱压入底板造成回柱困准，应采用较大面积的加大底座。

9）手把体

手把体通过连接钢丝装在油缸上，便于搬运和回收支柱。手把体也是活柱上部的导向装置。手把体内槽上装有防尘圈。活柱下缩时其防尘圈可将活柱上的煤粉等脏物刮掉，以防煤粉和其它脏物进入油缸上腔。

10）手摇泵

内注式单柱的升柱与对顶板产生的初撑力，都是靠手摇泵来完成的。手摇泵按结构一般分为单级泵和双级泵。

单级手摇泵为减少初撑时的操作力，油泵直径不可能设计过大，故此泵的活塞面积小，每动作一次排出的油量少，升柱速度慢，但结构简单，体积小。

目前使用的 NDZ 型内注式单柱采用的是双级结构的手摇泵。活柱升高时，主要利用活柱内腔与泵活塞组成的一级泵工作。由于泵的活塞面积大，排油量大，所以升柱速度较快。一般手摇泵动作一次，活柱可升高 20mm 以上。尽管泵的面积大，但由于升柱时所需要的压力很低（0.3MPa），因此操作力很小。支柱初撑时，是芯管、柱塞的联接头和泵套组成的二次泵起主要作用。在初撑时需要手摇泵产生的工作压力较高。如果泵的活塞面积较大，作用在手摇泵摇把上的力就非常大，无法进行工作。所以，采用面积较小的联接头与泵套等组成的二级泵来实现这一操作。

无论采用单级泵结构还是双级泵结构的手摇泵，都是依靠手摇把、曲柄和滑块组成的曲柄滑块机构，通过手把的上下摆动变成活塞的直线运动来工作的。升柱过程完全靠工人的操作来实现，能否按操作规程操作对初撑力的大小影响很大，所以在使用时要特别注意这个问题。

2. 工作原理

NDZ 型内注式平体液压支柱的工作原理包括升柱、初撑、承载和回柱四个过程。

1）升柱

支柱立起来以后，通气阀中的钢球靠自重将橡胶阀芯打开，活柱上腔即与大气相通。

升柱的动作过程如图 4－7－11a、b 所示。将手摇把套在曲柄方头上，然后上下摇动手把，通过曲柄滑块机构带动柱塞 6 做上下往复运动，柱塞又带动泵活塞 2 向上运动，使一级泵活塞紧贴在特制的挡圈 5 上，这时泵活塞下腔（低压区 B）形成负压，储油腔 A 内贮存的油液在大气压力的作用下沿活塞与柱塞联接头 1、特制挡圈 5 之间的间隙流入低压区 B 内，完成一次吸油过程。柱塞向下运动时，泵活塞上部端面顶在柱塞联接头凸出的圆环面上，低压腔 B 内受压缩的油液绝大部分经进油阀 3 和单向阀 4 压入工作区 C（即油缸）内，使活柱升高。连续摇动手把，活柱不断升高，直到支柱顶盖与顶梁或顶板接触为止，即完成升柱过程。由于活柱升高时所需要的压力较低，因而二级泵只起次要的作用。

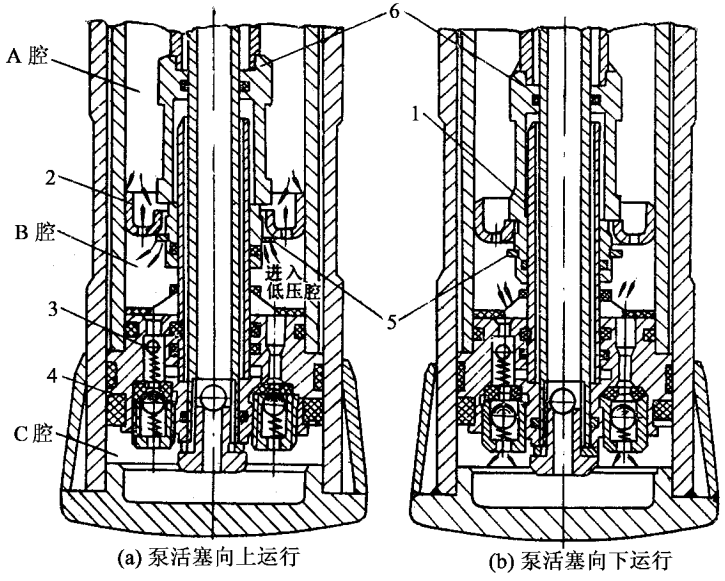


图 4－7－11　升柱过程

1—联接头；2—泵活塞；3—进油阀；4—单向阀；5—挡圈；6—柱塞

2）初撑

初撑动作过程如图 4－7－12 所示。支柱顶盖与顶梁接触时，继续摇动手把。当柱塞向上运动时，储油腔 A 内的油液流入低压腔 B，并经进油阀 3、活塞环形槽充满于泵套 6 和联接头 1 之间的间隙。当柱塞向下运动时，由于油缸中的油压较高，而低压腔 B 内的油液虽经一级泵活塞压缩，但油压仍较低，因而打不开单向阀 4，只能经泵活塞 2 上的两个阻尼孔和泵活塞与活柱筒间的间隙返回到储油腔 A，以减轻操作阻力。与此同时，柱塞联接头 1 内腔的油液受到压缩后经活塞头 5 环形槽返回，迫使进油阀 3 关闭，打开单向阀 4，高压油经单向阀 4 压入工作腔 C 内，使工作腔 C 内的油压不断升高。柱塞向上运动

时，二级泵内的油压降低并形成负压，打开进油阀 3，储油腔 A 内的油液继续流入低压腔 B 内，同时油缸中的压力油将单向阀关闭。低压腔 B 内的液压油又经活塞头环形槽吸入二级泵而完成吸油过程。就这样连续摇动手把，直到手把感到很费劲时，即使支柱获得了规定的初撑力，并完成了初撑过程。

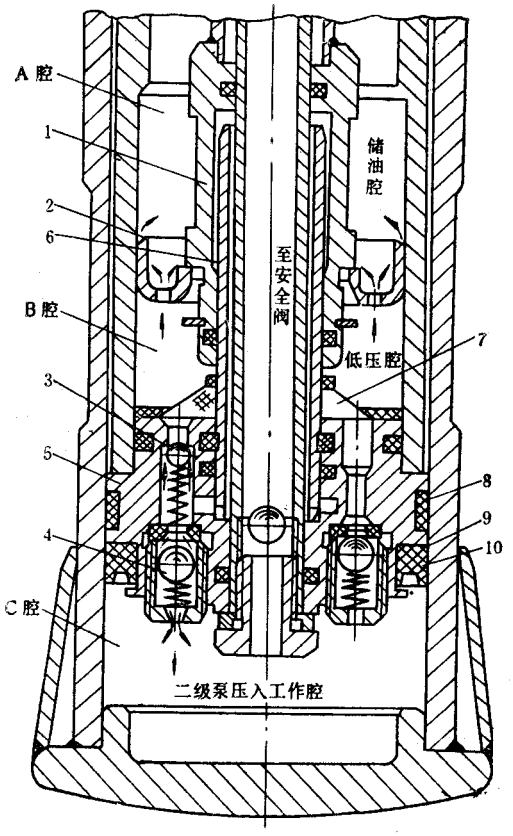


图 4－7－12　初撑过程

1—联接头；2—泵活塞；3—进油阀；4—单向阀；5—活塞头；6—泵套；7—滤油网；8—导向环；9—皮碗防挤圈；10—Y 形密封圈

3）承载

随着工作面的推进，支护空间的扩大和支护时间的延长，回采工作画的顶板将产生不同程度的下沉，使作用在支柱上的顶板压力逐渐增加。承载动作过程如图 4－7－11 所示。当支柱所承受载荷达到额定工作阻力时，油缸工作腔 C 内的高压油经芯管进入安全阀，作用在安全阀垫 1 上，使导向套 2 向右移动压缩弹簧 3，高压油经阀垫和阀座间的间隙和小孔流回到储油腔 A。这时活柱就均匀下缩，顶板微量下沉，而顶板压力形成新

的平衡。当顶板作用在支柱上的载荷降低到支柱额定工作阻力以下时，工作腔 C 内的油压同时下降，在弹簧 3 的作用下，六角导向套复位，安全阀自行关闭，工作腔 C 内的油就停止向储油腔 A 回流。支柱在整个工作过程中，上述现象反复出现，使支柱始终处于恒阻状态，从而达到有效地管理顶板的目的。支柱的这种工作特性曲线如图 4－7－13 所示。

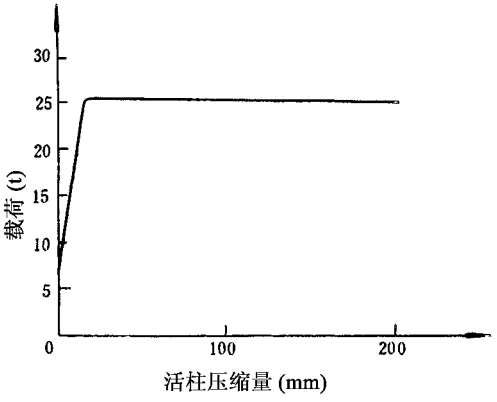


图 4－7－13　支柱工作特性曲线

4)回柱

工作面放顶回收支柱时，可根据工作面顶板状况的好坏，采用远距离方式或近距离力式回柱。顶板条件较好时，采用近距离回柱，其回柱过程如图 4－7－14 所示。将卸载手把插入卸载环中，然后再扳动手把，带动凸轮 3 转动，迫使安全阀向左移动，压缩卸载阀弹簧 1，打开卸载阀，于是工作腔 C 内的高压油经芯管 2、卸载阀垫与阀体接触平面之间的间隙及阀体上 3 个 ϕ12mm 的径向孔流回储油腔 A。这时活柱在自重的作用下快速降柱，而储油腔 A 内的气体经通气阀排出柱外，从而完成了回柱过程。

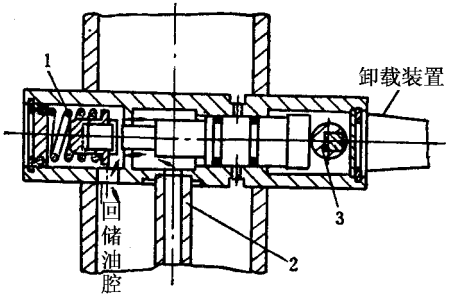


图 4－7－14　回柱过程图

1—曲载阀弹簧；2—芯管；3—凸轮

（二）DZ 型外注式单体液压支柱

1. 结构

外注式单体液压支柱的结构比内注式单体液压支柱简单，其结构如图 4－7－15 所示，它由顶盖、活柱体、三用阀、手把体、油缸、活塞、限位装置、复位弹簧和底座等部件组成。外注式单柱的油缸、活柱体、活塞、手把体和卸载装置等部件的结构及作用都与内注式单柱相同，这里就不再叙述了。下面仅就与内注式单柱不同的几个部件作一讲述。

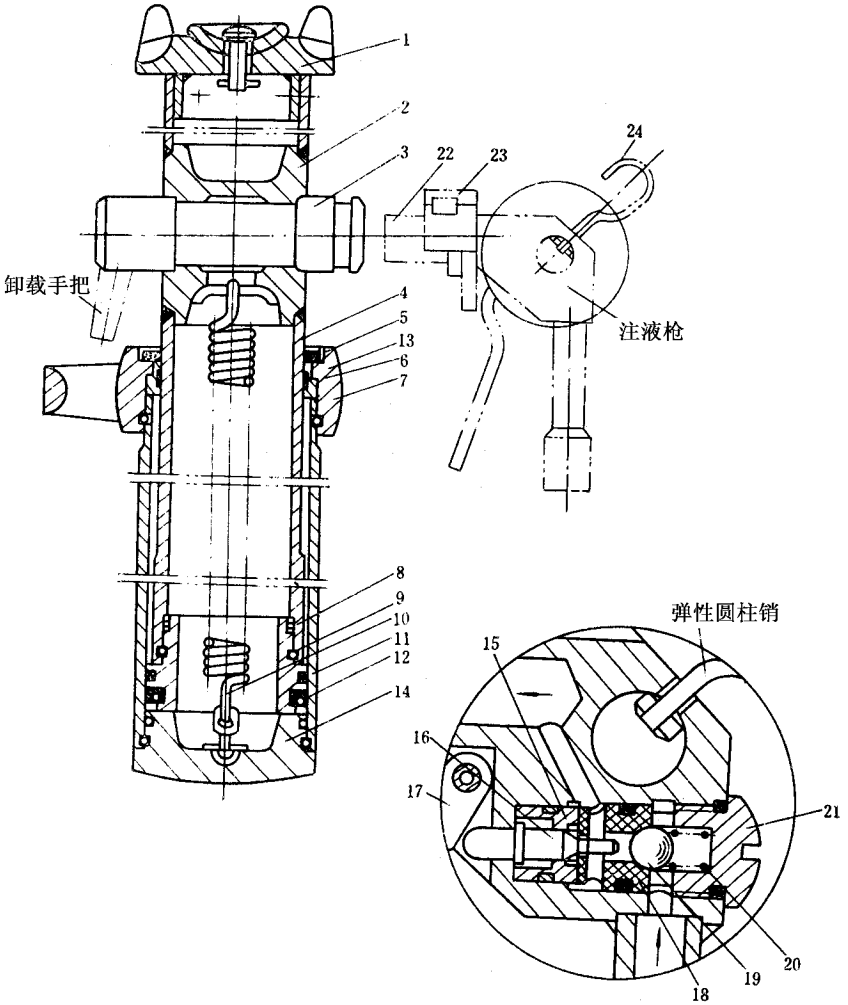


图 4－7－15　DZ 型外注式单体液压支柱结构

1—顶盖；2—柱头；3—三用阀；4—活柱体；5—防尘圈；6—挡环；7—手把体；
8—油缸；9—钢丝；10—复位弹簧；11—活塞；12—Y 形圈；13—导向环；
14—底座；15—隔离套；16—顶针；17—手把；18—单向阀座；19—钢球；
20—弹簧；21—压紧螺钉；22—注液管；23—锁紧套；24—挂钩

1)三用阀

三用阀是外注式单柱的心脏,其结构如图 4－7－16 所示,它由单向阀、卸载阀和安全阀三部分组成。单向阀供单柱注液用;卸载阀供单柱卸载回柱用;安全阀保证单柱具有恒阻特性。DZ 型外注式单柱采用 NDZ 型内注式单柱相同的安全阀、卸载阀及相同结构的单向阀。所不同的是外注式单柱的 3 个阀组装在一起,便于井下更换和维修。使用时,利用左右阀筒上的螺纹将三用阀连接组装在支柱柱头上,依靠阀筒上的 O 形密封圈与柱头密封。

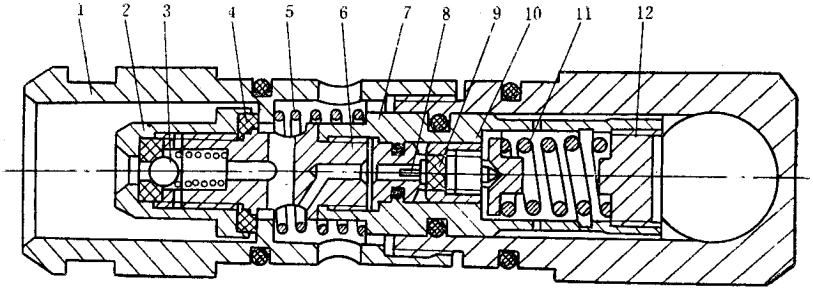


图 4－7－16　三用阀

1—左阀筒;2—注液阀体;3—钢球;4—卸载阀垫;5—卸载阀弹簧;6—连接螺杆;
7—阀套;8—安全阀针;9—安全阀垫;10—导向套;11—安全阀弹簧;12—调压螺钉

2)限位装置

内注式单柱靠活柱内腔贮存油量的多少来限制活柱行程,保证油缸与活柱具有一定的重合长度,防止活柱拔出。而外注式单柱靠活柱上的限位装置来限制活柱的行程。限位装置有限位套、限位环、钢丝挡圈和活柱上限位台阶等多种形式。2m 以上的 DZ 型单柱采用活柱上的限位台阶限位;1.8m 以下的则采用钢丝圈限位。

升柱时,当活柱上的限位装置碰到手把体后,如果继续供液,活柱也不再升高,以防止活柱超高或自油缸中拔出。因此限位装置必须具有一定的强度,承受初撑力时,限位装置也不允许损坏。

3)复位弹簧

采用复位弹簧回柱时,可加速活柱的下降速度。复位弹簧的一头挂在柱头上,另一头挂在底座上。安装时应使复位弹簧具有一定的预拉力。由于使用复位弹簧复位,DZ 型单柱的底座不能象内注式单柱一样焊在油缸上,而是采用活接,即用钢丝连接在油缸上。

4)注液枪

注液枪的种类很多，但结构原理都一样。注液枪的用途是将管路来的高压乳化液供给单柱。注液枪的结构如图 4－7－15 所示，它由注液管 22、锁紧套 23、顶针 16、隔离套 15、手把 17、钢球 19、弹簧 20 和压紧螺钉 21 等部件组成。

使用时将高压胶管用 U 形卡接在注液枪直管上。不注液时泵站来的高压乳化液将单向阀钢球 19 压在单向阀座 18 上，关闭单向阀，液体不能通过。升柱时，将注液管 22 插入三用阀注液嘴上，转动锁紧套 23 使其卡在左阀筒相应槽里，以防止注液枪被高压液体推出，然后握紧手把 17，使顶针 16 向右移动顶开钢球 19，打开单向阀，胶管中的高压乳化液就经单向阀、注液管进入支柱。当支柱达到额定初撑力后，松开手把 17，单向阀钢球 6 在液体压力和弹簧 20 的作用下复位，关闭单向阀，停止向支柱供液。一般工作面每隔 9～10m 装备一个注液枪，支完一根支柱后，可拔下注液枪再支设另一根支柱。注液枪不用时，可用拄钩 24 将注液枪挂在支柱手把上，或不从支柱上拔下来亦可，以免弄脏。

2. 工作原理

DZ 型外注式单柱的工作原理与内注式单柱相似，其动作过程分为升柱—初撑、承载和回柱三个过程，其工作原理如图 4－7－17 所示。

1)升柱—初撑

将注液枪插入三用阀的单向阀，卡好注液枪上的锁紧套。然后操作注液枪手把(见图 4－7－17)，泵站来的高压乳化液经单向阀和阀筒上的径向孔进入单柱下腔，活柱上升。当单柱顶盖使金属顶梁紧贴顶板，活柱不再上升时，松开注液枪手把，切断高压液体的通路，使单柱给予顶板一定的初撑力，即完成升柱—初撑过程。

2)承载

随着支护时间的延长，工作面顶板作用在支柱上的载荷增加。当顶板压力超过支柱的额之工作阻力时，支柱内腔的高压乳化液将三用阀的安全阀打开(见图 4－7－17b)，然后从右阀筒和安全阀套之间的间隙溢出，支柱下缩，使顶板压力形成新的平衡。若支柱所承受的载荷低于额定工作阻力时，支柱内腔压力降低，在安全阀的弹簧作用下，将安全阀关闭，停止外溢，使支柱对顶板的阻力始终保持一致，从而实现支柱的恒阻特性。

3)回柱

回柱时将卸载手把插入三用阀右阀筒卸载孔中，转动卸载手把，使安全阀轴向移动(见图 4－7－17c)，打开卸载阀，支柱内腔的高压乳化液经卸载阀、右阀筒与注液阀体间隙喷到工作面采空区，活柱在自重和复位弹簧的作田下缩回复位，从而完成回柱过程。

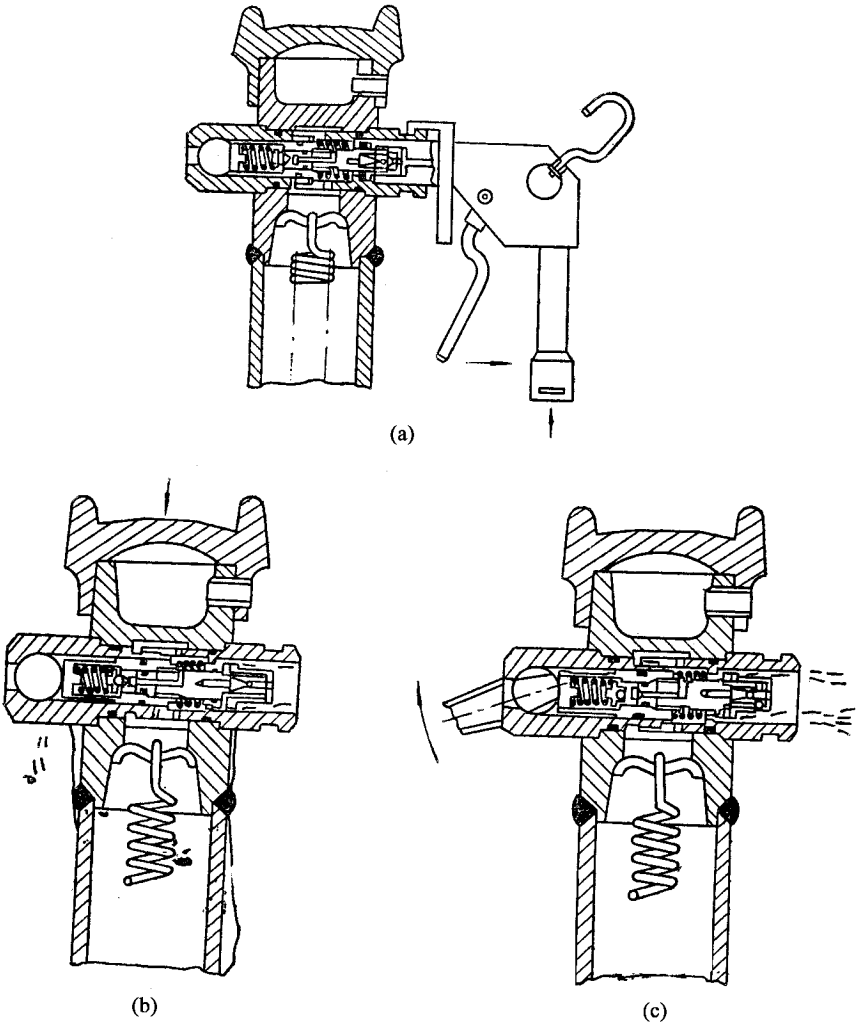


图 4－7－17　外注式单体液压支柱的工作原理

三、单体液压支柱的使用、维修与故障处理

单体液压支柱使用和维修的好坏，直接关系到安全生产和采煤机效率的发挥。因此要严格遵守操作规程，加强维护，定期检修与及时排除故障，充分发挥单柱的使刚效果。

(一)单柱的使用方法

(1)为防止支柱内腔的工作液体流失，支柱应直立存放，卸载手把在不工作时应处于关闭位置。

(2)支柱在搬运时,应将支柱缩到最小高度,严禁随意抛扔支柱。

(3)支设前,必须检查支柱上的零部件是否齐全,柱体有无弯曲凹陷,不准使用不合格的支柱。

(4)工作面倾角大于25°时,要采取防止倒柱的有效安全措施,按规定的排柱距支设支柱,不准用金属物敲打支柱。

(5)支柱支设要牢固,支柱顶盖与顶梁接触要严平。

(6)活柱最小伸出量不应小于顶板最大下沉量加50mm的回撤量。

(7)不准在工作面放炮,迫不得已时,要采取防护措施,并报矿总工程师批准。

(8)发现死柱时,要先打临时柱,然后用掏底或刨顶的方法回收,严禁采用放炮崩或机械强行回撤的做法。

(9)支柱支护后出现缓慢下缩时,应先行卸载再重新支设,如无效则应升井检修。

(10)长时间没有使用的支柱或新的支柱,在使用前应排出柱腔内的空气。

(11)支柱时,支柱必须对号入座,两人配合作业,将柱子支在实底或柱靴上,并要有一定的迎山角。注液前要用注液枪冲刷注液嘴,然后插入注液枪注液。

(12)支柱时,应将三用阀中的单向阀朝采空区侧或工作面下方,将内注式单柱的卸载手把朝向煤壁侧。

(13)用手抓支柱手把时应掌心向上,防止升柱过程中从顶板掉落小块矸石砸伤手背。

(14)支柱在运输和使用过程中,不许摔砸。

(二)单柱的管理

(1)工作面每班应设专职管理人员,负责本班工作面的支柱及顶梁的管理工作。

(2)工作面的支柱及顶梁应实行“对号入座”,牌板管理。

(3)每日(班)要对支柱进行一次数量、编号、完好状态和有无渗油(液)的检查,及时更换失效或损坏的支柱,换下来的支柱要尽快升井检修。

(4)对内注式单柱要有专人定期分批地补充规定牌号和质量合格的液压油。

(5)除支柱顶盖外,不准在井下修理支柱。

(6)支柱的检修周期,应按检修规程执行。

(7)在单柱工作面附近的安全、干燥地点,必须存放足够数量的备用支柱。注液枪的拖拉胶管的长度必须大于主供液管路上相邻两处注液枪距离的二分之一。

(三)单柱的维修

定期维修支柱,是保证支柱的良好性能和安全生产,延长支柱使用寿命的重要措施。

1. 日检

(1)检查、更换损坏的支柱顶盖。

(2)更换漏液的三用阀。

(3)检查支柱油缸有无凹陷。

(4)更换,补齐损坏丢失的零件。

2. 大修

(1)清洗所有零件,更换工作液(内注式)。

(2)更换安全阀垫、单向阀、卸载阀垫、Y 形密封圈、防尘圈、导向环、皮碗防挤圈以及所有 O 形密封圈。

(3)更换所有磨损和损坏的部件。

使用单体液压支柱的工作面回采结束后,如需将支柱转到其它工作面继续使用时,应按《单体液压支柱维修暂行规程》中的维修质量标准抽查 2% 的支柱,抽试支柱根数的合格率应在 90% 以上方可使用。否则应加倍抽试,若合格率达不到 90% 以上时,应全部升井检查或大修。但支柱大修周期最长不超过:

NDZ 型内注式单柱	1.5～2 年
DZ 型外注式单柱	
支柱	2 年
三用阀	1 年
注液枪	1 年

3. 零件的修理

矿上的修理车间的主要任务是清洗和更换损坏的零部件,在特殊情况下,亦可承担部分零部件的修理,这些零部件的修理办法见表 4－7－8。如砸扁油缸的修复、长接管压弯、活柱压弯和活柱油缸电镀层的修复等都应送到矿务局机修厂去修理。

表 4－7－8　部分零部件的修理办法

零部件名称	损坏情况	修　理　办　法	备　注
活柱筒	不严重的弯曲	在压力机或调直机上调直,校直时应防止活柱压出明显凹坑	
活柱体	长接管与柱头或柱头与活柱筒开焊漏液	车掉焊缝,重新焊接,焊接时应注意活柱体的不直度	外注式单柱
左阀筒	卸载阀密封面锈蚀	用车或铣的办法将卸载阀密封面精加工,加工深度以去掉麻坑为限	外注式单柱

零部件名称	损坏情况	修　理　办　法	备　注
芯　管	开焊弯曲	1. 将长接管与挡环间焊缝车掉，重新焊接 2. 车掉长接管与挡环间焊缝 1)芯管与阀体如铜焊时，用氧气烤吹掉焊缝，使芯管掉下，校直芯管，装在专用夹具上重焊 2)芯管与阀体电焊时，将弯曲部分切断并套扣 ;切一段长度合适的芯管用螺杆连接并用铜焊将螺纹处焊死 亦可将弯曲部分切断，对焊一段合适的芯管	内注式单柱
底座套筒	砸扁	车掉套筒与底座间焊缝，换上一个新的底座套筒重焊	
油　缸	开焊漏曲	车掉焊缝，重新补焊	
注油螺钉	螺纹砸变形退不出来	焊死，在旁边另打眼，套 M10×1 的扣	
手把体	手把断	将手把焊上	
安全阀座	与阀座接触的密封面变形或冲毛	在平板上研磨光	
单向阀	密封面污染	以端面定位，装在专用夹具上，车去污杂面，加工深度以不超过 0.5mm 为限	

(四)常见故障及其处理方法

外注式和内注式单体液压支柱的常见故障及其方法见表 4－7－9 和 4－7－10。

表 4－7－9　DZ 型外注式单体液压支柱的常见故障及其处理方法

故障现象	产生原因	处理方法
注液时，活柱不从油缸中伸出或伸出很慢	1. 泵站无压力或压力低 2. 截止阀关闭 3. 注液阀体进液孔被脏物堵塞 4. 密封失效 5. 管路滤网堵塞 6. 注液枪失灵	1. 检查泵站 2. 打开截止阀 3. 清洗注液嘴 4. 更换密封件 5. 清洗过滤网 6. 检查密封圈
活柱降住速度慢或不降	1. 复位弹簧松脱 2. 油缸有局部凹坑 3. 活柱表面损坏 4. 防尘圈、Y 形圈损坏 5. 导向环、防挤圈膨胀过大	1. 重新挂好复位弹簧 2. 更换油缸 3. 更换活柱 4. 更换防尘圈、Y 形圈 5. 更换导向环或防挤圈
工作阻力低	1. 安全阀调压螺钉松动 2. 安全阀开启或关闭压力低 3. 密封件失效	1. 拧紧调压螺钉 2. 检查安全阀 3. 更换失效的密封件

故障现象	产生原因	处理方法
工作阻力高	1. 安全阀开启压力高 2. 安全阀垫挤入溢流间隙	1. 重新调定 2. 更换阀垫
乳化液从手把溢出	1. 活塞与活柱间密封圈损坏 2. Y 形圈损坏 3. 油缸变形或镀层脱落	1. 更换损坏的密封圈 2. 更换 3. 更换或重新镀铬
乳化液从底座溢出	底座与油缸间 O 形密封圈损坏	更换 O 形密封圈
乳化液从 ϕ42 柱头孔溢出	1. ϕ42 密封圈损坏 2. 柱头密封面损坏	1. 更换 O 形圈 2. 更换或修理
乳化液从单向阀,卸载阀溢出	单向阀、卸载阀密封面损坏或污染	清洗或更换损坏的零件
油缸弯曲	1. 推输送机时顶坏 2. 被采煤机撞坏 3. 油缸硬度低而被压坏 4. 支柱压死时用绞车拉坏油缸	1. 更换油缸 2. 改进操作方法 3. 更换油缸 4. 应先挑顶或卧底再用绞车回柱
活柱弯曲	1. 活柱硬度不够被压坏 2. 突然来压时安全阀来不及打开 3. 推输送机时顶弯	1. 更换活柱 2. 根据顶板压力,加大支柱密度 3. 改进操作方法
手把断裂	1. 推输送机时顶坏 2. 处理压死支柱时用绞车硬拉坏	1. 改进操作方法 2. 更换手把
顶盖损坏	支设不当	更换顶盖
活柱从油缸中拔出	未装限位装置	装设限位装置
左阀筒卸载孔变形或安全阀套端面变形	不用专门工具回柱,被蹩坏	1. 按操作要求使用专用手把 2. 更换变形零件
注液枪漏油	1. 注液枪管螺纹松动 2. 密封圈损坏 3. 密封面损坏	1. 拧紧注液管 2. 更换密封圈 3. 更换注液枪

表 4－7－10　NDZ 型内注式单体液压支柱的常见故障及其处理方法

故障现象	产生原因	处理方法
支柱打不上,初撑或支设后过一段时间活柱缓慢下降	1. 单向阀座、卸载阀垫污染或损坏 2. 芯管开焊 3. Y 形密封圈损坏 4. 阀套、芯管和泵套上的密封圈损坏 5. 安全阀垫损坏	1. 清洗或更换 2. 重新补焊 3. 更换 Y 形密封圈 4. 更换 O 形密封圈 5. 更换阀垫

故障现象	产生原因	处理方法
不能升柱	1. 卸载阀在卸载位置 2. 单向阀、卸载阀污染或损坏 3. 通气阀堵塞 4. 阀套受卡或卸载阀弹簧变形太大	1. 使卸载阀复位 2. 清洗或更换 3. 拆下清洗 4. 更换弹簧
活柱行程不够	1. 油量不足 2. 注油螺钉松动漏油 3. 通气阀污染漏油	1. 加油 2. 拧紧注油口螺钉 3. 清洗通气阀
曲柄、套管、堵头和注油螺钉处漏油	密封圈损坏	更换 O 形密封圈
手把处漏油	1. Y 形密封圈损坏 2. ϕ65 密封圈损坏 3. 油缸变形	1. 更换密封圈 2. 更换密封圈 3. 更换油缸
升、降柱不灵活	1. 通气阀堵塞 2. 活柱变形或油缸变形 3. 活柱表面严重锈蚀， 4. 卸载行程小 5. 导向环或皮碗防挤圈损坏	1. 清洗 2. 更换 3. 重镀或更换 4. 重新调定 5. 更换损坏件
顶盖处漏油	通气阀失灵	清洗或更换损坏件
工作阻力低	1. 安全阀开启或关闭压力低 2. 密封件损坏	1. 检查调定 2. 更换损坏件
液压油乳化	油中进水	更换
工作阻力高	安全阀失灵	1. 检查六角导向套是否蹩住，安全阀垫是否挤出 2. 检查安全阀进曲口是否堵塞
曲柄滑块机构卡阻	个别零件磨损	检修或更换
长接管弯曲或焊缝开裂	采高太小，压成“死柱”	选用适当的支柱。

注：顶盖损坏，油缸和活柱的弯曲等故障可参照表 4－7－9 的处理方法来处理。

第五篇

采区巷道布置与采区车场设计

第一章　采区巷道布置与设计

第一节　采区布置设计依据及要求

一、采区布置设计依据

(一)地质资料

采区内可采煤层层数、厚度、倾角、层间距、顶底板岩性及厚度。

煤的牌号、煤质及用途。

储量及分布规律、煤层对比情况。

对开采有一定影响的地质构造、陷落柱和岩浆侵入煤体情况。

水文地质特征,煤层顶底板含水性、涌水量。第四系冲积层厚度、含水情况、有无隔水层及隔水性能、含水层同煤系地层的水力联系。

煤层露头、风氧化带界线、小窑开采边界、局部可采煤层的分布。

沼气等级、是否有煤与瓦斯突出危险、自然发火情况及发火期。

地形图、煤层底板等高线图、勘探线剖面图、钻孔柱状图、水文地质图等。

(二)设计资料

矿井年生产能力、技术装备要求、开拓方式及开采计划图、通风方式、运输及回风水平位置、大巷运输方式、防水煤柱图、工业场地和风井煤柱图等。

(三)邻近矿井或条件类似矿井的生产情况

采煤方法、采(盘)区巷道布置方式、瓦斯涌出量、工作面和采区生产能力及有关经济

技术指标、建筑物下、水体下和铁路下的开采方法和有关参数，以及有关矿压测定资料和正在施工的矿井所揭露的地质情况。

对于改扩建矿井采区设计时更应该详细了解、掌握现有生产采区的上述有关资料，同时应注意新采区布置与原有生产系统等相适应和协调合理。

二、采区布置要求

(一)一般原则

1. 合理集中生产

(1)采煤工作面合理集中。通过合理选择采煤方法，发展机械化采煤及适当加大工作面长度和加快工作面推进度来获得。

(2)采区合理集中。通过改革采区巷道布置系统，合理加大采区尺寸来实现。

2. 合理确定采区生产能力

根据地质条件、煤层生产能力、开采技术条件及机械装备标准，综合考虑合理确定采区生产能力。

采区应具有足够的可采储量和合理的服务年限。

3. 良好的经济效果

工程量省、投资少、投产快、巷道维护量少、回采率和生产效率高、采区生产成本低。

4. 合理的通风、运输系统

通风、运输系统要简单、安全、可靠。

5. 其它

(1)合理配采。

(2)便于采后密闭。

(3)施工方便，尽量避免长距离单孔掘进。

(4)在采区布置时应统一考虑有开采价值的其它有益矿物。

(二)初期开采位置选择的要求

(1)煤层埋藏较浅，煤层开采技术条件好，能迅速达到设计生产能力。

(2)初期采区内高级储量比例高于第一水平的高级储量比例，并有足够的经济可采储量满足生产能力和服务年限的要求。各类储量划分数量比例要求应符合《固体矿产资源/储量分类》(GB/T 17766—1999)规定。

(3)尽量布置在井筒附近，以利缩短井巷贯通距离和减少初期井巷工程量。

(4)尽量避免动迁村庄，躲开主要铁路、桥梁、重要建筑物、水体、地质构造复杂区、热

害区等。

(三)储量分析及围岩性质判断

采区布置时应着眼于主采煤层的完整可靠块段。一般综采采区选择在地质构造简单、储量大、小断层和陷落柱少的块段。

储量分析要结合煤田的特点,可由以下几个方面进行分析。

1. 主采煤层与非主采煤层

主采煤层是指在保证生产能力中起骨干作用的煤层。

2. 完整稳定块段

一般指能够布置完整采区,并能够保证生产、储量可靠稳定的块段。

3. 瓦斯、煤尘和自然危害较大或不大的安全划分标准

按照各煤层间相对的危害程度进行选定。

4. 围岩性质

围岩性质的判断应从以下几方面考虑:①顶底板岩体的岩石强度;②相变结构和各种断裂、节理、层面结构;⑧覆盖层厚度突变。我国在生产矿井中试行的是岩体强度指数判断法,国外推行的是岩石质量指标(RQD)等,两者均可用来判定围岩性质,后者以岩芯采取率为基础,在新区矿井设计时,便于采用。

生产实践中,认真积累和研究有关基础数据,不断提高储量分析水平,使设计建立在可靠储量分析基础之上。

当采用放顶煤开采时,还应进行煤层可放性分级评判。

第二节　采区上山的布置

一、上山位置

采(盘)区上山位置对单一煤层上山可布置在煤层中或布置在岩层中。对于煤层群联合布置的采区上山可布置在煤组的上部、中部和下部。

(一)煤层上山

采用煤层上山时,受工作面开采时形成的移动支承压力作用,随着工作面向采区上山推进,上山出现未受采动影响、受采动影响、采动影响已稳定的三个围岩变形期;布置

在厚煤层内的采区上山，特别受两侧采动影响时，维护十分困难。这是由于煤柱上支承压力产生叠加作用使煤柱上的支承压力升高。

为改善煤层上山的维护情况，可采取以下一些措施：适当安排工作面开采顺序，避免两翼工作面回采同时接近上山；适当留置上山煤柱，上山煤柱的宽度愈大，所受的采动影响愈小，巷道维护条件愈好。为此一般在薄及中厚煤层中，煤层上山一侧的煤柱宽度至少要留 20m，厚煤层中上山一侧至少要留 30m。

采区上山沿煤层布置，掘进速度快、费用低，联络巷道工程量小，可补充探明煤层情况。但是由于煤层上山受采煤工作面采动影响大，维护比较困难，虽然可用加大煤柱尺寸的办法改善维护状况，但是增加了煤炭损失（可布置残余工作面回收大部分）。总的来看，只要条件适宜，特别在具备下列条件时，应尽量采用煤层上山。

（1）开采薄及中厚煤层的单一煤层采区，采区服务年限短。

（2）开采单一厚煤层，煤层厚度不大（仅 2 个分层），顶底板围岩稳定，煤质较硬，上山维护不困难。

（3）联合布置采区，下部有维护条件较好的薄及中厚煤层。

（4）为部分煤层或区段服务，维护年限短的辅助上山。

（二）岩石上山

实践证明，对于单一特厚煤层（煤厚大于 6m）或不具备煤层上山条件的煤层群联合布置采区，把采区集中上山布置在煤层底板岩石一般是合理的。

阳泉三矿二盘区上山，布置在 7m 厚的煤层中，采区生产时间仅 5a，整体维修就达 5 次，其维护费相当于岩层巷道维护费的 8 倍以上。采用岩石上山虽然掘进费用高些，但减少了维修费，按总费用计算，比煤层上山低，故岩石上山在适当条件下是经济合理的。

为了减轻或避免采煤工作面对岩石上山的采动影响，要求岩石上山必须与煤层底板有一定距离。距煤层愈远愈有利于巷道维护，但却增加了联络巷道的工程量。一般条件下，岩石上山与煤层底板间法线距离为 10～20m 比较合适。但也要根据底板岩层情况使其布置在较稳定的岩层中。

二、上山与煤层间的相对位置关系

联合布置采区集中上山通常布置在煤层组的下部薄煤层中或底板岩石中。主要考虑到利于上山维护，减少煤炭损失，适应下行开采顺序。通常，在下列情况下才考虑将集中上山布置在煤组的中部或上部。

（1）下部煤层的底板岩层距涌水量特别大的岩层很近不能布置巷道。例如华北、华

东等地某些矿井，煤层底板距奥陶纪石灰岩很近，开掘巷道有突水淹井的危险。

(2)只为采区上部煤层服务的上山，在开采下部煤层时便废弃不用，这时可考虑将上山布置在煤组上部。

三、上山数目及布置类型

(一)上山数目

采区上山至少要有两条，即一条运输上山，一条轨道上山才能形成完善的生产系统。但根据生产的发展和开采条件的变化，可以增设第三条通风、行人上山。例如：

(1)生产能力大的厚煤层采区或联合布置采区；

(2)产量大的瓦斯涌出量也很大的采区；

(3)经常出现上下区段同采，便于安排通风系统的采区；

(4)运输上山、轨道上山均布置在煤层底板岩石中，需要探明煤层变化或是为了通风、便于准备其他巷道而开掘第三条上山。

(二)上山布置的类型

采区上山的位置选择要根据煤和围岩性质、巷道维护状况、服务年限、设备条件等因素，通过比较最终确定，一般有以下几种方式。

(1)两条煤层上山。两条上山布置在煤层群底部同一薄煤层中[如图 5－1－1(a)]。其走向间距一般取 20～25m。这种布置方式，两条上山处于同一层位，需要增设绕道妥善处理上山和区段平巷之间的相互交叉关系，给上山分别与两翼区段平巷间的联系带来不便。该种方式适用于单一薄及中厚煤层或煤层群最下层为薄及中厚煤层的采区。

(2)一岩一煤上山。当煤层群最下一层为维护条件较好的薄及中厚煤层时，可将轨道上山布置在该煤层中，运输上山布置在底板岩石中[如图 5－1－1(a)]。这种布置可以减少一些岩石上山工程量，适用于产量不高，服务年限不长的采区。

(3)两条岩石上山。在底板岩石中布置两条岩石上山，如图 5－1－1(b)。两上山层位有一定差距，使其分别联接两翼的区段，平巷不交叉。这种布置方式适用于煤层群最下层是厚煤层或单一厚煤层采区。

(4)两岩一煤上山。为了进一步探明地质构造和煤层情况，在煤层中增设一条通风行人上山，先掘煤层上山，为两条岩石上山导向。在生产中，煤层上山用作通风、行人，为减少维护费用煤层上山可以随着区段的开采逐渐报废。三条上山相互位置如图 5－1－1(d)所示。

(5)三条岩石上山。在煤层底板岩石中布置三条上山，适用于开采煤层层数多或厚

度大、储量丰富的采区，以及瓦斯涌出量大、通风系统复杂的采区。其位置关系如图 5－1－1(e)所示。

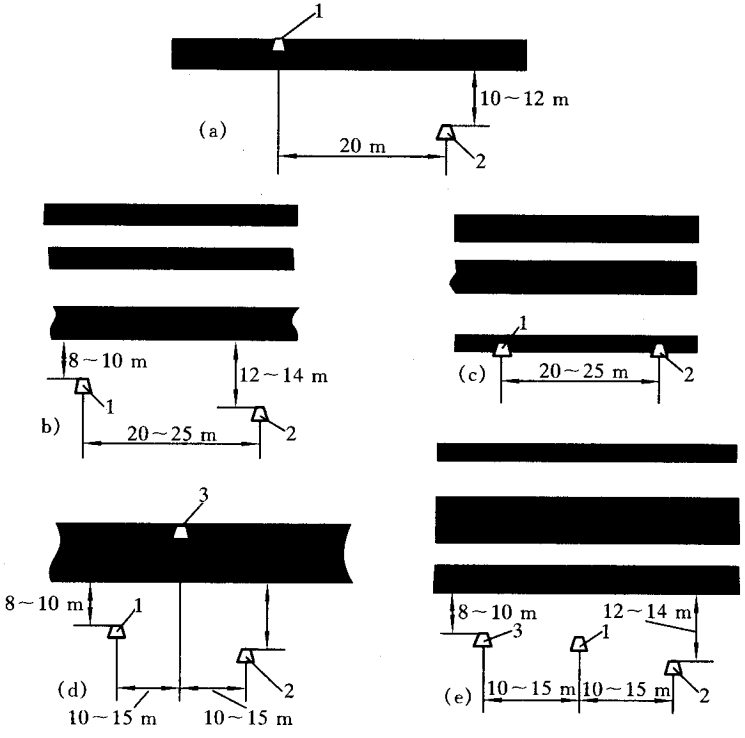


图 5－1－1　上山布置的类型

1—轨道上山；2—运输上山；3—通风行人上山

(三)设置采区边界上山

采区中除了在中部设置一组上山外，有的矿在采区一侧或两侧边界，各设置了 1～2 条边界上山。

设置采区边界上山主要用于：

(1)当采区瓦斯涌出量大，为采用 Z 形、Y 形等通风时，采区边界需设一条回风上山；

(2)当采用往复式开采又无条件应用沿空留巷时，则可采用区段有煤柱护巷的往复式开采，这种情况下一般要求在采区一翼开掘两条上山，工程量较大。

开滦范各庄矿将原来走向较短的相邻两个采区合并，进行综采，两个采区的两对上山互为边界上山，进行往复式开采，获得了较好的效果。

四、采区上(下)山的运输

采区运煤上(下)山设备的生产能力应大于同时生产的工作面生产能力总和。在设计选择采区上(下)山的运输设备时,机采按工作面的设备能力计算,炮采按采区日产量乘以 1.5 的运输不均衡系数以及每班运煤时间为 5 ~ 6h 计算。

开采缓斜及倾斜煤层的矿井,其上(下)山的运输设备应根据采区运输量、上(下)山角度和运输设备的性能,选用胶带输送机、刮板输送机、自溜运输、绞车或无极绳运输。

胶带输送机的生产能力大,运输可靠,运输费用较低,当采区生产能力大,上山倾斜角度在 15°(下山 17°)以下时可广泛采用。当煤层倾角稍大,采用岩石上(下)山时,可按胶带输送机要求,调整上(下)山倾角。目前所用的 800mm 和 1000mm 宽的矿用吊挂式胶带输送机,其小时运输能力各为 350t 和 630t,每台运输长度分别可达 300 ~ 500m。功率较大的,每台长度 500 ~ 1000m,小时能力可达 700 ~ 1000t。新型适用于下山(斜井)由下向上运煤的胶带运输机可在倾角 25 左右时运行,扩大了使用范围。

自溜运输设备简单,运输费用低,生产能力较大,但采区上山的倾角应大于 30°,因此多用于倾角大的煤层 对于开采倾角接近于 25°左右的煤层,当采区上山布置在煤层底板岩层中,也可以适当加大上山的倾斜角度,而采用自溜运输,当自溜运输采用铁溜槽、铸石溜槽或混凝土溜槽铁板衬底时,采区上山的倾斜角度以 30° ~ 35°为宜。采用搪瓷溜槽时,上山角度可以减小,由于要考虑搪瓷磨损后摩擦系数增大,倾角不宜小于 30°。重力自溜运煤上山巷中应分隔为两间。一间作为溜煤,一间作为行人、通风及处理堵塞事故。由于可靠性和安全条件较差,应用较少。

采区生产能力不大,采区上山长度较小时,可采用铸石溜槽上链式刮板输送机。上链式输送机是将刮板输送机的回空链架在溜槽上面,利用 15 ~ 44kW 的电机驱动,使煤沿着刮板传动方向向下移动,此时向下运输的倾角一般为 18° ~ 28°,每台使用长度为 150 ~ 300m。与一般的刮板输送机相比,它的优点是 运输能力较大,阻力小,耗电量低 事故少,易维修,槽高不撒煤 此下链式刮板输送机使用台数少,机头机尾也少 溜槽能用铸石代替,可节省钢材和资金。

采区上下山用绞车串车或无极绳牵引的矿车运煤,仅适用于工作面产量低、采区生产能力小、煤层倾角不大的采区。这时区段平巷也要相应地采用矿车运煤,即所谓'矿车进采区'的运输方式。由于其生产能力低、运输不连续,对工作面出煤的影响较大,故不适于机械化工作面生产的需要。地方煤矿有时采用这种方式。

采区辅助运输量相对于煤炭的运输来说是比较小的,例如矸石一般只占出煤量的

10%左右，而且货流不同，运送设备也有所区别。矸石要用矿车装运，某些设备或材料要用平板车运送，而人员需要乘专用的人车上下。目前，采区辅助运输一般采用绞车串车的运输方式。

采区内各巷道铺轨的轨距应与大巷铺轨轨距一致，即都采用 600mm 轨距，或都采用 900mm 轨距，这样可使各运输环节的衔接方便、系统简单。特别应尽量避免大巷用 900mm 轨距而采区内采用 600mm 轨距的情况，因为这时不论采取什么措施都会使运输系统复杂化。

第三节　煤层群区段集中平巷的布置及层间联系方式

煤层群采区采用集中平巷联合准备时，要设置区段集中平巷为区段内各煤层服务。通常用做上区段的运输集中平巷，在下区段回采时又作为区段回风（轨道）集中平巷。

区段集中平巷布置原则基本上与单一厚煤层分层同采时相同，但在煤层群条件下有一定的特点。

在联合准备的煤层群中，若有赋存条件较稳定、围岩条件较好的薄及中厚煤层，且位于煤层群的下部时，则可将集中平巷布置在该煤层中，以减少岩石巷道的工程量。

当联合准备的煤层群层数多，总厚度大，集中平巷服务期较长，而煤层的围岩条件较差时，可将集中运输平巷、集中轨道平巷均布置在煤层群底板岩层中，以减少巷道的维护工程量。很多情况下是将区段集中运输平巷布置在底板岩层中（距煤层、底板法线距离一般为 8～5m），而将区段轨道巷布置在煤层中。

根据煤层赋存条件和生产需要，煤层群区段集中平巷的布置方式大致有下列四种。

一、机轨分煤岩巷布置

将运输集中平巷布置在煤层底板岩层内，轨道集中平巷布置在煤层中，如图 5－1－2 所示。这种方式比双岩巷布置少掘一条岩石平巷，掘进速度较快，可缩短区段准备时间。轨道集中平巷沿煤层超前掘进，可以深明煤层的变化情况，为掘进岩石运输集中平巷时取直定向创造了条件，在下区段投产时，还可以利用轨道集中平巷回风，便于上下区段同时回采。设置轨道集中平巷后，各煤层区段平巷超前掘进以及回采时期运送材料设备都比较方便。在煤层顶板含水较大的情况下，轨道集中平巷还可做泄水巷，不影响煤的运

输。轨道集中平巷布置在煤层中，易受采动影响，维护比较困难。因此，可将其布置在围岩较好的薄及中厚煤层中。

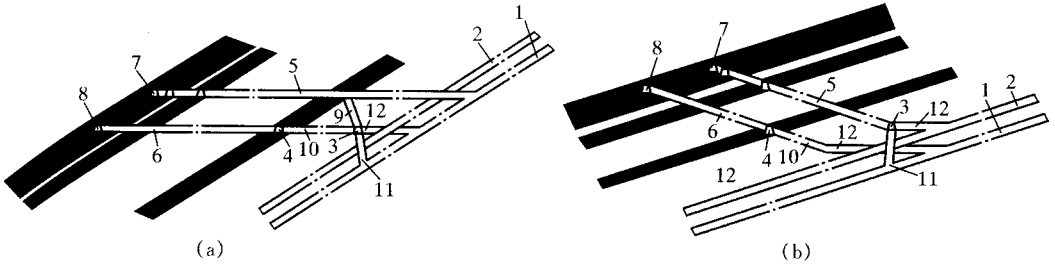


图 5－1－2　机轨分煤岩巷布置

(a)石门联系方式；(b)斜巷联系方式

1—运输上山；2—轨道上山；3—运输集中平巷；4—轨道集中平巷；

5—层间运输联络石门(或斜巷)；6—层间轨道联络石门(或斜巷)；

7—上区段分层超前运输平巷；8—下区段分层超前回风(轨道)平巷；

9—层间溜煤眼；10—区段轨道石门(或斜巷)；11—区段溜煤眼；12—中部甩车场

设置区段集中平巷的目的，是为了减少煤层或分层区段平巷的维护时间，降低维护费用，也是为布置可靠的能力较大的集中运输系统，减少设备台数。因此，在设有区段集中平巷时，必须每隔一定距离(通常是一台刮板输送机的长度，约 100～150m)开掘联络巷道，以分段掘进各煤层采煤工作面的超前平巷，实现集中运输。各超前平巷随采随废，减少了维护时间和长度。

区段集中巷与超前平巷间的联系方式，主要根据煤层倾角和区段平巷的布置形式确定，有石门、斜巷和立眼三种。

当煤层倾角比较大，各煤层平巷为水平布置时，常采用石门联系。即区段轨道集中巷与各煤层超前回风平巷以石门联系，区段运输集中巷通过溜煤眼和石门与各煤层超前运输巷联系，参看图 5－1－2(a)。这种联系方式施工方便，可以利用区段石门布置采区中部车场，辅助运输环节少，人员行走方便。但是，当煤层倾角较小时，石门很长，掘进工程量大，石门不容易维护，且石门铺设输送机运煤，占用设备较多，所以，它一般用于准备倾角大于 15°～20°的煤层。

斜巷联系方式，如图 5－1－2(b)所示。它适用于倾角较小、层间距离较大的煤层，以便减少掘进工程量。这种联系方式可以使煤炭自溜，少占用设备。但施工条件较差，辅助运输和行人不方便。特别是综合机械化采煤时，工作面设备的吨位重，体积大，通过斜

巷运送比较困难。为便于行人和通风,工作面前方必须经常保持与两条斜巷联通。为了便于运料和溜煤,其斜巷的角度也可以各不相同,溜煤眼倾角应在 30°以上。

采区集中上山与区段集中平巷之间的联系方式,主要根据运输需要确定,并与区段集中平巷和区段各煤层超前平巷的联系方式同时考虑和选定。

为便于轨道运输和中部车场的布置,轨道上山与轨道集中平巷之间多采用石门联系,如 5 – 1 – 2(a)所示。这种联系方式优缺点如前所述,可改用斜巷联系,斜巷倾角 20° ~ 25°,如图 5 – 1 – 2(b)所示(中部甩车场 12 落平后再连接斜巷 10)。在斜巷 10 上部设有绞车。

为了便于煤炭运输,不论运输集中巷与区段平巷之间的联系方式如何,采区运输上山与运输集中巷之间都广泛采用溜煤眼的联系方式。当溜煤眼较长时则可以设为区段煤仓,以便充分发挥运输设备能力,保证生产的连续进行。

二、机轨双岩巷布置

运输集中平巷和轨道集中平巷均布置在煤层底板岩层中,如图 5 – 1 – 3 所示。

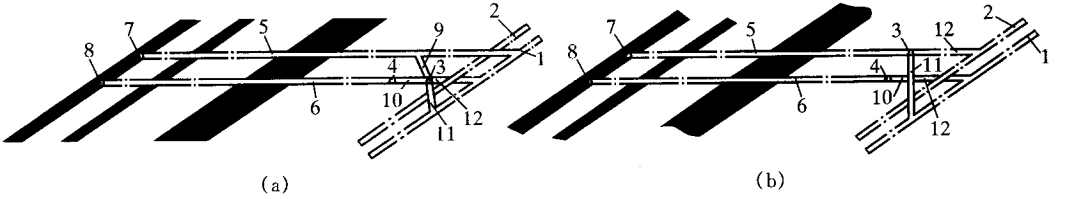


图 5 – 1 – 3　机轨双岩巷布置

(a)双岩巷相同标高布置 ;(b)双岩巷不同标高布置

(图中注释同图 5 – 1 – 2)

根据煤层底板岩层性质,将两条岩石集中巷选在不受采动影响,集中应力小的位置,以便于维护。双岩巷布置的突出优点是巷道压力小,可以大量减少维护费用,或者不用维护,使之长期处于良好状况。同时运输集中平巷、轨道集中巷与各煤层(或分层)超前平巷之间的联系比较方便。双岩巷布置有利于上下区段同时回采和提高采区生产能力。但双岩巷布置的岩石巷道掘进工程最大,掘进费用高,采区准备时间较长。必须是开采煤层数目多,或煤层厚度大,区段生产时间长,煤层巷道很难维护时才采用。

由图 5 – 1 – 3 可知,机轨双岩巷布置有两种方式。双岩巷相同标高布置的优点是两巷掘进及联系方便 ;而不同标高布置的好处是区段主运输和辅助运输系统互相干扰小。两者在我国均有应用。

三、机轨台一巷布置

这种布置方式是将胶带运输和轨道运输集中在一条断面较大的岩石巷道内，如图 5－1－4 所示。

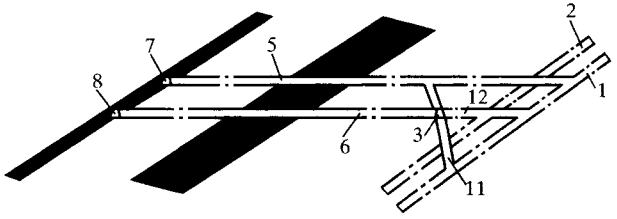


图 5－1－4　机轨合一巷布置

（图中符号含义同图 5－1－2）

机轨合一巷布置减少了一条巷道和一部分联络巷道，掘进和维护工程量较少；巷道选在适宜的位置，可以免受采动影响，节省维护费用；设备集中布置在一条巷道中，可以充分利用巷道断面，胶带输送机的安装和拆卸可以利用同一巷道中的轨道运输，比较方便。但机轨合一巷的跨度和断面大，一般净断面为 $9m^2$ 左右或以上，没有煤巷定向，巷道层位不好控制，因此施工相对比较困难，进度较慢；当上下区段需要同时回采时，通风问题较难解决，机轨合一巷与采区上山的连接处，以及与通往煤层超前平巷的联络巷道连接处，存在输送机和轨道交叉的问题，设备和线路的布置比较复杂。例如，将机轨合一巷的轨道布置在远离煤层一侧，且轨道上山比集中平巷层位低时，可通过中部车场直接与其连接，不需要穿越输送机；但采用区段石门与煤层超前平巷联系时，轨道要穿越输送机，对掘进煤层超前平巷的材料和设备运输不便；相反，当轨道布置在靠近煤层一侧时，集中巷与区段联络石门间的轨道直接连接，辅助运输在这段比较方便。可是中部车场通达集中巷的轨道则要穿越输送机，在相交处为抬高输送机，就要加大巷道高度，交岔点施工比较复杂。两种情况各有利弊，可根据具体要求分别采用。

近水平煤层的机轨合一巷与煤层超前平巷一般采用垂直和斜巷混合联系，前者为了溜煤，后者为了运送设备、材料及行人和通风，如图 5－1－5 所示。此时，在合一巷中，轨道应布置在外侧（靠近煤层底板一侧），以便矿车通过弯道进入联络斜巷 6。

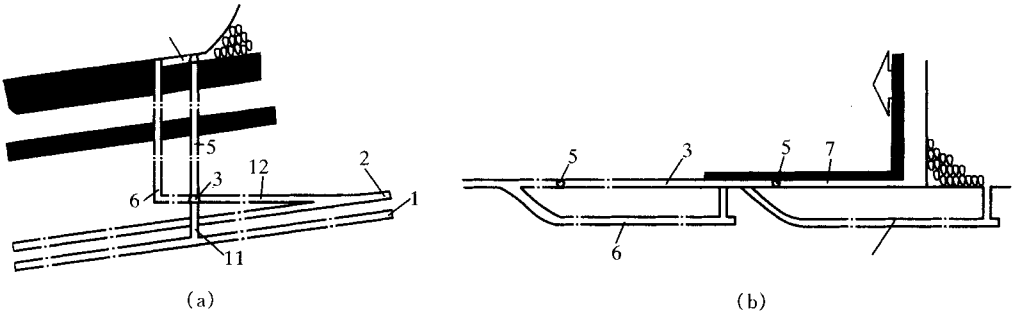


图 5－1－5　近水平煤层机轨合一巷及其联系方式

5—溜煤眼；6—联络斜巷；图中其余注释同前

四、机轨双煤巷布置

这种方式是将运输集中平巷和轨道集中平巷都布置在煤层中，如图 5－1－6 所示。机轨双煤巷布置，岩石工程量小，巷道掘进容易，速度快，费用低，可以缩短采区准备时间。同时双巷布置有利于上下区段同时回采，扩大采区生产能力。但在煤层内置集中平巷，受采动影响大，特别是煤层（或分层）数目多，间距又较小时，集中平巷将受多次采动影响。加以集中平巷的服务期较长，维护工程量大，严重时会影响生产。在联合布置的采区内，若最下部有围岩较好的薄及中厚煤层，可以考虑采用双煤巷布置。

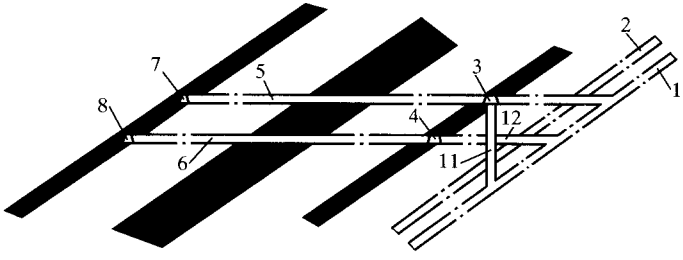


图 5－1－6　机轨双煤巷布置（图中注释符号含义同前）

第四节　采（盘）区参数

一、区段数目及划分

采用走向长壁采煤法开采时，区段斜长等于工作面长度加区段平巷和区段煤柱的宽

度。合理的工作面长度应能为实现工作面高产高效提供有利条件。在一定的范围内增加工作面长度能够获得较高的产量并能提高效率,降低成本。同时,加大工作面长度,还可以相对减少区段数目,减少巷道的掘进量和维护量。但是工作面过长,会导致工作面开采推进速度降低,反而不利于实现高产稳产,影响技术经济效益。因此,工作面长度有一合理的范围。

采区斜长在矿井开拓中确定开采水平垂高时已经考虑,所以采区的倾斜长度基本上是个定值。当区段长度确定后区段数目也就确定了。实际生产中工作面长度和区段长度在不同区段,常常不是一个固定值。当煤层倾角变化或遇到走向断层时,区段划分应考虑地质构造作区段边界。划分区段时,应沿采区斜长划分整数目区段,并力求采区内各工作面都处于合理长度范围以内。

二、采区生产能力

采区生产能力是指单位时间采区内同时生产的采煤工作面和掘进工作面产量总和,一般以万吨/年表示。

采区生产能力是采区准备方式中的重要参数。它不仅对准备巷道布置有较大影响而且是采煤方法、生产系统等技术经济合理性的集中反应,同时也直接关系到一个矿井生产水平及技术水平。

近年来,我国采煤机械化水平不断提高,综采工作面平均月产可以达到 7 万 t 以上,先进的综采工作面年产超过 100 万 t,有的达 200 万 t、300 万 t 或以上。采煤工作面年产量大幅度增长,为提高采区生产能力创造了有利的条件。

(一)确定采区生产能力的依据

加大采区生产能力,实现机械化集中生产是煤炭工业发展的方向。但是在具体确定采区生产能力时要根据具体条件综合考虑诸多因素,如煤层数目、厚度、倾角、地质构造、瓦斯涌出量、采区尺寸、巷道布置方式、机械化程度等,然后合理统筹安排采区产量。

(1)采区生产能力应与煤层赋存及地质条件相适应。采区内煤层的赋存状况及地质条件,是确定采区生产能力的前提条件。一般赋存条件好的综采面单产较高。

(2)采区生产能力应与采区内合理的同采工作面数目相适应。确定同采工作面数目应根据采区内的煤层开采条件、开采顺序、运输能力、机械化程度、管理水平、采掘接替等因素综合考虑。

在煤层群联合布置的普采采区可以布置两个工作面同采。当采用综采或单产较高的普采时一般采区内只布置一个工作面。

(3)采区生产能力应与采区储量相适应。采区储量是保证提高采区生产能力的重要条件。储量过少,如果增大采区生产能力,势必造成采区服务年限过短,不能充分发挥机电设备和井巷工程的效能,给经济上带来不利的影响。此外准备一个采区需要较长的时间,小型采区需要 1 ~ 2a,大型采区需要 2 ~ 3 a,如果服务年限过短,会造成接替紧张从而影响生产。

一般采区均衡生产的稳产期应超过采区服务年限的 70%,如果采区产量的递增期为 0.5 ~ 1a,递减期为 1 ~ 1.5a,则均衡生产的稳产期应在 3 ~ 5a 比较合适。采区储量应符合上述均衡生产期的要求。

(二)采区生产能力验算

确定采区生产能力时,还必须与运输、通风等环节的能力相适应,因此需要对各生产环节能力进行验算。

采区生产能力的基础是采煤工作面生产能力,而采煤工作面的产量取决于煤层厚度、工作面长度及推进度。

采煤工作面的年推进度综采面可达 1080 ~ 1200m 或以上;普采面不小于 600m;炮采面 420 ~ 540m。

目前,我国综采工作面的生产能力平均可达 87 万 t/a,采区内可只布置一个综采面即可满足要求;普采面能力平均约为 25 万 ~ 30 万 t/a,采区内可布置 1 ~ 2 个工作面同采;炮采工作面能力约为 10 万 ~ 20 万 t/a,急斜煤层炮采工作面能力约为 5 万 ~ 10 万 t/a,采区内可布置 2 ~ 3 个工作面同采。

采区煤层中最上一层若为薄煤层,虽然采区总储量较多,但采区初期生产能力受一定限制,达产时间相对较长,必须待薄煤层回采一定范围后,下部中厚或厚煤层才能开始回采。

采区生产能力 A_B(万 t/a)为

$$A_B = k_1 k_2 \sum_{i=1}^{n} A_{0i} \tag{1-1}$$

式中　n——同时生产的采煤工作面数;

k_1——采区掘进出煤系数,取为 1.1 左右;

k_2——工作面之间出煤影响系数,$n = 2$ 时取 0.95,$n = 3$ 时取 0.9。

对 A_B 需按各环节通过能力进行验算。A_B 应由必要的采区上(下)山运输设备生产能力来保证,即

$$A_B \leqslant \frac{T\eta_0}{K} A_n \times 300 \tag{1-2}$$

式中　A_n——设备生产能力，t/h；

K——产量不均衡系数，可取 1.2～1.3；

T——日工作（出煤）时间，h；

η_0——运输设备正常工作系数，可取 0.7～0.9。

A_B 应满足采区通风能力、风量和风速限制的要求。

$$A_B \leqslant \frac{300 \times 24 \times 60 vS}{cc_1} \tag{1-3}$$

式中　S——巷道净断面，m^2；

v——巷道内允许的最大风速，m/s；

c——日产吨煤的供风量，$m^3/min \cdot t^{-1}$；

c_1——风量备用系数（产量及瓦斯涌出的不均衡性）。

A_B 还应符合采区正常接替和稳产的需要。

$$A_B \leqslant \frac{Z}{T_n} \tag{1-4}$$

式中　Z——采区可采储量，t；

T_n——新采区准备时间，a。

至于采区车场的通过能力，一般不会限制采区生产能力。

采区的生产能力应根据地质条件、煤层生产能力、机械化程度和采区内工作面接替关系等因素确定。采用综合机械化采煤时，一般可为 80 万～100 万 t/a。采用大功率综采设备时，可达 200 万～300 万 t/a；采用普采时一般为 45 万～60 万 t/a；炮采时一般为 30 万～45 万 t/a。

三、采区走向长度

确定采区走向长度需要考虑地质、开采和生产技术条件及经济因素。

（一）地质开采条件

煤矿地质构造对采区走向长度的划分影响较大。为了便于布置采区巷道，往往以较大的地质构造作为采区边界。

区段平巷维护难易程度，取决于巷道所在煤层及围岩的稳定性。如果采用岩石集中巷，区段运输平巷和区段回风平巷实行超前掘进，煤层巷道维护时间短，采区走向长度对巷道维护费用的影响便较小，采区走向长度可适当增大。若煤层有自然发火危险，确定采区走向长度时，要保证生产期间不致发生火灾，并在采完后及时将采区封闭或采取预防措施。

(二)生产技术条件

技术上的因素主要考虑区段巷道的运输、掘进和供电问题,区段平巷采用刮板输送机运煤机时,采区走向长度不宜过大,一般为 800 ~ 1000m。这时采区一翼为 400 ~ 500m,需要 4 ~ 5 台刮板输送机串联使用。当区段平巷或集中巷采用胶带输送机运煤时,一台输送机铺设长度可达 500 ~ 1000m,所以采区一翼长度可达 500 ~ 1000m。双翼采区的走向长度可达 1000 ~ 2000m。

区段平巷采用单巷掘进时,受掘进通风影响,采区一翼长度不宜超过 1000m。采区供电是影响采区走向长度的又一个因素。采区走向长度太大将使供电距离增加,电压降会加大,影响工作面设备正常运转。采用 380 V 供电系统,采区一翼走向长度不应超过 400m;采用 660V 供电系统时,采区一翼供电距离可达 700 ~ 1000m。如果供电距离超过 1000m,必须采用升高电压的措施或采用移动变电站供电系统。

(三)经济因素

合理的采区走向长度,不但要求在技术上切实可行,而且应在经济上合理,使吨煤费用降低。采区走向长度的变化将引起采区巷道的掘进费、维护费、通风费用和工作面搬家费、工作面成本费用发生变化。维护费、运输费随采区走向长度增加而增大;而采区的掘进费、搬家费、安装费随采区加长而减少,区段平巷的掘进费与采区走向长度无关。因此在客观上必然存在着一个使吨煤费用最低的采区走向长度合理值。

如图 5 - 1 - 7 所示表示了吨煤费用随采区走向长度的关系曲线。

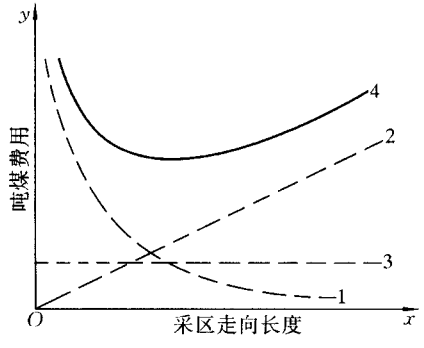


图 5 - 1 - 7　吨煤费用与采区走向长度的关系

1—随采区走向长度增加而减少的费用;2—随采区走向长度增加而增加的费用;

3—与采区走向长度无关的费用;4—三种费用叠加的吨煤费用

目前我国煤矿采区走向长度,缓斜煤层双翼采区一般不小于 800 ~ 1000m;地质构造简单,煤层稳定的普采、炮采双翼采区走向长一般为 1000 ~ 1200m,综合机械化采区走向

长一般为 1600 ~ 2000m，甚至 2000m 以上；当采用跨越上山开采时，其走向长一般为 1000 ~ 1200m。对于顶板破碎，巷道维护困难，地质构造复杂或自然发火期短的煤层以及装备水平低的小型矿井，采区走向长度应适当缩短。

(1)对于煤层赋存稳定，地质构造简单，采区走向长度不受自然条件限制的井田，应按合理的采区走向长度，将阶段划分为若干个采区，采区间为垂直划分，其境界线与煤层倾斜线一致。

(2)当煤层受某种自然条件限制时，例如较大的断层切割、煤层有变薄带、局部不可采、或火成岩侵入煤层形成较厚的岩墙，或是地面有河流、湖泊、铁路、建筑物，需要留设安全煤柱。在这些情况下，为减少无效进尺和开采上的困难，减少煤柱损失，应充分利用自然条件作为采区的边界，同时尽量使采区有合理的走向长度。根据我国煤矿生产实践经验，为合理集中生产，充分发挥采区设备和井巷设施的作用，增加采区服务年限，缓和采区接替紧张局面，采区应有较大的走向长度。

(3)对开采多煤层的矿井，当上下煤层(组)相互不受采动影响时，上下煤层(组)的采区划分应一致，以免造成复杂的压茬关系，给上下煤层的开采增加困难。

(4)多水平开采的矿井，由于下水平的回风、运料常利用上水平的采区巷道(如采区石门，采区上山等)，划分下水平采区时，要照顾上水平的开拓现状。有时要求上下水平的采区石门，采区上山相互对应，即采区划分一致。

(5)因某种原因暂不能开采的块段，如某些临时煤柱、待迁村庄压煤等可暂不划分采区，作为呆滞煤量。

四、采区采出率

采区内留设的煤柱，有一部分可以回收，有的煤柱往往不能完全回收，致使煤炭资源损失。因此，采区实际采出的煤量低于实际埋藏量。采区内采出的煤量与采区内工业储量的百分比称为采区采出率，其计算公式为

$$\text{采区采出率} = \frac{\text{采区工业储量} - \text{开采损失}}{\text{采区工业储量}} \times 100\% \qquad (1-5)$$

采区开采损失主要指采区内各种煤柱损失及工作面回采中的落煤损失。为了提高采区采出率，在采区巷道布置上应积极采取措施，少留煤柱或不留煤柱，并尽量减少落煤损失。

工作面落煤损失，主要包括未采出的工作面顶板余煤或煤皮，以及遗留在底板上的浮煤和运输过程中泼洒出的煤。工作面采出率可用下式表示：

$$\text{工作面采出率} = \frac{\text{工作面实际采出煤量}}{\text{工作面煤炭实际储量}} \times 100\% \qquad (1-6)$$

国家对采区和工作面采出率规定了控制指标。采区采出率：厚煤层不低于 0.75，中厚煤层不低于 0.8，薄煤层不低于 0.85；工作面采出率：厚煤层分层工作面不低于 0.93，中厚煤层不低于 0.95，薄煤层不低于 0.97。

五、采区煤柱尺寸

确定保护煤柱合理尺寸，取决于煤层所承受的压力大小和煤柱本身的强度。通常煤层埋藏深、厚度大、围岩软时煤柱承受的压力就大。煤柱强度取决于煤层的力学性质，煤柱尺寸同时也与巷道支护情况及巷道维护时间有关。

到目前为止，虽然有许多计算煤柱尺寸的方法，但都不能全面和准确地反映所有因素对煤柱尺寸的影响。因此采区煤柱尺寸的确定必须通过具体矿井进行实际观测和总结大量现场实测资料解决。以下各种煤柱尺寸可供参考。

(1)采区上山(下山)煤柱沿走向一侧宽度

薄及中厚煤层	20m
厚煤层	30 ~ 40m

(2)区段一侧煤柱宽度

薄及中厚煤层	8 ~ 15m
厚煤层	15 ~ 20m

(3)主要运输大巷，总回风巷沿煤层布置，上下每一侧煤柱宽度

近水平煤层	不小于 40m
缓斜煤层	25 ~ 40m
倾斜煤层	15 ~ 25m
急斜煤层	10 ~ 15m

(4)相邻采区之间隔离煤柱宽度一般为 10m。

(5)断层煤柱尺寸应根据断层落差，含水性等具体情况而定。落差大含水量丰富的断层一侧留设 30 ~ 50m 煤柱；落差小的一侧可留 10 ~ 15m 煤柱；再小可以不留煤柱。

六、煤仓容量

采区煤仓是采区巷道布置中的一个组成部分，是采区运输的一个重要环节，对保证采区稳产高产起重要作用。

随着开采机械化程度的提高，采区产量日益增大，相应的采区煤仓容量呈逐年增大

趋势，就全国范围来看 200～300t 的煤仓较多，也有达 500t 以上的。

为保证采区正常生产，采区煤仓容量可按以下几种方法计算。

（一）按采煤机连续作业割一刀煤的产量计算

$$Q = Q_0 + LMB\gamma c_0 K_t n \tag{1-7}$$

式中　Q——采区煤仓容量，t；

Q_0——防漏风留煤量 5～10t；

L——工作面长，m；

M——采高，m；

γ——煤容重，t/m^3；

B——截深，m；

c_0——工作面采出率；

K_t——同时生产工作面系数 综采 $K_t = 1$，普采 $K_t = 1 + 0.25n$；

n——采区内同采工作面数目。

（二）按运输大巷列车间隔时间内采区高峰产量计算

$$Q = Q_0 + Q_h t_i a_d \tag{1-8}$$

式中　t_i——列车进入采区装车站的间隔时间，一般取 20～30min；

Q_h——采区高峰生产能力，t/h（高峰期的小时产量一般为平均产量的 1.5～2.0 倍）；

a_d——不均衡系数，机采取 1.15，炮采取 1.5。

（三）按采区高峰生产延续时间计算

$$Q = Q_0 + (Q_h - Q_t) \cdot t_{he} \cdot a_d \tag{1-9}$$

式中　Q_t——采区装车站通过能力，t/h；

t_{he}——采区高峰生产延续时间。机采取 1.0～1.05h，炮采取 1.5～2.0h。

当上山和大巷都采用胶带输送机运煤时，采区煤仓的容量可按 1～2h 采区高峰产量来确定。

第五节　煤层群开采顺序

开采煤层群时，各煤层的开采顺序有下行式和上行式两种。先采上煤层后采下煤层

称下行式开采顺序，反之称上行式开采顺序。

矿井开采工作应有计划有步骤地按一定顺序进行，以便保证安全均衡生产并有利于提高矿井技术经济指标。合理的开采顺序应满足以下要求：

(1)保证开采水平、采区、采煤工作面的正常接替，保证矿井持续稳产、高产；

(2)符合煤层采动影响关系，最大限度采出煤炭资源；

(3)合理集中生产，充分发挥机械设备的能力，提高矿井的劳动生产率，减少巷道维护长度；

(4)尽量降低掘进率，减少井巷工程量；

(5)便于灾害预防，有利于巷道维护，保证安全生产。

一、缓斜及倾斜煤层群开采顺序

(一)下行式开采

开采缓斜及倾斜煤层，通常用下行式开采顺序，因为下行式开采简单，对下层煤影响甚小，有利于下层煤的开采和巷道维护。但是当煤层间距较小时，上层煤开采后形成的支承压力有可能传递到下层煤中，为此上层煤开采时应尽量不留或少留煤柱。必须留煤柱时也要将下层煤的巷道布置在支承压力区之外。

近距离煤层开采还可以同区段上下层同采。但上下层工作面的错距应满足以下要求：

(1)下层煤开采引起的岩层移动不波及和影响上层煤工作面；

(2)上层煤工作面放顶煤不影响下层煤工作面开采；

(3)上层和下层采掘作业相互间没有影响和干扰：

上下煤层工作面最小错距按下式计算，见图 5－1－8。

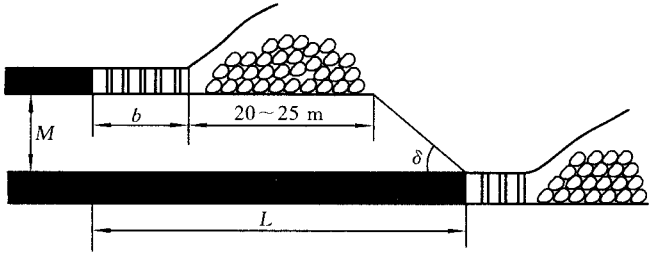


图 5－1－8　上下煤层工作面超前关系

$$L_{\min} = M/\tan\delta + (20 \sim 25) + b \qquad (1-10)$$

式中　$L_{\min}$——上下层工作面最小错距，m；

M——上下煤层间距，m；

b——上层煤工作面的最大控顶距，m；

δ——上下煤层间岩层移动角度（坚硬岩石为 60°～75°，软岩为 45°～55°）；

20～25m——安全距离。

（二）上行式开采

在某些情况下，煤层或煤组之间也可能采用上行式开采，例如：

（1）上部煤层有煤和瓦斯突出危险，先采下层煤使应力得以释放，可以将瓦斯泄入采空区；

（2）上部煤层有冲击地压或有剧烈周期来压危险；

（3）上部煤层含水量大，先采下部煤层可以疏干上层煤的水；

（4）上部煤层不稳定，开采困难，为尽快达产先采下部开采条件好的煤层；

（5）“三下”开采，有时需要采用上行开采以减轻地表变形。

采用上行开采的基本条件是，层间距较大，先采下层煤不会破坏上层煤，不给上层煤开采造成困难。迄今为止已经积累了许多上行开采的经验和判别方法。

二、急斜煤层群开采顺序

开采急斜煤层时除顶板移动之外，底板岩层也可能移动。如果层间距较小，不仅要考虑下煤层开采对上煤层的影响，而且必须考虑上煤层开采对下煤层的影响。

煤层开采引起岩层移动对井下巷道及邻近煤层产生影响的取决于岩层移动角的大小。

（一）下行开采

当煤层倾角大于底板岩层移动角，开采上部煤层会造成底板移动，给相邻的下层煤开采带来困难。它们之间有如下关系式[见图 5－1－9(a)]：

$$h_1 \leqslant H_1 \sin\alpha / \sin(\alpha - \lambda) \tag{1-11}$$

式中　H_1——上下煤层层间距；

λ——上部煤层底部移动角；

α——煤层倾角；

h_1——区段高度。

为使下部煤层不受影响，区段高度 h_1 应按上式考虑。

（二）上行开采

采用上行开采，判断下层煤开采后是否对上层煤有影响，区段高度 h_2 应满足下式要

求见图 5－1－9(b)]。

$$h_2 \leqslant H_2 \sin\beta / \sin(\alpha + \beta) \tag{1-12}$$

式中　β——顶板移动角；

H_2——上下煤层层间距；

α——煤层倾角；

h_2——区段高度。

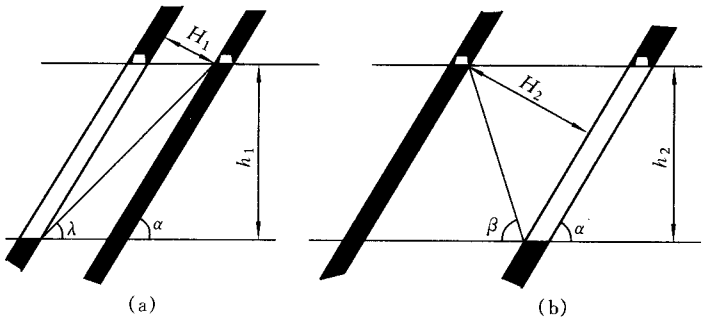


图 5－1－9　开采急斜煤层群上下煤层的影响

采用上行开采如果区段高度 h_2 符合上式，则上部煤层不受破坏，可以正常开采。我国开采急斜煤层群时根据不同的开采条件可分别采取以下措施：

(1)合理减小区段高度；

(2)同一区段内上下煤层同采；

(3)将两个相距很近的煤层，当作含有夹矸的复合煤层一次采出；

(4)采用全部充填采空区的方法开采。如中梁山煤矿采用充填法开采急斜煤层群效果良好。

第二章　近水平、缓及倾斜煤层采区巷道布置

第一节　巷道布置类型

巷道布置类型见图 5－2－1。

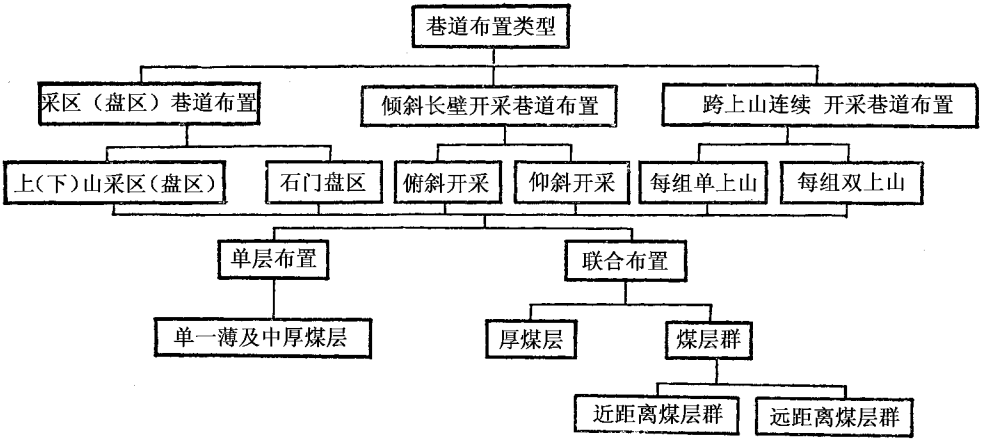


图 5－2－1　**巷道布置类型**

第二节　采区(盘区)巷道布置

一、采区(盘区)巷道布置类型图示

1. 单煤层上山盘区(分层开采)巷道布置(图 5－2－2)

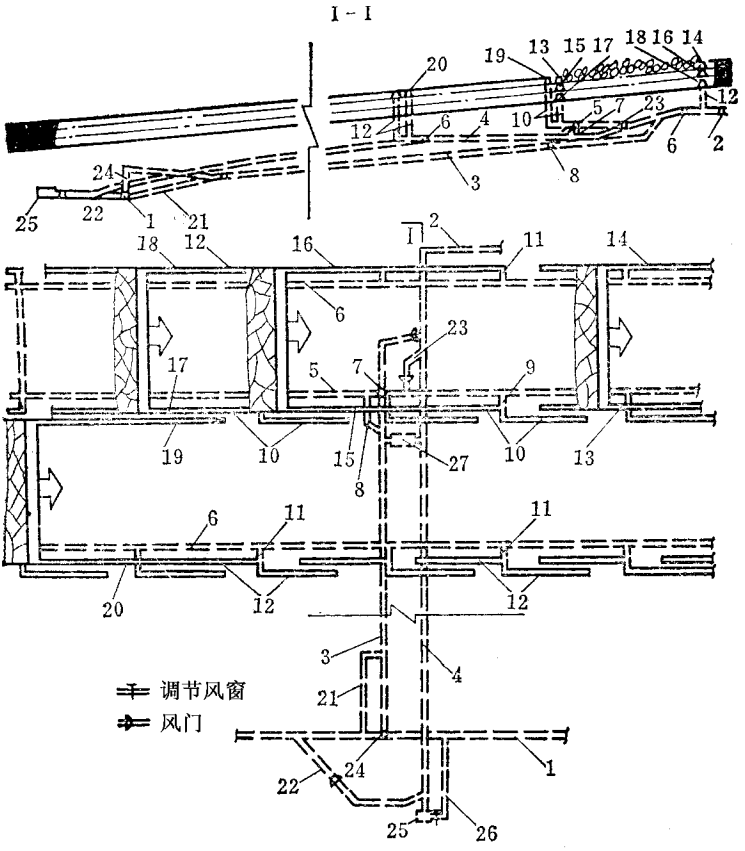


图 5－2－2　单煤层上山盘区(分层开采)巷道布置

1—运输大巷；2—盘区总回风巷；3—盘区运输上山；4—盘区轨道上山；5—分阶段集中运输平巷；6—分阶段集中回风平巷；7—分阶段溜煤眼；8—进风巷；9—运输平石门；10—溜煤进风斜巷；11—材料平石门；12—运料回风斜巷；13—上层运输顺槽；14—上层回风顺槽；15—中层运输顺槽；16—中层回风顺槽；17—下层运输顺槽；18—下层回风顺槽；19—下分阶段上层运输顺槽；20—下分阶段上层回风顺槽；21—盘区进风巷；22—车场绕道；23—材料绕道；24—盘区煤仓；25—绞车硐室；26—绞车硐室通风巷；27—变电所

2. **多煤层上山盘区巷道布置(图 5－2－3)**

3. **近距离煤层群盘区石门溜煤眼巷道布置(图 5－2－4)**

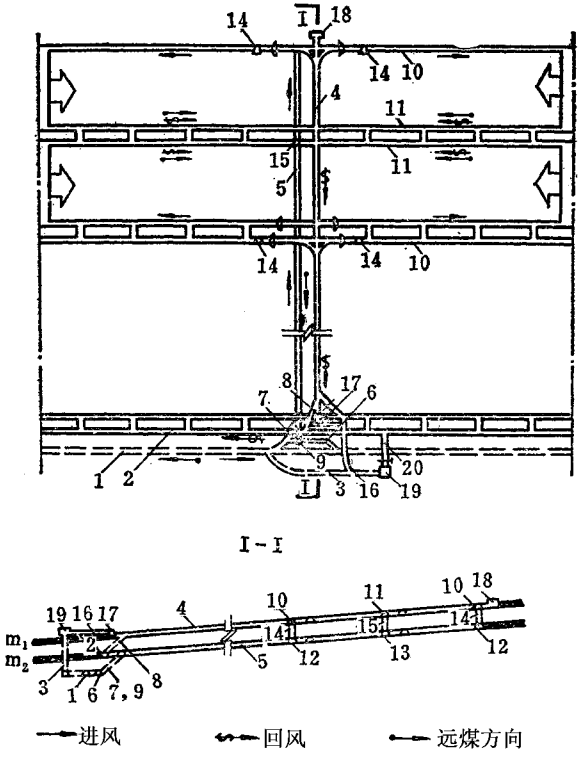


图 5－2－3　多煤层上山盘区巷道布置

1—岩石运输大巷；2—总回风巷；3—盘区材料上山；4—盘区轨道上山；
5—盘区运输上山；6—下部车场；7—进风斜巷；8—回风斜巷，9—煤仓；
10—m_1 层分阶段进风巷，11—m_1 层分阶段运输巷；12—m_2 层分阶段进风巷；
13—m_2 层分阶段运输巷；14—分阶段材料斜巷；15—分阶段溜煤眼；
16—甩车道；17—无极绳绞车硐室；18—无极绳尾轮；
19—盘区材料上山绞车硐室；20—绞车硐室回风眼

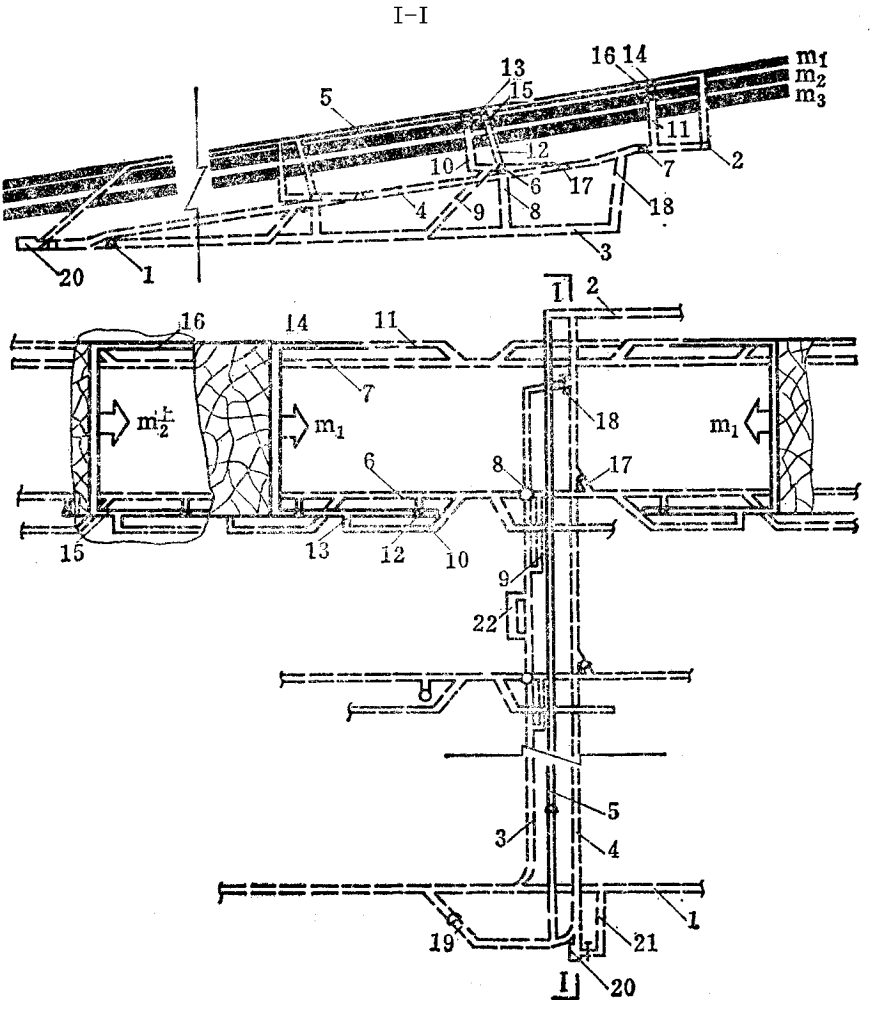


图 5－2－4　近距离煤层群盘区石门溜煤眼巷道布置

1—岩石运输大巷；2—盘区回风巷；3—盘区石门；4—盘区轨道上山；5—盘区回风上山；
6—分阶段岩石集中运输平巷；7—分阶段岩石集中回风平巷；8—盘区煤仓；
9—进风巷；10—进风行人斜巷；11—回风运料斜巷；12—分阶段溜煤眼；
13—m_1 运输顺槽；14—m_1 回风顺槽；15—m_2 上分层分阶段运输顺槽；
16—m_2 上分层分阶段回风顺槽；17—材料绕道；18—盘区石门尽头回风斜巷；
19—车场绕道；20—绞车硐室；21—绞车硐室回风巷；22—变电所

4. **远距离煤层群盘区石门溜煤眼巷道布置(图 5－2－5)**

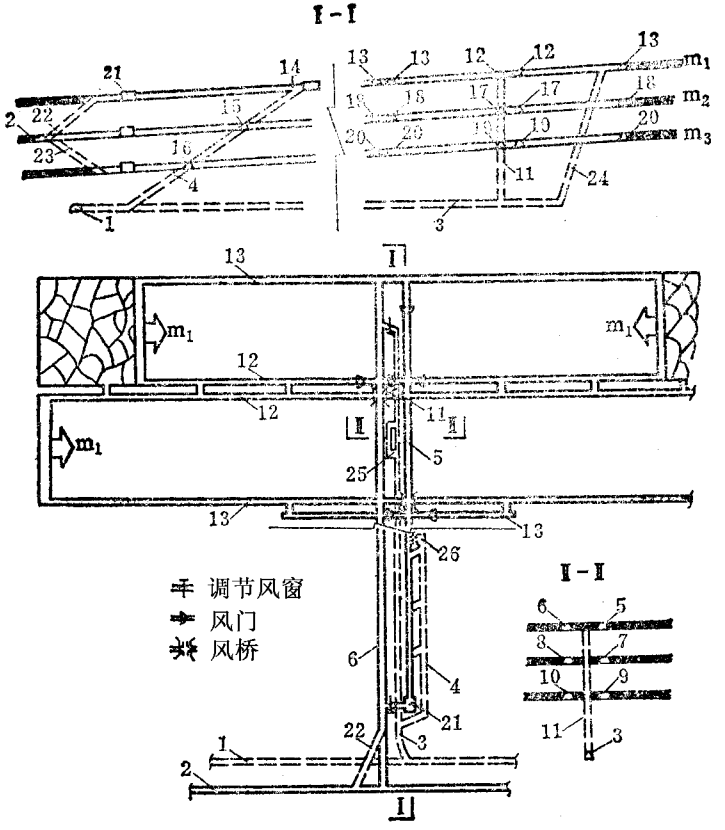


图 5－2－5　远距离煤层群盘区石门溜煤眼巷道布置

1—运输大巷；2—回风大巷；3—盘区石门；4—集中进风运料斜巷；

5—m_1 层轨道上山；6—m_1 层回风上山；7—m_2 层轨道上山；8—m_2 层回风上山；

9—m_3 层轨道上山；10—m_3 层回风上山；11—分阶段溜煤眼；12—m_1 分阶段运输顺槽；

12—m_1 分阶段回风顺槽；14—m_1 层进风运料甩车道；15—m_2 层进风运料甩车道；

16—m_3 层进风运料甩车道；17—m_2 分阶段运输顺槽；18—m_2 分阶段回风顺槽；

19—m_3 分阶段运输顺槽；20—m_3 分阶段回风顺槽；21、26—绞车硐室；

22、23—回风斜巷；24—盘区尽头回风巷；25—变电所

5. **单煤层采区(一次采出全厚)巷道布置(图** 5－2－6)

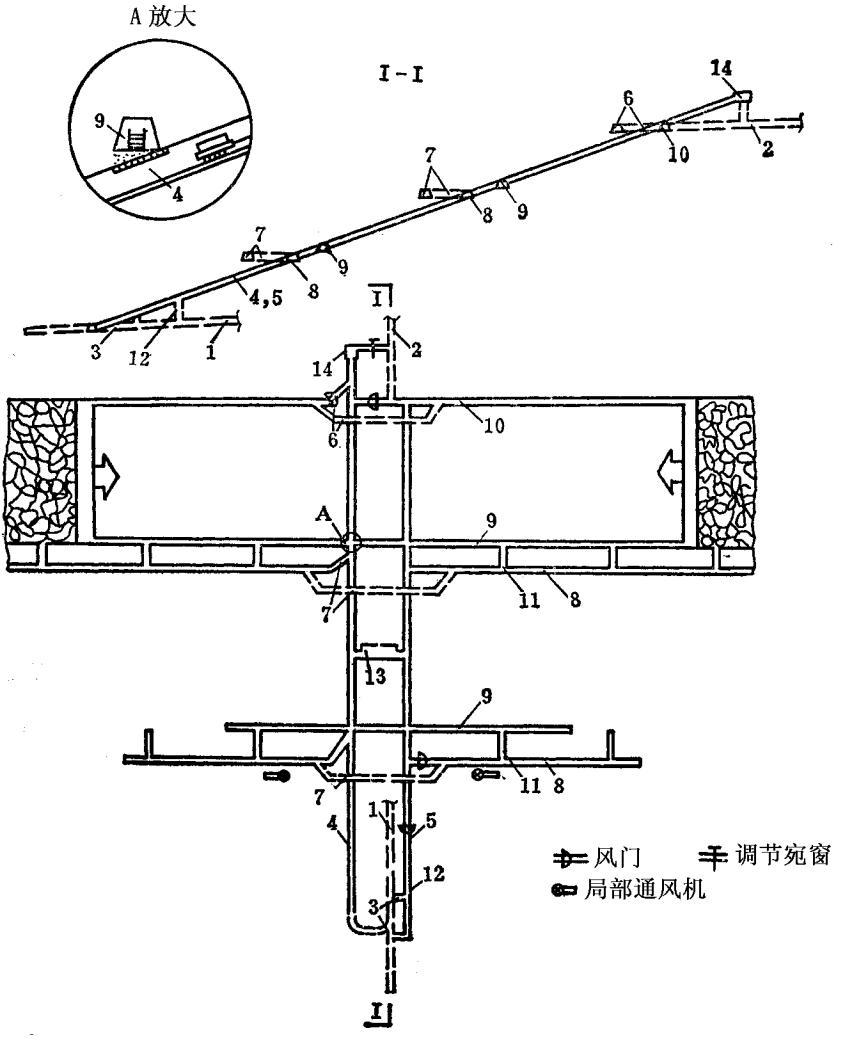


图 5－2－6　**单煤层采区(一次采出全厚)巷道布置**

1—采区运输石门；2—采区回风石门；3—采区下部车场；

4—轨道上山；5—运输上山；6—上部车场；7、7′—中部车场；

8、8′—轨道平巷；9、9′—运输平巷；10—轨道回风平巷；

11—联络眼；12—采区煤仓；13—采区变电所；14—采区绞车硐室

6. **单煤层采区(分层开采)巷道布置(图** 5－2－7)

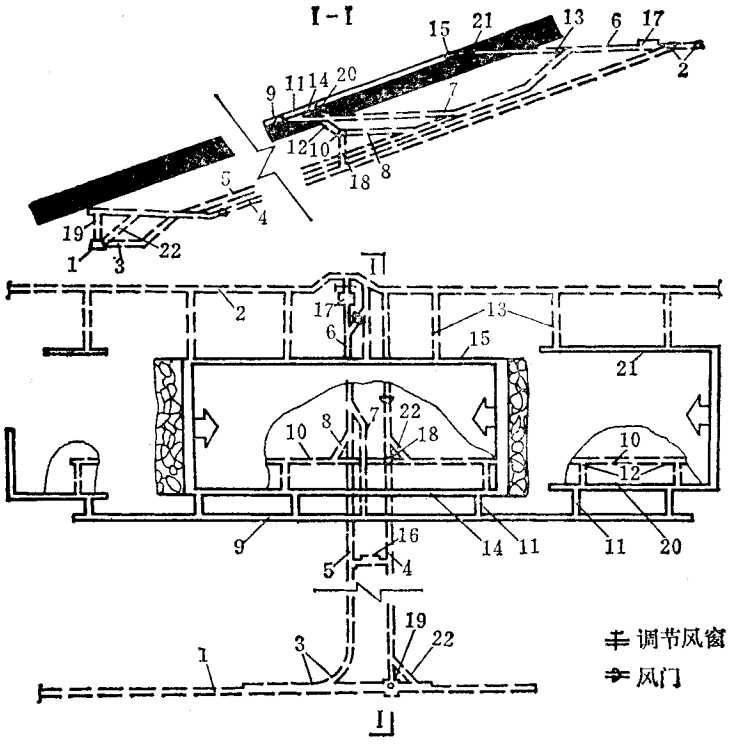


图 5－2－7　**单煤层采区(分层开采)巷道布置**

1—**岩石运输大巷**；2—**岩石回风大巷**；3—**采区下部车场**；

4—**运输上山**；5—**轨道上山**；6—**采区上部车场**；7—**通轨道平巷**(9)**的甩车场及石门**；

8—**通岩石共用运输平巷**(10)**的甩车道**；11—**轨道平巷**(9)**与运输平巷**(14)、

(20)**的联络眼**；12—**溜煤眼**；13—**回风石门**；14—**顶分层运输平巷**；

15—**顶分层回风平巷**；16—**采区变电所**；17—**绞车硐室**；18—**中部溜煤眼**；

19—**采区煤仓**；20—**中分层运输平巷**；

21—**中分层回风平巷**；22—**行人联络眼**

7. **多煤层平石门采区巷道布置(图 5－2－8)**

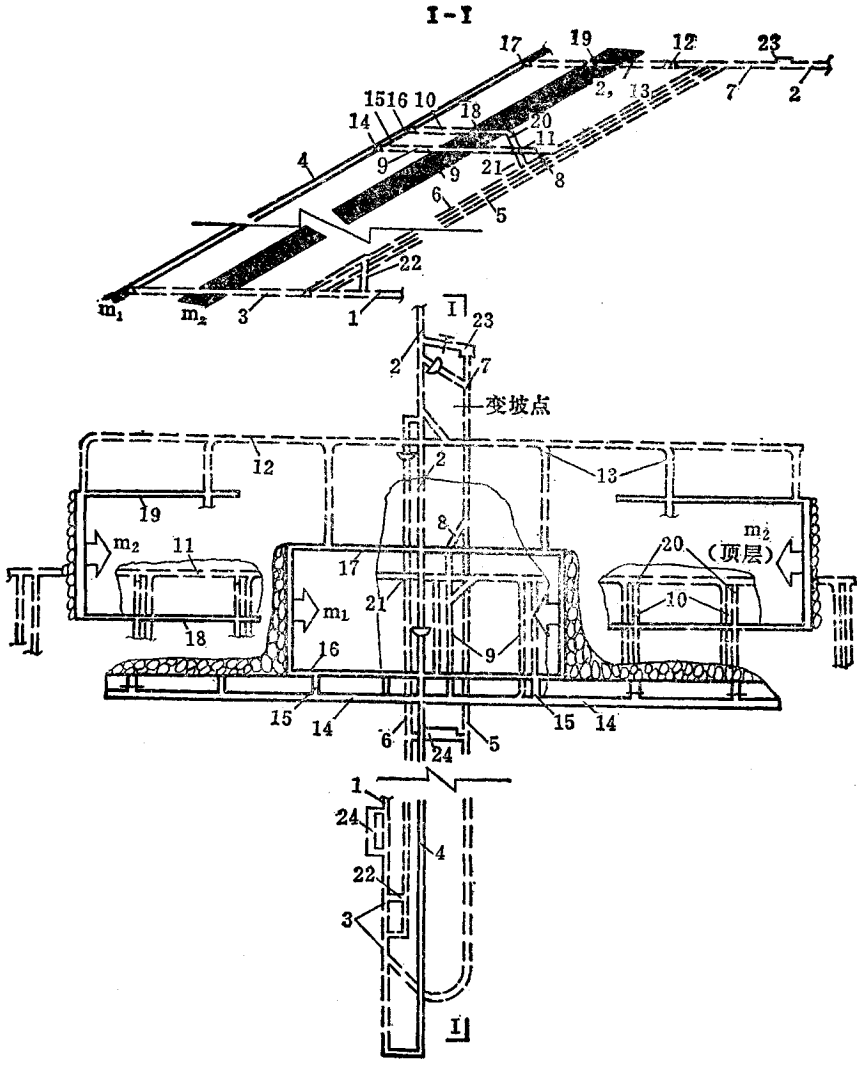


图 5－2－8　多煤层平石门采区巷道布置

1—采区运输石门；2—采区回风石门；3—采区下部车场；4—通风行人上山；
5—轨道上山；6—运输上山；7—上部车场；8—中部车场；9—分阶段轨道石门；
10—分阶段运输石门；11—共用运输平巷；12—共用轨道回风平巷；13—分阶段回风石门；
14—共用轨道平巷；15—联络眼；16—m_1 层下平巷；17—m_1 层上风巷；
18—m_2 顶分层下平巷；19—m_2 顶分层上风巷；20—小溜煤眼；21—分阶段溜煤眼；
22—采区煤仓；23—绞车硐室；24—变电所

8. **多煤层斜石门采区巷道布置(图 5－2－9)**

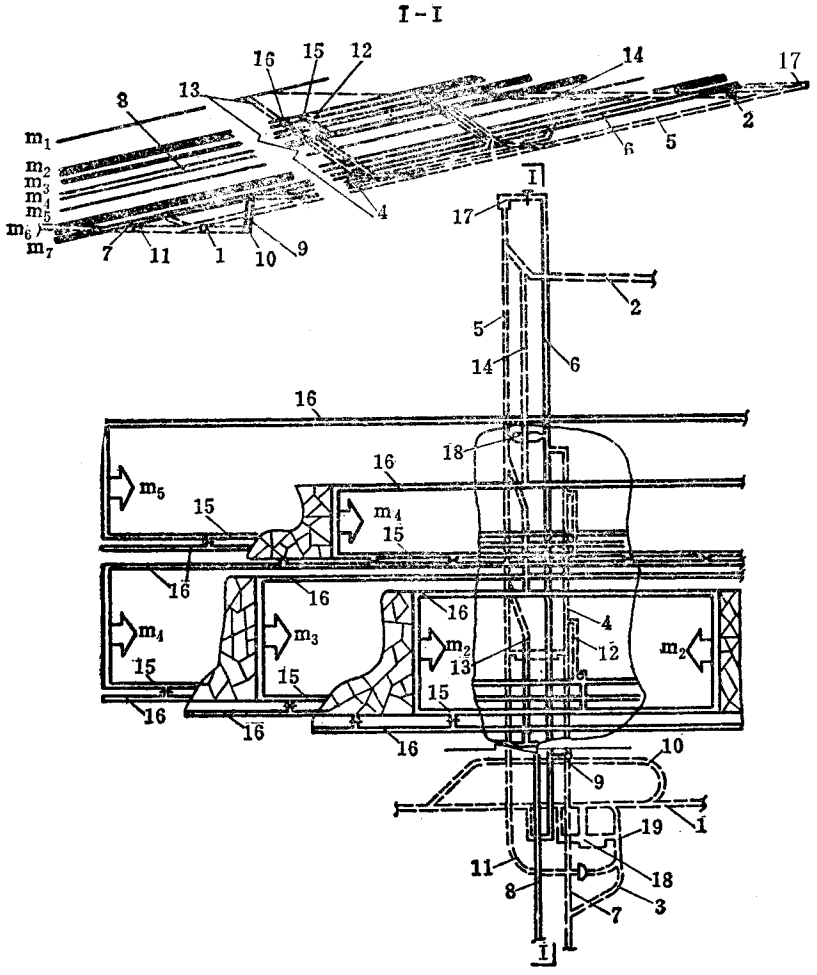


图 5－2－9　多煤层斜石门采区巷道布置

1—运输大巷；2—总回风道；3—采区石门；4—运输上山；5—轨道上山；
6—通风上山；7—(下)运输上山；8—(下)回风上山；9—采区煤仓；10—采区装车站；
11—车场绕道；12—溜煤斜巷；13—回风斜石门；14—回风平石门；15—煤层运输顺槽；
16—煤层回风顺槽；17—绞车硐室；18—变电硐室；19—压风机站

二、采区(盘区)巷道布置分析

1. 采区(盘区)上山布置

(1)上山条数的确定

在一般情况下布置两条集中上山(一条运输上山,一条轨道上山),就能满足采区运输,通风和行人的需要。但在特殊情况下,还需要增设一条上山,例如:

1)生产能力很大的特厚煤层采区,集中联合布置采区、分组大联合布置采区。

2)产量较大,瓦斯涌出量也很大的采区,特别是下山采区。

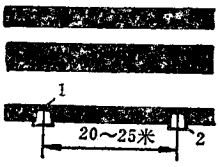
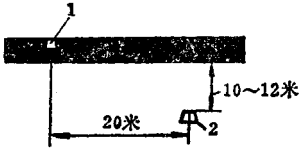
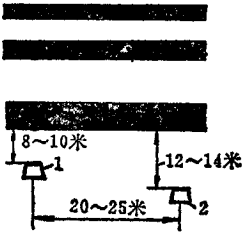
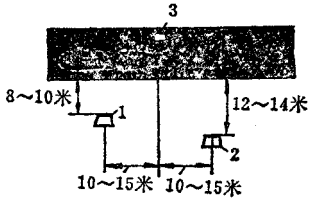
3)产量较大,经常出现上、下分阶段同时生产,需要简化通风系统的采区。

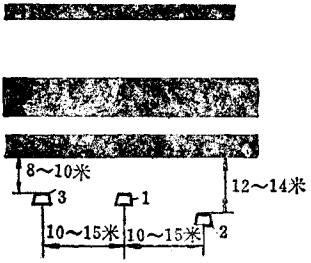
4)运输上山和轨道上山均布置在底板岩石中,需要探清煤层情况,或为提前掘进其他采区的巷道以及需要泄水的采区。

增设的上山可专作运煤或通风用,也可兼作辅助提升和行人用。增设的上山如果服务年限不长,可沿煤层布置,以便减少掘进费用,并起到探清煤层情况的作用。

(2)上山布置方式(表 5－2－1)

表 5－2－1　上山布置方式

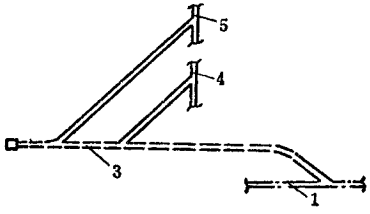
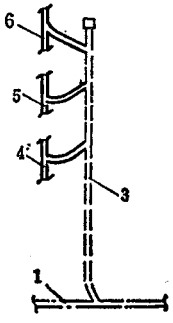
布置方式	图　示	适　用　条　件
二条煤层上山		单一薄及中厚煤层,煤层群最下一层为薄煤层或产量不大,服务年限不长的采区
一煤一岩上山		煤层群最下一层为维护条件较好的薄及中厚煤层或产量不大,服务年限不长的采区
二条岩石上山		煤层群最下一层为厚煤层或开采单一厚煤层的采区
一煤二岩上山		地质构造和煤层情况需进一步弄清或需在煤层中布置一条通风行人上山,为两条岩石上山导向的采区

布置方式	图　示	适　用　条　件
三条岩石上山		联合的煤层层数较多，厚度大，产量大，储量丰富，服务年限长，瓦斯大，通风复杂的采区
符号注释	1—轨道上山；2—运输上山；3—通风、行人上山	

2. 轨道上山与大巷或石门的联系

一般采用采区下部车场联系。但在开采煤层群的联合布置盘区，当煤层厚度大，层间距较大、煤质坚硬时，常在各煤层中布置轨道上山，为各层运料、行人、通风用。各轨道上山与大巷或盘区石门之间，用材料斜巷联系。材料斜巷的布置方式，见表 5－2－2。

表 5－2－2　材料斜巷的布置方式

方　式	图　示	适　用　条　件
材料斜巷平行大巷布置		煤层数目少，且需要留设煤柱保护大巷
材料斜巷垂直大巷布置		煤层数目较多

方　式	图　示	适 用 条 件
材料斜巷在石门一侧布置		石门盘区
符号注释	1—运输大巷；2—盘区石门；3—盘区集中进风材料斜巷；4、5、6—煤层轨道上山	

3. 分阶段集中平巷的布置方式

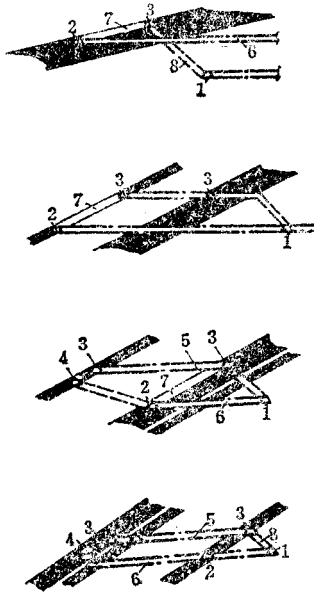
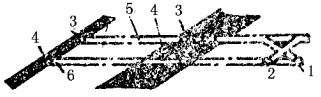
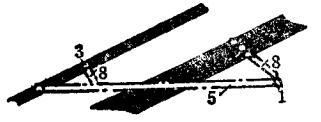
分阶段集中平巷是为分阶段各煤层(分层)服务的主要巷道，有为集中出煤用的运输集中平巷和为运送设备、材料、回风用的分阶段轨道集中平巷。根据煤层埋藏条件和生产的需要，以及考虑到与采区上山和分阶段平巷的配合，分阶段集中平巷的布置方式大致有下列五种，见表 5－2－3。

4. 分阶段集中平巷与盘区石门及上山的联系

开采煤层数目多、厚度大、生产能力大的石门盘区，或岩石运输上山盘区，有些也在煤层底板岩石中布置轨道上山。分阶段岩石集中平巷与盘区石门或运输上山及轨道上山的联系方式，见表 5－2－4。

表 5－2－3　分阶段集中平巷布置方式

方　式	图　示	优　缺　点	适用条件
机轨双煤巷布置		优点：1. 岩巷掘进工程量小，速度快，费用低，可以缩短采区准备时间， 2. 有利于上下分阶段同时回采，扩大采区生产能力。 缺点：受采动影响大，特别是煤层(或分层)数目多，间距又较小时，集中平巷将受多次采动影响，维护工程量大，费用高，影响生产	顶板岩石较好的薄及中厚煤层

方　式	图　示	优　缺　点	适用条件
机轨分岩煤巷布置		优点：1. 岩巷掘进工程量较少，掘进速度较快，可以缩短分阶段的施工期限； 2. 轨道集中巷沿煤层超前掘进，可以探明煤层的变化情况，为掘进集中运输巷取直定向创造条件； 3. 便于上，下分阶段同时回采； 4. 掘进和回采时运送设备，材料，排矸都较方便。 缺点：易受采动影响，维护比较困难	顶板较好的薄及中厚煤层，或厚煤层的顶分层
机轨双岩巷布置		优点：1. 巷道压力小，可以大量减少维护费用； 2. 联络石门较短。联系方便； 3. 有利于上下分阶段同时回采和提高采区生产能力。 缺点：岩石巷道掘进工程量大，掘进费用高，采区准备时间较长	开采煤层数目多，或煤层厚度大，分阶段生产时间长，以及煤层巷道难以维护
机轨合一巷布置		优点：1. 掘进和维护工程量较少； 2. 巷道选在适宜的位置，可以免受采动影响，大量节省维护费用； 3. 皮带输送机的安装和拆卸等比较方便； 4. 充分利用巷道断面。 缺点：1. 巷道断面大，施工比较困难，进度较慢； 2. 不利于上、下分阶段同时回采，采区生产能力受到限制； 3. 采区上山与分阶段石门的连结处，设备和线路的布置比较复杂	煤层底板岩层较好，煤层稳定。采区产量不大

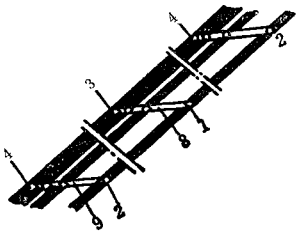
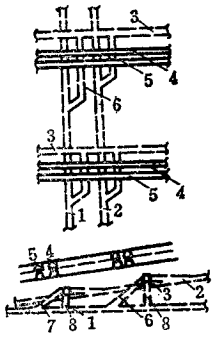
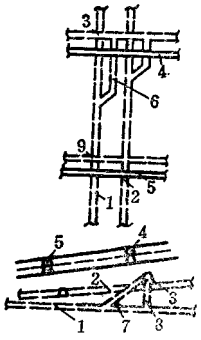
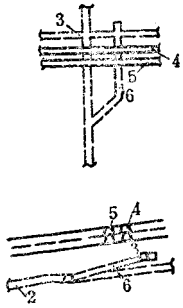
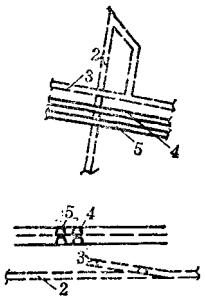
方　式	图　示	优　缺　点	适用条件
单巷交替布置		优点：1. 巷道掘进和维护工程量少； 2. 生产系统简单	煤层倾角小于 15 度采用对拉工作面布置
符号注释	1—分阶段运输集中巷；2—分阶段轨道集中巷；3—分阶段运输平巷；4—分阶段回风平巷；5—分阶段运输石门；6—分阶段回风石门；7—联络巷；8—溜煤眼；9—运料斜巷		

表 5－2－4　分阶段集中平巷与盘区石门及盘区轨道上山的联系方式

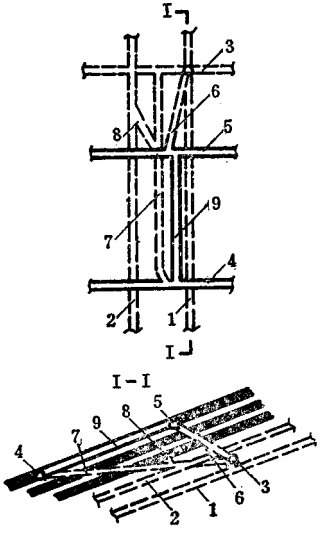
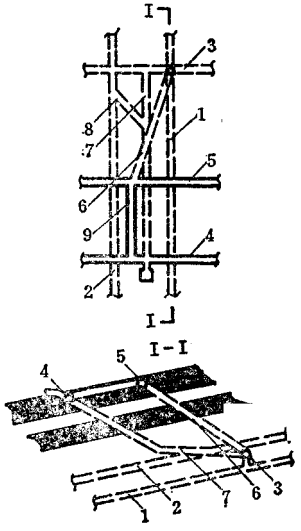
项　目	集中平巷与盘区石门		集中平巷与轨道上山	
	二套溜煤眼及进风行人斜　巷	一套溜煤眼及进风行人斜　巷	材料斜巷	平石门
图　示				
适用条件	单工作面布置	对拉工作面布置	轨道上山坡度小于 6 度	轨道上山坡度大于 6 度
符号注释	1—盘区石门；2—轨道上山；3—分阶段运输集中平巷；4—分阶段运输平巷；5—分阶段回风平巷；6—材料斜巷；7—进风行人斜巷；8—溜煤眼；9—分阶段回风集中平巷			

5. 分阶段集中平巷与采区上山的联系方式

采区上山与分阶段集中平巷之间的联系方式，主要根据运输需要确定。并与分阶段集中平巷与分阶段平巷的联系方式同时考虑和选定，见表 5－2－5。

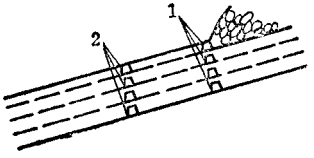
6. 分阶段平巷的布置方式

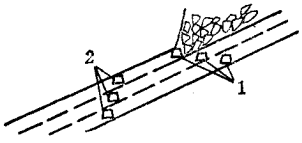
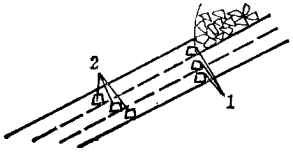
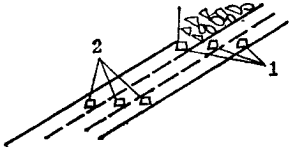
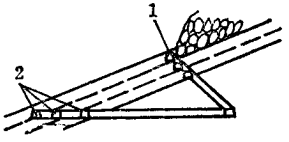
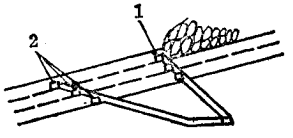
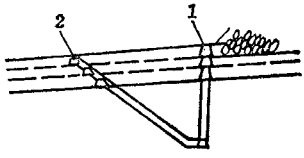
表 5－2－5　分阶段集中平巷与采区上山的联系方式

项　目	轨道上山与轨道集中巷		运输上山与运输集中巷
	平　石　门	斜　　巷	溜　煤　眼
图　　示			
适用条件	煤层倾角较大(一般大于 15 度)，层间距较小	煤层倾角较小，煤层数目较多，层间距较大	广泛采用
符号注释	1—运输上山；2—轨道上山；3—分阶段运输集中平巷；4—分阶段轨道集中平巷；5—分阶段运输平巷；6—溜煤斜巷；7—石门；8—中部车场；9—联络巷		

根据煤层倾角，分阶段集中平巷与分阶段平巷联系方式决定了分阶段平巷的布置类型，按其上、下分层平巷的相对位置关系，有重迭、倾斜、水平及混合等布置方式，见表 5－2－6。

表 5－2－6　分阶段平巷布置方式

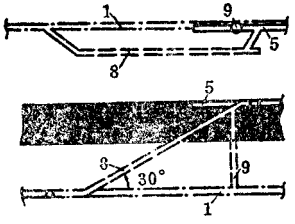
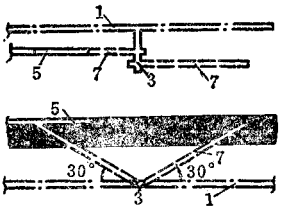
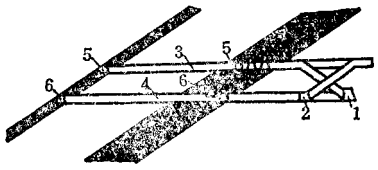
方　式	图　　示	优　缺　点	适用条件
重迭式		优点：1. 当开采厚煤层时，下分层巷道沿假顶掘进，方向易掌握，顶压较小，维护条件好， 2. 各分层工作面长度基本相同，有利于采区(盘区)均衡生产。 缺点：1. 对上分层巷道处的假顶铺设质量要求严格，否则下分层巷道不好掘进和维护； 2. 分层间采用垂直眼联系时，掘进和运料等不方便	近水平煤层或倾角小于 10 度的缓倾斜煤层

方式		图示	优缺点	适用条件
倾斜式	内错式		优点：1. 巷道维护条件好； 2. 下分层巷道在假顶下掘进易于掌握方向。 缺点：分阶段煤柱较大，特别是当分层数目多时	倾角小于 15～20 度的缓倾斜厚煤层
	外错式		缺点：1. 下分层巷道处于固定支承压力范围内，维护困难； 2. 在下分层工作面的上，下出口处没有人工假顶；采煤和支护均较复杂； 3. 煤柱尺寸较大	
水平式			优点：1. 各分层工作面长度基本保持不变； 2. 避免废风下行； 3. 减少辅助运输环节，运输及行人方便。 缺点　运送煤炭的联络煤门或石门内需要铺设输送机，增加运输环节	煤层倾角大于 15 度；由于无下行风，也适用于开采沼气大的煤层
混合式	水平与倾斜的综合		特点　煤炭可自溜，材料可水平运送	布置方式较多。根据具体的地质条件，分阶段集中平巷的使用以及其它有关问题通盘考虑选取
	内错与外错的综合		特点　煤炭可自溜。材料需要提升	
	倾斜与重迭的综合			
符号注释		1—分阶段运输平巷；2—分阶段回风平巷		

7. 分阶段集中平巷与分阶段平巷间的联系

根据煤层倾角和分阶段平巷的布置形式确定联系方式。有石门、斜巷和溜煤眼三种，见表 5－2－7。

表 5－2－7　分阶段集中平巷与分阶段平巷的联系方式

方式	垂直溜煤眼和走向进(回)风斜巷	双斜巷	平　石　门
图示			
优缺点	优点：溜煤眼围岩应力小，容易维护；溜煤眼使用方便，不易堵塞；煤的运输环节和占用的运输设备少；溜煤与进风互不干扰。 缺点：施工比较困难	优点：使用方便，效果较好；施工方便。 缺点：掘进工程量较大；在淋水大时，中间的小石门积水容易造成煤水混运	优点：施工方便，可以利用分阶段石门布置采区中部车场；辅助运输环节少，人员行走方便。 缺点：当煤层倾角较小时，石门长度大，掘进工程量大，石门不易维护，且石门铺设输送机运煤，占用设备多
适用条件	煤层倾角很小，分阶段平巷为垂直布置	煤层倾角较小，层间距离较大	煤层倾角较大(一般大于 15～20 度)；分阶段平巷为水平布置
符号注释	1—分阶段集中运输平巷；2—分阶段轨道集中平巷；3—运输石门；4—回风石门；5—分阶段运输平巷；6—分阶段回风平巷；7—溜煤进风斜巷；8—进风行人斜巷；9—溜煤眼		

8. 盘区内工作面的开采顺序

(1)上行开采顺序

盘区倾斜长，上山为 800～1000 米，下山为 700～800 米。上山盘区采用上行开采顺序，准备时间短，出煤快。上行开采顺序在采用中央并列通风方式时，新鲜风流和废风流都要经过两侧已被采空的盘区上山，所以漏风比较严重。盘区上山的煤柱大，维护费用高。分区通风虽然可以克服盘区上山漏风的缺点，但其它缺点仍然存在，只有将盘区上山开在岩石内，才能克服上述缺点。

(2)下行开采顺序

上山盘区采用下行开采，克服了上行开采的缺点，但它的准备工作量大。下行开采

较为常用。

(3)混合开采顺序

当煤层顶板含水较大时,先采下部分阶段工作面,可起疏干顶板的作用,为其它分阶段的开采创造条件,为提前出煤可采取采区一翼上行式,另一翼下行式的混合开采顺序。

三、采区巷道布置方案选择示例

以新汶孙村煤矿为例,该矿以斜井开拓,设计能力为年产 60 万吨,井田走向长度 2.5 公里,-400 水平开采时,阶段垂高 190 米。煤层为单斜构造,埋藏稳定,没有大的地质破坏,倾角 15°~25°,可采煤层七层,煤层特征见表 5-2-8。在煤系地层中,距 15 号煤层底板 25~50 米处有一层徐家庄灰岩,含水丰富并与距煤层底板 90 米处的奥陶纪石灰岩有一定的水力联系。矿井为低沼气井。

表 5-2-8　煤层特征

煤层编号	平均厚度(米)	顶板岩石性质	底板岩石性质	层间距离(米)	
				最小~最大	平均
2	2.4	砂岩及砂质页岩,局部有伪顶,节理发育	砂岩及砂页岩	4~8	6
3	0.6	砂页岩,油母页岩、有伪顶	砂页岩	10~15	12
4	1.8	砂岩及砂页岩	砂页岩	75~95	85
9	1.1	页岩	砂质页岩	17~21	18
11	1.7	砂质页岩	砂页岩	30~38	33
13	1.0	石灰岩	砂岩	14~15	15
15	1.2	钙质砂页岩	砂岩		

1. 采区划分

由于井田走向仅 2.5 公里,当划分为 2、3 或 4 个采区时,相应的采区走向长度分别为 1250 米、830 米、625 米。考虑到阶段内采区数目不宜过少,井田中央布置采区投产快,运输环节少,以及采区走向长度 800 余米比较适宜等,选定划为三个双翼采区的方案,采区走向长度为 830 米。

采区倾斜长度,因大巷水平位置已定,倾斜长度随煤层倾角的变化为 415~735 米,平均 600 米。沿倾斜划分为 4 个分阶段比较适宜,分阶段斜长 100~180 米,平均 150 米。

2. 煤层分组

由表 5－2－9 可见，矿井可采煤层数目虽然不多，总厚度也不大，但是有的煤层间距较大，特别是 4 号层和 9 号层之间水平距离达 200～320 米，因此适宜采用分组布置采区开采。即首先将 2、3、4 号煤层划为一组称前组煤，煤层间水平距离都小于 50 米，将采区巷道进行联合布置。其余的 9 至 15 号煤层称为后组煤，其中 11 号煤层与 13 号煤层间距仍比较大，是四个煤层联合布置还是再划分为两组开采，有待作细致地分析才能确定。

3. 后组煤的联合布置

后组煤的 11 号层与 13 号层间距较大，水平距离为 100 米左右，为此提出四层煤作为一个分组的大联合方案和 9、11 号层与 13、15 号层分别划组的小联合方案。由于下部煤层距含水量大的石灰岩很近，不能在底板岩石中开掘巷道。大联合布置时采区轨道上山和通风行人上山设在 15 号煤层中，采区运输上山设置在 11 号层底板岩石中，并按 30 度开掘，采用自溜运输。小联合时分别在 13 号和 15 号煤层中各布置两条上山，运输上山铺设刮板输送机。层间联系两方案都采用每个分阶段设石门和斜巷的方式。

大联合与小联合方案的技术经济比较：

(1)大联合由于石门长度较大，巷道掘进工程量要增加 22%，但是巷道维修，设备维修和电耗等生产费用减少，总费用大联合比小联合低 59%，见表 5－2－9。

表 5－2－9　技术经济比较

项　　目	单位	大联合方案	小联合方案	注
巷道掘进费	万元	22.45	18.4	1. 分阶段平巷运输方式相同，不参加比较；
巷道维修费	万元	12.11	16.8	2. 小联合方案多一台 1.6 米绞车；
电　　费	万元	5.57	30.8	3. 不包括运输因素时，大联合方案为 44.61 万元，小联合方案为 56.3 万元
设备费	万元	—	2.6	
设备维修费	万元	4.74	48.45	
岗位人员工资	万元	10.5	18.5	
采区上山煤柱	万吨	11.57	27.0	
煤柱占采区储量	%	3.42	7.96	
合　　计	万元	55.37	135.55	

(2)大联合生产管理集中，岗位人员少，并设有通风行人上山，行人方便、安全；小联合时要通过运输上山行人和回风，条件较差。

(3)11 号煤层的采区上山，因顶底板围岩软弱极难维护，对运输、通风，行人都造成一定困难，不利于正常生产。

(4)小联合开掘煤层上山需留煤柱，大联合开掘岩石上山，减少了 11 号煤层上山，可减少 4.5%的煤柱损失。

通过比较选用大联合布置，如图 5－2－10 所示。

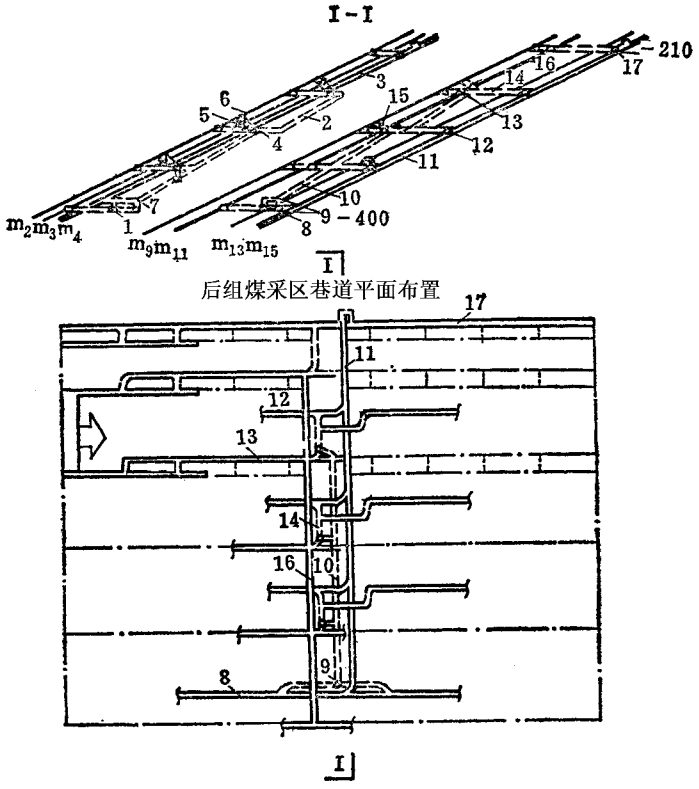


图 5－2－10　煤层分组及后组煤采区巷道布置

1—前组煤运输大巷；2—前组煤岩石集中溜煤上山；3—前组煤轨道上山；4—前组煤分阶段运输集中平巷；5、14—分阶段石门；6、15—分阶段斜巷；7、9—采区煤仓；8—后组煤集中运输大巷；10—后组煤集中溜煤上山；11—后组煤轨道上山；12、13—分别为 m_{13}；m_{15} 和 m_9、m_{11} 小分组分阶段集中平巷；16—后组煤通风行人上山；17—总回风巷

4. 采区上山布置和设备选择

(1)轨道上山

后组煤 15 号煤层顶底板比较坚固，将轨道上山布置在该层中。

(2)运输上山

为便于上山维护和减少煤柱损失，将采区上山布置在 4 号煤层底板岩石中。

(3)通风行人上山

为便于开采上部煤层的通风，在 13 号煤层中布置通风行人上山，为前期开采服务。

(4)运输设备的选择

依据各采区煤层倾角的变化，来确定运输上山的设备。煤层倾角大于 30°时，采用自

溜运输；煤层倾角小于 18°时，采用胶带输送机；处于两者之间时，采用铸石溜槽上链式刮板输送机。

5. 分阶段集中巷的布置

分阶段集中巷前组煤设在距 4 号煤层底板 8 ~ 10 米的岩石中，安装吊挂式胶带输送机。虽然掘进工程量大一些，但在生产期间的维修量仅为煤层平巷的四分之一，同时，使用胶带运输的能力大，费用低，总的看来比较优越。后组煤因层间距较大且都为薄及中厚煤层，分阶段集中巷采用小联合布置，即 9、11 号煤层为一组布置于 11 号煤层中，13、15 号煤层为一组布置于 15 号煤层中。

分阶段集中巷与煤层平巷之间的联系方式：一是石门二是斜巷。斜巷联系的掘进工程量较小，可以自溜运输，维护条件较好，但轨道运输系统较为复杂。石门联系与之相反。因此分阶段运输平巷之间以斜巷联系，分阶段回风平巷采用石门联系，在倾角小于 20°的地方以采用斜巷联系为主。

图 5 – 2 – 10 为煤层倾角大于 23°时的采区巷道布置方案。

第三节　倾斜长壁开采巷道布置

一、巷道布置类型图示

1. 单一薄及中厚煤层倾斜长壁开采的巷道布置，如图 5 – 2 – 11。

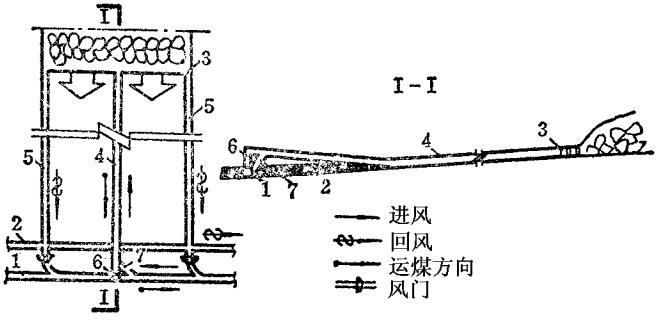


图 5 – 2 – 11　单一薄及中厚煤层倾斜长壁开采的巷道布置

1—水平运输大巷；2—水平回风大巷；3—回采工作面；4—工作面运输斜巷；5—工作面回风斜巷；6—煤仓；7—进风行人斜巷

2. 厚煤层倾斜长壁开采的巷道布置，如图 5－2－12。

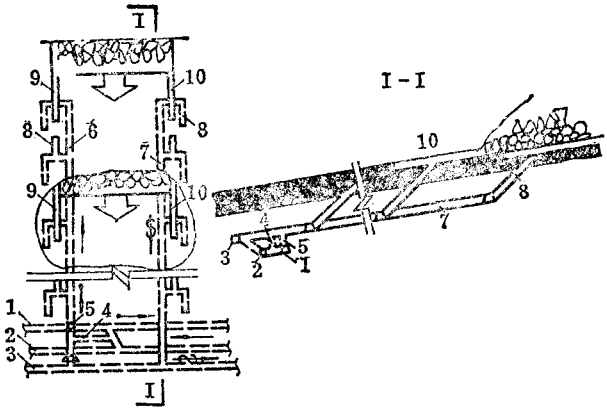


图 5－2－12　厚煤层倾斜长壁开采的巷道布置

1—水平运输大巷；2—水平轨道大巷；3—水平回风大巷；4—进风运料斜巷；5—煤仓；6—集中运输斜巷；7—集中轨道斜巷；8—联络斜巷；9—分层运输斜巷；10—分层回风斜巷

3. 煤层群倾斜长壁开采的巷道布置，如图 5－2－13。

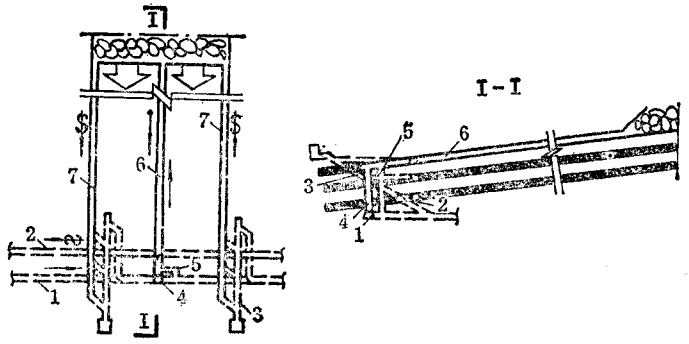


图 5－2－13　煤层群倾斜长壁开采的巷道布置

1—水平运输大巷；2—水平回风大巷；3—材料斜巷；4—煤仓；5—进风行人斜巷；6—工作面运输斜巷；7—工作面回风斜巷

二、巷道布置特点分析

1. 仰斜开采和俯斜开采

倾斜长壁工作面按推进方向分为仰斜开采和俯斜开采两种。

当煤质较硬或顶板淋水较大时，宜采用仰斜开采；当煤层厚度大、煤质松软容易片

帮，或瓦斯含量较大时，宜采用俯斜开采。此外，在选择回采工作面推进方向时，还必须结合水平运输和回风大巷所在的位置，充分考虑工作面通风、回采巷道的运输和维护条件。一般来说，回采工作面向大巷方向推进，对于工作面通风和巷道维护比较有利。因此，在开采倾角很小的近水平薄及中厚煤层，煤层顶板及其它地质条件没有特殊要求时，往往采用水平大巷上方的煤层俯斜开采，水平大巷下方的煤层仰斜开采即仰斜与俯斜混合开采的方式，如图 5－2－14 所示。

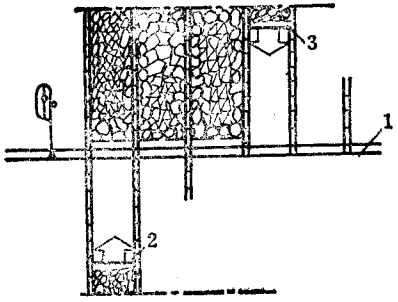


图 5－2－14　仰斜与俯斜混合开采

1—水平大巷；2—仰斜开采的工作面；3—俯斜开采的工作面

2. 单工作面和对拉工作面

倾斜长壁工作面可以按单工作面布置，也可以按对拉工作面布置。单工作面布置即通常的每个工作面有两条回采巷道的形式。对拉工作面布置则为两个工作面三条回采巷道的形式，其中运输巷为两个工作面共用，如图 5－2－15 所示。

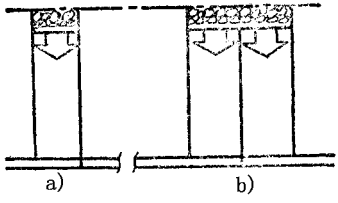


图 5－2－15　倾斜长壁单工作面与对拉工作面

a—单工作面；b—对拉工作面

对拉工作面运输沿煤层走向，工作面输送机效能不受煤炭运输方向的影响，不存在向下运与向上拉的问题，因此可由两个相同长度的单工作面组成。同时工作面风流也不存在上行与下行的问题，两个工作面的通风状况同样良好。对拉工作面有减少掘进工程量和设备占用数量少等优点，所以倾斜长壁开采时应优先考虑选用对拉工作面布置。

回采巷道可以采用留煤柱的方法维护，也可以采用沿空留巷或沿空送道。对留煤柱时的煤柱尺寸，不留煤柱时所要求采取的措施，与走向长壁采煤方法相同。

3. 前进式、后退式和混合式回采

(1)前进式(图 5－2－16)

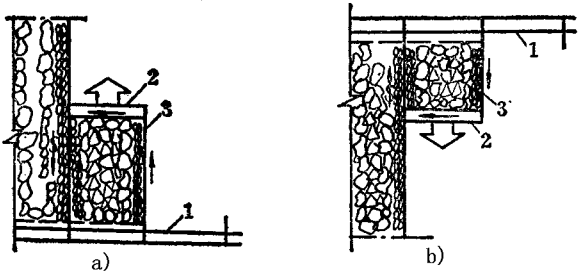


图 5－2－16　前进式回采

a—仰斜开采；b—俯斜开采

1—水平大巷；2—回采工作面；3—运输斜巷

这种布置方式不用提前开掘大量的回采巷道，工作面投产早、出煤快。但在采空区维护巷道技术上比较复杂，巷道维护费用较高，工作面通风路线中漏风和沼气涌出量较大，工作面回采和巷道掘进联在一处，技术工艺和生产管理工作比较复杂，同时也难以掌握煤层变化情况，故很少采用。

(2)后退式(图 5－2－17)

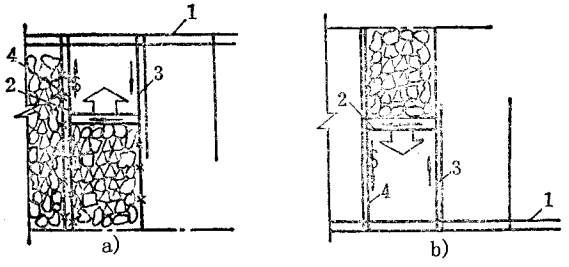


图 5－2－17　后退式回采

a—仰斜开采；b—俯斜开采

1—水平大巷；2—回采工作面；3—运输斜巷；4—回风斜巷

这种布置方式的优缺点与前进式相反，虽然在回采工作面投产前的巷道掘进工程量较大，时间较长，但在生产过程中，不仅工作面和回采巷道的条件良好，而且技术工艺和生产管理等方面也很简便。因此，多采用后退式回采。

(3)混合式

当煤层地质条件不要求必须采用仰斜开采或俯斜开采时,为了减少回采巷道工程量和不在回采前多掘进巷道,可采用图 5－2－18～19 的前进与后退、仰斜与俯斜相结合的混合式回采。这种方式改善了工作面回采期间的通风和巷道维护条件。

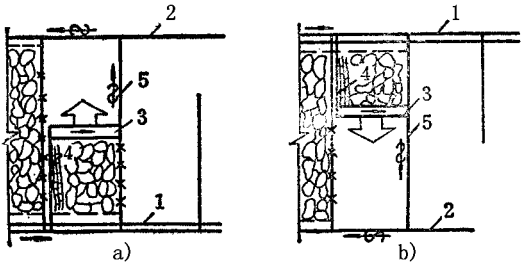


图 5－2－18　混合式回采

a—仰斜前进;b—俯斜前进

1—运输大巷;2—回风大巷;3—回采工作面;4—运输斜巷;5—回风斜巷

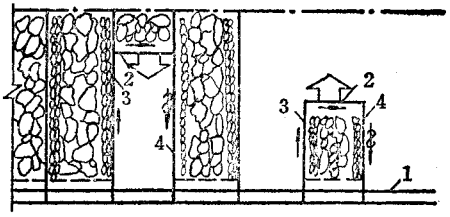


图 5－2－19　前进后退、仰斜俯斜相结合的混合式回采

1—大巷;2—回采工作面;3—运输斜巷;4—回风斜巷

三、倾斜长壁开采的优缺点和适用条件

1. 优点

(1)巷道布置简单,巷道掘进和维护费用低,投产快。这种方法由于减少了一些采区准备巷道,与走向长壁开采时的采区巷道布置相比,巷道工程量和掘进费用可以减少 15% 左右,相应地可以缩短矿井建设时间。

(2)运煤系统简单,占用设备少,运输费用低。工作面出煤经一套运输设备直达水平大巷,运输环节少,系统简单,运输设备数量和辅助人员可以减少 30%～40%。

(3)由于倾斜长壁工作面的回采巷道既沿煤层掘进,又可以保持固定方向,故能使回采工作面长度基本保持不变,从而减少了因增减工作面支架数目和输送机长度所占用的

辅助工作时间和辅助工作量及其对生产的影响。同时，工作面沿倾斜的推进长度增大，也使回采工作面搬移次数减少，对于机械化采煤，特别是综合机械化采煤是非常有利的。此外，倾斜长壁工作面也便于布置对拉工作面，有利于集中生产。

(4)倾斜长壁工作面的通风系统路线短，风流方向变化少，巷道交叉和风桥等通风构筑物减少三分之一左右，漏风少，有效风量较高，还可以较好地保证工作面独立通风。

(5)对某些地质条件的适应性较强。当煤层的地质构造如倾斜断层比较发育时，倾斜长壁工作面有利于减少过断层的次数，可保证工作面在较长距离的范围内连续推进；当煤层顶板淋水较大时，仰斜开采有利于疏干工作面，改善了工作环境，创造了良好的劳动条件；当煤层沼气涌出量较大时，俯斜开采有利于排除沼气，减少工作面沼气含量。

(6)技术经济效果显著改善。国内外应用倾斜长壁开采方法的矿井和工作面的实践效果表明，工作面单产、巷道掘进率、回采率，劳动生产率和吨煤成本等几项技术经济指标，都有显著提高或改善。

2. 缺点

(1)当煤层沿倾斜起伏变化大时，巷道积水不易解决。

(2)长距离的倾斜巷道，使辅助运输和行人比较困难。

(3)大巷装车站较多，特别是当工作面单产低，矿井同时生产的工作面数目多时，这一问题更为突出。

(4)下行通风问题需采取必要安全技术措施。

3. 倾斜长壁开采方法的适用条件

(1)一般应用于倾角为 12°以下的煤层中。但对综采工作面以 8°以下为宜；对普采和炮采工作面可扩大开采 15°～18°的煤层。

(2)煤层顶板比较完整。

(3)走向断层不发育，特别不应有落差较大的走向断层。

第四节　跨多上山(石门)连续开采巷道布置

一、巷道布置类型图示

1. 跨单上山连续开采巷道布置(图 5－2－20)

2. 跨双上山连续开采巷道布置(图 5－2－21)

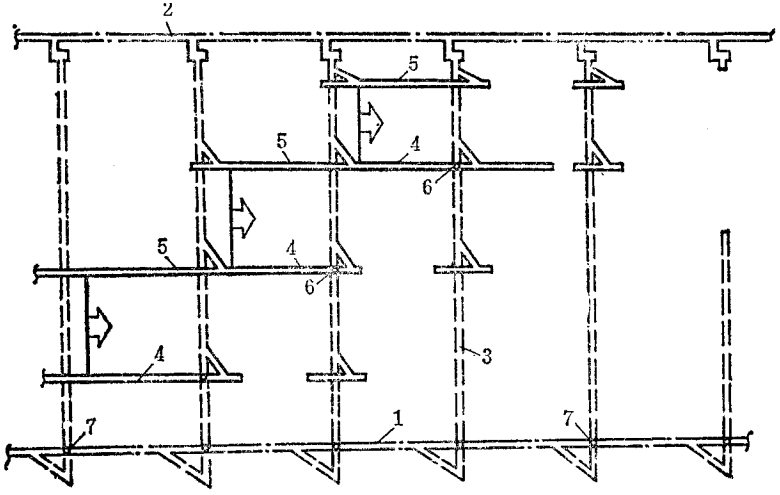


图 5－2－20　跨单上山连续开采巷道布置

1—运输大巷；2—总回风巷；3—上山；

4—运输顺槽；5—回风顺槽；6—溜煤眼；7—煤仓

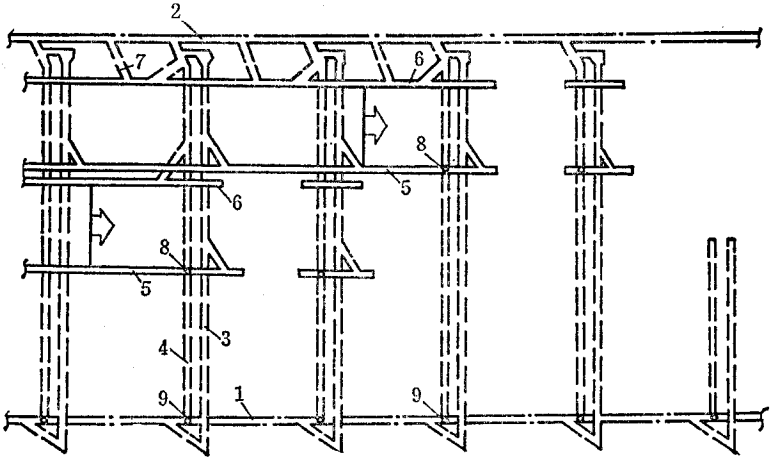


图 5－2－21　跨双上山连续开采巷道布置

1—运输大巷；2—总回风巷；3—轨道上山；4—运输上山；

5—运输顺槽；6—回风顺槽；7—联络小眼；8—溜煤眼；9—煤仓

二、优、缺点与适用条件

1. 优点

(1)跨多上山连续开采方式比采区开采方式的煤、岩巷工程量少,初期投资少。

(2)跨多上山连续开采方式,减少岩巷,增多煤巷,有利于加快掘进速度,减少工期,减少工作面迁移次数。

(3)有利于运输和通风。

(4)易于较快的增加工作面。

2. 缺点

(1)采用单上山绞车硐室通风尚需解决。

(2)生产分散,占用设备较多。

3. 适用条件

一般在地质构造简单,倾向断层较少,阶段斜长大,走向长度大的大型矿井采用较合适。

第五节　急倾斜煤层采区巷道布置

一、急倾斜煤层采区巷道布置特点

急倾斜煤层采区巷道布置特点如下:

1)采区上山多在煤层中沿倾斜方向布置,通常称为上山眼。根据使用的需要,一组上山眼的数目,一般为 3 ~ 4 条。采区内煤与矸石沿眼溜放,比较方便,无需动力和设备;材料运输环节多,劳动强度大,比较复杂;上山眼的施工和维护都比较困难;在生产过程中,上山眼易于发生卡眼和坠眼事故,要求加强管理。这些因素对采区倾斜长度和小阶段的高度,有所限制。

2)采区和小阶段内储量较小,一般不设置小阶段岩石集中平巷,从巷道维护的角度考虑,采区走向长度不宜过长。

3)煤层回采后,不仅顶板岩层会塌陷、冒落、底板岩层也可能脱落、滑动。这对小阶段的划分,开采程序和采区巷道布置都有影响。

上述特点,在布置急倾斜煤层采区巷道时,应加以注意。

二、采区巷道布置

(一)采区巷道布置类型图示

1. **单一煤层采区巷道布置(图 5－2－22)**

2. **煤层群分组小联合斜巷联系采区巷道布置(图 5－2－23)**

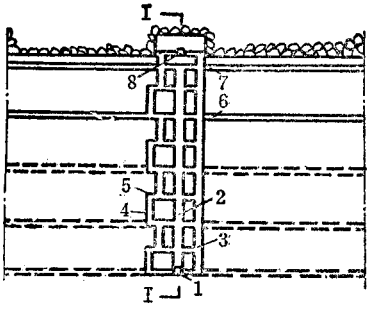


图 5－2－22　单一煤层采区布置

1—采区运输石门；2—采区溜煤眼；3—采区运料眼；4—采区行人眼；5—联络平巷；
6—分阶段运输平巷；7—分阶段回风平巷；8—采区回风石门；9—采区煤仓

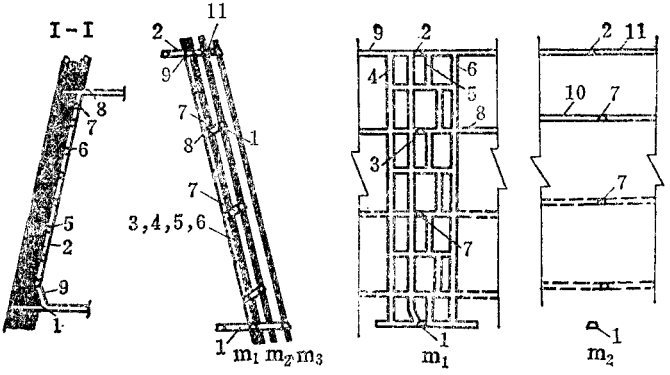


图 5－2－23　煤层群分组小联合斜巷联系采区巷道布置

1—采区运输石门；2—采区回风石门；3—采区溜煤眼；4—采区溜矸眼；5—采区行人眼；
6—采区运料眼；7—斜巷；8—m_1 层煤分阶段运输平巷；9—m_1 层煤分阶段回风平巷；
10—m_2 层煤分阶段运输平巷；11—m_2 层煤分阶段回风平巷

3. **煤层群分组小联合石门联系采区巷道布置(图 5－2－24)**

4. **岩石轨道上山和煤层上山眼相结合的大联合采区巷道布置(图 5－2－25)**

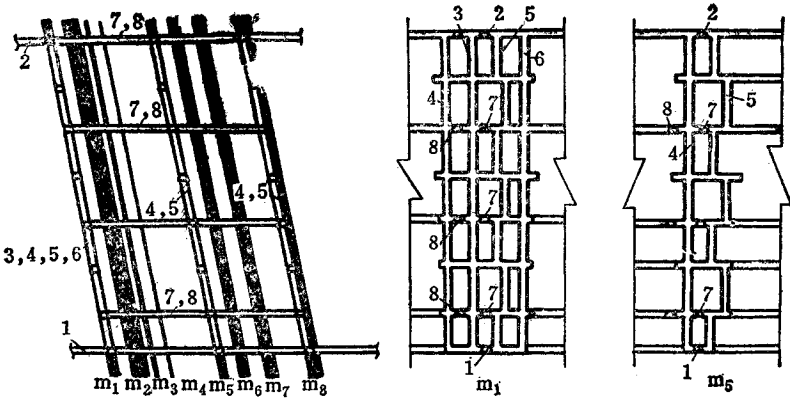


图 5－2－24　煤层群分组小联合石门联系采区巷道布置

1—采区运输石门；2—采区回风石门；3—采区溜煤眼；4—采区溜矸眼；5—采区行人眼；6—采区运料眼；7—分阶段运输石门；8—分阶段轨道石门

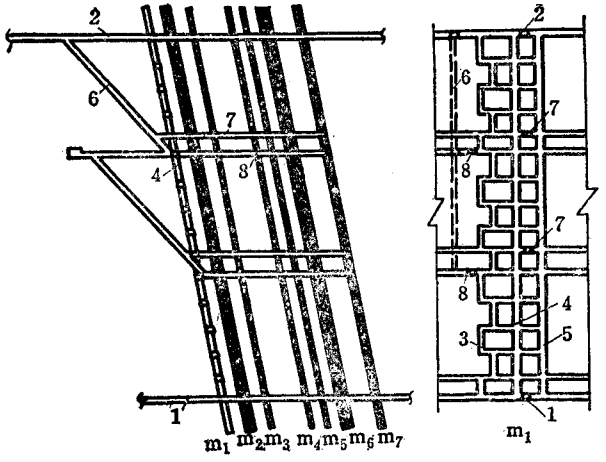


图 5－2－25　岩石轨道上山和煤层上山眼相结合的大联合采区巷道布置

1—采区运输石门；2—采区回风石门；3—采区行人眼；4—采区溜煤眼；5—采区溜矸眼；6—采区轨道上山；7—分阶段运输石门；8—分阶段轨道石门

(二)巷道布置分析

1. 采区上山

1)沿倾斜上山眼组布置

在采区运输石门两侧，沿煤层倾斜方向，在煤层中，设置一组上山眼，这是急倾斜煤层采区上山的一般布置方式。上山眼的数目，随着生产的实际需要而定，一般设三条，即

溜煤眼、运料眼和行人眼。必要时，还要设置溜矸眼。上山眼系统中，各条巷道的布置情况与要求如下：

(1)溜煤(矸)眼，应靠近采区运输石门设置，沿倾斜方向要直，以保证溜放煤(矸)的通畅，溜煤眼的下端与采区煤仓相连。

(2)运料眼直通回风水平，在运料眼中，使用特制的运输设备，用绞车提(放)到小阶段回风巷(或运输巷)，转装入运料小车，运至回采工作面(或其它使用地点)。为便于材料沿眼拖动，材料眼靠底板侧，一般铺设木板。

(3)各条上山眼间距，主要是根据安装通风和防尘设施的需要来确定，一般为 10 ~ 15 米。在满足安装上述设施要求的条件下，眼间距尽量缩小，以减少上山眼组煤柱的宽度，增加采区的有效回采长度，上山眼组两侧留设煤柱的宽度，根据煤层厚度和煤质软硬等情况而定，一般为 5 ~ 10 米。每隔一定垂高，以横川联络各条上山眼，以保证行人安全和通风、运输的方便。联络横川间垂距随生产和施工的实际需要而定，淮南一般为 15 ~ 20 米，开滦为 7 ~ 8 米。

(4)行人眼一般都紧靠溜煤眼设置，以利通过联络横川检查溜煤眼的溜煤情况，处理卡眼事故。联络横川上、下的行人眼，沿走向方向左右错开，错距 2 ~ 3 米，以利安全。行人眼可兼作通风用，如采区通风量较大，必要时还得设置专门的通风眼。

(5)对于厚煤层，为便于回收上山眼煤柱，上山眼多沿煤层底板布置。

2)伪倾斜上山布置

沿倾斜上山眼组的巷道工程量较大，一般为 400 ~ 700 米，同时易发生卡眼，坠眼事故，不够安全。为了克服上述缺点，可采用伪倾斜上山的布置方式，这种方式见图 5 - 2 - 26。自采区煤仓上口沿煤层底板(或顶板)按 35°左右的倾角掘进伪倾斜上山，达到一定

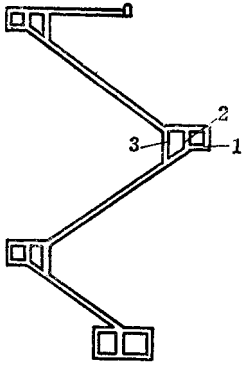


图 5 - 2 - 26　伪倾斜上山布置

1—行人眼；2—风眼；3—溜煤眼

垂高(一般是达到一个小阶段或一个半小阶段的垂高),上山再折返。上、下段上山间,以沿煤层倾斜布置的 2～3 条小眼联接,伪倾斜上山分成三个间隔,分别作溜煤、运料和行人之用。有三段上山布置,也有两段上山布置,每段上山设材料绞车一台。

伪倾斜上山与沿倾斜的上山眼组比较,最突出的优点是巷道工程量可省 50% 以上,另外,掘进方便,使用安全。其缺点是上山煤柱尺寸较大,且溜煤、运料折返多,较复杂。

生产实践证明,在煤层内布置上山眼的方式有许多缺点,如运料断面小,运送物料困难,不利于提高采区生产能力和机械化程度,行人眼中风速大,煤尘飞扬,工人上下班体力消耗大,不利于处理事故;溜煤眼、溜矸眼容易堵塞,处理堵塞事故较困难。在地质条件变化大,上山眼不易保持匀直时,这些缺点就更突出。特别在厚煤层,上山眼布置在煤层中更难维护,不仅维修工程量大,影响正常生产,而且上山煤柱回收率低。煤损也将增大。为了克服上述缺点,可把运料上山眼改为轨道运输的伪倾斜上山,并布置在底板岩石中,除运料外,还兼作排矸、行人、通风之用。把溜煤眼改为垂直溜煤眼也布置在底板岩石中,岩石轨道上山通过上部,中部和下部车场以及分阶段石门与分阶段平巷相联系,构成通风、运输系统,如图 5－2－27 所示。另外也有在底板岩石中,布置伪倾斜上山两条,其中一条为轨道上山,一条为运输上山,如图 5－2－28 所示。

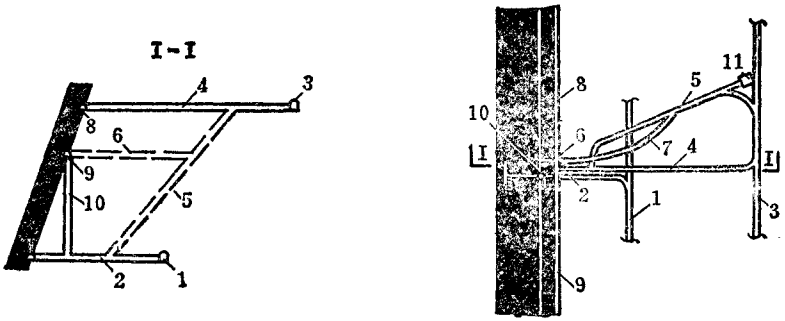


图 5－2－27　用岩石轨道上山的采区巷道布置

1—运输大巷;2—采区运输石门;3—回风大巷;4—采区回风石门;5—岩石轨道上山;6—分阶段运输石门;7—中部车场;8—分阶段回风平巷;9—分阶段运输平巷;10—采区溜煤眼;11—绞车硐室

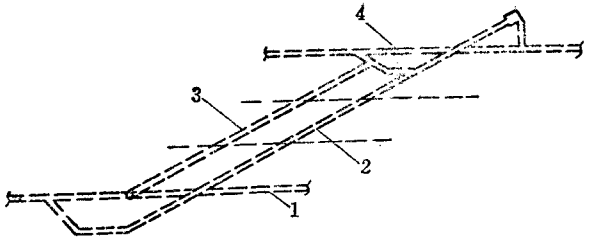


图 5－2－28　伪倾斜岩石上山布置

1—运输大巷;2—轨道上山;3—运煤上山;4—回风大巷

使用岩石轨道上山的缺点是岩石巷道掘进量大，采区准备时间长。

3）集中上山眼组布置集中上山眼组通常设置在联合煤组最下一层煤层中。对于急倾斜近距离煤层，虽然集中上山眼组设在下部煤层，也不可避免地要在其上部煤层中为集中上山眼组留设煤柱。因此，当下部煤层巷道维护条件较差时，也可将集中上山眼组设在上、中部煤层中。

对于 2～3 层煤联合布置的采区，如果条件允许，尽量把集中上山眼组布置在主采煤层中，以简化主采煤层的运输环节。

联合布置的采区，当所联合的煤层层数较多时，为了加快采区准备，也可把一组集中上山眼分开布置在两个煤层中。如把溜煤眼和行人眼布置在底部煤层，把材料眼和溜矸眼布置在上部煤层。有的为了避免采区上山过分集中，造成通风、运输困难，同时也是为了加快采区准备，可在上部煤层中再增设两条辅助上山眼。如图 5－2－24 所示。

4）岩石集中轨道上山与上山眼组混合的布置

当采区联合的煤层多，储量较大，服务年限较长，要求的产量亦较大时，也可采用如图 5－2－25 所示的岩石集中轨道上山与上山眼组混合的布置方式。集中轨道上山自采区回风石门通至第一分阶段石门，布置在联合煤组最下一层煤的底板岩石内，穿层掘进，倾角为 30°左右，用矿车提升，供作采区通风、下料、提矸和行人之用。第一分阶段下开上山眼组，只在第二分阶段底部煤层中设溜煤、行人和进风三条上山眼。这种布置方式的主要优点是：

（1）以倾角较缓的轨道上山代替高角度的上山眼组，运输方便，管理集中，使用安全。

（2）轨道上山，设在底板岩石中，维护量小，煤柱损失少。

（3）由于第一分阶段不设上山眼组，所以巷道总工程量较省，特别是当一个水平分为两个高度较大的分阶段开采时巷道工程量更省。

其主要缺点是 岩石巷道工程量较大。

实践证明，岩石集中轨道上山与上山眼组混合的布置方式，比较适合于开采煤层层数多，厚度大的急倾斜煤层群。

图 5－2－25 的布置方式，是以自回风水平下料、排矸为前提，如回风水平无提升、运输设施，而又需要采用这种混合布置方式时，则应在第二分阶段按同样方式再增设一段岩石集中轨道上山，两段‘接力’使用。此时，在第二分阶段底部煤层中，只需设置溜煤和行人两条上山眼。显然，这种布置方式的岩石巷道工程量更大些。

另外，也可以把采区轨道上山及溜煤眼均布置在底板岩石中，如图 5－2－29 所示。溜煤眼按 65°由运输石门向上掘进，连通分阶段石门，轨道上山按 35°由分阶段石门向上

掘进，连通回风石门。

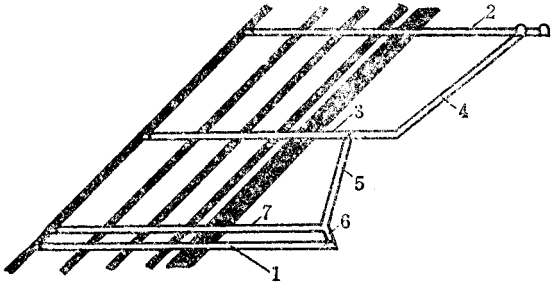


图 5－2－29　岩石轨道上山及运输上山的大联合布置

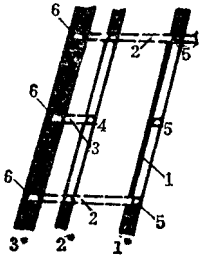
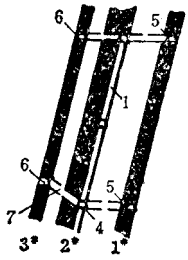
1—采区运输石门；2—采区回风石门；3—分阶段石门；4—采区轨道上山；

5—采区运煤上山；6—采区煤仓；7—运输石门

联合采区上山布置还可以有其它多种形式，如轨道上山穿层布置，溜煤眼改为坡度较缓的运输上山，伪倾斜上山布置等等。

2. 分阶段平巷布置方式（表 5－2－10）

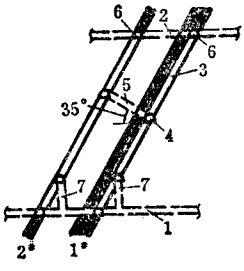
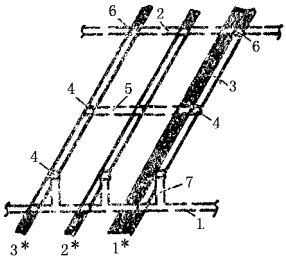
表 5－2－10　分阶段平巷布置方式

方　式	单　层　布　置	联　合　布　置	
		平　巷　联　合	斜　巷　联　合
图　示	见右图 1 号煤层的布置		
优、缺点	优点： 1. 各层使用单独的运输、通风系统，当采区的一翼上、下煤层同时回采时，系统简单，互不干扰； 2. 在采区的一翼走向长度内，无需再开煤层间的联络巷道，巷道工程量较省、并可减少采区内的矸石运输量。	优点： 1. 顶层煤生产时，完全取消了本层的分阶段平巷的运输环节，使用的运输设备最少，生产集中程度高； 2. 除第一分阶段回风巷外，分阶段平巷服务时间最短，维护费用省。 缺点： 1. 采区投产前，岩石反眼需一次全部掘出，掘进工程量大； 2. 采区巷道的总工程量大，掘进率高。 由于急倾斜煤层采区，储量和产量较小，采区走向长度较短，分阶段平巷服务年限不长。因此，目前多不采用底板岩石集中平巷的布置方式	

方　式	单　层　布　置	联　合　布　置	
		平　巷　联　合	斜　巷　联　合
优、缺点	缺点： 1. 当采区的一翼上，下煤层同时回采时，采区投产前，巷道掘进量大； 2. 当采区的一翼上，下煤层同时回采时，分阶段运输巷中使用的运输设备多，管理分散； 3. 当煤层顶，底板破碎，或煤层较厚，煤质较软时，特别是当采区的一翼走向长度又较大（例如大于 250 米）时，分阶段平巷的维护时间长，维护量大，费用较高		
适用条件	煤层间距较大（大于 10 米），煤层内巷道维护条件良好	煤层间距较小，采区一翼走向长度较大，煤质松软，地压较大，煤层内巷道维护条件较差	煤层间距小于 3 米，煤层巷道维护条件较差
符　号 注　释	1—集中上山眼组；2—分阶段联络石门；3—中间联络石门；4—分阶段集中运输巷；5—1 号煤层分阶段运输巷；6—3 号煤层分阶段运输巷；7—分阶段联络斜巷		

3. **采区上山与分阶段平巷的联系方式（表 5－2－11）**

表 5－2－11　采区上山与分阶段平巷的联系方式

方　式	斜　　巷	平　　石　　门	
		单　石　门	双　石　门
图　示			

方　式	斜　　巷	平　　石　　门	
		单　石　门	双　石　门
优缺点	优点： 上部煤层的煤自溜进入溜煤眼，运输设备少，系统简单。 缺点：1. 上、下煤层分阶段标高不一致，增加生产的复杂性； 2. 下一分阶段用斜石门回风时，为下行风； 3. 斜巷运料与平石门相比，较困难	优点： 岩石巷道工程量少。 缺点： 1. 机、轨在一条石门内，互相干扰； 2. 石门断面大，施工、维护较困难； 3. 上、下分阶段同时生产时，通风问题不易解决	优点： 1. 机、轨分开，使用方便，互不干扰； 2. 石门断面小，有利于维护，有利于施工； 3. 上、下分阶段同时生产时，通风问题容易解决。 缺点 岩石巷道工程量较大
适用条件	煤层间距较小的两层煤联合布置	联合的煤层层数较少，产量较小的采区，以及在联合布置的煤组内增设有辅助上山眼	联合的煤层层数较多，产量较大的采区
符号注释	1—采区运输石门；2—采区回风石门；3—采区上山；4—分阶段运输平巷；5—分阶段斜巷（或平石门）；6—分阶段回风平巷；7—溜煤眼		

4. 最下一个分阶段的联合方式问题

由于最下一个分阶段，各煤层的回采工作面已与采区运输石门十分接近，因此，有必要提出这一分阶段是否需要联合的问题。在实践中处理这一问题有三种方式。

(1)不联合的方式　如表 5－2－11 中附图所示，各层的煤直接溜到采区运输石门装车。此时，可以省去一条分阶段联络石门和其中铺设的运输设备。但需在各层都设置煤仓和装车站，还需开设各层的进风，行人小眼。

(2)联合的方式　如图 5－2－23 和图 5－2－24 所示，在采区煤仓上口标高位置，自采区上山眼组开一条分阶段石门，贯穿各煤层。各层的煤集中到采区煤仓装车。

(3)分组联合的方式　如图 5－2－24 所示，将整个联合煤组分为两个分组，在上、下分组内，分别开分阶段运输石门，分组之间不再联系。下分组利用采区煤仓和装车站装车，上分组再单独开设煤仓和装车站。

分析上述三种方式：不联合方式，巷道工程量和设备用量最少，但装车点过于分散，采区车场长度大，调车复杂，运输能力受到影响；联合的方式，情况则相反；分组联合的方式，情况介于二者之间。对于产量较大的采区，宜采用联合的方式或分组联合的方式，对于产量较小的采区可采用不联合的方式。具体选择时，应根据煤层赋存情况和对采区生产能力的要求确定。

第三章　综采采区巷道布置

第一节　综采对采区巷道布置的要求

综合机械化采煤时，由于机械设备数量多，容量大，吨位重，工作面推进速度快、产量高，因此，在采区巷道布置方面应注意满足以下特殊要求。

一、保证回采工作面的连续推进长度

由于综采工作面的产量高，矿井安排的生产工作面个数较少，要求提高工作面生产的可靠性和连续性，以保证矿井产量的持续稳定。因此，在采区工作面布置上应尽量加大工作面连续推进的长度，力求避免频繁搬家。这可以从加大采区走向长度；采取跨越采区上山回采；改分采区式开拓为分阶段连续开拓等方面着手。

二、回采巷道应具有较好的工作条件

由于工作面设备在巷道中的附属设备较多、体积大（如液压泵站、移动变电站、转载机等），巷道中还要铺设胶带输送机，因而要求巷道要宽、断面一般为 8 ~ 12 米^2，同时在回采中应保持巷道的稳定性，以保持一定的断面和减少维修工程量。可以采取留煤柱护巷或不留煤柱的沿空送巷、沿空留巷。

三、有利于开采准备和采掘平衡

由于工作面推进速度快（一般 60 ~ 100 米/月），需要及时准备出新的工作面。为此，

除提高掘进速度外，还需在巷道布置及开采程序等方面给工作面准备创造有利条件。

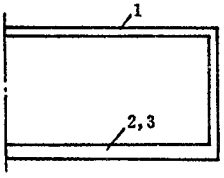
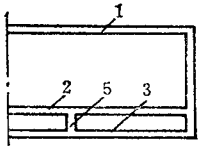
四、保持工作面长度基本稳定

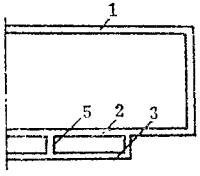
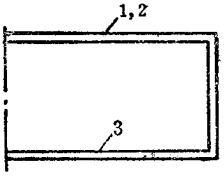
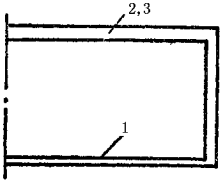
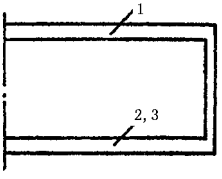
在生产过程中工作面支架的增加或减少，在安装、拆卸及运输上都受到一定限制，因而要求工作面长度尽量保持稳定。为此，需保持工作面上下顺槽平行，可以采取顺槽挂中线平行掘进来解决。

第二节　综采工作面巷道布置方式

目前综采工作面巷道布置方式主要有如下六种类型，见表 5－3－1。

表 5－3－1　综采工作面巷道布置方式

方式	图示	优缺点	适用条件	使用地点
一小一大巷布置		优点： 系统简单、工程量省、搬运设备方便，煤柱损失少和供电集中等。 缺点： 运输平巷断面大，受采动压力有时难以维护	顶底板条件较好，采场涌水，沼气不大	大同、徐州、大屯等局采用普遍
三小巷布置		优点： 巷道断面小，维护容易，胶带机和其它设备分装在两条巷道内，对设备检修和维护方便。 缺点： 1. 增大了回采巷道掘进率； 2. 联络横川破坏了煤柱的完整性在顶板来压时，运输平巷与设备平巷维护困难； 3. 运输平巷使用时间长，维护困难； 4. 工作面采过横川后，横川需及时密闭，工程量较大	大断面不易维护，涌水大的低沼气工作面	大同晋华宫矿、徐州庞庄矿

方式	图示	优缺点	适用条件	使用地点
二条半小巷布置		优点： 巷道断面小，维护工程量小，设备移动与处理工作面、巷道积水方便。 缺点： 工程量较大，设备巷有时不能复用或维护费用高，煤柱损失大，回采过程中管线移动频繁，增加风眼掘进和密闭工程量	断面大不易维护，涌水大的低沼气工作面	大同四老沟王村矿、徐州权台矿等采用较多
二小巷布置		优点： 工程量最省。 缺点： 1. 排放积水及设备，材料运输均不方便； 2. 电气设备在回风流中，安全性差； 3. 分散供电，占用设备台数多	沼气小，无积水，煤层倾角小	徐州东城井、义马千秋矿
一大一小巷布置		同一小一大巷布置	煤层倾角小于 10 度，可采用下行风的工作面	徐州、义马局个别工作面
二大巷布置		优点： 系统简单，搬运设备方便，煤柱损失少。 缺点： 巷道断面大，维护困难	当风量要求大断面时采用	阳泉二、四矿
符号注释	1—回风巷道；2—运煤巷道；3—轨道巷道			

第四章　水砂充填采煤法采区巷道布置

第一节　巷道布置类型图示

一、走向长壁水砂充填采区巷道布置(图 5－4－1)

二、V 型长壁水砂充填采区巷道布置(图 5－4－2)

第二节　巷道布置分析

在走向长壁水砂充填采煤法中,采区上山分阶段集中巷及分层平巷的布置原则和需要参考的影响因素与下行陷落法基本相同。采区巷道布置也与之大体一致。但是由于顶板管理、充填管路和疏水问题,其巷道布置也有其特点。

一、分层平巷的布置方式和分阶段煤柱形式(表 5－4－1)

二、分阶段集中巷的布置

走向长壁水砂充填采煤法一般均采用分层同采,均可以设集中平巷。其中集中运输平巷,由于充填法采用上行开采顺序,为避免在充填砂体中维护运输煤门,将集中巷道布

置在顶板之中。但当煤层松软时，也可以布置在底板岩石中。集中回风巷，在水平布置时皆应布置于底板岩石中，以避免下部几个分层采过之后，由于充填体下沉而难于维护。但采用梯形、菱形和垂直煤柱时，为了把充填管布置在上部有利充填，应将集中回风巷布置在顶板中。

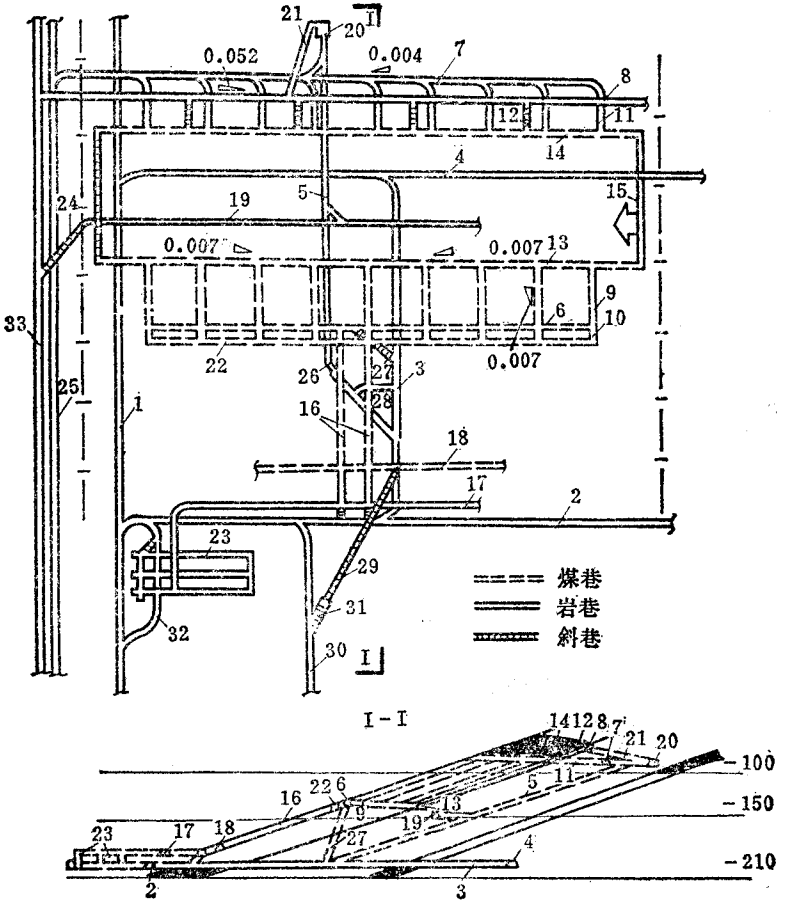


图 5－4－1　走向长壁水砂充填采区巷道布置

1—主要运输石门；2—煤层顶板运输大巷；3—采区运输石门；4—煤层底板运输大巷；5—轨道上山；6—一分阶段集中运输平巷；7—一分阶段集中回风平巷；8—一分阶段充填管子平巷；9—运输煤门；10—流水斜巷；11—回风煤门；12—充填管子斜巷；13—一分阶段一分层运输平巷；14—一分阶段一分层回风平巷；15—回采工作面；16—流水通风上山；17—二分阶段流水巷；18—二分阶段集中运输平巷；19—二分阶段集中回风平巷；20—轨道上山绞车硐室；21—回风联络巷；22—一分阶段流水巷；23—采区沉淀池；24—管子斜巷；25—主要回风石门；26—采区下部车场；27—一分阶段煤仓；28—采区变电所；29—胶带斜巷；30—邻采区石门；31—二分阶段煤仓；32—扫泥巷；33—主要充填管子巷

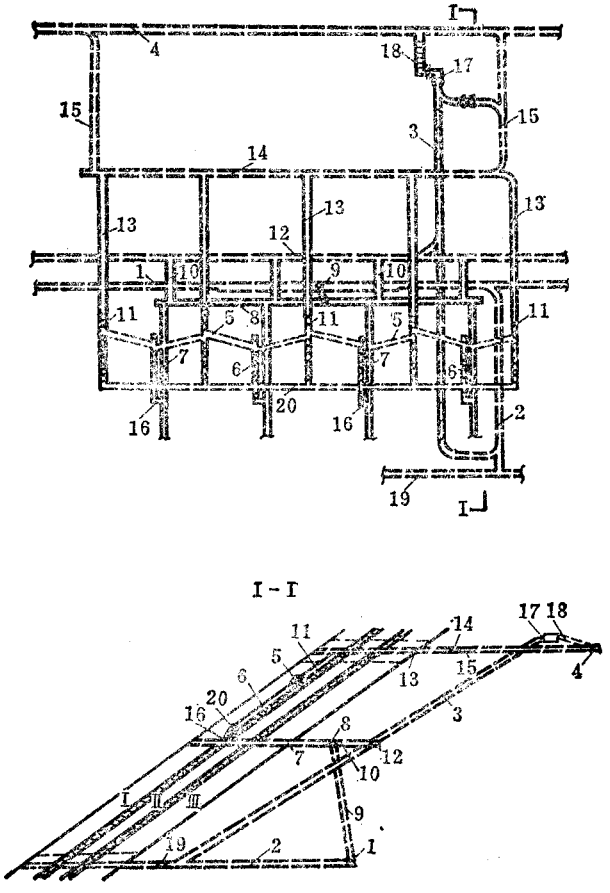
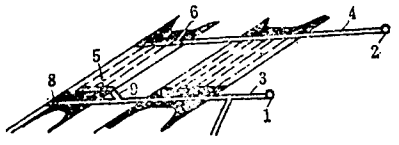
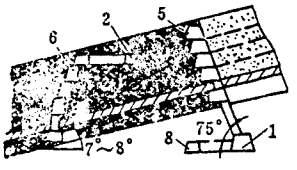
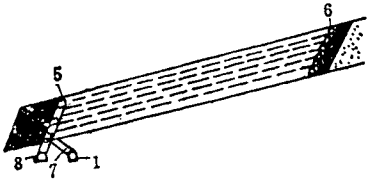
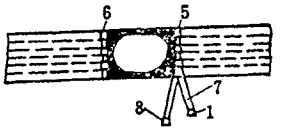


图 5－4－2　Ⅴ型长壁水砂充填采区巷道布置

1—主要运输大巷；2—采区运输石门；3—材料上山；4—主要回风大巷；5—回采工作面；6—分层溜煤斜巷；7—运输煤门；8—一分阶段集中运输平巷；9—采区煤仓；10—联络石门；11—分层回风、管子斜巷；12—分阶段集中巷；13—回风煤门；14—一分阶段回风平巷；15—采区回风石门；16—溜煤斜巷；17—采区绞车硐室；18—回风联络斜巷；19—二分阶段集中运输平巷；20—分阶段 1 组一分层开切平巷

表 5-4-1　分层平巷的布置方式和分阶段煤柱形式

项目	水平布置方式(水平煤柱)	斜错布置方式		垂直重迭布置方式
		内错式(梯形煤柱)	对角形(菱形煤柱)	
图示				
优、缺点	优点： 1. 上阶段的运输中巷和石门可作为下阶段的回风中巷和回风石门使用； 2. 中巷、石门与采区风道同一标高，对材料、设备、煤矸运输方便，生产环境好； 3. 回风石门不穿过旧采区，有利于消防火管理，旧巷可随时充死。 缺点： 1. 煤层倾角越小，厚度越大，水平距越长，阶段煤柱损失愈大； 2. 运输顺槽及顶板流水巷压力大，运输顺槽两层共用顶板易破碎冒顶，造成下分层的工作面过旧巷	优点： 1. 大部分巷道处于免压圈内压力小； 2. 充填管路位置高，有利于充填体致密； 3. 系统比较简单，有利于煤水分家。 缺点： 1. 上阶段运输巷道不能作为下阶段回风巷使用； 2. 管路沿采区顶板布置，石门要穿过旧采区，运料行人不便； 3. 各分层平巷掘进困难		优点： 1. 较对角式布置煤柱稳定，不易破碎； 2. 易于煤水分家； 3. 可在两翼同时开采共用一组运输顺槽。 缺点： 1. 两翼同时开采，管理复杂； 2. 各分层平巷掘进困难； 3. 运输顺槽压力大，容易冒顶
适用条件	倾角 20°以上的煤层	倾角 20°以下的煤层		向斜轴部煤层
符号注释	1—分阶段岩石集中运输巷；2—分阶段集中回风巷；3—分阶段运输石门；4—分阶段回风石门；5—分层(共用)运输巷；6—分层(共用)回风巷；7—分阶段溜煤眼；8—流水巷；9—溜煤眼			

三、充填管路系统的巷道布置

为了保证充填管路顺利输送砂浆，避免堵管事故和减少能量损失，要求充填管路始终保持下坡，尽量避免上坡布置。目前，走向长壁水砂充填采煤法的充填管路在分阶段巷道中有两种布置方式。

1. 材料巷兼充填管子巷的布置方式

这种布置方式的优点就是少掘一条巷道。但存在如下问题：

(1)充填管路通常是经阶段回风巷、轨道上山到分阶段回风巷，因而充填管路在分阶段回风巷常有逆坡，不利于砂浆输送，容易造成堵管事故。

(2)在处理堵管事故时，从管路中掏出的大量泥砂堆积在材料巷中，如果处理不及时，就要影响材料运输工作，甚至造成工作面等料停产。

(3)材料巷中铺设充填管路，则需加大巷道断面，这就带来了掘进单价增大和巷道维护上的困难。在材料巷兼管子巷的巷道布置系统中，为了解决充填管路在材料巷中爬坡问题，可将充填管路从巷道顶板按下坡布置到底板。这种布置方法，目前在中小型矿井以及大型矿井的采区一翼走向比较短的情况下，是经常采用的一种方法。

2. 材料巷和充填管子巷单独布置方式

为了解决材料巷和管子巷共用的矛盾，在采区巷道布置中单独布置充填管子巷。单独布置充填管子巷时，一般管子巷的标高高于材料巷的标高，但二者坡度相反。充填管子巷以管子斜巷与各分层的回风巷联系，以便于管路的铺设。这种布置方式同前一种方式相比较，解决了管路爬坡和堵管事故影响材料运输问题。但是带来了掘进率高和掘进费用大的缺点。在采区储量大，服务时间长，特别是高沼气矿井中一条材料道满足不了回风要求时，应采用此种布置方式，它既解决了管路铺设问题，又解决了回风问题。

总之，在管路布置上，可根据采区或采区各分阶段的具体情况，合理选择其布置方式。

四、疏水系统的巷道布置方式

1. 分层运输巷的疏水方式(表 5－4－2)

2. 分阶段专用流水巷和流水上山的布置

分阶段专用流水巷和流水上山，是为整个分阶段服务的，它们使用的时间较长，因而在巷道布置上要考虑易于维护，以保证整个分阶段开采时间内流水的顺利通畅。

对于单一煤层，分阶段专用流水巷和流水上山有如下几种布置方式，见表 5－4－3。

在采区联合开采几个煤层的情况下，专用流水巷和流水上山的数目和位置，要综合考虑各方面的因素来确定。

有的采区利用轨道上山作为流水上山，在这种情况下，轨道上山内要设置完好的水沟或导水管，以免流水影响轨道上山的正常工作。

五、圆巷道坡度

水砂充填采区巷道坡度要综合考虑巷道的用途、疏水、煤柱损失和充填材料含泥率大小等因素。为了避免大量泥砂沉积、减轻水沟的清理工作，巷道坡度比陷落法要大些。详见表 5－4－4。

表 5－4－2　分层运输巷的疏水方式

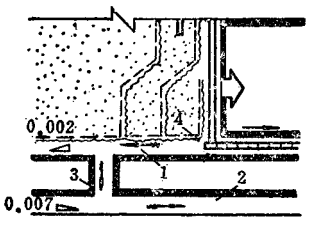
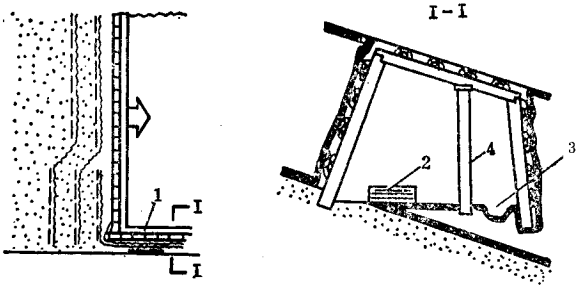
方式	流水方向与运煤方向相反	流水方向与运煤方向一致
图　示		
适用条件	在保留一段分层运输巷的情况下	当不保留分层运输巷时，应用比较广泛
符号注释	1—分层运输平巷；2—流水巷；3—联络巷；4—挡水秫秸帘	1—分层运输平巷；2—输送机；3—水沟；4—挡水板；

表 5-4-3 分阶段专用流水巷和流水上山布置方式

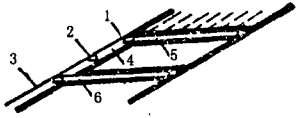
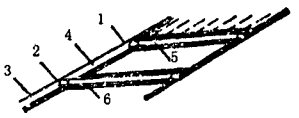
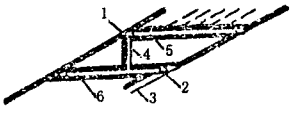
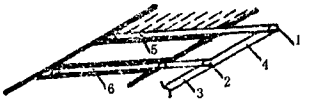
方式	沿煤层顶板布置在煤柱内	提前掘进下分阶段顶分层的分层回风平巷作专用流水巷	沿煤层底板布置	布置在煤层底板岩石中
图示				
布置情况	分阶段专用流水巷沿煤层顶板布置在煤柱内，比分阶段集中运输平巷低 2.5 米左右，每隔 30～60 米以流水联络巷和运输煤门与分阶段集中运输巷、分层运输巷联系。流水上山沿煤层顶板布置	提前掘进下分阶段顶分层的分层回风平巷，作为上一分阶段的专用流水巷。流水上山沿煤层顶板布置	分阶段专用流水巷和流水上山沿煤层底板布置，每隔 30～60 米以联络巷和煤门联系分阶段胶带巷和分层运输平巷。分阶段专用流水巷作为下分阶段底分层回风巷	分阶段胶带巷、专用流水巷流水上山均布置在煤层底板岩石中，为了减少岩石掘进量，通常提前掘进下分阶段岩石回风巷，作为上分阶段的专用流水巷
优、缺点	优点：煤巷提前掘进起探煤作用，为分阶段胶带巷取直掘进创造条件。 缺点：煤巷工程量较大	优点：除同左优点外，比左少掘一条巷道。 缺点：专用流水巷维护时间长，作下分阶段回风巷时无法维护	优点：专用流水巷处于免压带内，易于维护。 缺点：流水曲折多，流水不够通畅	优点：巷道易维护。 缺点：岩石工程量大
适用条件	目前广泛应用	应用不多	没有底鼓的煤层	在厚煤层内不易于维护分阶段胶带巷和专用流水巷的情况下
符号注释	1—分阶段集中胶带巷；2—专用流水巷；3—流水上山；4—流水联络巷；5—运输煤门；6—回风煤门			

表 5－4－4　巷道一般坡度表

巷　道　别	一般坡度(‰)	备　注
运输大巷和运输石门	5	
分阶段胶带巷	3～5	
分阶段运输巷和运输煤门	5	
分阶段回风巷、分层回风巷、回风煤门	3～4	不考虑疏水问题
分阶段专用流水巷	7～10，个别 20	
专用管子巷	3°～5°	应保证管路下坡敷设

第五章　水力采煤的采区巷道布置

第一节　水力采煤采区的巷道布置类型图示

一、单一煤层采区巷道布置(图 5－5－1)

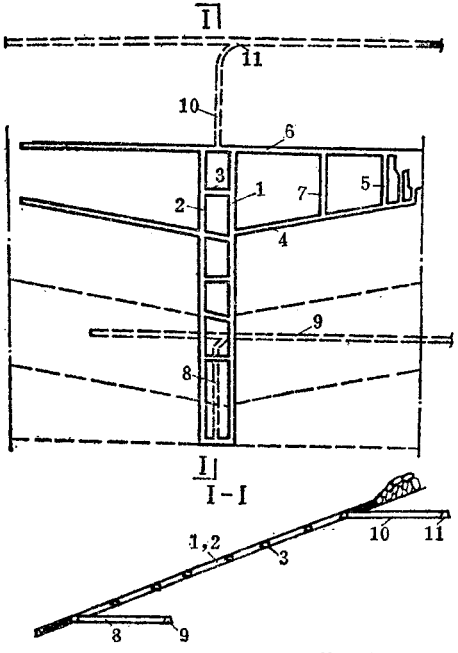


图 5－5－1　单一煤层采区巷道布置

1—溜煤上山；2—运料上山；3—联络巷；4—分阶段运输斜巷；5—回采上山；6—分阶段回风巷；7—分阶段联络上山；8—采区石门；9—运输大巷；10—回风石门；11—回风大巷

二、煤层群联合布置采区巷道布置(图 5－5－2)

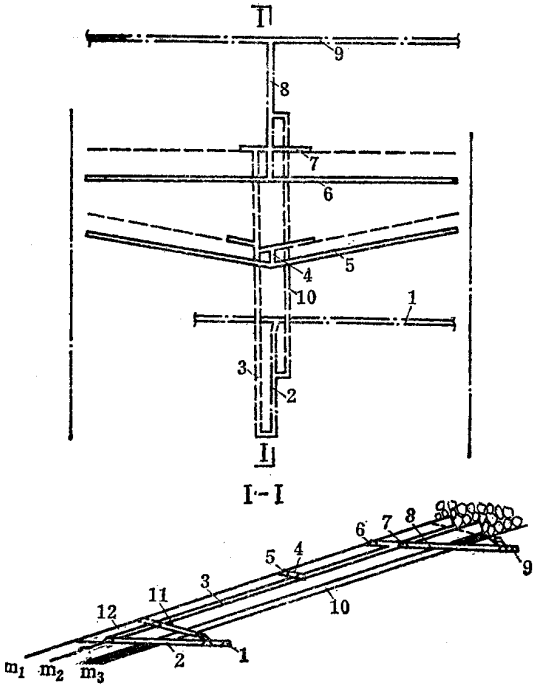


图 5－5－2　煤层群联合布置采区巷道布置

1—运输大巷；2—采区石门；3—m_2 煤层上山；4—分阶段斜石门；5—m_1 煤层分阶段运输巷；6—m_1 煤层回风运料巷；7—m_2 煤层风巷；8—回风石门；9—回风大巷；10—m_3 煤层上山；11—斜石门；12—三角煤柱

第二节　水力采煤采区巷道布置的特点

一、水采采区内均采用溜槽水力运输，为了保证煤水的运输，分阶段运输巷均具有一定的坡度。沿煤层底板开掘的分阶段运输巷与煤层走向的夹角在水平面上的投影角 ϕ 可由 $\sin\phi \geqslant \frac{i}{\mathrm{tg}\alpha}$ 求得。此外 α 为煤层倾角，i 为保证溜槽水力运输所需的最小坡度。一般情况下，溜槽的最小运输坡度如表 5－5－1 所示。

表 5－5－1　溜槽的最小坡度

溜槽种类	铁	搪瓷或铸石	混凝土	沿煤层底板
最小坡度(%)	4～5	2～3	7	7～9

在煤质硬、容重大、矸石较多的情况下，应取上限或大于表中所列之值，如主溜煤巷不小于 5%，采区溜煤巷和斜石门则不小于 7%。

二、为了减少采区巷道的掘进和维护，分阶段巷道常采用单巷布置，并且常把分阶段运输巷维护起来兼作下分阶段的回风巷。

三、因为水采采区巷道多具有较大的坡度，其采掘时的运料与矸石处理工作均比较困难。一般为减少岩石工程量，分阶段巷道多为沿煤层布置。如果矸石量较大，则应配置有旱运系统。第一分阶段的回风巷可以是斜巷布置(水运)或平巷布置(采用轨道运输)。运料和运矸的工作量较大时多采用后者，如图 5－5－1 中的回风巷。

四、由于运输巷具有较大的坡度，采区的下部将留下一个三角形的煤柱，增加了采区内的呆滞煤量，从而使采区的服务年限缩短。目前采区一翼的走向长度一般为 300～600 米。为了保证采区有足够的服务年限，在条件允许时应适当增大采区斜长。

五、水采采区的煤水硐室工程量很大，在层间距较大，需分别开掘各煤层上山时，仍可共用煤水硐室。

六、斜石门坡度较大，运料运矸工作均较困难。为了减少辅助运输工作的困难和避免废风下行，可以采用双石门联系，即除斜石门外，再增设一平石门。

七、水采巷道中所采用的设备小而少，布置较灵活，因此巷道断面一般较小(在 4.5 米^2 以下)，考虑到水采巷道中浮煤较多，故巷道断面采用宽度小而高度大的梯形断面(1.8×2.2 米)较合适。亦可用锚杆支架或吊梁支架。当采用高压大流量水枪采煤时，巷道断面应根据煤水流量的要求确定。

八、水力采煤回采进度快，故要求准备和回采巷道的掘进速度快，目前我国大多采用多种掘进方法，即水掘水运和爆破落煤，低压水冲运。掘进的辅助运输工作困难，主要靠体力，应发展小型机械化，如单轨吊等。

第六章　危险煤层采区巷道布置

第一节　有煤(岩)与瓦斯(二氧化碳)突出危险煤层的采区巷道布置

一、有煤与瓦斯突出危险煤层开采的有关规定

(一)一般规定

煤与瓦斯突出矿井的新水平和新采区的设计中,都必须编制防治突出的设计,设计中应包括保护层的选择、巷道布置方式、煤层开采程序、采煤方法、支护形式以及抽放瓦斯和局部预防突出措施等内容。采区巷道布置必须符合现行规程、规范的有关规定。

(二)开采保护层

在突出矿井中开采煤层群时,必须首先开采保护层。

被保护范围的划定方法及有关参数,应根据对矿井实际考察的结果确定,报矿务局总工程师批准。保护层的采煤工作面必须超前于被保护层的掘进工作面,其超前距离不得小于这两个煤层之间的垂直距离的2倍,并不得小于30m。

开采保护层时,采空区内不得留煤柱,特殊情况留煤柱时,必须采取预防突出措施。

保护层的开采厚度等于或小于0.5m时,必须检查保护层的实际保护效果,如果保护层的保护效果不好,在开采被保护层时还必须采取预防突出的补充措施。

开采保护层时,具有抽放瓦斯系统的矿井,应同时抽放被保护层的瓦斯。

开采近距离保护层时,必须采取措施,防止被保护层初期卸压的瓦斯突然涌入保护

层采掘工作面，并必须严防误穿突出煤层。

在突出危险的单一煤层和无保护层可采的突出危险煤层，经预抽瓦斯试验对预防突出有效时，可采用预抽煤层瓦斯的预防措施。未达到预抽有效性指标的区段进行采掘作业时，必须采取补充的预防突出措施。

石门应避免在地质构造复杂和破坏地带。如果条件许可，石门应尽量布置在被解放的地区，或利用已有巷道先掘出石门揭煤地点的煤层巷道，然后再以石门贯通。

开采有煤与瓦斯突出煤层，应根据突出危险性预测，选择合适的防治突出措施：

(1)在突出矿井中开采煤层群时，应首先开采保护层。保护层的选择，应安全、经济、有利于开采、有利于抽放瓦斯工程，有多个保护层时，应优先选择上保护层，当矿井中所有煤层都有突出危险时，可选择突出危险程度较小的煤层作保护层；

(2)保护层有效解放范围，应根据邻近矿井的经验确定，若无邻近矿井参考时，可按国家现行标准《防治煤与瓦斯突出细则》设计；

(3)开采保护层的矿井，被保护层的巷道必须布置在保护范围内；

(4)开采单一煤与瓦斯突出危险煤层和保护层开采后的未解放区，当煤层透气性系数大于或等于 0.001mD(毫达西)时，应采用预抽煤层瓦斯防治突出措施，预抽煤层瓦斯钻孔可采用沿煤或穿层布置，但必须采取预防突出措施。

在《煤矿安全规程》中对突出煤层的掘进和回采作了如下规定：

(1)突出煤层中进行采掘工作时，在一个或相邻的两个采区中，同一煤层的同一区段，在应力集中的影响范围内，不得布置两个工作面相向回采和掘进。

突出煤层的掘进工作面，应避开本煤层或邻近煤层采煤工作面的应力集中范围。

(2)急倾斜煤层倒台阶采煤工作面，各个台阶的高度应尽量加大，台阶宽度应尽量缩小。

(3)开采突出的急倾斜厚煤层时，可利用上分层或上阶段开采后造成的卸压作用保护下分层或下阶段，但必须掌握上分层或上阶段的卸压范围，以确定其保护范围，使下分层或下阶段采掘工作面布置在这个保护范围内。

二、开采保护层

(一)保护层的确定

(1)首先选择无突出危险的煤层作为保护层，当煤层群中有几个煤层都可作保护层时，应根据安全、技术、经济的合理性、综合比较，择优选定。

(2)矿井中所有煤层都有突出危险时，应选突出危险程度较小的煤层作保护层，但在

此保护层中进行采掘工作时，必须采取防治突出措施。

(3)选择保护层时，应优先选择上保护层，没有条件时，也可选择下保护层，但在开采下保护层时，不得破坏被保护层的开采条件。

(二)保护范围

保护层开采后，被保护范围的划定方法及有关数据，应根据矿井实际考察结果确定，报矿务局总工程师批准，对暂无实例数据的矿井，可参照下列各条执行。

(1)保护层与被保护层之间的有效垂距，可按表 5－6－1 或公式(6－1)和公式(6－2)确定。

表 5－6－1　保护层与被保护层之间的有效垂距

煤层类别	最大有效垂距(m)	
	下保护层	上保护层
急倾煤煤层	80	60
缓倾斜和倾斜煤层	100	50

下保护层最大有效层间距：

$$S_1 = S_1^1 \beta_1 \beta_2 \qquad (6-1)$$

表 5－6－2　S_1^1 和 S_2^1 与开采深度，采煤工作面长度的关系

开采深度 H(m)	S_1^1 的值(m)								S_2^1 的值(m)						
	采煤工作面长度 a(m)								采煤工作面长度 a(m)						
	50	75	100	125	150	175	200	250	50	75	100	125	150	200	250
300	70	100	125	148	172	190	205	220	56	67	78	83	87	90	92
400	58	65	112	134	155	170	182	194	40	50	58	66	71	74	75
500	50	75	100	120	142	154	164	174	29	39	49	56	62	66	68
600	45	67	90	109	126	138	146	155	24	34	43	50	55	59	61
800	33	54	73	90	103	17	127	135	21	29	36	41	45	40	50
1000	27	41	57	71	88	100	114	122	18	25	32	36	41	44	45
1200	24	37	50	63	80	93	104	113	16	23	30	32	37	40	41

上保护层最大有效层间距：

$$S_2 = S_2^1 \beta_1 \beta_2 \qquad (6-2)$$

式中　S_1^1、S_2^1——下保护层和上保护层的理论最大有效层间距，m，可参用表 5－6－2 数

值；β_1——保护层有效厚度影响系数；

$\beta_2 = \frac{K_y M}{M_0}$，但不大于 1。

K_y——顶板管理方法影响系数，水力充填时，$K_y = 0.35$；其他充填法时，$K_y = 0.45$；在木垛支撑顶板时，$K_y = 0.7$；全冒落法管理顶板或顶板缓慢下沉时，$K_y = 1$。

M——保护层开采厚度，m；

M_0——按图 5－6－1 确定的保护层的临界厚度，m；

β_2——考虑层间岩石中砂岩组分含量多少的系数，

$$\beta_2 = 1 - \frac{0.4a}{100}$$

a——采煤工作面长度，如 $a > 0.3H$；

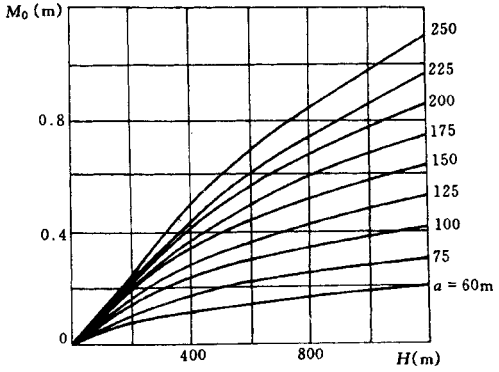


图 5－6－1　保护层临界厚度 M_0 曲线图

则 $a = 0.3H$，但不大于 250m。

假如对采煤工作面长度大于 80m 的保护层，按本条算得的 $S_2 < 20$m 时，则应取 $S_2 = 20$m。

(2)对已停采的保护层采煤工作面，停采至少 3 个月，并卸压比较充分，该采煤工作面的始采线，终采线处，沿走向的被保护范围可暂按卸压角 56°～61°划定(图 5－6－2)。

对几个矿井由于采面(或煤柱)在走向方向的应力集中所引起突出的统计如图 5－6－3 中横坐标表示突出点与采面的走向距离，纵坐标表示突出点与开采层的垂直距离，把各矿各类突出点都标在同坐标系统中，表明了它们之间的相对关系。这些资料及国外有关资料表明，受采动影响的突出点有一定的分布范围，采面前方约 60m 左右顶板方面大致在 60°斜线之上，底板方面大致在 45°斜线以下，这样二条斜线大致划分出危险区和解

放范围。

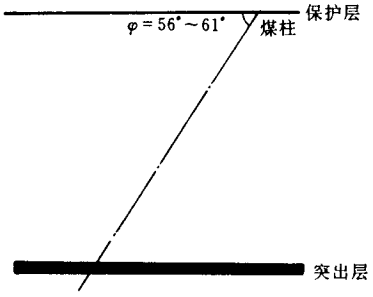


图 5 - 6 - 2　保护层采煤工作面始采线

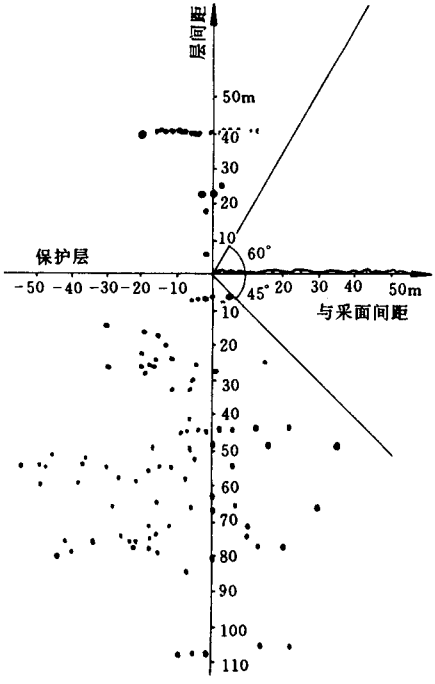


图 5 - 6 - 3　突出点与回采边界关系图

值得注意的是，上述资料很多是在保护层停采以后，即在岩层移动基本稳定的情况下统计的，可以大致作为停采后的解放范围，而不能作为解放层开采的超前距。如果解放层正在开采，岩层移动便落后上述斜线，而且瓦斯排放还需要一段时间，所以，现行《煤矿安全规程》规定“保护层有效范围的划定方法及有关数据，应根据对矿井实际考察的结果确定，报矿务局总工程师批准。但保护层的回采工作面必须超前于被保护层的掘进工作面，其超前距离一般不得小于这两个煤层之间的垂直距离的两倍”。随着层间距的增

大，这个超前距还应当加大，根据天府煤矿试验，上保护层与被保护层的层间距为 80m 时，超前距应为层间距的 3 倍，当上保护层与被保护层的层间距为 24m，在采深为 400m 时，超前距为 2 倍，采深为 500m 时，超前距要增至 2.5～3 倍。

(3)保护层沿倾斜的被保护范围，可按卸压角划定，见图 5－6－4。卸压角数值应根据矿井实测数据确定。如无实测数据，可用下式计算或参用表 5－6－3 的数据。

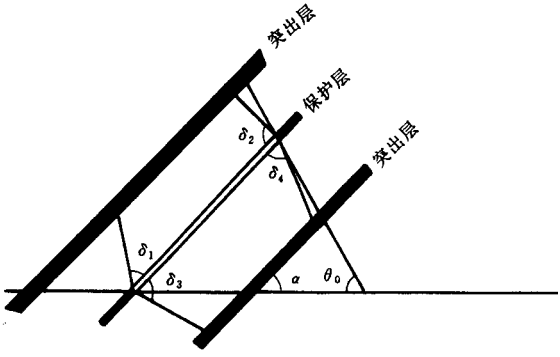


图 5－6－4　计算沿倾斜卸压角示意图

表 5－6－3　煤层的 θ、δ_1、δ_2、δ_3、δ_4 参考数值表

α	θ	δ_1	δ_2	δ_3	δ_4
0	90	80	80	75	75
10	83	77	83	75	75
20	86	73	87	75	75
30	70	69	90	77	70
40	65	65	90	80	70
50	56	70	90	80	70
60	43	72	90	80	70
70	36	72	90	80	72
80	22	73	90	78	75
90	0	75	80	75	80

$$\delta_1 = 180^\circ - (\alpha + \theta) - 10^\circ$$

$$\delta_2 = \alpha + \theta - 10^\circ$$

$$\delta_3 = 75^\circ \sim 80^\circ$$

$$\delta_4 = 70^\circ \sim 80^\circ$$

式中　α——煤层倾角，(°)；

θ——最大下沉角，(°)，一般可从地表移动观测带测得，如无实测资料，也可参用表 5－6－3。

根据初步掌握的情况，下述的国外资料可供设计参考使用。即以最大下沉角 θ_0 的斜线作基准线，保护范围比此基准线减小一个角度 γ，设采区斜长为 a，当下保护层与危险层间距 $h_1 \leqslant 0.7a$，并小于 100m 时，或者当上保护层与危险层间距 $h_2 \leqslant 0.5a$，并小于 60m 时，倾斜保护范围及 γ 角的大小见图 5－6－5 及表 5－6－4。当层间距大于上述数字，则保护范围还应作相应的缩小。最大下沉角 θ_0 应取本矿实测数据，如无实测数据时，也可参考表 5－6－4 中的数据。

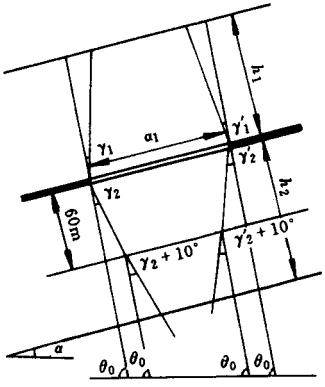


图 5－6－5　倾斜保护范围确定

表 5－6－4　倾斜保护范围

α	0°	10°	20°	30°	40°	50°	60°	70°	80°	90°
θ_0	90°	83°	77°	71°	65°	56°	48°	36°	22°	0°
γ_1	10°	10°	10°	10°	10°	0°	0°	0°	8°	15°
γ_2	15°	15°	15°	15°	15°	15°	15°	15°	15°	15°
γ'_1	10°	10°	10°	10°	10°	10°	10°	10°	10°	10°
γ'_2	10°	15°	10°	15°	15°	10°		10°		10°

对于缓倾斜煤层，风巷以上基本不留阶段煤柱时(煤柱斜长不大于煤厚的 3～5 倍)，$\gamma'_1 = 0$；$\gamma'_2 = 0$。对于急倾斜煤层，冒落带高度等于或大于阶段煤柱时，$\gamma'_1 = 0$；$\gamma'_2 = 0$，即该阶段的保护范围基本上与阶段相连接。

(4)在开采第一采区保护层时，必须同时进行有关被保护效果及范围的实际考察，积累资料，并不断补充完善，以便尽快得出符合本矿井开采保护层的被保护范围的划定方

法及参数。

(三)保护层开采与一般煤层群开采在分散与集中上的异同

1. 开采程序上的差异

一般煤层群开采,在程序上只要满足于先开采煤层不影响破坏未开采的煤层,即具备了按此程序开采的技术条件。但是突出矿井除满足上述煤层群开采的条件外,还应解决采掘作业的安全性,即开采保护层,使被保护层的瓦斯得到充分的排放,可消除掘进、回采时煤与瓦斯突出危险。以南桐煤矿为例加以说明。

该矿一井开采二叠纪乐平统龙潭组煤层,其开采煤层由上往下,如表 5-6-5 所示。

表 5-6-5　南桐煤矿一井由上往下开采煤层特征表

项目 / 煤层	煤层厚度(m) 平均 / 最小—最大	煤层间距(m)	倾角(°)	注
3 号层(K_4)	不可采		15~48	作保护层开采
4 号层(K_3)	$\frac{2.7}{2.0-3.82}$	10	15~48	有突出危险
5 号层(K_2)	$\frac{0.9}{0.4-1.36}$	25	15~48	前期不突出后期突出
6 号层(K_1)	$\frac{1.2}{0.68-2.19}$	15	15~48	有突出危险

在 5 号层不突出以前,开采程序是先采 5 号层作保护层,然后采 4 号层和 6 号层。5 号层突出后,用不可采的 3 号层作保护层,然后再采 4 号、5 号、6 号层。如无保护层可采,一般是由上往下(4 号、5 号、6 号层)的开采程序。

2. 保护层开采与一般矿井煤层群的开采在分散与集中上的异同

一般矿井开采煤层群尽量做到联合布置,集中生产,以取得较好的技术经济效果。但在突出矿井开采保护层的条件下,为充分保护突出煤层,必须有一定的时间差和空间位置差,否则突出煤层的开采就不安全。对此,南桐、中梁山等煤矿总结出了突出矿井保护层开采的‘三区成套四超前’的典型经验。三区即保护层开拓区,保护层的准备回采区,突出层的准备回采区。四超前即保护层开拓区超前于保护层准备;保护层的准备超前于保护层的回采;保护层的回采超前于被保护层的掘进;被保护层的掘进超前于被保护层的回采。这一经验集中体现了突出矿井保护层开采较一般矿井煤层群开采难于联合的特性。实际矿井采用的是分层布置,没有采用联合布置。

3. 被保护层开采与一般矿井揭穿煤层的差别

一般矿井只要生产需要可不受限制的任意揭穿煤层。而在突出矿井中如要揭穿突

出煤层，则要采取足够的安全技术措施来预防突出，否则将给生产、安全带来影响，为此要保护层开采后再来揭开突出煤层。

三、井下瓦斯抽放巷道布置方式

井下瓦斯抽放巷道布置方式应结合煤层赋存条件、瓦斯来源、瓦斯基础参数、抽入瓦斯方法等因素经技术、经济比较确定，但尽可能利用开采巷道布置钻场抽放瓦斯，必要时可设专用抽放瓦斯道。

根据抽放瓦斯方法与面布孔方式，一般采用开采层（即本煤层）或邻近层（包括顶底板）的抽放巷道布置方式。

（1）在煤巷中抽放瓦斯巷道布置方式：当开采层煤层透气性较好，宜采用本层预抽沿层布孔，当突出危险性大时，可选择穿层布孔方式。图 5－6－6 为芙蓉矿务局白皎矿，利用工作面回风巷兼作抽放巷，采取煤层抽放与顶板抽放相结合的抽放方式，为本煤层及邻近煤层顺利开采达到预期安全效果。

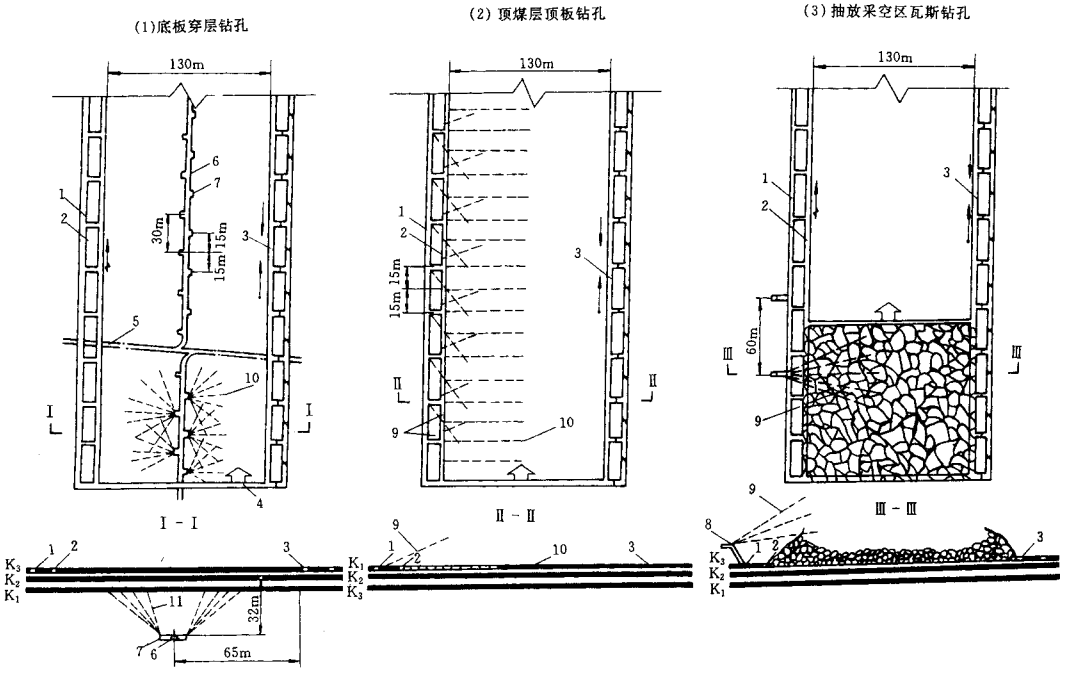


图 5－6－6　抽放瓦斯巷道及钻孔布置图

1—抽放瓦斯巷；2—回风巷；3—运输巷；4—开切眼；5—放水巷；6—底板抽放瓦斯巷；7—钻窝；8—顶板抽放瓦斯巷及钻窝；9—顶板钻孔；10—顺煤层钻孔；11—底板穿层钻孔

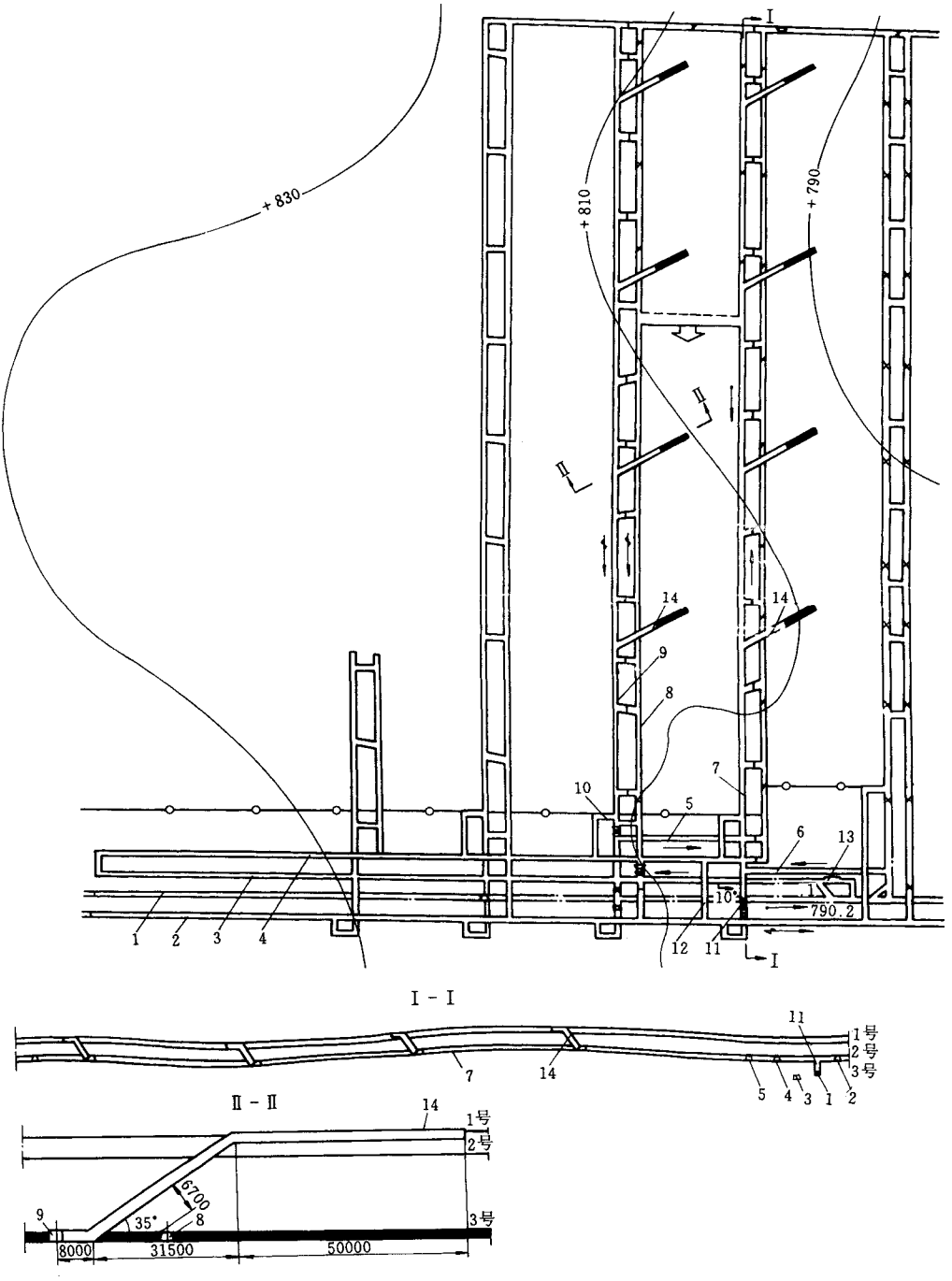


图 5－6－7　阳泉矿务局三矿设置顶板瓦斯抽放巷的盘区巷道布置

1—运输大巷；2—回风大巷；3—盘区轨道巷；4—盘区回风巷；5—进风运料巷；6—进风巷；

7—运输巷；8—轨道巷；9—抽放瓦斯尾巷；10—联络巷；11—煤仓；

12—盘区回风道；13—绞车房；14—顶板岩层瓦斯抽放尾巷

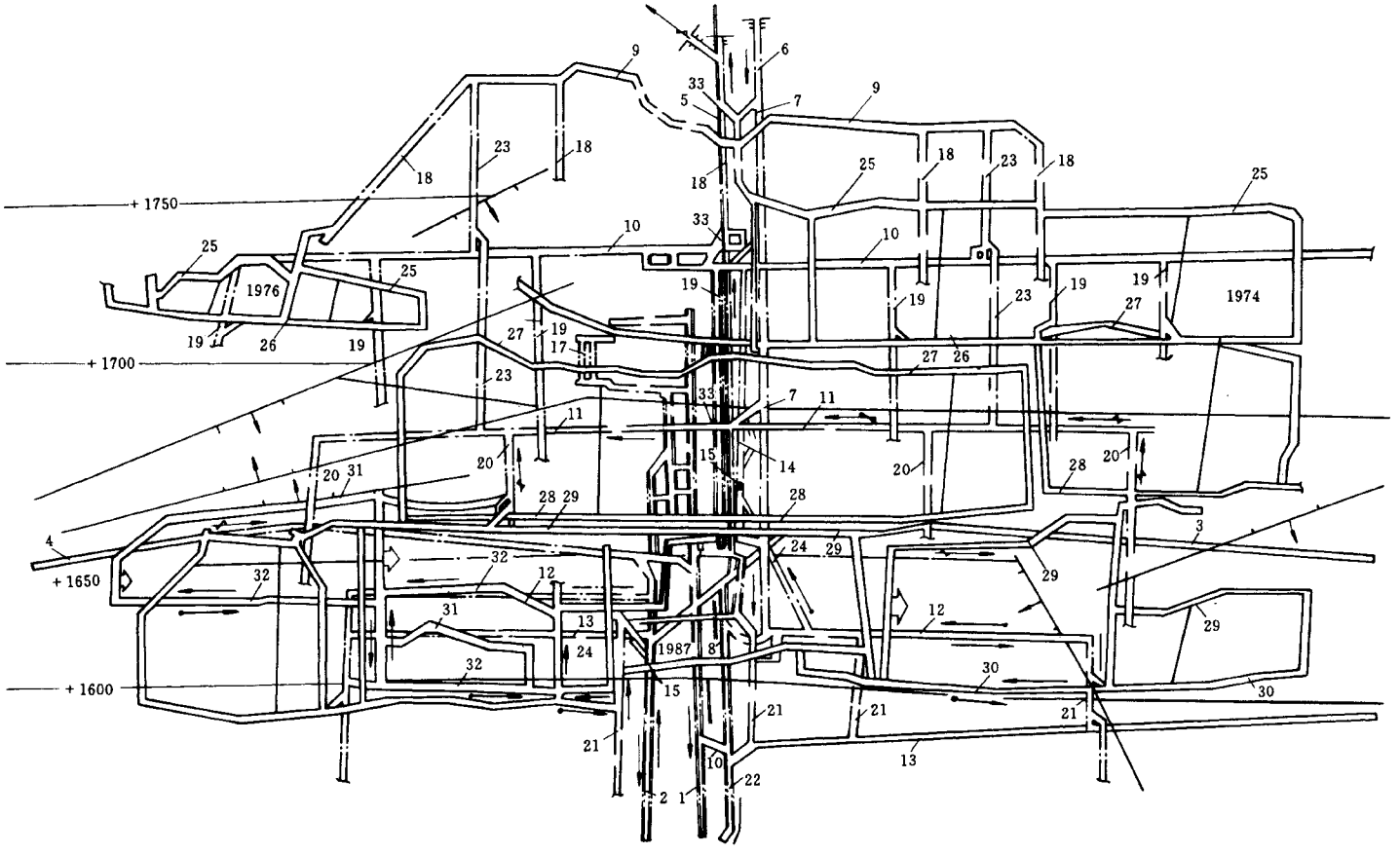


图 5-6-8　水城矿务局老鹰山矿采区巷道布置图

1—1550m 水平主石门；2—1550m 水平副石门；3—1550m 水平东大巷；4—1550m 水平西大巷；5—运输上山；6—轨道上山；7—中部车场；8—下部车场；9—1750m 集中回风平巷；10—1690m 集中巷；11—1625m 集中巷；12—1550m 集中巷；13—1550m 沼气抽放巷；14—装煤绕道；15—煤仓；16—变电所；17—炸药库；18—1750m 石门；19—1690m 石门；20—1625m 石门；21—1550m 石门；22—1550m 进车绕道；23—回风上山；24—运输斜石门；25—一区段一分层回风平巷；26—区段一分层运输平巷；27—二区段一分层回风平巷；28—二区段一分层运输平巷；29—三区段一分层回风平巷；30—三区段一分层运输平巷；31—三区段二分层回风平巷；32—三区段二分层运输平巷；33—回风联络巷

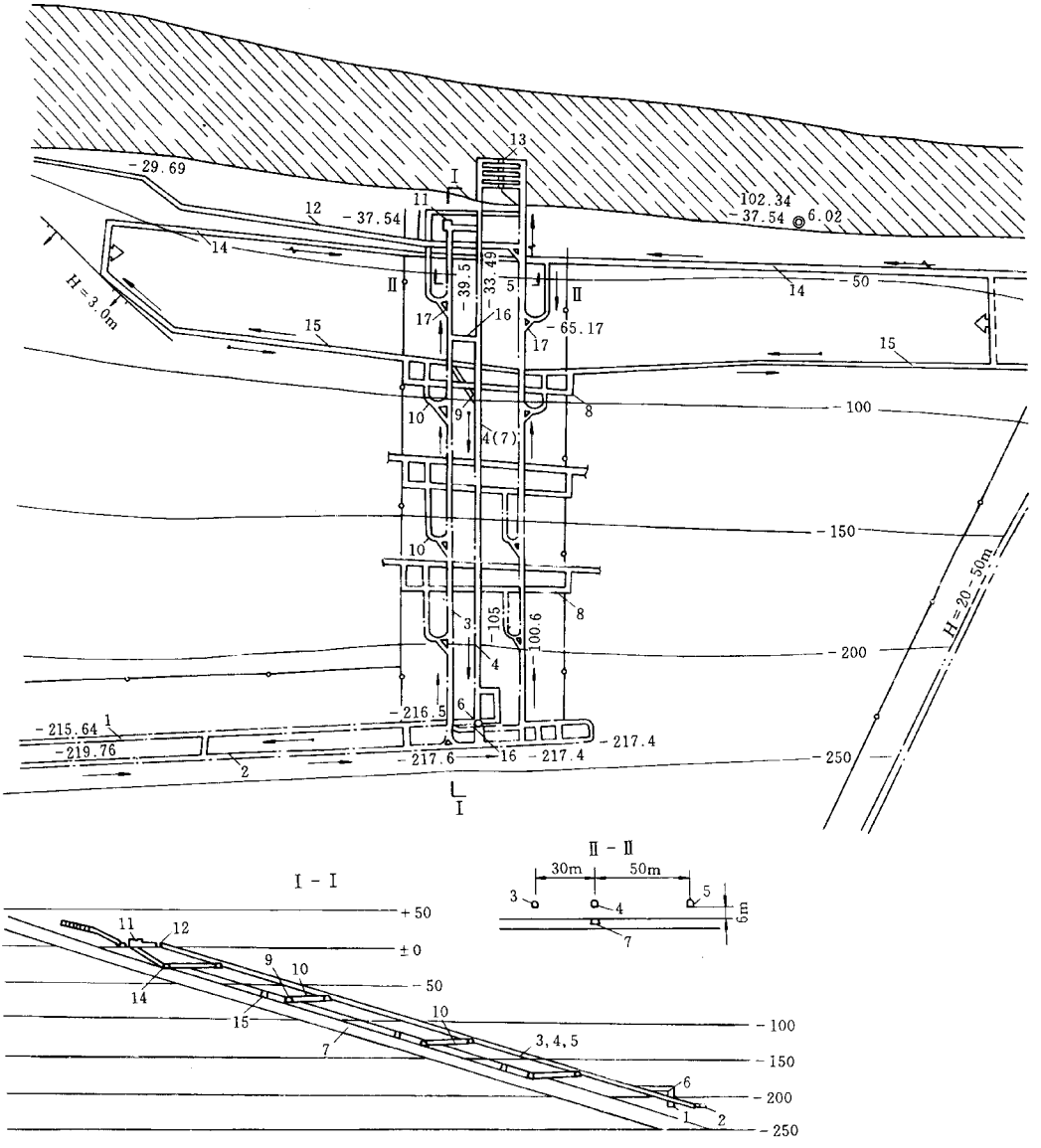


图 5－6－9　焦作矿务局九里山矿水害瓦斯空出煤层采区巷道布置

1—胶带运输大巷；2—轨道运输大巷；3—岩石轨道上山；4—岩石运煤上山；5—岩石回风上山；6—采区煤仓；7—煤层回风上山；8—泄水巷；9—运输联络巷；10—中部车场；11—绞车房；12—总回风巷；13—采区钻孔风井；14—回风平巷；15—运输平巷；16—采区变电所；17—泄水眼

(2)在岩巷中抽放煤层瓦斯的巷道布置方式：当开采近距离煤层群(如图 5－6－6)或

煤层层间距较大(如图 5－6－7)时,采用本煤层抽放有困难时,在安全第一,技术经济合理原则下,可采用邻近层抽放,即从开采层顶(底)板岩石巷道打钻孔抽放瓦斯的方法,从而有效地防止开采层掘进与回采时发生煤与瓦斯突出。

四、采区巷道布置

(一)采区上山布置方式

采区上山布置方式通常需考虑上山数量,上山沿走向位置,上山层位等因素。

当采区生产能力大,瓦斯涌出量大并有煤和瓦斯突出,常需要开掘三条上山才能满足生产的运输通风的要求。

采区上山沿走向位置取决于采区形式,双翼采区,上山多布置于采区中央,亦有运输上山和轨道上山布置在采区中央,两翼中部各设一条回风上山形式,如图 5－6－8 为水城局老鹰山矿实例。为便于提高巷道掘进速度,避免煤与瓦斯突出,上山层位多布置于煤层底板岩石中,当底板水大,避免突出的威胁,上山层位布置于煤层顶板的岩层中,如图 5－6－9 为焦作局九里山矿实例。

(二)区段平巷的布置方式

区段平巷按所处层位及其使用条件可分为:开采单一煤层平巷,为多煤层或厚煤层分层开采共同使用的集中平巷(石门)。各区段的煤层(岩层)平巷可根据抽放方式,通风防突等要求,按单巷,或按双巷布置。

第二节　有煤与沼气突出危险煤层的采区巷道布置

一、开采解放层

(一)解放层的确定

(1)把非突出煤层作为解放层。

(2)当矿井中所有煤层都突出时,可以选择危险程度最小的煤层作为解放层,但必须采取防止突出的措施。

(3)有的不可采煤层也可以作为解放层开采。

(4)凡有开采解放层条件的采区,最好首先开采上解放层,没有这个条件也可以先采

下解放层。

(二)解放范围

1. 层间解放范围

解放层和被解放层之间的有效垂直距离,应根据各矿实际考察结果确定。在取得实测资料以前,一般不超过表 5－6－6 所列数值。

表 5－6－6　解放层和被解放层之间有效垂距

被解放层情况	上解放层(米)	下解放层(米)
急倾斜煤层	60	80
缓倾斜和倾斜煤层	50	100

2. 走向解放范围

对几个矿井由于采面(或煤柱)在走向方向的应力集中所引起突出的统计如图 5－6－10。图中横坐标表示突出点与采面的走向距离,纵坐标表示突出点与开采层的垂直距离,把各矿这类突出点都标在同一坐标系统中,表明了它们之间的相对关系。这些资料及国外有关资料表明,受采动影响的突出点有一定的分布范围,采面前方约 60 米左右,顶板方面大致在 60°斜线之上,底板方面大致在 45°斜线以下,这样二条斜线大致划分出危险区和解放范围。

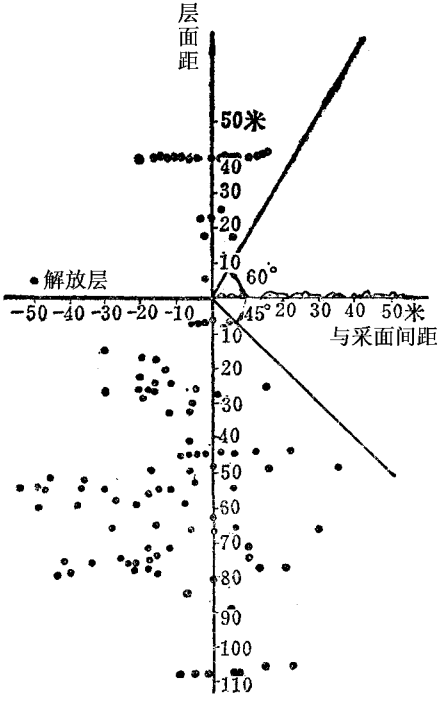


图 5－6－10　走向剖面突出点与回采边界的关系

值得注意的是上述资料很多是在解放层停采以后，即在岩层移动基本稳定的情况下统计的，可以大致作为停采后的解放范围，而不能作为解放层开采的超前距。如果解放层正在开采，岩层移动便落后于上述斜线，而且瓦斯排放还需要一段时间，所以，《煤矿安全规程》规定“解放层有效范围的划定方法及有关数据，应根据对矿井实际考察的结果确定，报矿务局总工程师批准。但解放层的回采工作面必须超前于被解放层的掘进工作面，其超前距离一般不得小于这两个煤层之间的垂直距离的两倍”。随着层间距的增大，这个超前距还应当加大，根据天府煤矿试验，上解放层与被解放层的层间距为 80 米时，超前距应为层间距的 3 倍，当上解放层与被解放层的层间距为 24 米，在采深为 400 米时，超前距为 2 倍，采深为 500 米时，超前距要增至 2.5 ~ 3 倍。

3. 倾斜解放范围

根据初步掌握的情况，下述的国外资料可供设计参考使用。即以最大下沉角 θ_0 的斜线作基准线，解放范围比此基准线减小一个角度 γ，设采区斜长为 a，当下解放层与危险层间距 $h_1 \leqslant 0.7a$，并小于 100 米时，或者当上解放层与危险层间距 $h_2 \leqslant 0.5a$，并小于 60 米时，γ 角的大小见图 5 - 6 - 11 及表 5 - 6 - 7。当层间距大于上述数字，则解放范围还应作相应的缩小。最大下沉角 θ_0 应取本矿实测数据，如无实测数据时，也可参考表 5 - 6 - 7 中的数据。

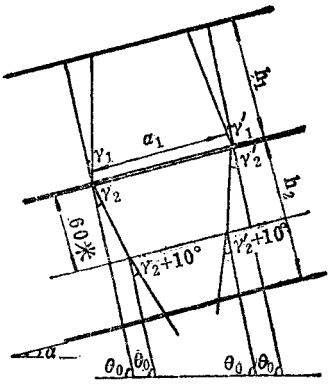


图 5 - 6 - 11　倾斜解放范围的确定

表 5 - 6 - 7　倾斜解放范围

α	0°	10°	20°	30°	40°	50°	60°	70°	80°	90°
θ_0	90°	83°	77°	71°	65°	56°	48°	36°	22°	0°
γ_1	10°	10°	10°	10°	10°	0°	0°	0°	8°	15°
γ_2	15°	15°	15°	15°	15°	15°	15°	15°	15°	15°
γ'_1	10°	10°	10°	10°	10°	10°	10°	10°	10°	10°
γ'_2	15°	15°	15°	15°	15°	10°	10°	10°	10°	10°

对于缓倾斜煤层，风巷以上基本不留阶段煤柱时（煤柱斜长不大于煤厚的 3～5 倍），$\gamma'_1=0$，$\gamma'_2=0$。对于急倾斜煤层，冒落带高度等于或大于阶段煤柱时，$\gamma'_1=0$，$\gamma'_2=0$，即该阶段的解放范围基本与上阶段相连接。

（三）解放层开采与一般矿井煤层群开采的差别

1. 开采程序上的差别

一般矿井煤层群开采，在程序上只要满足于先开采煤层不影响、破坏未开采的煤层，即具备了按此程序开采的技术条件。但是突出矿井开采解放层除满足上述煤层群开采的条件外，还应满足解放突出危险煤层，及本身安全开采的要求。以南桐煤矿为例加以说明。

该矿一井开采二迭纪乐平统龙潭组煤层，其开采煤层由上往下，如表 5－6－8 所示。

表 5－6－8　南桐煤矿一井由上往下开采煤层特征表

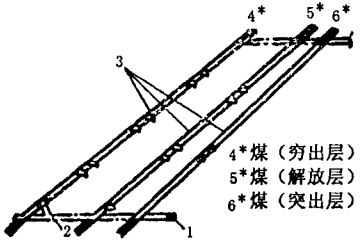
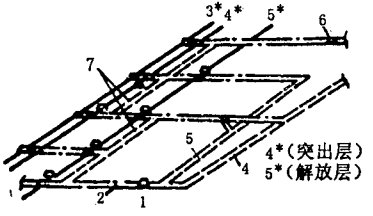
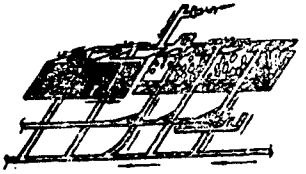
项目 / 煤层	煤层厚度（米）平均 / 最小～最大	煤层间距（米）	倾角（角）	注
3# 层（K_4）	不可采	10	15～48	作解放层开采
4# 层（K_3）	2.7 / 2.0～3.82	25	15～48	有突出危险
5# 层（K_1）	0.9 / 0.4～1.36	15	15～48	前期不突出后期突出
6# 层（K_1）	1.2 / 0.68～2.19		15～48	有突出危险

在 5# 层不突出以前，矿里采用的开采程序是先采 5# 层作解放层，然后采 4# 层和 6# 层。5# 层突出后，矿里用不可采的 3# 层作解放层，然后再采 4#、5#、6# 层。如无解放层可采，一般是由上往下（4#、5#、6# 层）的开采程序。

2. 解放层开采与一般矿井煤层群的开采在分散与集中上的差别

一般矿井开采煤层群尽量做到联合布置，集中生产，以取得较好的技术经济效果。但在突出矿井开采解放层的条件下，为充分解放突出煤层，必须有一定的时间差和空间位置差，否则突出煤层的开采就不安全。对此，南桐、中梁山等煤矿总结出了突出矿井解放层开采的‘三区成套四超前’的典型经验。三区即解放层开拓区、解放层的准备回采区，突出层的准备回采区。四超前即解放层开拓区超前于解放层准备、解放层的准备超前于解放层的回采、解放层的回采超前于被解放层的掘进、被解放层的掘进超前于被解放层的回采。这一经验集中体现了突出矿井解放层开采较一般矿井煤层群开采难于联合的特性。实际矿里用的是分层布置，没有采用联合布置。

表 5-6-9　采区上山布置方式

方　式	分煤层上山	底板岩石集中上山	多上山
图　示			
适用条件	解放层居于突出层之上或两突出层之间	解放层居于所有突出层之下的情况	为提高采区抗灾能力，保证采掘互不干扰，建立独立的通风系统，实行工作面跨上山连续开采
符号注释	1—运输大巷；2—采区石门；3—煤层上山；4—轨道上山；5—溜煤上山；6—总回风道；7—回风上山		

3. 被解放层开采与一般矿井揭穿煤层的差别

一般矿井只要生产需要可不受限制的任意揭穿煤层。而在突出矿井中如要揭穿突出煤层，则要采取足够的安全技术措施来预防突出，否则将给生产、安全带来影响。为此要求解放层开采后再来揭开突出煤层。

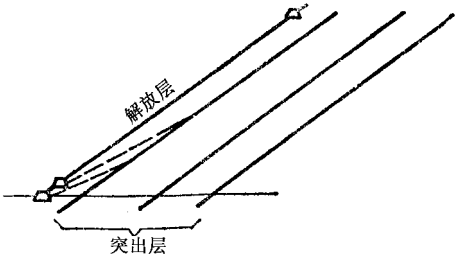
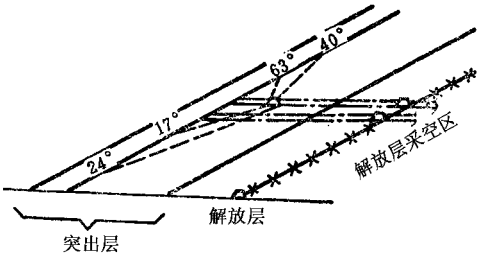
二、采区巷道布置

(一)采区上山布置方式(表 5－6－9)

(二)分阶段平巷的布置方式

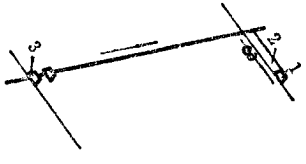
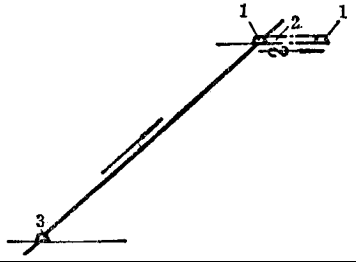
1. 适应瓦斯抽放巷的布置方式(表 5－6－10)

表 5－6－10　适应瓦斯抽放巷的布置方式

方　式	利用解放层回风巷兼作瓦斯抽放巷	利用岩石运输巷兼作瓦斯抽放巷
图　示		
适用条件	开采上解放层	走向长度较大的采区

2. 适应瓦斯排放的布置方式(表 5－6－11)

表 5－6－10　适应瓦斯排放的布置方式

方　式	利用尾巷石门排放瓦斯	利用回风顺槽加尾巷石门排放瓦斯
图　示		
适用条件	在工作面前方不布置回风巷，只布置尾巷石门回风时，尾巷石门间距 30 米左右，工作面后方一般保持尾巷石门两个	在工作面前方布置回风巷和尾巷石门时，工作面后方保持一个尾巷石门
符号注释	1—回风巷道；2—石门；3—运输巷道	

第七章　采区车场形式及设计要求

第一节　采区车场形式

一、采区上部车场形式

采区上部车场是采区上山与采区上部区段回风平巷或阶段回风大巷之间的一组联络巷道和硐室。它的基本形式有甩车场和平车场两种。

(一)采区上部平车场

将采区绞车房布置在阶段回风水平,采区上山的上端与回风大巷之间用平巷联结,并在其中布置调车线和存车线。上行矿车由采区绞车沿上山提至平车场平台摘钩,推矿车沿原行进方向运行,然后进入最上区段轨道平巷。矿车顺着行进方向运行,这种车场形式称为顺向平车场,反之称逆向平车场,见图 5－7－1。

(二)采区上部甩车场

绞车房位于阶段回风水平以上,绞车将矿车沿轨道上山提至甩车道标高以上,然后经甩车道下甩到上部区段回风巷水平。这时便可以在平巷中设置储车线和调车线。如在上山一侧设置甩车道,称单面甩车场,在上山两侧均设置甩车道,称双面甩车场。图 5－7－2(a)是设置顶板绕道的单面甩车场。图 5－7－2(b)是两侧分别设甩车道与区段平巷联系的双面甩车场。

(三)上部车场形式的选择

采区上部顺向平车场主要优点是车辆运行顺当,调车方便。缺点是巷道断面大,易

出现跑车事故。逆向平车场的优点是不会跑车，操作安全，但调车时间长，通过能力小。

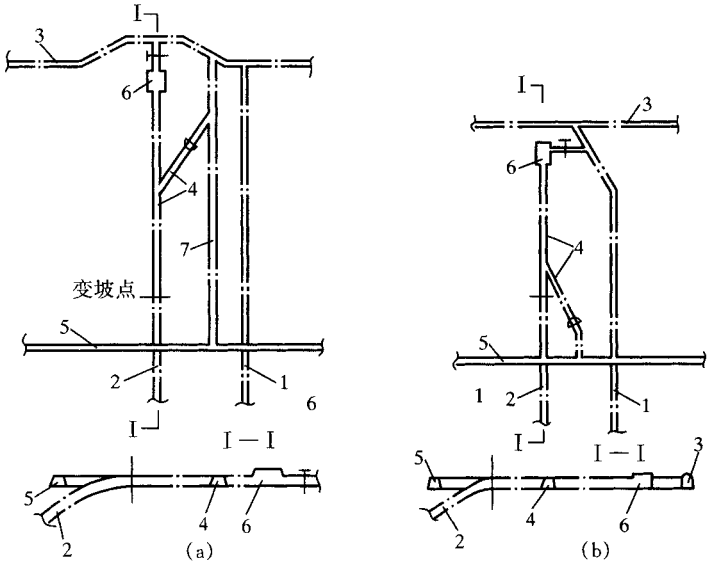


图 5－7－1　采区上部平车场

(a)顺向平车场；(b)逆向平车场 1—运输上山；2—轨道上山；3—总回风道；4—平车场；5—区段回风平巷；6—绞车房；7—回风石门

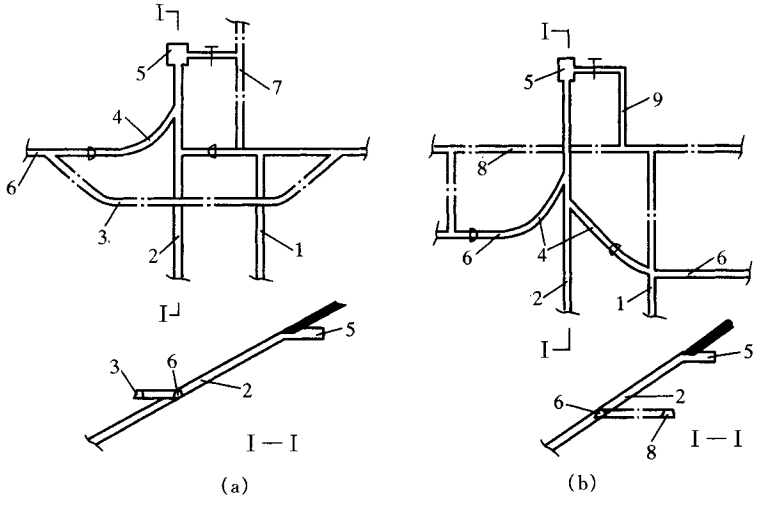


图 5－7－2　采区上部甩车场

(a)单向甩车场；(b)双向甩车场

1—运输上山；2—轨道上山；3—绕道；4—甩车道；5—绞车房；6—区段回风巷；7—回风石门；8—总回风道；9—回风通道

上部甩车场使用安全、方便、可靠、效率高，劳动量小，可减少工程量。但绞车房通风不良，有下行风；另外，采区上部是软岩、风化带或采空区时，则绞车房维护困难。双向甩车交叉点断面大，施工困难。

顺向平车场与逆向平车场选择主要根据轨道上山绞车房及回风大巷相对位置和运输量来决定。货运量大，车场线路与总回风巷相接，车场变坡点与绞车房之间距离较小宜采用顺向平车场。如果这一距离较大，另有采区回风石门与煤层阶段回风大巷相联系，可采用逆向平车场。

对于煤层轨道上山，如果绞车房维护不困难可以采用甩车场。当区段两翼标高不同时可采用双向甩车场。一般逆向平车场也可以用小角度甩车场代替。

二、采区中部车场形式

联系上山和中部区段平巷的一组巷道称为采区中部车场。采区中部车场一般为甩车场，根据采区巷道布置、区段划分不同，采区里可以设置一个或几个中部车场。按甩入地点不同，可分为平巷式、石门式、绕道式三种。

（一）石门式中部车场

煤层群联合布置采区，由于区段石门较长，若在其中能布置下储车线和调车线，可以从采区上山用甩车道直接将矿车甩入石门，即为石门式中部车场。如图 5－7－3(a)是双石门布置的中部车场，由轨道上山 2 提升上来的矿车，通过甩车道 6 甩入中部轨道石门 9 中，再进到区段轨道平巷。而各区段运输平巷 3 的煤经运煤石门 8 和区段溜煤眼 7 溜入运煤上山中。

图 5－7－3(b)是单石门及溜煤眼布置的中部车场，煤由区段运输平巷 3 经溜煤斜巷 8 进入区段集中巷 11，然后运至溜煤眼 7 进入运输上山。区段集中轨道巷 4 通过区段轨道石门与轨道上山相联。区段轨道石门车场 9 与集中运输巷 11 同标高相交，此处带式输送机要局部抬高使矿车在其下方通过。

（二）绕道式和区段平巷式中部车场

1. 绕道式中部车场

甩车道线路由斜面进入平面后再延伸至顶板绕道，这称为绕道式中部车场，见图 5－7－4。

2. 平巷式中部车场

在薄及中厚煤层采区中轨道上山沿煤层开掘，这时甩车道可以直接用入区段平巷中并在平巷中设置储车线，即为甩入平巷式中部车场。根据巷道布置不同可以布置双向甩

车场或单向甩车场。如图 5－7－5 所示为双向甩入平巷式中部车场。

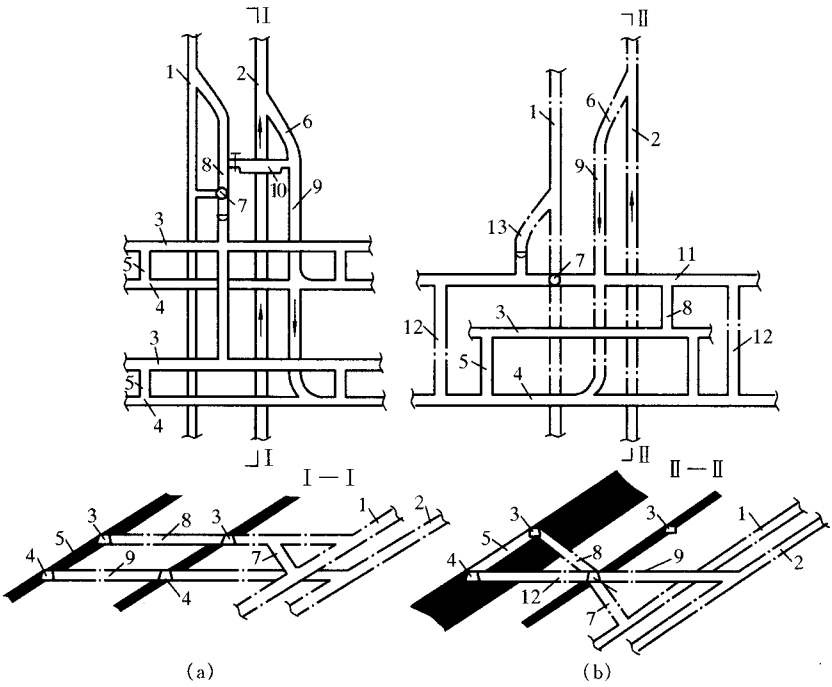


图 5－7－3　石门式中部车场

1—运输上山；2—轨道上山；3—区段运输平巷；4—区段(或集中)轨道平巷；5—联络眼；6—甩车道；7—区段溜煤眼；8—区段运输石门(或溜煤眼)；9—区段轨道石门；10—采区变电所；11—区段运煤集中平巷；12—联络石门；13—人行道

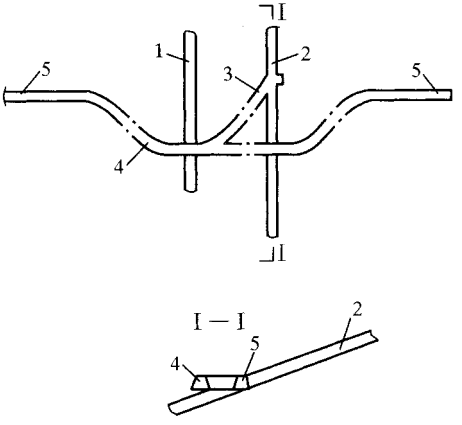


图 5－7－4　绕道式中部车场

1—运输上山；2—轨道上山；3—甩车道；4—绕道；5—区段轨道平巷

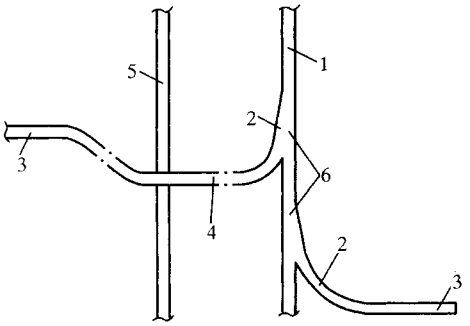


图 5－7－5　双向甩入平巷式中部车场

1—运输上山；2—甩车道；3—区段轨道平巷；4—绕道；5—运输上山；6—交叉点

(三)中部车场形式选择

通常煤层联合布置采区采用岩石上山时多采用石门式甩车场。在单一薄及中厚煤层采区多采用绕道式中部车场或平巷式中部车场。双向甩车场与单向甩车场相比有以下优点：

①采区两翼开采互相不影响；

②两翼标高不一致时可灵活布置；

③通过能力大。

缺点是增加了甩车场和交叉点工程量，施工复杂，为便于维护，两交叉点要错开一定距离。

三、采区下部车场形式

采区下部车场是采区上山与阶段运输大巷相联结的一组巷道和硐室的总称。采区下部车场通常设有装车站、绕道、辅助提升车场和煤仓等。根据装车站位置不同，下部车场可分为大巷装车式、石门装车式和绕道装车式三种形式。

(一)大巷装车式下部车场

采区煤仓的煤炭直接在大巷装入矿车或输送机。辅助运输由轨道上山完成，轨道上山与阶段大巷通过绕道联系，若采用顶板绕道，就称大巷装车顶板绕道式下部车场[见图 5－7－6(a)]；若采用底板绕道，就称大巷装车底板绕道下部车场[如图 5－7－6(b)所示]。

(二)石门装车式下部车场

煤层群联合布置的采区具有较长的石门，这时可以利用石门布置采区装车站，如图 5－7－7 所示。如果石门长度不能满足装车站线路布置的要求，可以把存车线路延伸到最

上层煤的平巷内或适当延长石门长度。

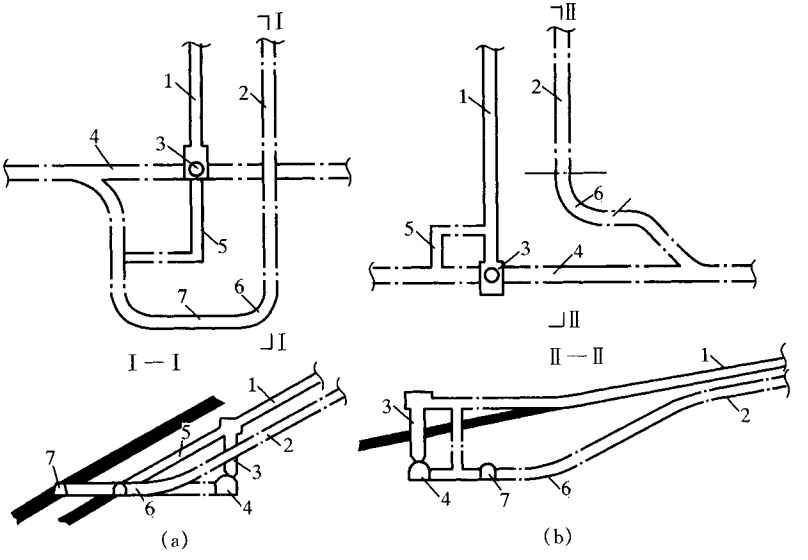


图 5－7－6　大巷装车下部车场

(a)顶板绕道；(b)底板绕道

1—运输上山；2—轨道上山；3—采区煤仓；4—大巷；5—人行道；6—材料车场；7—绕道

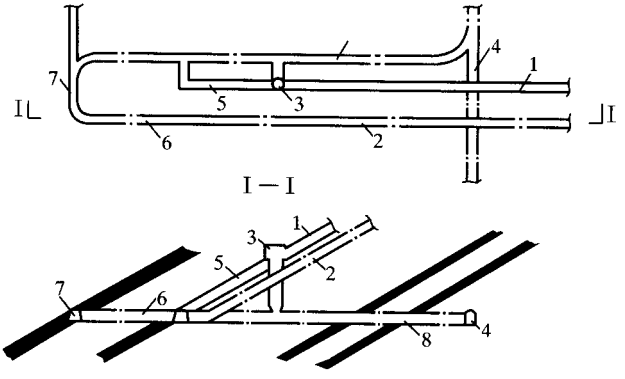


图 5－7－7　石门装车式采区下部车场

1—运输上山；2—轨道上山；3—采区煤仓；4—大巷；5—人行道；

6—材料车场；7—绕道；8—采区石门

(三)绕道装车式下部车场

对于矿井一翼有两个以上采区同时生产，且生产能力较大时，如果设置大巷装车式下部车场将限制大巷的运输能力，而且又不具备采用石门装车的条件，这时可以专门为

装煤开掘一条绕道布置绕道式下部车场，如图 5－7－8 所示。

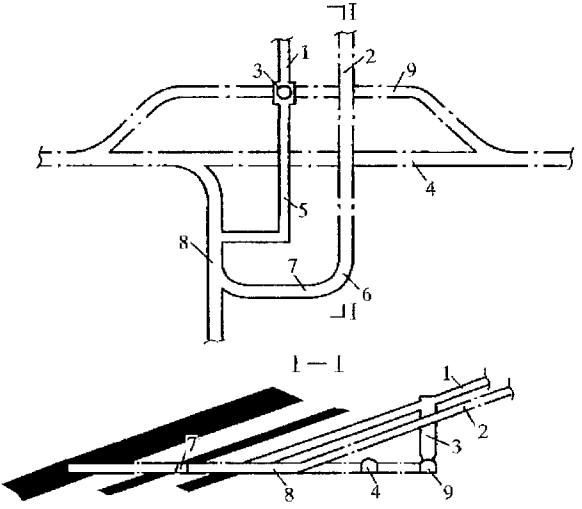


图 5－7－8　绕道装车式采区下部车场

1—运输上山；2—轨道上山；3—采区煤仓；4—大巷；5—人行道；6—材料车场；7—顶板绕道；8—采区石门；9—绕道装车站储车线

(四)采区下部车场形式选择

1. 大巷装车式下部车场的优缺点及适用条件

大巷装车式下部车场调车方便，线路布置紧凑，工程量省。但绕道维护量大，影响大巷通过能力。

当上山倾角大于 12°，起坡点落在大巷的顶板，且顶板围岩条件较好时，可以采用大巷装车顶板绕道式下部车场。当上山倾角小于 12°，上山通常提前下扎，并在大巷底板变平，底板围岩条件较好，可以设置大巷装车底板绕道式下部车场。

2. 石门装车式下部车场的优缺点及适用条件

该车场工程量较小，调车方便，通过能力大，不影响大巷运输。通常应用在煤层群联合布置的采区中。

3. 绕道装车式下部车场的优缺点及适用条件

绕道车场不影响大巷运输能力。主要缺点是工程量大，调车时间长，适用于采区石门短，不宜布置装车站，以及产量高的大型矿井。

布置采区下部车场时应注意以下几个问题：

①轨道上山起坡角度应控制在 25°以下，以保证矿车进入上山时货物不会倒出；

②轨道上山顶板或底板绕道出口朝向井底车场，这样布置的调车速度较快；

③轨道上山绕道出口不应与装车站在空重车线接轨，而应与通过线接轨。

四、新型辅助运输车场形式

随着矿井开采规模和深度不断扩大，矿井生产集中化、机械化和设备重型化的发展，原来的辅助运输手段已经不能很好地适应生产需要。近年发展起来的单轨吊车，卡轨车、齿轨车和无轨车是新型的辅助运输设备，具有运输能力大、可以在起伏不平的巷道中实现连续运输，有一定的爬坡能力，并能实现自动化和集装化运输。

(一)单轨吊车

1. 单轨吊车运输特点

单轨吊车运输足以悬挂在巷道顶梁上的一根特殊工字钢作为轨道，以平板车、人车、吊车或吊箱作为容器，通过承载装置上的小滚轮沿工字钢的两翼面运行。牵引方式可采用无机绳绞车、柴油机或与蓄电池机车三种。图 5－7－9 是无板绳牵引的一种单轨吊车运输系统，通过吊链或钳形夹悬吊在巷道棚梁的工字钢作为导轨，利用专用泵站工驱动一台液压绞车了牵引钢丝绳运送货物。

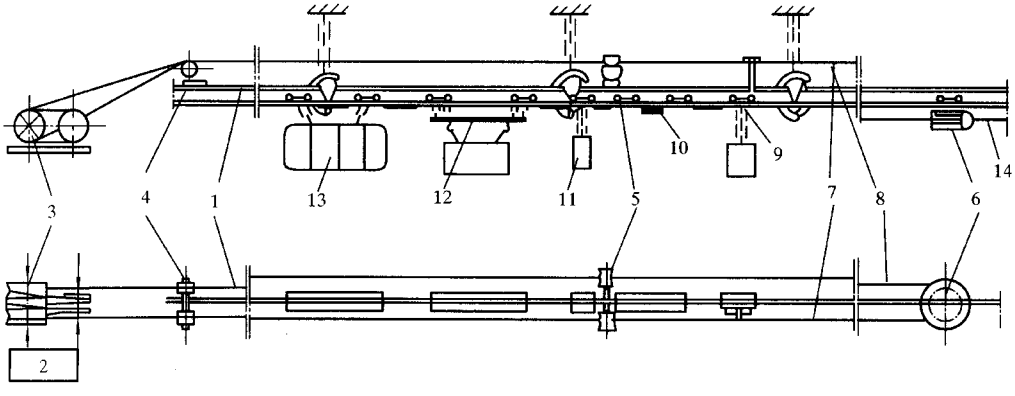


图 5－7－9　无极绳牵引的单轨吊车运输系统

1—导轨(吊轨)；2—泵站；3—液压绞车；4—入口处托轮；5—中间托轮；6—尾轮；
7—重载绳；8—回空绳；9—牵引车；10—制动车；11—运货车；
12—重载车；13—人车；14—拉紧装置

图 5－7－10 是柴油机牵引的单轨吊车，特点是自牵引式，其运输距离不受限制，生产效率高，事故少，经济效益好。其缺点是污染严重，噪声大。

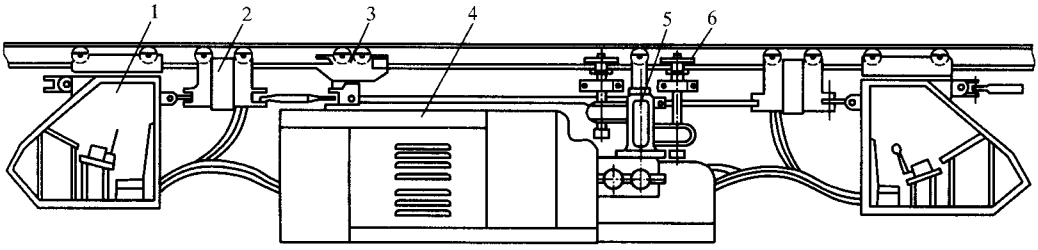


图 5－7－10　柴油机牵引单轨吊车

1—驾驶室；2—制动吊车；3—承载吊车；4—车体；5—减速器；6—驱动轮

单轨吊车的轨道一般由 I/40E 型工字钢制成，分直轨和曲轨两种，国产直轨每节长有 1.5m 和 3m 两种；曲轨分为水平和竖直两类，水平曲轨曲单半径 4m、弧长分别为 1.42m 和 3m，竖直曲轨曲单半径为 10m 凹凸两种，基本上可以满足运行要求。轨道悬吊方法可以直接悬吊于巷道支架顶梁上，砌石室巷道可以悬吊于预埋的横梁上，锚喷巷道可以悬吊在锚杆上。

2. 车场布置特点

当大巷和采区辅助运输均采用单轨吊车运输时，整个辅助运输系统可不需要转载直接进入采区，此时采区可设简单车场，运输量不大也可不设车场。

当大巷和上山采用窄轨运输，而区段巷道内采用单轨吊车作辅助运输时，应在采区车场内设置转载站。单轨吊车的转载站比较简单，可以充分利用单轨吊车自身具有的起吊装置进行转载，其线路如图 5－7－11 所示。转载点的单轨吊车直接布置在窄轨道上方，利用单轨吊车的起吊梁将货物卸出。无起吊设备可以利用单轨道的高低差进行起吊使货物脱离原来的矿车，从而实现转载，如图 5－7－12 所示。

用单轨吊车运输的巷道断面应根据运送的最大设备来设计，使之符合安全规程的要求，并考虑整个服务期间因矿山压力的作用造成巷道断面缩小等因素。

(二)卡轨车

1. 卡轨车运输特点

卡轨车是利用列车轮组卡在槽形钢轨上运行的一种运输方式，是窄轨运输的一种发展。槽形钢槽口向外铺设称外卡轨式，槽口向内铺设称内卡轨式。卡轨车除了一般运行的垂直车轮外，还在车轮架两侧下部装有防止车轮脱轨的水平滑轮，水平滑轮卡在槽钢轨道的槽内。卡轨车运行安全可靠，弯道半径小，机械化程度高，载重量大，不受巷道支护条件影响，爬坡能力强。适用于复杂巷道断面的物料和人员运输，以及生产能力大的采区。用卡轨车运输，轨道和车辆维护、检修工作量大，并要求巷道没有大的底鼓。

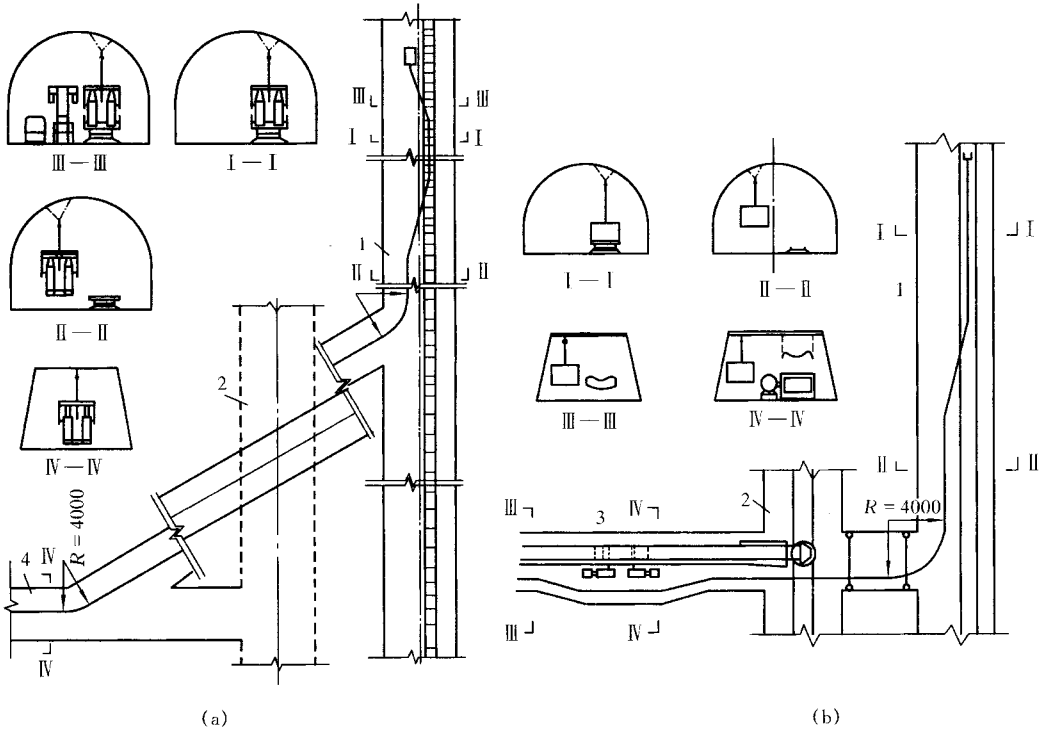


图 5－7－11　地轨车—单轨吊车直接转载方式

(a)由上山进入区段轨道巷；(b)由上山进入区段运输巷

1—轨道上山；2—运输上山；3—区段运输巷；4—区段轨道巷

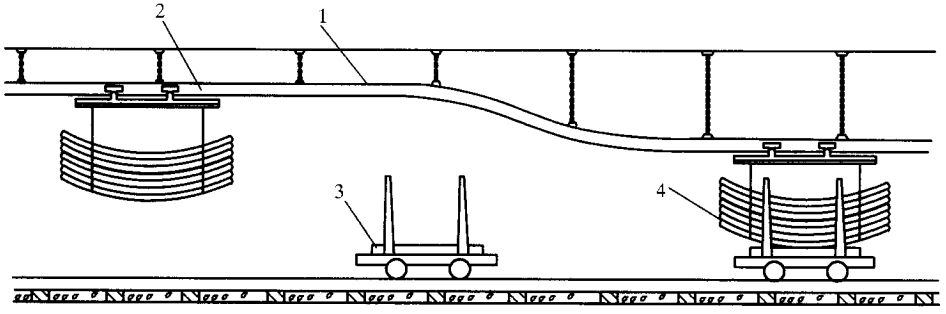


图 5－7－12　利用单轨高低差进行转载示意图

1—单轨吊车轨道；2—单轨吊车；3—平板车；4—货物

2. 采区车场转载站的布置

当大巷、采区均采用卡轨车作辅助运输时，车场相对简单，中上部车场只需设置单开

道岔及曲线弯道直接进入区段平巷，如图 5－7－13 所示。

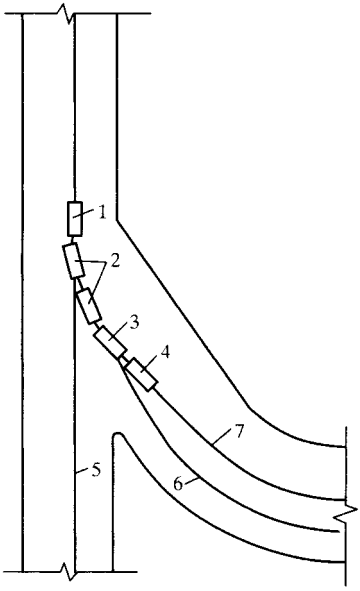


图 5－7－13　卡轨车采区中部甩车场

1—牵引车；2—人车；3—制动车；4—材料车；5—上(下)山直轨；6—空车储车线；7—重车储车线

当大巷采用普通窄轨矿车，运输上山采区用卡轨车运输时，采区下部车场需设置转载站，如图 5－7－14 所示。

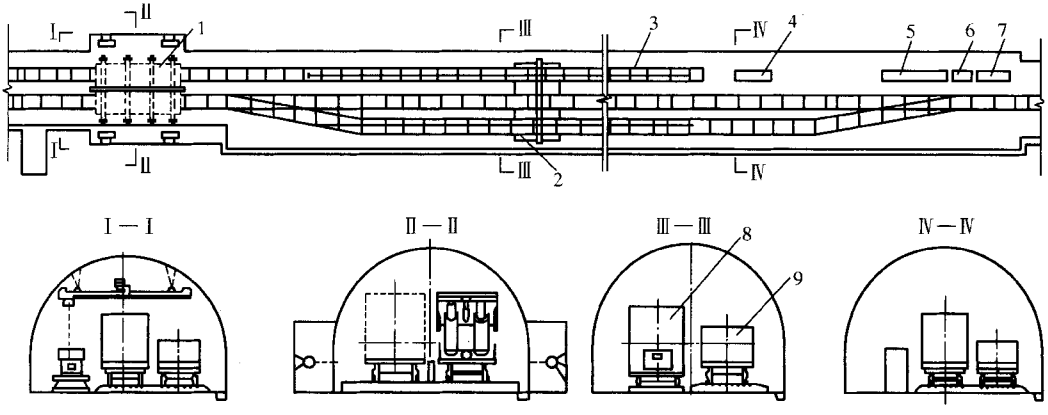


图 5－7－14　采区下部车场转载站

1—重材料转载站；2—移动换装站；3—卡轨车轨道；4—紧绳装置；5—液力绞车；6—控制台；7—泵站；8—卡轨车；9—普通矿车

(三)齿轨车

1. 齿轨车的基本特征

齿轨车是在普通窄轨中间装齿条作齿轨,用时机车上也要增设与齿轨啮合的传动齿轨。驱动机构带动传动齿轮啮合运行,可行驶在不平的轨道上,爬坡可达 14°,可使运输连续化。但机车自重大,对轨道要求高,弯道半径应大于 10m;另外机车造价也较高,通常比普通电机车价格高出一倍。如图 5-7-15 所示为齿轨机车运输示意图。齿轨与普通轨道关系见图 5-7-16。

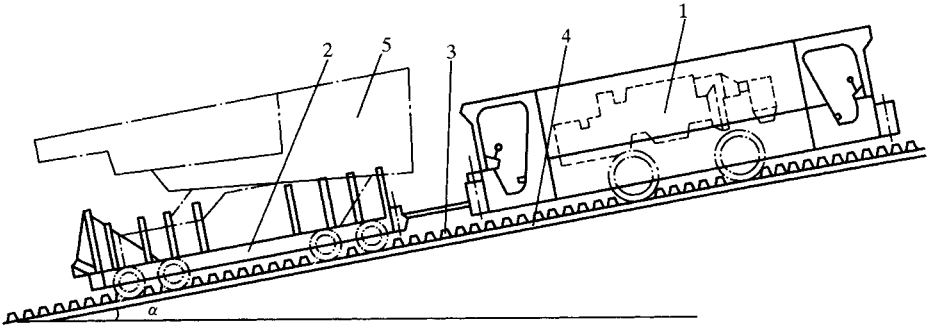


图 5-7-15　齿轨机车运输示意图

1—齿轨机车;2—重载平板车;3—齿轨;4—普通轨;5—支架

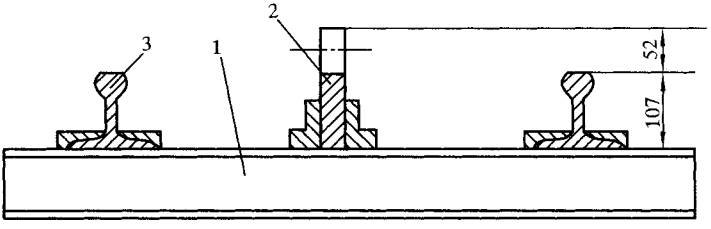


图 5-7-16　齿轨车与普通轨道关系

1—槽钢轨枕;2—齿条;3—普通轨

2. 采区车场布置

由于齿轨机车属于自行牵引形式,因而车场形式简单,轨距与普通窄轨轨距相同。一般在下部车场内设置 20m 调车储车线即可。当齿轨车需要进入区段平巷时可以通过道岔进入联络巷的弯道中,然后拐入区段平巷内,与图 5-7-13 所示的卡轨车车场类似。

(四)无轨胶轮运输车和轨道胶套轮机车

无轨胶轮车又称自行矿车,使用灵活不需轨道,可以直接在较硬的巷道底板上运行,行使开采近水平煤层工作面搬家运输,以及与连续采煤机配合使用。矿车爬坡能力重载可达 12°,空载达 30°,一般由柴油机或蓄电池作为动力。无轨运输可以大大提高全矿井效率,显著降低运输费用,但是它对巷道条件要求较高,特别是巷道断面尺寸的要求,其宽度一般应大于 5m。无轨运输一般在采区内不设车场和硐室。

有轨胶套轮机车是在普通轨道运输的基础上,将机车钢轮套上一个胶质圈作轮缘面,这样可以显著增加机车的粘着系数,同时加装新型制动闸,以便有效地加大机车牵引力和制动能力,可以在 5° ~ 7°以下的倾斜巷道上行驶。牵引动力一般为蓄电池,功率较小。但由于结构紧凑,不需改装轨道,可以机动灵活地用在起伏不平的巷道中,是比较理想的掘进运输设备。

这些设备按空间区分为架空式和落地式;按牵引方式区分为机车牵引和钢丝绳牵引;按牵引动力可分为液压马达、内燃机和电动机三种;按运行方式可分为有轨和无轨运输。

需要重载运输的矿井只要底板条件允许,应优先考虑采用落地式的辅助运输方式。钢丝绳牵引运距受限制,适合用于倾角大的采区上下山,对于倾角小需进行多点直达运输的矿井则宜采用机车牵引方式。无轨运输机动灵活,可在起伏不平的巷道自由驾驶,转弯半径小,运输品种不限。因此对于那些赋存较浅,倾角不大,采用平硐或 12°以下斜井开拓的矿井,只要巷道及围岩条件适合,都可以考虑井上均采用无轨运输方式。当巷道起伏变化大时,应优先考虑选用卡轨车或单轨吊车。齿轨车用在倾角变化不大,巷道底鼓量小,需重载运输的大型矿井。胶套轮机车比压有限,磨损严重,尚难负担重载运输,因此多用于采区准备时的辅助运输。

选择辅助运输设备时,应根据矿井具体开采条件、巷道布置特点、巷道顶底板及支护、设备供应情况要进行综合分析,注意整体经济效益。

第二节　轨道线路设计基础

采区车场施工设计,最主要的是车场内轨道线路设计。轨道线路设计必须与采区运输和生产能力相适应;必须保证车场内调车方便、可靠;操作简单、安全;提高工作效率和

尽可能减少车场的开掘及维护工作量。

在采区车场线路设计的基础上，根据线路布置要求，进一步设计车场巷道断面、交岔点及硐室，即构成完整的采区车场施工图设计。

采区车场线路是由甩车场（或平车场）线路、装车站和绕道线路所组成。在设计线路时，首先进行线路总布置，绘出草图，然后计算各线段和各联接点的尺寸，最后计算线路布置的总尺寸，作出线路布置的平面图和剖面图。

一、轨道及道岔

（一）轨道

轨道由铺设在巷道底板上的道床、轨枕、钢轨和联结件等组成。

钢轨的型号（简称轨型）是以每米长度的质量（kg/m）表示。矿用钢轨有 11、15、18、24 等几种型号。使用时应根据运输设备类型、使用地点、行车速度和频繁程度等来考虑，一般可按表 5－7－1 选用。

表 5－7－1　钢轨型号选择

使用地点	运输设备	钢轨型号/kg·m^{-1}
运输大巷	10t，14t 电机车， 7t，8t 电机车	24 18
上下山	1.0t，1.5t 矿车	15
平巷	1.0t 矿车 1.5t 矿车	11～15 15

（二）道岔

道岔是使车辆由一条线路上转到另一条线路上的装置。

在线路平面图中，道岔通常以单线表示（图 5－7－17），道岔的主线与岔线的线段用粗线绘出。单线表示图虽不能表明道岔的结构及布置的实际图形，但能表明与线路设计有关的道岔参数，如道岔的外形尺寸（a、b）及辙叉角（α）等，从而简化了设计工作。

道岔有单开道岔、对称道岔及渡线道岔三种，如图 5－7－17 所示。其系列和主要尺寸可见《窄轨道岔线路联接手册》。标准道岔共有 615、618、624、918、924 五个系列。每一系列中按辙叉号码和曲线半径划分为很多型号，例如：DK615—4—12；DC624—3—12；DX918—5—2019 等。其符号含义是：

（1）DK、DC 和 DK 分别为“单开”、“对称”和“渡线”道岔的代号；

（2）615、618、624 和 918、924 数列中的“6”和“9”分别代表 600mm 和 900mm 轨距；

“15”、“18”、“24”分别代表轨型；

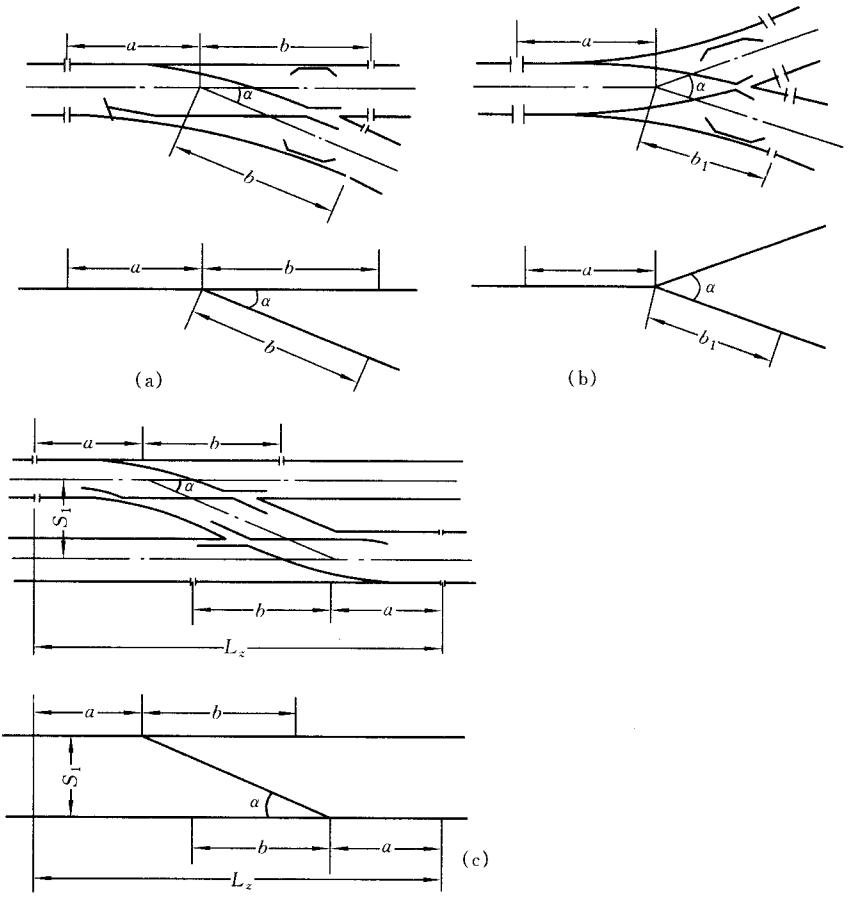


图 5－7－17　道岔的类别及单线表示图

(a)单开道岔；(b)对称道岔；(c)渡线道岔

(3)道岔名称中的第二段数字，即两短横线间的数字为辙叉号码(M)，辙叉号码与辙叉角(α)的关系式为：

$$M = \frac{1}{2}\cot\frac{\alpha}{2} \tag{7-1}$$

单开道岔的辙叉号码有 2、3、4、5 和 6 号等几种，其相应的辙叉角分别为 28°04′20″、18°55′30″、14°15′、11°25′16″和 9°31′38″；标准道岔中，对称道岔的辙叉号码有 2 号、3 号两种；渡线道岔只有 4 号和 5 号两种；

(4)符号中的尾数，单开道岔和对称道岔的尾数代表道岔曲线半径，单位是 m；渡线道岔的尾数中，前两位数代表曲线半径，单位是 m；后两位数代表轨中心距，单位是 dm；

(5)单开道岔和渡线道岔有左向和右向之别,道岔手册中所列均为右向道岔,表示道岔岔线在进行方向(由 a 向 b)右侧;左向道岔应在尾数末加"(左)"字,例如,轨距 600mm,轨型 18kg/m,4 号道岔,曲线半径为 12m,双轨线路中心线间距 1300mm 左向渡线道岔,其名称为 DX618—4—1213(左)渡线道岔。

选用道岔时应从以下几方面考虑:

(1)与基本轨的轨距相适应;

(2)与基本轨的轨型相适应,有时也可选用比基本轨轨型高一级的型号,但不能选低一级的型号;

(3)与行驶车辆的类别相适应,多数标准道岔都能行驶电机车和矿车,少数标准道岔由于曲线半径过小(等于或小于 9m)或辙叉角过大(等于或大于 18°55′30″),就只能允许行驶矿车,如 DK615—2—4 和 DK618—3—6 等;

(4)与车辆的行驶速度相适应,曲线半径越小,辙叉角越大,允许车辆行驶的速度就越小,如 DK615—2—4,DK618—2—4,DK918—3—9 等道岔,矿车的行驶速度不得超过 1.5m/s。

原煤炭工业部颁布的采区车场标准设计中对道岔选型所作规定如表 5－7－2 所列。

表 5－7－2　道岔选型表

轨距/mm	使用地点			
	大巷及下部车场		上中部车场	
	钢轨/kg·m^{-1}	道　岔	钢轨/kg·m^{-1}	道岔
600	18～24	相应轨型 4 号道岔	15	主提升相应轨型 4、5 号道岔。辅助提升用相应轨型的 3、4 号道岔
900	24	相应轨型 4、5 号道岔	18	辅助提升及材料车线用 3、4 号道岔

根据所采用的轨道类型、轨距、曲线半径、电机车类型、行车速度、行车密度、车辆运行方向、车辆集中控制程度及调车方式的要求,可选择电动的、弹簧的或手动的各种型号道岔。

二、轨道线路

(一)轨距与线路中心距

轨距是指单轨线路上两条钢轨轨头内缘之间的距离。

目前我国矿井采用的标准轨距为 600mm 和 900mm 两种。1t 固定式矿车、3t 底卸式

矿车及大巷采用胶带运输时的辅助运输矿车均采用 600mm 轨距；3t 固定式矿车和 5t 底卸式矿车均采用 900mm 轨距。

为了线路设计方便，设计图中线路都采用单线表示，即两根轨道的中心线作为线路标志。单轨线路用单线表示，双轨线路用双线表示。线路中心距是双轨线路两线路中心线之间的距离。如果以 B 表示矿车或机车的宽度，δ 表示两车内侧的距离，则线路中心距（S）可由下式表示：

$$S \geqslant B + \delta, \text{mm} \tag{7-2}$$

《煤矿安全规程》规定：在双轨运输巷中（包括弯道）两条铁路中心线间的距离，必须使两列对开列车最突出部分之间的距离不小于 0.2m；在采区装载点，两列列车车体的最突出部分之间的距离，不得小于 0.7m；在矿车摘挂钩地点，两列列车车体最突出部分之间的距离，不得小于 1.0m。

为了设计和施工方便，双轨线路有 1200mm、1300mm、1400mm、1600mm 和 1900mm 等几种标准中心距。一般情况下不选用非标准值。但在双轨曲线巷道（即弯道）中，由于车辆运行时发生外伸和内伸现象，线路中心距一般比直线巷道还要加宽一定数值，其值选取可参考表 5－7－3。

表 5－7－3　线路中心距

设备类型及有关参数/mm			线路中心距/mm	
设备类型	轨　距	车　宽	直线段	曲线段
机车或底卸式矿车	600	1060	1300	1600
	600	1200	1600	1900
	900	1360	1600	1900
1t 矿车，1.5t 矿车（人力、串车运输）	600	880	1100	1300
	600	970	1200	1400
1t 矿车，1.5t 矿车（无极绳运输）	600	880	1200	1300
	600	970	1200	1400

（二）曲线线路（弯道）

1. 曲线半径和弯道转角

矿井轨道线路中，所采用的曲线都是圆曲线，即一段圆弧。在线路联接计算中，曲线半径是一个重要参数。曲线半径的确定与车辆行驶速度、车辆的轴距有关。曲线半径亦可参考表 5－7－4 选取。

表 5－7－4　曲线半径选用表

运输方式	曲线半径/m	
	600mm 轨距	900mm 轨距
机车运输	12、15 有时 20	15、20 有时 25、30
串车运输	6、9 有时 12	9、12 有时 15
人力辅助运输	4、6	9

在采区下部车场机车行驶量比较少的弯道上，其曲线半径可采用表中数值的下限。

在进行曲线线路联接计算时，通常巷道转角 δ 为已知，曲线半径 R 的选定由几何关系即可得出相应的切线长度 T 和曲线段弧长 K。

$$T = R\tan\frac{\delta}{2} \tag{7-3}$$

$$K = \frac{\pi R\delta}{180^\circ} = \mathrm{R}\frac{\delta}{57.3} \tag{7-4}$$

联接点参数用 δ、R、T、K 表示，在设计图中各参数尺寸的标注应按统一规定进行集中标注，如图 5－7－18 所示。

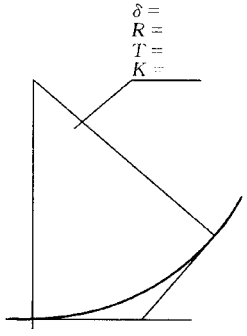


图 5－7－18　单轨线路曲线联接

2. 曲线处巷道加宽及轨中心距加宽

由于车辆在曲线上运行会发生外伸和内伸现象，巷道在曲线处需加宽。

原煤炭工业部颁发的标准巷道断面设计规定，机车运输的曲线巷道外侧加宽 200mm，内侧加宽 100mm。

双轨线路在曲线处由于同样的原因，线路中心距也要加宽。对于机车运输时，线路中心距加宽值可取 300mm；1t 矿车串车或人力运输时，一般可取 200mm。

双轨线路的线路中心距以及相应巷道加宽的起点，也应从曲线起点以前的直线段开始，为使线路铺设及车辆运行方便，对于机车运输，此段长度 L_0 一般取 5m（见图 5－7－

19)，对于 1t 矿车串车运输取 2～2.5m。

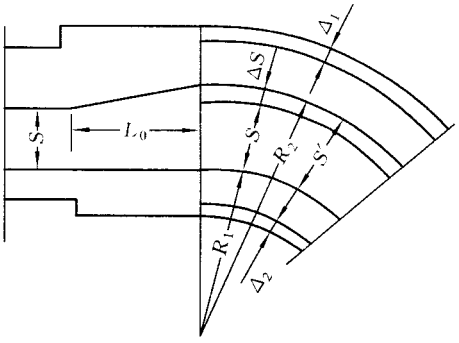


图 5－7－19　双轨由线线路中心距加宽的起点值

对比较次要的巷道，车辆运行很少时，有时也可以不加宽线路中心距。

应当指出，直线与曲线之间的过渡线在设计图上均以直线绘出，但在施工时应把此线段稍加工成异向曲线，以便行车。

三、轨道线路联接计算

轨道线路联接包括平面和纵面的联接。线路平面联接即是将若干直线段线路按一定要求用道岔线路等联接起来，并计算出联接点的各个参数，以便确定线路的平面尺寸。纵剖面上的联接即是线路坡度设计，也应根据运行上的要求，经计算后确定。

(一)线路的平面联接

1. 单开道岔非平行线路联接

其特点是用单开道岔和一段曲线线路，把方向不同的两条直线线路联接起来，被联接的两条直线线路不在同一条巷道内，并且相互成一个角度，如图 5－7－20 所示。这种联接点应用十分广泛，联接点各参数计算如下：

$$\beta = \delta - \alpha \tag{7-5}$$

$$T = R\tan\frac{\beta}{2} \tag{7-6}$$

$$m = a(b + T)\frac{\sin\beta}{\sin\delta} \tag{7-7}$$

$$d = b\sin\alpha \tag{7-8}$$

$$M = d + R\cos\alpha \tag{7-9}$$

$$H = M - R\cos\delta \tag{7-10}$$

$$n = \frac{H}{\sin\delta} \tag{7-11}$$

$$f = a + b\cos\alpha - R\sin\alpha \tag{7-12}$$

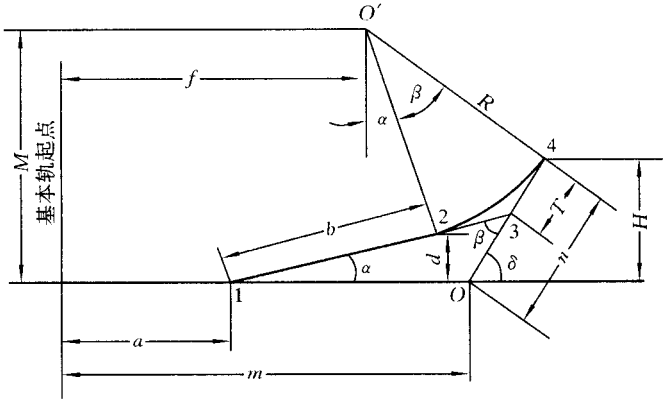


图 5－7－20　单开道岔非平行线路联接

为了计算各参数，应先选出道岔，查出道岔的 a、b、α 值，并确定 R、δ 值，这些是联接系统的基础数字。m、n 值表示联接点的轮廓尺寸，它是联接计算的主要参数，以其计算线路总平面布置尺寸，对施工也比较方便。

联接点设计也可采用平面布置的作图法，其步骤为（参见图 5－7－20）：在道岔主线上取点 1 的位置，并自点 1 作直线 1—3 与主线成 α 角（道岔角）。沿该线截取长度 b 得点 2。自点 2 作垂直于 b 的直线，使其等于曲线半径 R，得点 O' 即为圆弧曲线的圆心。以 O' 为圆心，以 R 为半径作一段圆弧，使圆弧角为（$\delta-\alpha$）即得点 4。自点 4 作切线与 1—3 线交于 3 点，直线 2—3、3—4 即为切线长度。作出联接图形再按比例尺量出有关的参数。

作图法的优点的简便，计算工作量少，因而也常被采用。其主要缺点是有发生误差的可能，故要求作图尽可能精确。

为设计方便，简化线路联接计算，可根据设计已知条件，从原煤炭工业部编制的《窄轨道岔线路联接手册》中直接查出 m、n、H、T、K、M、f 的数值。

2．单开道岔平行线路联接

其特点是用单开道岔和一段曲线使单轨线路变为双轨线路，如图 5－7－21 所示。图中的 S 值即为线路中心距。为使线路中心距达到预定的值，在道岔岔线末端与曲线之间插入一直线段 c。这种联接点应用非常广泛。

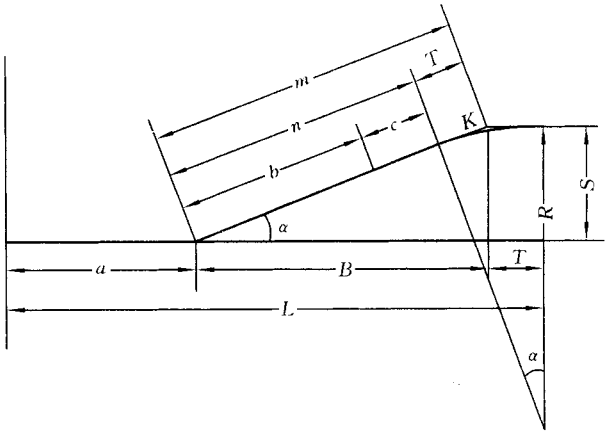


图 5－7－21　单开道岔平行线路联接

已知道岔参数 a、b、α，曲线半径 R 及线路中心距 S，联接点各参数计算如下：

$$B = S\cot\alpha \tag{7-13}$$

$$m = S\csc\alpha \quad \text{或} \quad m = \frac{S}{\sin\alpha} \tag{7-14}$$

$$T = R\tan\frac{\alpha}{2} \tag{7-15}$$

$$n = m - T \tag{7-16}$$

$$c = n - b \tag{7-17}$$

$$L = \alpha + B + T \tag{7-18}$$

式中　L——联接点长度，是联接点的主要参数。

亦可根据设计已知条件，从《窄轨道岔线路联接手册》中直接查出各数值。

3．对称道岔平行线路联接

其特点基本上与单开道岔平行线路联接相同，如图 5－7－22 所示，其不同之处是用对称道岔来代替单开道岔，联接点各参数可按下列各式计算：

$$B = \frac{S}{2}\cot\frac{\alpha}{2} \tag{7-19}$$

$$T = R\tan\frac{\alpha}{4} \tag{7-20}$$

$$m = \frac{S}{2}\cdot\cot\frac{\alpha}{2} \quad \text{或} \quad m = \frac{\frac{S}{2}}{\sin\frac{\alpha}{2}} \tag{7-21}$$

$$n = m - T \tag{7-22}$$

$$b_1 = \frac{b}{\cos\frac{\alpha}{2}} \tag{7-23}$$

$$c = n - b_1 \tag{7-24}$$

$$L = \alpha + B + T \tag{7-25}$$

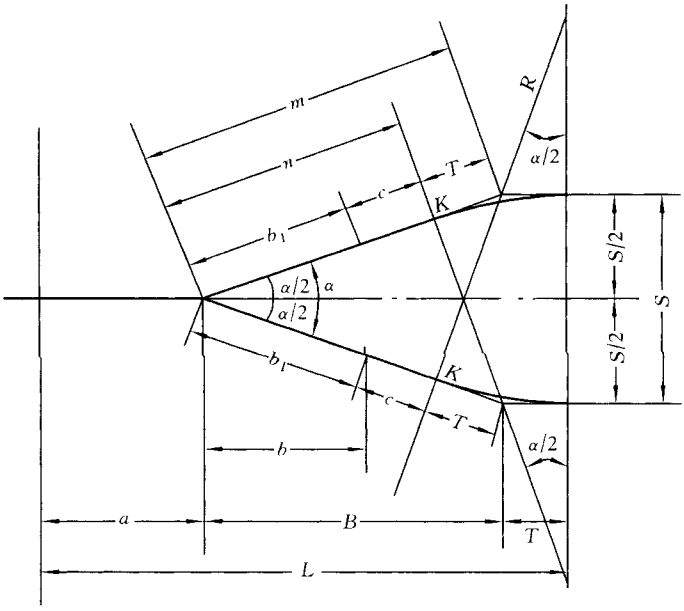


图 5-7-22　对称道岔线路联接

标准对称道岔只有 2 号、3 号道岔，因为岔角较大，联接长度 L 较单开道岔小。同时要注意，对称道岔 b 值为其岔线的投影长度，道岔岔线长度实际为 b_1 值，应进行换算。

(二)纵面线路的竖曲线联接和坡度

矿井轨道线路除了有平面线路外，还有斜面线路，如采区上下山，材料斜巷等，于是就有了平面与斜面线路如何联接的问题。另外，在平面线路中，线路在纵断面上都有坡度，完全水平的线路是很少的。

1. 纵面线路的竖曲线联接

线路由斜面过渡到平面时，为了避免线路以折线状突然拐到平面上，斜面线路与平面线路之间均需设置竖曲线，以使车辆运行平稳、可靠。所谓竖曲线，即线路在纵面方向上呈曲线状，如图 5-7-23 所示。图中 A 点称为竖曲线上端，C 点称为竖曲线下端点，或称为起坡点(落平点)，B 点为斜面与平面的交点。β' 为斜面线路与平面线路的夹角，即竖曲线转角，通常为已知。R_1 为竖曲线半径，由设计者选定。竖曲线切线 T' 及圆弧

段长度 K' 可参照公式(7－3)、(7－4)计算。

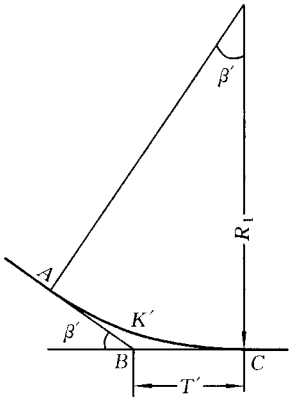


图 5－7－23　竖曲线

竖曲线半径是采区车场设计中的一个参数。R_1 过大，一是使车场线路布置不紧凑，增加了车场巷道工程量，二是推后了摘挂钩点位置，增长了提升时间。尺寸过小，又会出现矿车变位太快，易使相邻两车箱上缘挤撞，造成矿车在竖曲线处车轮悬空而掉道。

在设计中，竖曲线 R_1 一般取下述值：

1.0t，1.5t 矿车　　9m、12m、15m

3.0t 矿车　　12m、15m、20m

2. 线路纵断面坡度

所谓线路坡，就是在线路纵断面上两点之间的高差与其水平距离比值的千分值，用符号 i 表示。如图 5－7－24 所示，线路 AB 的长度为 L，点 A、B 的标高分别为 H_A、H_B，标高差 Δh 为 $H_B - H_A$，坡度角为 γ，则

$$i = \tan\gamma = \frac{\Delta h}{L\cos\gamma} \times 100\%$$

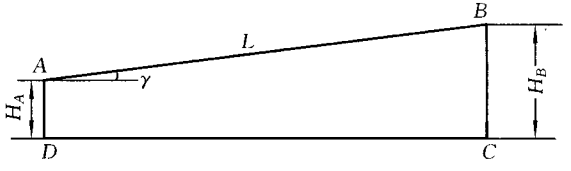


图 5－7－24　线路坡度计算

当线路坡度很小时，$\cos\gamma \approx 1$，故

$$i = \frac{\Delta h}{L} \times 100\% \tag{7-26}$$

对不同的运输方式，可选用不同的线路坡度。

大巷采用电机车运输时，重车向井底车场运行，空车向采区运行，为了充分发挥电机车效能，线路应按等阻力坡度设计，即重列车下行和空列车上行的阻力相等。通常电机车运输的线路向井底车场取0.3%～0.5%的坡度，以利于排水。

平巷中采用绞车串车或人力推车时，线路坡度原则上也可按等阻力坡度及流水坡度考虑。一般也为0.3%～0.5%，有时略大一些。

矿车在坡道上利用其重力或惯性而运行，这种运行称作自动滚行。

车场线路中，有时采用自动滚行。在自动滚行中，主要是利用轨道的坡度控制速度。3t矿车空重车坡度一般分别为0.9%、0.7%；1t矿车1.1%、0.9%。

第八章　采区各车场设计

第一节　采区中部车场线路设计

一、甩车场的分类和线路布置方式

甩车场的形式是多种多样的，其线路设计虽有差异，但设计原则和方法基本相同，现以辅助提升的采区中部甩车场为例进行分析。

图 5－8－1 为甩车场线路组成的示意图。从上山道利用第一道岔①分出一股线路，再利用第二道岔②变为复线，到 A—A 线达到规定的轨中心距，这些线路铺设在斜面上，叫做斜面上的线路。C—C 线以下到第三道岔③是车场的存车线，虽然线路具有一定的坡度，但它们都是铺设在水平巷道内，所以仍然可以叫做平面上的线路。A—A 线到 C—C 线之间的线路，是从斜面到平面竖曲线线路。在剖面Ⅰ—Ⅰ中，B—B 线是斜面和平面的交线。竖曲线的末端叫做起坡点，即平面线路由此向斜面上起坡。由此可知，甩车场线路系统是一个“立体结构”，既包括平面上的线路，又包括斜面上的线路和竖曲线。

二、甩车场斜面线路的联接计算

甩车场斜面线路的联接系统，可以归纳为单道起坡系统和双道起坡系统两种。

(一)单道起坡系统

所谓单道起坡，即在斜面上只布置单轨线路，到平面后根据实际需要布置平面线路。

根据斜面线路是否设置斜面曲线，单道起坡甩车场斜面线路有两种布置方式。

表 5－8－1 中附图(1)为斜面线路一次回转方式。甩车道岔岔线末端可直接与竖曲线$\overset{\frown}{AC}$相接。由于斜面线路不设斜面曲线，线路只经过一次角度回转，故称为线路一次回转方式。回转角度即为道岔的辙叉角 α。斜面线路经一次回转后，道岔岔线 OA 的倾角 β' 为伪倾斜角，称为一次伪倾斜角，竖曲线在一次伪倾斜角上起坡。

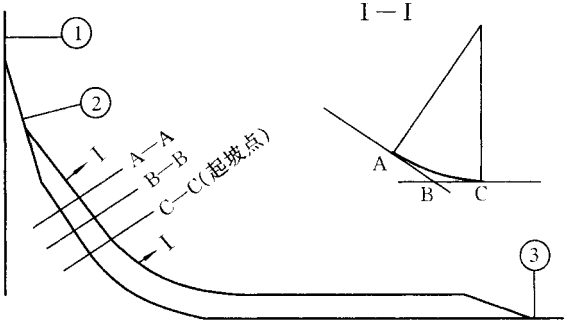
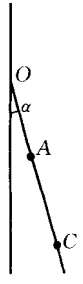
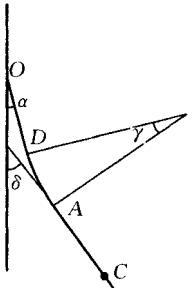
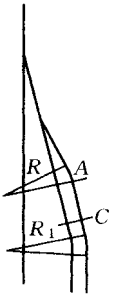
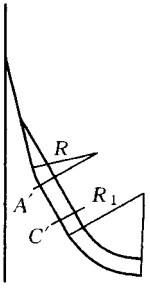


图 5－8－1　甩车场线路组成示意图

表 5－8－1 中附图(2)为斜面线路二次回转方式。线路系统是从道岔岔线 b 段(OD)，接以斜面曲线$\overset{\frown}{DA}$，使线路的斜面回转角由一次回转角 α，进一步增大到二次回转的 δ 者角。在斜面曲线末端开始布置竖曲线$\overset{\frown}{AC}$，竖曲线是在二次伪倾斜角 β' 上起坡。

表 5－8－1　甩车场斜面线路布置方式

类别	单道起坡		双道起坡	
			道岔－道岔	
	斜面线路 一次回转方式	斜面线路 二次回转方式	斜面线路 一次回转方式	斜面线路 二次回转方式
布置方式				

	单道起坡		双道起坡	
优缺点	交岔点不易于维护；空重车倒车时间长，推车劳动强度大；运量小	交岔点短，工程量小，易于维护；提升牵引角大，不利于操车，调车时间长，推车劳动量大	提升牵引角小，钢丝绳磨损小；操车方便；有利于减少提升时间，提升能力较大，交岔点长，对开凿维护不利	提升时间短，提升能力大，交岔点短，空间大，便于操车
适用条件	提升量小，围岩条件较好的采区车场	提升量小，围岩条件差的采区车场	提升量大的车场，应用于甩入石门的车场	提升量大的车场，应用于甩入平巷的车场

布置斜面曲线的目的是为了减少甩车场斜面交叉点的长度和跨度，以利交叉点的开掘和维护，并便于采用简易交叉点。但是斜面曲线转角 γ 不宜过大，以免加大矿车提升牵引角 θ。提升牵引角是矿车行进方向 N 和钢丝绳牵引方向（通过立滚）P 的夹角，如图 5－8－2 所示。由于有了此角，必然产生横向分力 F，角度越大，横向分力也越大，其运输可靠性也越差，并可能使矿车倾倒，故在设计时，一般控制斜面线路二次回转角 δ 的水平投影 δ' 为 30°～35°（采区车场标准设计平面回转角为 35°）。控制其水平投影角为上述整数值，是为了简化平面线路设计及便于作平面图。

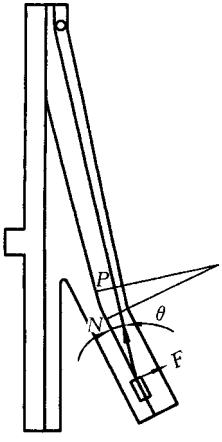


图 5－8－2　提升牵引角

为了绘出设计图纸，必须计算线路系统在平面上的尺寸和纵剖面图上甩车道的坡度和各点标高。

单道超坡的‘道岔—曲线’系统甩车场斜面线路联接的各项参数见图 5－8－3、图 5－8－4、图 5－8－5 及表 5－8－2。

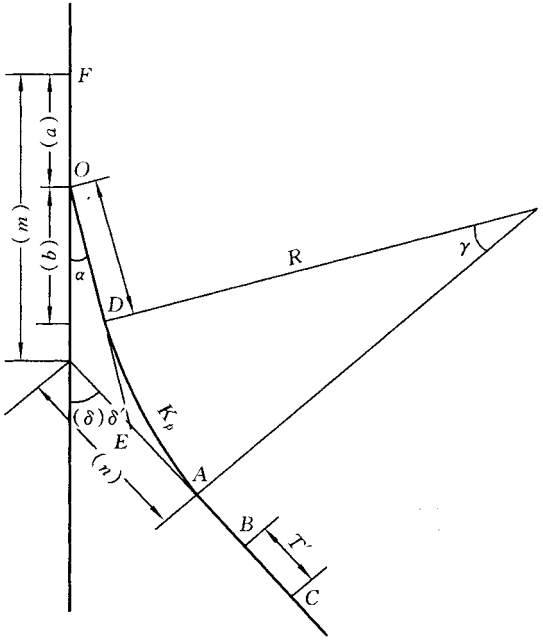


图 5－8－3　单道起坡系统

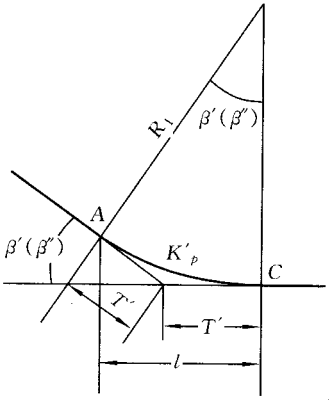


图 5－8－4　竖曲线参数

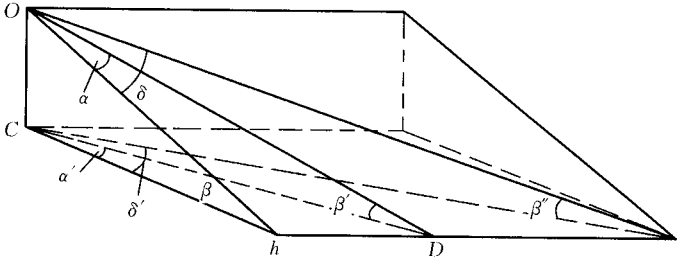


图 5－8－5　平面、层面、真倾角、伪倾角计算图

表 5－8－2　单道起坡系统甩车场斜面线路参数计算

项　目			计算公式	备　注
斜面线路	二次层面回转角		$\delta = \arctan(\cos\theta\tan\delta')$	a，b——道岔外形尺寸 α——道岔角 β——轨道上山倾角 δ'——斜面线路二次回转角 δ 的水平投影角 R——斜面曲线半径 R_1——竖曲线半径
	一次平面回转角		$\alpha' = \arctan\dfrac{\tan\alpha}{\cos\beta}$	
	伪倾斜角		$\beta'' = \arcsin(\sin\beta\cos\delta)$ $\beta' = \arcsin(\sin\beta\cos\alpha)$	
	线路联接		$n = \dfrac{R\cos\alpha + b\sin\alpha - R\cos\delta}{\sin\delta}$ $m = a + (b + R\tan\dfrac{\gamma}{2})\dfrac{\sin\gamma}{\sin\delta}$	
	斜面曲线	转角	$\gamma = \delta - \alpha$	
		切线	$T = R\tan\dfrac{\gamma}{2}$	
		弧长	$K_p = \dfrac{R\pi\gamma}{180^\circ} = \dfrac{R\gamma}{57.3}$	
竖曲线	竖曲线切线		$T' = R_1\tan\dfrac{\beta''}{2}$	
	竖曲线起终点高差		$h = R_1(1 - \cos\beta'')$	
	竖曲线水平投影		$l = R_1\sin\beta''$	
	竖曲线弧长		$K_p' = \dfrac{\pi R_1\beta''}{180^\circ} = \dfrac{R_1\beta''}{57.3}$	

竖曲线和斜面曲线一般是分开布置的，即竖曲线在斜面曲线之后，二者不重合，A—C 段为竖曲线。

线路联接系统平面图上各部尺寸计算出来之后，绘线路平面图，按斜面线路投影值绘图，但尺寸标注仍用斜面尺寸，用括号括起。然后，再计算甩车场纵面图上各段的坡度和各控制点的标高。

设 O 点标高为 ± 0，则各点标高为：

D 点：

$$h_D = -h_{O-D} - b\sin\beta\cos\alpha \tag{8-1}$$

E 点：

$$h_E = -(h_D + h_{D-E}) = -(h_D + T\sin\beta\cos\alpha) \tag{8-2}$$

A 点：

$$h_A = -(h_E + h_{E-A}) = -(h_E + T\sin\beta\cos\delta) \tag{8-3}$$

C 点：

$$h_C = -(h_A + h_{A-C}) = -(h_A + T'\sin\beta\cos\delta) \tag{8-4}$$

计算完毕后，可绘出线路纵面变化图，即线路坡度图，如图 5－8－6 所示。

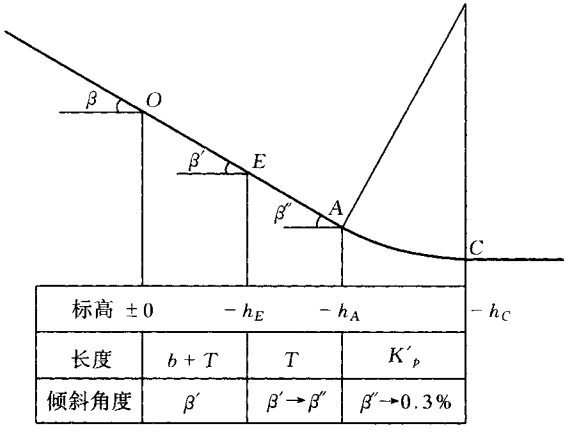


图 5－8－6　线路纵断面变化图

若已知起坡点 C 的标高，也可反算出道岔岔心的标高。

计算示例　已知轨道上山倾角 $\beta = 17°30'$，选定平面回转角 $\delta' = 35°$，曲线半径 $R = 12000\text{mm}$（以下非经注明，长度单位均为 mm），选用 DK615－4－12 道岔，其特征为：$\alpha = 14°15$，$a = 3340$，$b = 3500$。试求单道起坡的‘道岔—曲线’线路联接系统的各项参数。

层面回转角

$$\delta = \arctan(\lg\delta'\cos\beta) = \arctan(\lg\delta 35°\cos 17°30') = 33.38°$$

曲线转角

$$\gamma = \delta - \alpha = 33.38° - 14°15' = 19.13°$$

甩车道伪倾角

$$\beta = \arcsin(\sin\beta\cos\delta) = \arcsin(\sin 17°30'\cos 33.38°) = 14.61°$$

线路联接尺寸

$$n = \frac{R\cos\alpha + b\sin\alpha - R\cos\delta}{\sin\delta}$$

$$= \frac{12000\times\cos 14°15' + 3500\times\sin 14°15' - 12000\times\cos 33.38°}{\sin 33.38°} = 4493$$

$$m = \alpha + \left(b + R\tan\frac{\gamma}{2}\right)\frac{\sin\gamma}{\sin\delta}$$

$$= 3340 + \left(3500 + 12000\tan\frac{19.13°}{2}\right)\frac{\sin 19.13°}{\sin 33.38°} = 6664$$

斜面曲线

$$K_p = \frac{R\pi\gamma}{180^\circ} = 12000\,\frac{19.13^\circ}{57.3^\circ} = 4007$$

$$T = R\tan\frac{\gamma}{2} = 12000\tan\frac{19.13^\circ}{2} = 2081$$

选取竖曲线半径

$$R_1 = 12000$$

竖曲线切线长

$$T' = R_1\tan\frac{\beta''}{2} = 12000\tan\frac{14.61^\circ}{2} = 1564$$

如果已知和选定条件合适，可以从《窄轨道岔线路联接手册》中直接查出以上各参数值，更为简便。

甩车场纵面图上各段线路的坡度和各控制点的标高计算：

设 O 点标高为 ± 0，即 $h_0 = \pm 0$，按公式(8－1)～(8－4)可计算各类标高。

(二)双道起坡系统

双道起坡的实质是在斜面上设两个道岔(甩车道岔和分车道岔)使线路在斜面上变为双轨，空、重车线分别设置竖曲线起坡。线路设计计算方法基本相同。

第二节　采区下部车场线路设计

采区下部车场一般是由装煤车场和辅助提升车场组合而成的。装煤车场是煤炭从采区上山到运输大巷的转运站，它由空、重车储车线和装车点等构成，辅助提升车场一般多为平车场。

采区下部车场设置装煤车场是较中部车场复杂之处。由于不再进行下部延深而设置平车场进行辅助提升，没有伪倾斜角度的换算，这是比中部车场简单的地方。

一、装煤车场线路设计

采区装煤车场的线路布置取决于装车站的调车方式、装车站所在位置、煤仓个数以及是否在井田边界等因素。

当大巷采用底卸式矿车时，采区装煤车场线路布置形式应与井底车场布置形式相对应：井底车场的卸煤线路是环形布置，采区装煤车场线路也应是环形的；井底车场是折返

式布置，采区装煤车场线路也必须是折返式布置。这是因为底卸式矿车运输要求车辆有固定方向。

(一)大巷装车式车场线路

大巷装车式车场用于采区胶带上(下)山的采(盘)区。装车站设置在大巷内，并占用双轨大巷中的一股线路作为储车线。若大巷为单轨时，则需在装车站范围内改设双轨。

图 5－8－7(a)为大巷设双轨线路时装车站线路布置。机车牵引空列车由井底车场驶来，进入装车站的空车储车线 4，机车摘钩，单独进入重车储车线 5(不过煤仓)，把已装满的重列车拉出，经渡线道岔 6，驶向井底车场。

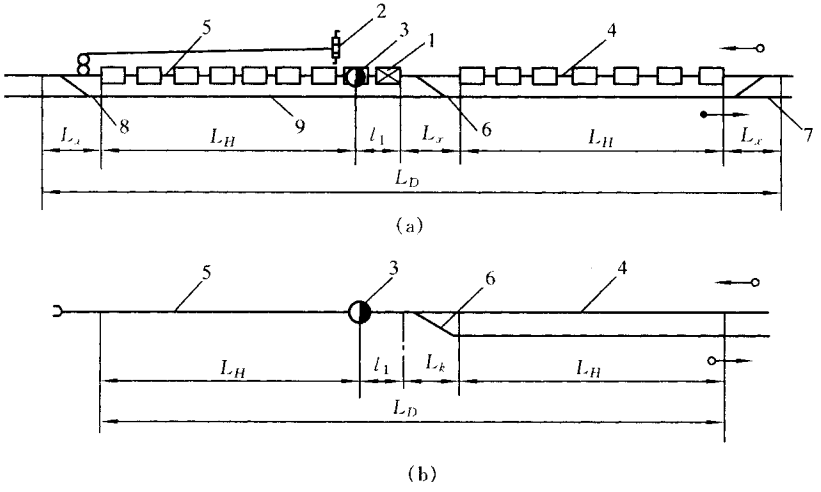


图 5－8－7　调度绞车调车时大巷装车式线路布置
(a)通过式；(b)尽头式
1—机车；2—调度绞车；3—煤仓；4—空车储车线；
5—重车储车线；6—装车点道岔；7，8—通过线渡线道岔；9—通过线

空列车在调度绞车牵引下，整列车不摘钩装煤。调度绞车常设在煤仓同侧的壁龛中，钢丝绳通过滑轮导向。这样操作方便，不需信号联系，调度绞车的开、关只需一个装车工人兼管。列车装完煤后，机车把重车拉出时，应把钢丝绳也一起拉出。待列车尾部通过渡线道岔 6 后，立即在不停车的情况下快速摘下钢丝绳钩头，再挂在空列车上，这样就可以省去人力拉钢丝绳的工序。

在生产采区靠近井田边界方向的一侧，有时一个新采区正在准备，有相当数量的矸石、材料运输，或有相邻两采区同时生产，则需要设渡线道岔 7 和 8 及通过线 9。此时用于邻近采区的空列车由井底车场驶来，经过道岔 7 进入通过线 9，然后经道岔 8 又到大巷空车线，驶向下一采区。列车绕过储车线而运行的这一段线路，称为通过线，这种装车站

线路布置称为通过式。

对于井田边界的采区，可用图 5－8－7(b)布置方式，称“尽头式”。其调车方法与通过式完全相同。线路上不设渡线道岔，只在装车站附近设一个单开道岔。但尽头式装车站需妥善解决独头巷道的通风问题。

装车站线路总长度 L_D 为：

通过式

$$L_D = 2L_H + 3L_x + l_1 \tag{8-5}$$

尽头式

$$L_D = 2L_H + L_K + l_1 \tag{8-6}$$

式中　L_H——空、重车储车线长度，一般各为 1.25 列车长；

L_x——渡线道岔联接点长度，600mm 轨距时，可取 4 号或 5 号道岔；900mm 轨距时，应采用 5 号道岔；

L_K——单开道岔联接点长度，600mm 轨距时，取 4 号道岔；900mm 轨距时，取 5 号道岔；

l_1——机车及半个矿车长度。

(二)石门装车式车场线路

石门装车式车场线路布置取决于装车点数目，如石门内只有一个装车点时[图 5－8－8(a)]，装车站线路布置可采用尽头式，调车方法与前述相同。

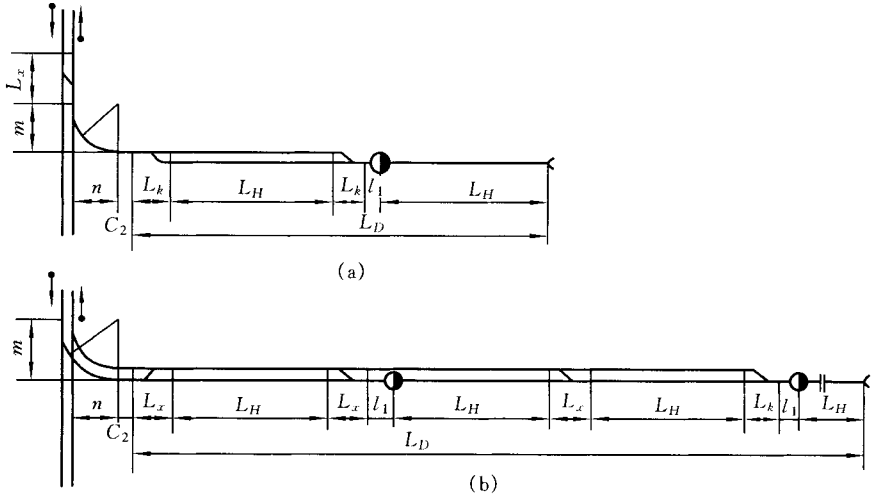


图 5－8－8　石门装车式线路布置

(a)一个装车点；(b)两个装车点

如果石门中有两个(或两个以上)装车点,装车站线路可采用通过式加尽头式布置[图 5－8－8(b)]。

大巷进入石门,一般只设单轨。如果石门中装车点较多,且可能同时有两台机车运行时,可以设双轨线路[图(5－8－8(b)]。

(三)绕道装车式线路布置

绕道式车场是将装煤点设在与大巷(石门)平行的另一条巷道内。

绕道装车式线路布置有下列几种形式,如图 5－8－9 所示。

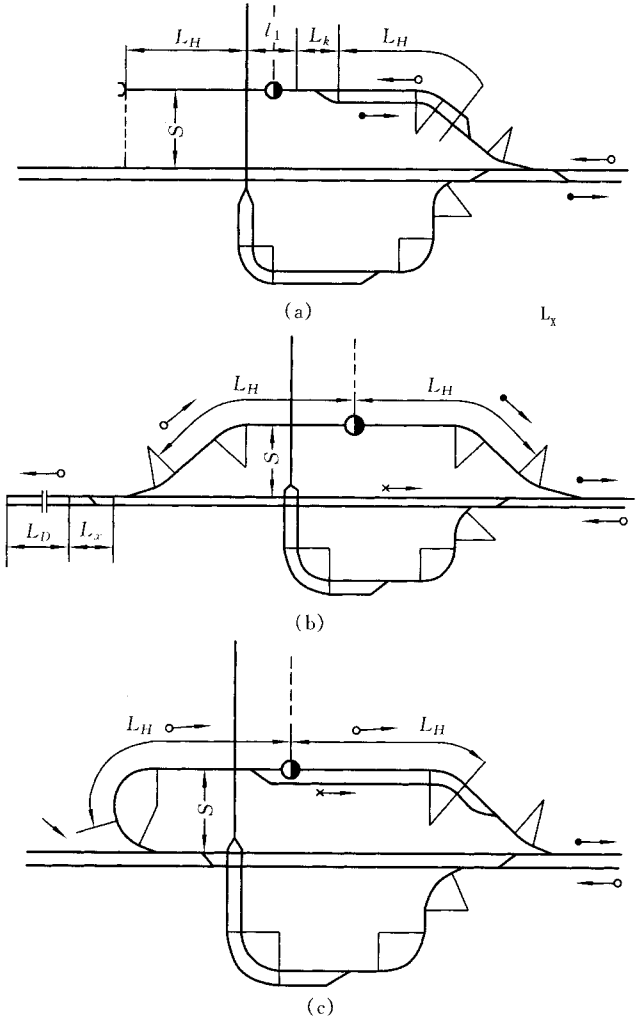


图 5－8－9　绕道装车式线路布置

(a)单向绕道;(b)双向绕道;(c)环行绕道

图 5－8－9(a)为单向绕道。绕道内车辆进出只有一个通道，其出口方向朝向井底车场。单轨线路从大巷进入绕道后，变为双轨，设尽头式装车站。为了通风，尽头处设有风道与大巷相通[图 5－8－9(a)中虚线]。为使空列车能进入绕道装车站，绕道出口处应设一渡线道岔。由于大巷中只设一个渡线道岔，故在辅助运输时，调车的灵活性较大巷装车站差。为了调车方便，可再设一个渡线道岔，在调车线倒车。

图 5－8－9(b)为双向绕道。空、重车各有进、出口通道。在绕道内设单轨线路，重车储车线位于靠井底车场一侧。这种方式工程量较小，但调车不太方便。空列车由机车推入空车储车线后，机车要单独驶出，再由大巷进入重车储车线，造成机车在装车站周转时间较长，影响运输能力。

图 5－8－9(c)为环行绕道。列车在绕道内环行运行，列车不调头，车位方向不变。机车牵引空列车入空车储车线后，机车摘钩，单独过通过线，进入重车储车线，牵引重列车出绕道。这种方式与上一种相比，调车系统有所改进，但仍不如单向绕道时方便，且工程量更大，因而采用较少。

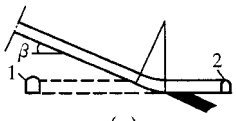
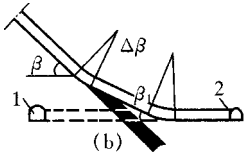
二、辅助提升车场

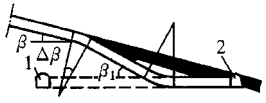
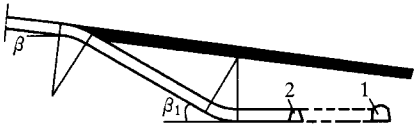
采用辅助提升车场是采区掘进出煤、出矸、进料等的转运站，是采区下部车场的重要组成部分。

(一)辅助提升车场线路布置

辅助提升车场分为绕道及石门两种形式。大巷装车式和绕道装车式下部车场的辅助车场绕道又有立式、卧式、斜式三种，石门装车式下部车场的辅助车场绕道又有环形和折返式两种。各种形式的线路布置虽然不同，但基本方法是一致的，故下面仅介绍大巷装车卧式绕道线路布置，如表 5－8－3 所示。

表 5－8－3　采区下部车场绕道与运输大巷位置关系

形　式	图　　示	适用条件	布置特点
顶板绕道	(a)	$\beta = 18° \sim 25°$	轨道上山不变坡。直接设竖曲线落平
	(b)	$\beta > 25°$	为防止矿车变位太快，运行不可靠，在接近下部车场处可将上山上抬 $\Delta\beta$ 角，使起坡角达 25°

形　式	图　　示	适用条件	布置特点
顶板绕道	(c)	$\beta = 12° \sim 17°$	为减少下部车场工程量，轨道上山提前下扎 $\Delta\beta$ 角，使起坡角达 25° 左右
底板绕道	(d)	$\beta < 12°$	为减少下部车场工程量，轨道上山提前下扎 $\Delta\beta$ 角，使起坡角达 25° 左右

注：图示中：1—运输大巷；2—绕道；β—煤层倾角；β_1—轨道上山起坡角

1. 绕道线路出口方向

绕道是结合下部车场线路布置的，在大巷装车式下部车场线路布置中，绕道出口方向可分为朝向井底车场或背离井底车场两种，如图 5－8－10 所示。由于朝向井底车场布置方式运输、通风、行人都较方便，故一般常被采用。

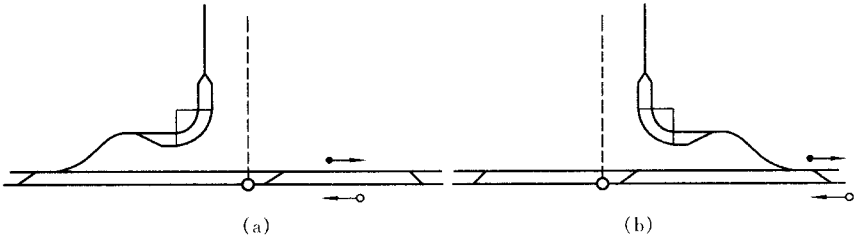


图 5－8－10　辅助车场绕道线路的出口方向

(a)背离井底车场；(b)朝向井底车场

2. 绕道位置

由于煤层倾角不同，绕道与运输大巷的位置关系有顶板绕道和底板绕道两种。轨道上山跨越运输大巷称顶板绕道，不跨越运输大巷称底板绕道，见表 5－8－3。为避免装煤车场与辅助提升车场互相干扰，绕道车场线路与装车站线路不要在同一股轨道上接轨。

(二)辅助提升车场线路设计

1. 竖曲线

竖曲线半径的选择及参数计算同前。由于平车场竖曲线的真倾斜方向布置，故在计算时，应注意以上山坡度角代替起坡角(β'或β'')。

2. 起坡点位置确定

(1)顶板绕道

设低道起坡点 C'，至大巷通过线和垂直距离为 y。在顶板绕道中，由于大巷与轨道上山的垂直距离 h_2 不能过小(一般应 >5m)，故在 h_2 限定时，y 值可近似按下式计算(图 5－8－11)：

$$y = \frac{h_1\cos\beta + h_2}{\sin\beta} - e + T_D, \text{m} \tag{8-7}$$

式中　h_1——大巷中心线处高度(自轨面)，m；

h_2——大巷与轨道上山间垂直距离，m；

e——大巷中心线与通过线间距，m。

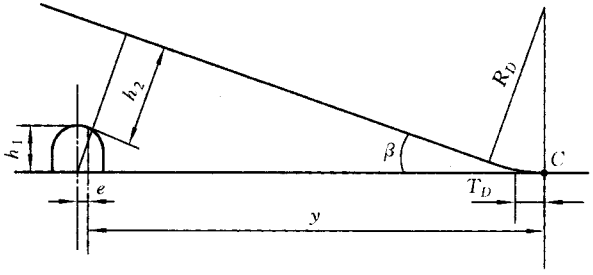


图 5－8－11　顶板绕道起坡点位置确定

(2)底板绕道

底板绕道无 h_2 限制，故 y 值可直接由平面图得出(图 5－8－12)。

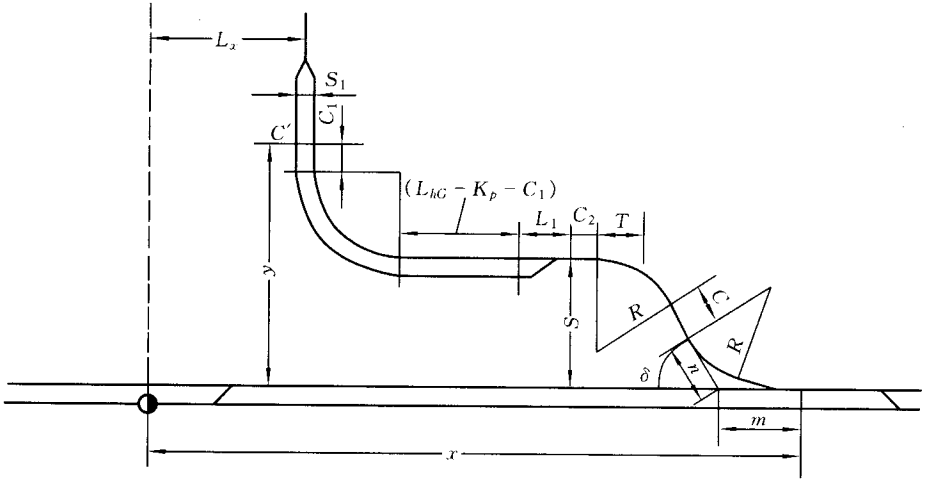


图 5－8－12　底板绕道线路布置

$$y = S + R + C_1, \text{m}$$

3. 绕道车场开口位置

(1)顶板绕道

设绕道交叉点道岔 a 值始端至煤仓中心线的距离为 x(图 5－8－13),则：

$$x = \frac{S_1}{2} + R + (L_{hG} - K_p - C_1) + L_k + C_2 + R + m - L_s, \text{m} \qquad (8-8)$$

式中　L_{hG}——内侧线路(设为高道)的储车线长度,m；

L_s——煤仓中心线至轨道上山线路中心线的垂直距离,m。

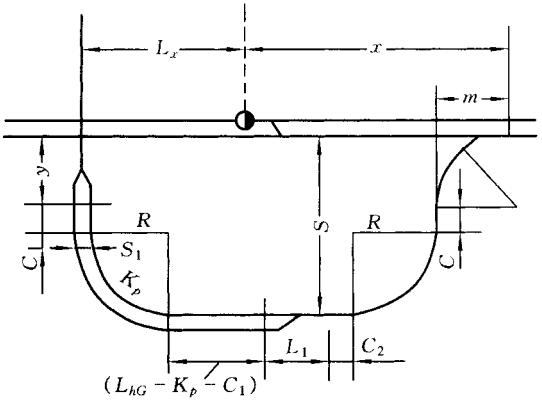


图 5－8－13　顶板绕道线路布置

绕道交叉点道岔一般选用 4 号或 5 号岔道。

(2)底板绕道

如图 5－8－12,x 为：

$$x = \frac{S_1}{2} + R + (L_{hG} - K_p - C_1) + L_k + C_2 + T + (T + C + n)\cos\delta + \text{m} + L_s \qquad (8-9)$$

在底板绕道卧式布置时,由于 x 值较大,绕道交叉点道岔不应与通过线渡线道岔重合。一般可采用加大装车站线路中的储车线长度(外移渡线道岔)来保证。

应当指出,卧式布置时绕道转角 δ 值主要决定于线路平移距 S。采用顶板绕道时,由于轨道上山跨越大巷,且平车场的甩车方向背离大巷方向,故 S 值一般较大,δ 值可取 90° 采用底板绕道时,为了减少上山在岩石中的开掘工程量,S 值应尽量小一些。但一般不小于 15～20m,以利于大巷及绕道的维护。由于 S 值较小,为了便于异向曲线联接,绕道转角 δ 通常可取 45°。

第三节　采区上部车场线路设计

一、逆向平车场

图 5－8－14(a)为单道逆向平车场。线路变平后,设单开道岔非平行线路联接点。矿车反向推入平巷后,在错车线倒车。

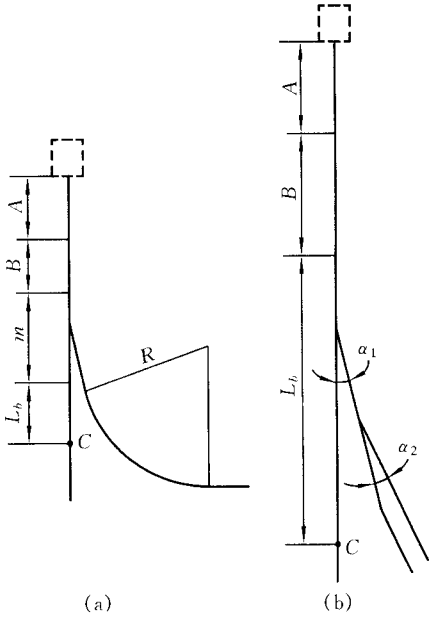


图 5－8－14　采区上部逆向平车场线路布置图

(a)单道逆向平车场;(b)双道逆向平车场

变坡点 C 至绞车房距离 L 为

$$L = A + B + m + L_b \tag{8-10}$$

式中　A——过卷安全距离,用于防止矿车冲入绞车房以及运长材时便于车辆换向,一般取为 10～15m;

B——串车长度;

m——单开道岔非平行线路联接尺寸;

L_b——变坡点至道岔基本轨的距离，$m + L_b$ 应大于交叉点长度。

为了缩短倒车时间，提高通过能力，逆向平车场还可在车场单开道岔后再设一个分车道岔，变为双轨线路，如图 5－8－14(b)所示(其中 L_g 为交叉点长度)。但由于角度很小，不易形成高低通，故通过能力仍不大。

二、顺向平车场

图 5－8－15 为单道变坡时顺向平车场线路布置图。

图 5－8－15(a)为分车道岔设在平曲线后，车场平台上只设单轨线路。矿车提过变坡点 C 后，关闭阻车器以防止跑车，然后摘钩，推车入弯道。车场平台的线路坡度一般取 0.3%～0.4%下坡(向绞车房方向)。为便于排水，水沟的坡度方向可与线路的坡度方向相反。绞车房位于平面交叉点之后，与交叉点相距约 5m 左右，其具体位置视围岩性质及开采条件而定。这种方式车场倒车不便，采用较少。

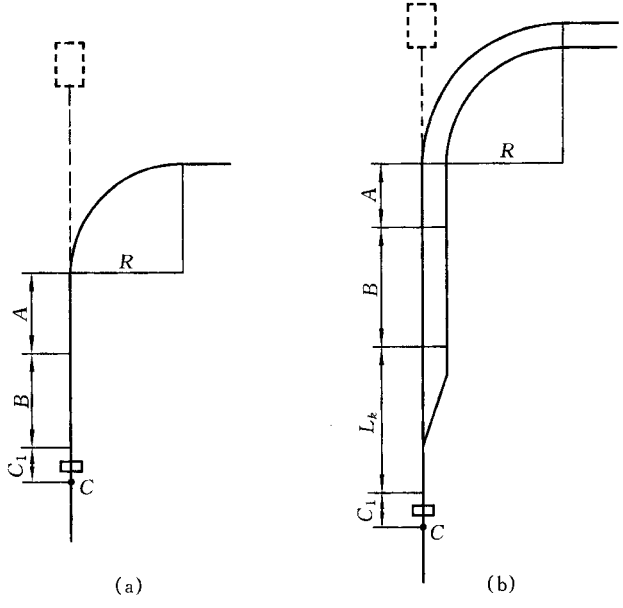


图 5－8－15　单道变坡顺向平车场

(a)平台设单轨；(b)平台设双轨

变坡点至平曲线起点距离为：

$$L = A + B + C_1 \tag{8-11}$$

其中，A、B 取值同前，C_1 为设阻车器而增加的直线段长，取 1～2m。

图 5－8－15(b)为分车道岔设在车场平台上。上山经反向竖曲线变平后设阻车器，然后接单开道岔平行线路联接点，变为双轨线路。为了避免钢丝绳影响线路一侧储车，平台道岔一般不宜采用对称道岔。这种方式车场倒车方便，通过能力较大，在采区联合布置时常采用。平车场线路视具体情况，可直接转入回风水平大巷或石门之中。根据上部车场线路的具体布置，平车场变坡点位置 C 也可适当进行调整。在上山倾角小时，可适当抬起，使变坡点进入顶板；上山倾角大时，可适当下扎，使变坡点进入底板。这时

$$L = A + B + L_k + C_1 \tag{8-12}$$

式中　L_k——单开道岔平行线路联接尺寸。

第六篇

井 筒 设 计

第一章　立井井筒平面设计与装备布置

第一节　井筒平面布置

一、井筒平面布置设计依据和要求

(一)设计依据

(1)提升容器的种类、数量、最大的外形尺寸；

(2)井筒装备的类型和规格；

(3)梯子间的平面尺寸、管路及电缆的规格、数量和布置；

(4)提升容器与井筒装备、井壁之间的安全间隙；

(5)井筒通过的风量。

(二)布置要求

(1)箕斗提升的井筒一般不宜兼作风井。如兼作回风井时，井上下装、卸载装置和井塔都必须有完善的封闭措施，其漏风率不得超过 15%，并应有可靠的降尘措施，保证粉尘浓度符合工业卫生标准。

(2)作为安全出口的立井井筒，当井深超过 300m 时，宜每隔 200m 左右设置一休息点。休息点可在井壁上开凿一硐室与梯子平台相连通。

(3)井筒平面内布置提升容器时所允许的间隙，必须符合表 6－1－1 规定。

表 6－1－1　立井内提升容器间及提升容器最突出部分与井壁、罐道梁、井梁间的最小间隙值　（mm）

罐道和井梁布置 \ 间隙类别		容器与容器之间	容器与井壁之间	容器与罐道梁之间	容器与井梁之间	备注
罐道布置在容器一侧		200	150	40	150	罐耳和罐道卡子之间为 20
罐道布置在容器两侧	木罐道	—	200	50	200	有卸载滑轮的容器滑轮和罐道梁间隙增加 25
	钢罐道	—	150	40	150	
罐道布置在容器正面	木罐道	200	200	50	200	
	钢罐道	200	150	40	150	
钢丝绳罐道		500	350		350	设防撞绳时，容器之间最小间隙为 200

表 6－1－2　井筒容许最大风速

井筒名称	容许最大风速（m/s）
无提升设备的风井	15
专为升降物料的井筒	12
升降人员和物料的井筒	8
设非封闭梯子间的井筒	8
修理井筒时	8

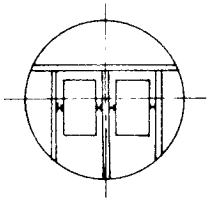
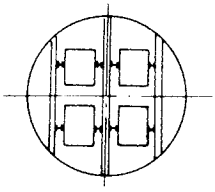
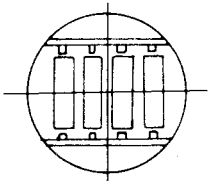
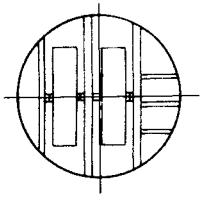
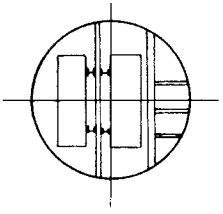
(4)井筒容许最大风速不得超过表 6－1－2 所列的最高风速。

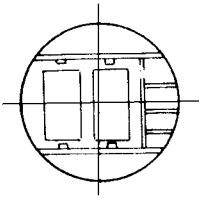
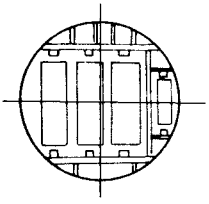
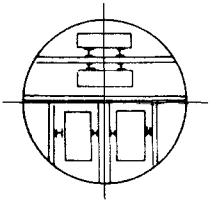
(5)合理利用井筒断面，力求做到布置紧凑、投资少、施工方便、生产安全可靠。

二、井筒平面布置形式

根据提升容器和井筒装备的不同，井筒平面布置有多种不同形式。我国煤矿中圆形井筒断面常用的几种布置形式见表 6－1－3。

表 6－1－3　井筒平面布置形式

序号	井筒净直径（m）	图示	提升容器	井筒装备
1	4.5 5.0 5.5		一对 4、6、8t 箕斗	金属罐道梁、钢轨罐道，双侧布置；除小型矿井外，一般均不设梯子间
2	6.0 6.5		两对 4、6、8t 箕斗	金属罐道梁、钢轨罐道，双侧布置
3	6.5		两对 12t 长箕斗	金属罐道梁、方钢罐道、型钢组合罐道，端面布置
4	5.0 6.5		一对 1、3t 矿车单、双层单车普通罐笼	金属罐道梁、金属或木罐道，双侧布置；设梯子间、管子间
5	5.0 6.5		一对 1、3t 矿车单、双层单车普通罐笼； 一对 1t 矿车单层双车普通罐笼	金属罐道梁、单侧布置钢轨罐道；设梯子间、管子间

序号	井筒净直径(m)	图示	提升容器	井筒装备
6	5.0 6.0 6.5		一对 1、3t 矿车单、双层单车普通罐笼	金属罐道梁、金属或木罐道,端面布置 ;设梯子间,管子间
7	7.5 8.0		一对 1.5t 矿车双层四车多绳罐笼(窄型)、一个带平衡锤的 1.5t 矿车双层 4 车多绳罐笼(宽型)	金属罐道梁、型钢组合罐道,方钢罐道,端面布置 ;设梯子间、管子间
8	7.5 8.0		一对 4、6、8t 箕斗和一对 1t 矿车单、双层单车普通罐笼	箕斗提升为双侧布置钢轨罐道 ;罐笼提升为单侧布置钢轨罐道,金属罐道梁

三、立井提升容器布置形式

(一)罐笼

1. 立井单绳罐笼主要技术特征

立井单绳罐笼主要技术特征见表 6 – 1 – 4。

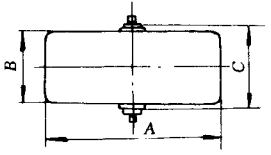
2. 立井多绳罐笼主要技术特征

(1)1t 矿车立井多绳罐笼见表 6 – 1 – 5。

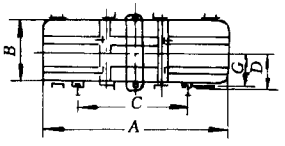
表 6-1-4 立井单绳罐笼主要技术特征

名称	装载矿车数（辆）	进出车方式	罐道					主要尺寸（mm）				罐笼自重（t）	允许乘载人数（个）	最大终端载荷（t）	型号	图号	编制单位
			布置方式	规格	间距（mm）			A	B	D	G						
					C	E	F										
1t 矿车单层单车普通罐笼	1	双侧	双侧木罐道	180×160mm	1100			2550	1010			2.140（包括捕绳器）	12	～4.5	GM1－1	TS0301（1）－301－00	原华东院
1t 矿车双层单车普通罐笼	2	双侧	双侧木罐道	180×160mm	1100			2550	1010			3.654（包括捕绳器）	（两层）24	6.844	GM1－2	TS0301（2）－301－00	原华东院
1t 矿车单层单车普通罐笼	1	双侧	单侧钢罐道	38kg/m 钢轨	1550			2550	1010	625	565	3.630（包括捕绳器）	12		GG1－1	标 66－301（3）－00	原华东院
1t 矿车双层单车普通罐笼	2	双侧	单侧钢罐道	38kg/m 钢轨	1550			2550	1010	625	565	4.352（包括捕绳器）	（两层）24		GG1－2	标 66－301（4）－00	原华东院
1t 矿车单层单车普通罐笼	1	双侧	四角绳罐道	直径 32mm		2040	1106	2550	1010	601	561	3.160（包括捕绳器）	12		GS1－1	标 66－301（3）A－00	规划院
1t 矿车双层单车普通罐笼	2	双侧	四角绳罐道	直径 32mm		2040	1106	2550	1010	601	561	4.438（包括捕绳器）	（两层）24		GS1－2	标 66－301（4）A－00	规划院
1t 双层二车单绳罐笼	2			38kg/m 钢轨								3.428（包括捕绳器）	（两层）22	8.5	GLG－1×2/2	B77－302·2	武汉院

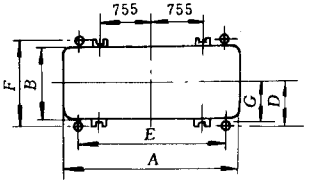
名称	装载矿车数（辆）	进出车方式	罐道					主要尺寸（mm）				罐笼自重（t）	允许乘载人数（个）	最大终端载荷（t）	型号	图号	编制单位
			布置方式	规格	间距（mm）			A	B	D	G						
					C	E	F										
1.5t 矿车双层二车单层罐笼	2	同侧	端面钢罐道		3070			2800	1200			5.471（包括捕绳器）	（两层）34	12.311	GLG－1.5×2/2	B77－302·5－00	武汉院
3t 矿车单层单车普通罐笼	1	双侧	单侧钢罐道	38kg/m 钢轨	2400			4000	1460	860	795	4.127	28	～12.475	GG3－1	T74－301·1－00	规划院
3t 矿车双层单车普通罐笼	1	双侧	单侧钢罐道	38kg/m 钢轨	2400			4000	1460	860	795	5.808	（两层）56	15.2	GG3－3	T74－301·3－00	规划院
3t 矿车单层单车普通罐笼	1	双侧	双侧钢罐道	38kg/m 钢轨	1590			4000	1460			4.123	28	～12.475	GG3－2	T74－301·2－00	规划院
3t 矿车双层单车普通罐笼	1	双侧	双侧钢罐道	38kg/m 钢轨	1590			4000	1460			5.808	（两层）56	15.2	GG3－4	T74－301·4－00	规划院



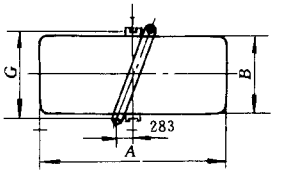
双侧木罐道普通罐笼



单侧钢罐道普通罐笼



绳罐道普通罐笼

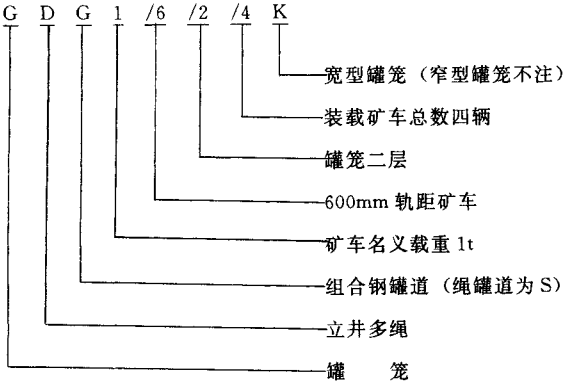


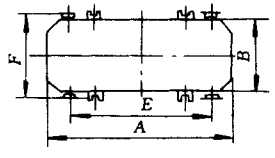
双侧钢罐道普通罐笼

表 6－1－5　1t 矿车立井多绳罐笼

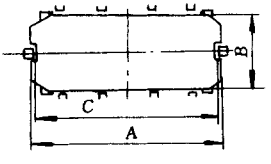
罐笼型号	矿车型号	乘人面积		乘人数	乘车辆	罐笼总载重	罐体自重	最大终端载荷	罐笼长和宽 $A \times B$	钢罐道	绳罐道		组合钢罐道宽度	绳罐道直径	编制单位
		一层面积	总面积							C	E	F			
		m^2		人	辆	t		kN	mm	mm	mm	mm	mm	mm	
GDG1/6/1/2	MG1.1－6B	4.14		23	2	4.37	4.656	157	4750×1024	4500			180		武汉院
								279							
GDG1/6/1/2K		6.84		38			5.803	275	4750×1704						
GDS1/6/1/2		4.41		23			4.656	157	4750×1024		3460	1124		32～50	
								279							
GDS1/6/1/2K		6.84		38			5.803	275	4750×1024			1804			
GDG1/6/2/2		1.8	3.6	20			4.281	158	2550×1704	2300			180		
								267							
GDG1/6/2/2K		2.52	5.04	28			4.911	275	2550×1504						
GDS1/6/2/2		1.3	3.6	20			4.281	158	2550×1024		1530	1124		32～50	
								267							
GDS1/6/2/2K		2.52	5.04	28			4.911	275	2550×1504			1604			
GDG1/6/2/4	MG1.1－6A	4.14	8.28	46	4	8.74	7.959 (8.05)	282	4750×1024	4500			180		
								381							
								559							
GDG1/6/2/4K		6.84	13.68	76			9.281 (9.34)	276	4750×1704						
								378							
								547							
GDG1/6/2/4K		4.14	8.28	46			8.067 (8.09)	282	4750×1024		3460	1124		32～50	
								381							
								559							
GDS1/6/2/4K		6.84	13.68	76			9.28 (9.36)	276	4750×1704			1804			
								378							
								547							

型号编制示例：





绳罐道多绳罐笼

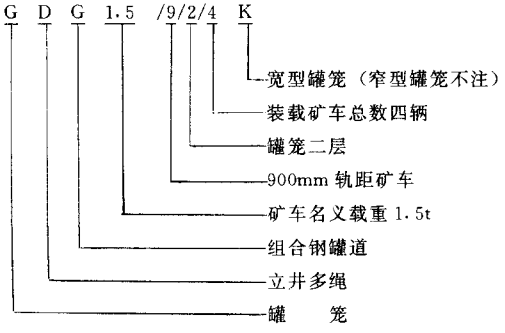


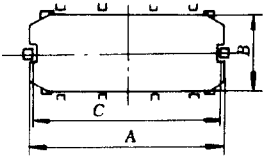
刚性罐道多绳罐笼

表 6－1－6　1.5t 矿车立井多绳罐笼

罐笼型号	矿车型号	乘人面积		乘人数	乘车辆	罐笼总载重	罐体自重	最大终端载荷	罐笼长和宽 $A\times B$	钢罐道 C	组合钢罐道宽度	编制单位
		一层面积	总面积									
		m^2		人	辆	t		kN	mm	mm	mm	
GDG1.5/6/2/2	MGC1.7－6	2.9	5.8	32	2	6.84	6.56	280	3010×1204	2900	180	南京院
GDG1.5/6/2/2K		4	8	44			7.58	290	3010×1674			
GDG1.5/6/2/4		5.5	11	60	4	13.68	10.78	550	5290×1204	5100		
GDG1.5/9/2/4	MGC1.7－9	5.8	11.6	64		14.68	10.93	570	5290×1274			
GDG1.5/6/2/4K	MGC1.7－6	7.6	15.2	84		13.68	11.91	560	5290×1674			
GDG1.5/9/2/4K	MGC1.7－9	7.6	15.2	84		14.68	11.88	580				
								570				
GDG1.5/6/3/4	MGC1.7－6	5.5	16.5	90		13.68	12.57	580	5290×1204			
								570				
GDG1.5/9/3/4	MGC1.7－9	5.8	17.4	96		14.68	12.77	610	5290×1274			
GDG1.5/6/3/4K	MGC1.7－6	7.6	22.8	126		13.68	13.93		5290×1674			
GDG1.5/9/3/4K	MGC1.7－9	7.6	22.8	126		14.68	13.98	620				

型号编制示例：





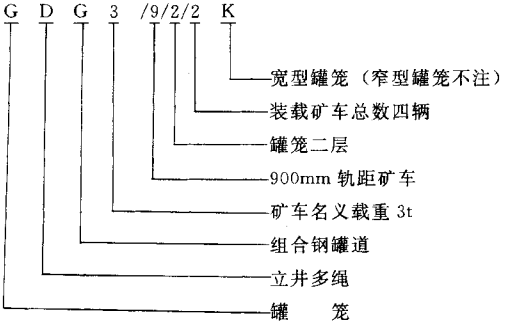
刚性罐道多绳罐笼

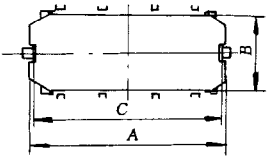
(3)3t 矿车立井多绳罐笼见表 6－1－7。

表 6－1－7　3t 矿车立井多绳罐笼

罐笼型号	矿车型号	乘人面积		乘人数	乘车辆	罐笼总载重	罐体自重	最大终端载荷	罐笼长和宽 $A\times B$	钢罐道 C	组合钢罐道宽度	编制单位
		一层面积	总面积									
		m^2		人	辆	t		kN	mm	mm	mm	
GDG3/9/1/1	MGC3.8—9	5.95	5.95	33	1	6.62	8.35	354.4	4750×1474	4500	180	邯郸院
							8.41	386.9				
GDG3/9/2/2			11.90	66	2	13.23	11.35	554.3				
							11.37	567.8				
GDG3/9/3/2			17.85	99	2	13.23	13.45	574.9				
							13.47	588.4				
GDG3/9/1/1K		6.89	6.89	38	1	11.00	8.70	460.0	4750×1704			
							8.75	481.0				
GDG3/9/2/2K			13.78	76	2	13.23	12.14	590.9				
							12.16	594.4				
GDG3/9/3/2K			20.67	114	2	13.23	14.35	583.7				
							14.37	597.2				

型号编制示例：





刚性罐道多绳罐笼

(二)箕斗

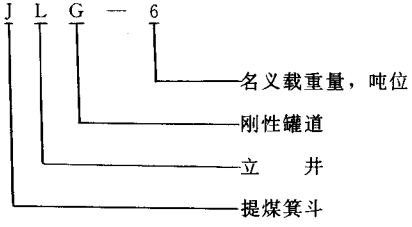
1. 立井单绳箕斗主要技术特征

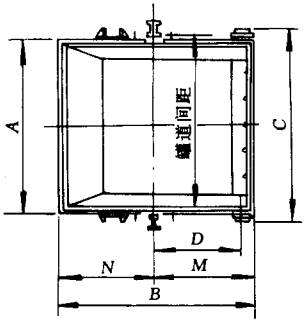
(1)JLG 系列立井单绳提煤箕斗主要技术特征,见表 6－1－8。

表 6－1－8　JLG 系列立井单绳提煤箕斗

箕斗型号		JLG－3	JLG－4	JLG－6	JLG－8
名义载重量(t)		3	4	6	8
有效容积(m^3)		3.6	4.7	7.1	9.4
斗箱断面外形尺寸 A×B(mm)		1350×1700	1590×1846		
罐道距离(mm)		1430	1680		
提升钢丝绳楔形绳环处容许最大负荷(×10N)		8000	11000	14000	17000
箕斗架底梁处容许最大负荷(×10N)		1550	2500	2750	3000
最大提升高度(带尾绳时)(m)		450	500	500	450
提升钢丝绳直径(mm)		25～35	27.5～37	31～45	31～45
罐道型式		38kg/m 或 43kg/m 钢轨			
滚动罐耳直径(mm)		250			
箕斗自重(×10N)		3515	4489	5401	6013
主要尺寸(mm)	斗箱卸煤口断面	1130×650	1300×870		
	A	1350	1590		
	B	1700	1846		
	C	1540	1780		
	D	750	860		
	M	900	958		
	N	800	888		

型号编制示例：

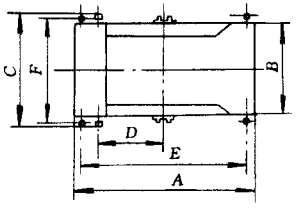




(2)绳罐道立井单绳提煤箕斗主要技术特征,见表 6－1－9。

表 6－1－9　绳罐道立井单绳提煤箕斗主要技术特征

箕斗型号	箕斗名义载重(t)	箕斗有效容积(m^3)	主要尺寸(mm)				钢丝绳罐道			稳罐罐道(钢轨)	提升绳最大终端载荷(t)	尾绳最大终端载荷(t)	最大提升高度(m)	箕斗自重(t)	图号	编制单位
			A	B	C	D	直径(mm)	数量(根)	间距 E×F(mm)							
JL－3	3	4	2000	1100	1300		32	4	1800×1200	38kg/m	8	2		3.795	71・316・3T_1	规划院
JL－4	4	5									10			4.352	71・316・4T_1	
JL－6	6	6.6	2200	1100	1350	800	32～50		2000×1250		11		700	5.01	T77－316・6T	



JL 型单绳提煤箕斗

2. 立井多绳箕斗主要技术特征

(1)刚性罐道立井多绳箕斗,见表 6－1－10。

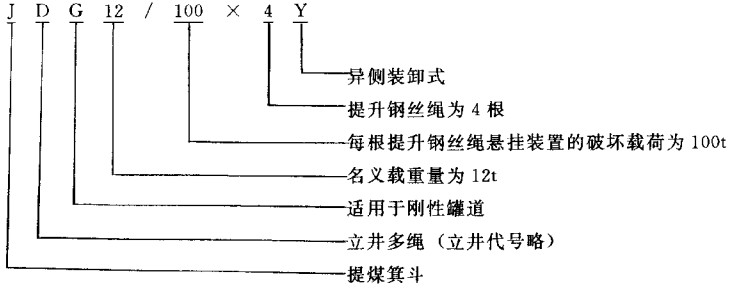
(2)绳罐道立井多绳箕斗,见表 6－1－11。

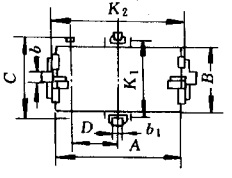
表 6-1-10 刚性罐道立井多绳箕斗

刚性罐道多绳箕斗			名义载煤量 (t)	有效容积 (m^3)	最大终端载荷 (kN)	尾绳悬挂装置最大允许载荷 (kN)	最大提升高度 (m)	箕斗自重 (t)	主要尺寸 (mm)				刚性罐道				编制单位
项目	同侧装卸式	异侧装卸式							A	B	C	D	断面宽度 (mm)		间距 (mm)		
													b	b_1	K_1	K_2	
型号 图号	JDG4/55×4 B74－316.21	JDG4/55×4Y B74－316.31	4	4.4	220	120	1300	7.0	2200	1100	1400	800	180	160	1220	2300	沈阳院
型号 图号	JDG6/75×4 B74－316.22	JDG4/55×4Y B74－316.32	6	6.6			1000	7.3									
型号 图号	JDG6/75×4 B74－316.23	JDG6/75×4Y B74－316.33			300	160	1200	7.9									
型号 图号	JDG9/110×4 B74－316.24	JDG9/110×4Y B74－316.34	9	10	440	220	1300	11.6	2300	1300	1600	830	180	180	1430	2400	
型号 图号	JDG12/110×4 B74－316.25	JDG12/110×4Y B74－316.35	12	13.2			1100	12.4									
型号 图号	JDG12/90×6 B74－316.26	JDG12/90×6Y B74－316.36			540	330	1400	13.3									
型号 图号	JDG16/150×4 B74－316.27	JDG16/150×4Y B74－316.37	16	17.6	600	300	1000	17.8	2400	1550	1850	850	180	200	1690	2500	

注：K_1 为井上下稳罐用；K_2 为井筒中导向用。

型号编制示例：





JDG 型多绳箕斗