表3-1-13 钻井井壁结构

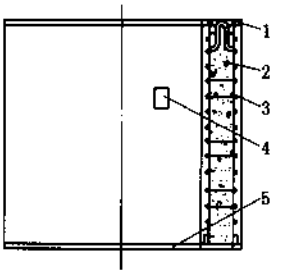
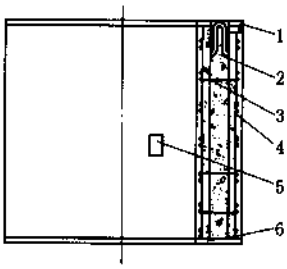
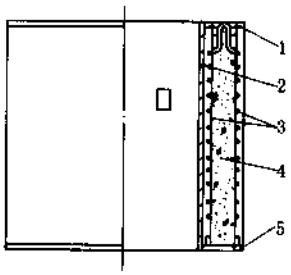
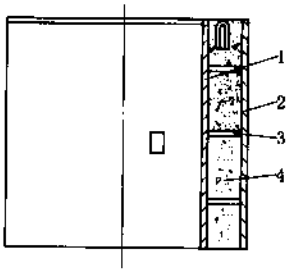
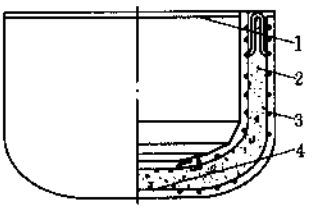
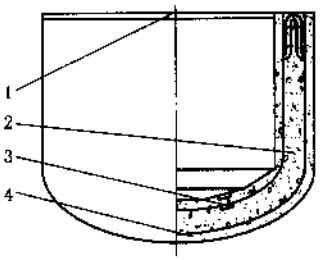
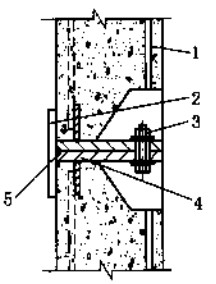
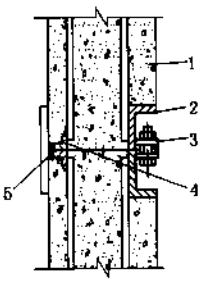
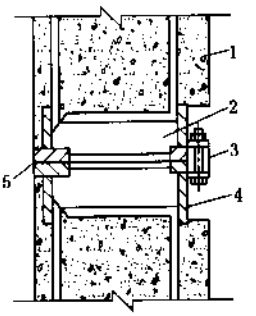
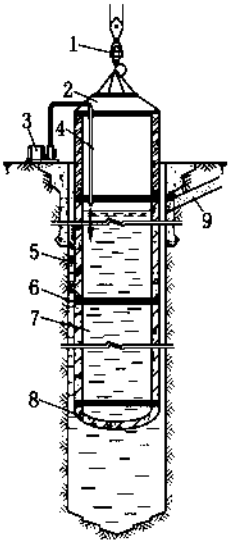
类型		结构简图	说明
井壁筒	双层钢筋混凝土井壁	 1—上法兰盘；2—混凝土；3—竖向和水平钢筋；4—罐道梁承托板；5—下法兰盘	井筒较浅时采用此种结构，条件是钢筋混凝土的强度能够满足要求
	多层钢筋混凝土井壁	 1—上法兰盘；2—混凝土；3—内层竖向与水平钢筋；4—外层竖向与水平钢筋；5—罐道梁承托板；6—下法兰盘	采用双层钢筋混凝土井壁不能满足要求时，可采用此种结构
	单层钢板与钢筋混凝土复合井壁	 1—上法兰盘；2—内层钢板；3—内、外层竖向与水平钢筋；4—混凝土；5—下法兰盘	山东巨野龙固矿两个主井和风井采用此种井壁结构
	双层钢板与混凝土复合井壁	 1—内层钢板；2—外层钢板；3—钢板；4—混凝土	板集煤矿主、副、风三个井均采用此种井壁结构

表3-1-13（续）

类型		结构简图	说明
井壁底	三心旋转厚壳结构	 1—上法兰盘；2—混凝土；3—钢筋；4—焊筋钢板	井壁底的形式有浅碟式、截锥式、半球式、三心旋转扁壳式及削球式，使用较多的是半球式和削球式
	削球厚壳结构	 1—上法兰盘；2—混凝土；3—钢筋；4—焊筋钢板	
法兰盘连接	单板法兰	 1—钢筋混凝土井壁；2—防腐焊层；3—螺栓连接；4—钢板法兰；5—焊缝	单板式法兰盘现场加工方便、结构牢固、刚度大、不易变形，但消耗钢材多，特别是井壁较厚时，更为突出
	型钢法兰	 1—钢筋混凝土井壁；2—型钢法兰；3—连接螺栓；4—角钢；5—焊缝	型钢式法兰盘在我国应用也较广泛，大屯矿区几乎所有的钻井法施工的井筒都采用了该种形式。实践表明，该种法兰盘具有钢材用量少、接头质量较好等特点，但加工比较复杂，且刚度较小，加工和吊运时容易变形
	梁板法兰	 1—井壁；2—梁板法兰；3—连接螺栓；4—环形钢板；5—焊缝	梁板式法兰盘中间的工字钢与内外两条带形环板连接，工字钢呈放射状均布。吸取板式法兰盘和型钢法兰盘的优点，克服了其不足。实践表明，这种法兰盘刚度大，省钢材，与混凝土黏结牢靠，同时加工精度也易于保证。在淮南矿区潘三西风井的钻井施工中，采用这种法兰盘替代单板式法兰盘，全井节省钢材160t。梁板式法兰盘是目前比较理想的形式

3. 钻井井壁悬浮下沉

首先把预制好的井壁底悬浮在充满泥浆的井筒中，而后在井口用螺栓和焊接的方法把井壁逐节连接。接长的井壁在泥浆中处于悬浮状态，靠井壁自重及向井壁内注入的水，迫使井壁逐节下沉至预计深度，与此同时井筒中的泥浆沿排浆槽溢出（图3－1－15）。



1—大钩；2—吊具；3—水泵；4—水管；5—井壁；6—法兰盘；7—配重水；8—井壁底；9—排浆槽

图3－1－15 井壁悬浮下沉示意图

4. 井壁壁后充填与固井

充填固井是当井壁悬浮下沉到底并经校正后，在井壁与井帮之间的间隙中下放充填管道，通过充填管道向井壁外侧与井帮之间的环形空间注入比重大于泥浆的充填材料，并自下而上将泥浆置换出来，充填材料凝固后，即可起固结井壁和封水的作用。

（1）钻井壁后充填固井方法见表3－1－14。

（2）钻井井壁壁后充填材料。

表3－1－14 钻井井壁壁后充填固井的方法

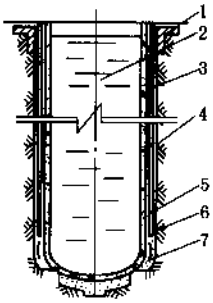
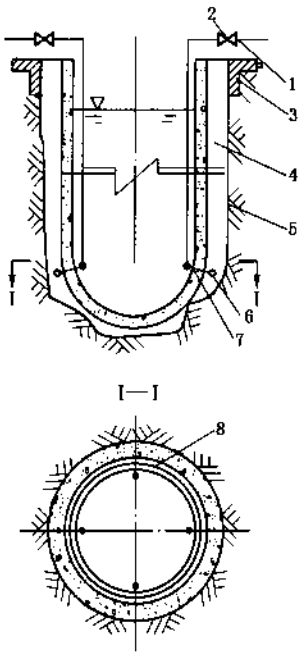
充填方法	图 例	工艺简述	优缺点
井壁加压外管充填	 1—锁口；2—配重水；3—泥浆；4—井壁；5—充填管；6—井帮；7—充填材料	井壁下沉到底后，将井壁内全灌满水，上部井壁用木楔子固定在锁口中央，使其不能移动，然后沿井壁四周下充填管进行充填	1. 充填工艺简单； 2. 如果钻孔偏斜，或者井底不平，成井垂直度可能会受影响

表3-1-14（续）

充填方法	图　例	工艺简述	优缺点
井壁内管充填	 I—I 1—充填管； 2—截止阀； 3—锁口； 4—井壁； 5—井帮； 6—逆止阀； 7—弯管； 8—分流管	工艺同井壁加压充填，不同的是注浆管在井筒内，同时注浆管与预埋在井壁底的弯管和环形分流管相接后，即可充填浆液	1. 充填质量好，充填率能达到93%； 2. 充填注浆管能重复使用

为置换壁后环形空间的泥浆和提高结石率或结石强度，所采用充填材料的相对密度应比当时泥浆的相对密度大0.4或水泥浆的相对密度不小于1.60，以保证充填物不与泥浆混淆。壁后充填物宜采用有利于置换、均匀密实、具有一定的强度并有良好抗掺性能的胶结性材料。各种充填材料的优缺点见表3-1-15。

表3-1-15　钻井井壁壁后充填材料及其优缺点

充填材料	优缺点	备　注
水泥浆充填	1. 充填工艺简单、可靠； 2. 充填密实、均匀，具有较高的强度和抗渗性能； 3. 水泥用量大	1. 成井井壁质量很好，能完全封住水，井壁基本上是干燥的； 2. 井壁底向上50m，基岩和冲积层交界面上下各15m处及井壁外侧为钢板结构等部位，必须用水泥浆充填
水泥砂浆充填	1. 充填密实、均匀，具有较高的强度； 2. 水泥用量较少； 3. 容易堵塞充填管路，管径较大，需相应加大钻井直径	临涣东风井曾采用过，堵管问题未完全解决
抛石注浆充填（先向壁后空间投入碎石后，再注水泥浆）	1. 水泥用量少； 2. 充填工艺简单； 3. 充填质量差。碎石受泥浆污染后，不易与水泥浆胶结在一起，且注入物难于保持均匀	

（3）壁后充填固井主要设备选择。

充填固井的主要设备包括材料输送泵、搅拌机械和充填管道。水泥的储、运设备可以与井壁制作设备通用。

采用水泥浆充填时可用注浆泵作输送泵，用泥浆搅拌机搅拌水泥浆。充填钢管的内径为65～80mm，壁厚为4～6mm（深井充填时应取较大值）。

采用水泥砂浆充填时，用砂浆泵作输送泵，充填钢管内径大于100mm。

充填时，1台泵一般只连接1根充填管路，以避免各充填管路内流量不均匀。

（4）井壁充填固井质量要求。

充填固井的质量直接影响成井的质量。充填质量不好，起不到固井井壁和封水的作用，造成隐患，而且将给马头门施工造成困难。具体要求见表3－1－16。

表3－1－16 钻井井壁壁后充填的质量要求

质量要求	保证措施	检查方法
井壁后的泥浆要完全被置换出来	采用大于泥浆相对密度的充填材料；充填管底部出口应沉没在充填材料中；充填管道数量应不少于4条，并且要对称、等距离布置，可在下沉井壁时预放钢丝绳，用以导向，使充填管下到准确位置	检查测定充填材料的相对密度；较精确计算壁后的环形空间和充填材料的数量，精确计算充填管的长度
充填密实，具有一定的强度，能封水	除同上的保证措施外，最好采用胶结性的充填材料	打开预留注浆管旋塞或在井壁上打眼检查。如发现喷射泥浆，应进行注浆处理

5. 钻井成井质量要求

（1）成井偏斜率应满足以下要求：深度小于300m时，偏值不得大于150mm；深度大于300m时，提升井偏斜率不得大于0.4‰，非提升井偏斜率不得大于0.6‰。

（2）成井漏水量要求：钻井段井壁总漏水量应不大于0.5m^3/h，水中不带泥砂，无集中出水。（一昼夜测3次井壁总漏水量，取平均值）

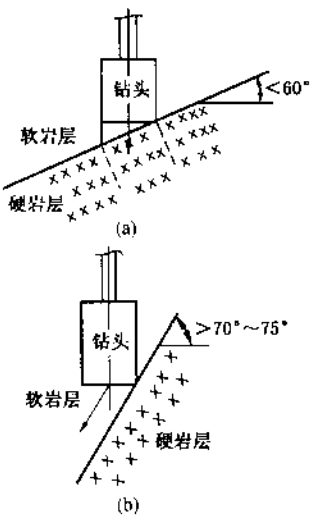
1.3.6 测井与防纠偏

1. 钻井井筒偏斜原因和防止措施（表3－1－17）

表3－1－17 钻井井筒偏斜的原因及防止措施

影响因素	产生井偏的原因	防止措施
设备因素	1. 大钩提吊中心、转盘中心和井筒中心不在一条铅垂线上； 2. 转盘安装不平； 3. 钻头刀盘与中心管、钻杆不垂直	1. 必须使钻井设备的安装符合要求、加工质量符合标准，做到悬吊中心通过转盘中心和十字中心线交点重合，且转盘保持水平； 2. 对钻具的弯曲度要进行检验，不使用弯曲度超限的主动钻杆、钻杆、钻头中心管； 3. 刀盘的几何中心与质量中心一致
操作因素	1. 钻压过大； 2. 遇到岩层软硬变化时，钻压掌握得不当；处于变层时，应采用小钻压，当整个钻头体进入硬岩后再加大钻压； 3. 在岩石中钻进，遇有钻压小进尺快，或钻压大不进尺时，没有采取慢进或提钻检查的措施等； 4. 井底工作面有金属物件，如铁块、钢板、钢轨等	必须坚持减压钻进，严格掌握钻进参数

表3-1-17（续）

影响因素	产生井偏的原因	防止措施
地质因素	1. 在倾斜岩层中，相邻两岩层硬度相差较大，当由较软岩层过渡到硬岩层钻进时，钻头同时在不同硬度的岩层上钻进。在各钻进参数相同的条件下，当地层倾角小于60°时，处于较软岩层一边的钻进速度较快，而在硬岩一边的钻进速度较慢，因此，钻头趋向于向垂直硬岩层面方向倾斜（图a）。当岩层倾角大于70°时，则易倾斜于软地层（图b）。在由硬岩层过渡到软岩层钻进时，则朝相反的方向倾斜，但偏斜较小。 2. 在冲积层中遇有卵石层、大的砂礓石或半成岩状态的砂岩盘等，易造成偏斜。 3. 在岩层中遇有破碎带、断层溶洞等也易钻偏  	1. 应按准确的地质柱状图，选择钻进工艺。 2. 通过软硬互层时应采取小钻压、低转速，直到钻过倾斜面进入单一岩层时，再使用适宜的钻进参数。 3. 合理选择钻头间隙，增强导向（扶正器）作用，为防止地质变化致斜，可加长粗径钻具，增加稳定器的间距、个数，以增多扶正支撑点。同时要选择合理的钻头与井帮的间隙值，一般可按下式计算： $\alpha=\frac{B}{L}$ 式中　α—钻井允许偏斜率，%； B—钻头与井帮间隙，mm； L—最上层稳定器上端与刀盘边刀的间距，mm。 若井斜率允许值为0.1%，钻头、稳定器与井帮间隙值为25mm，则上稳定器上端距边刀的理论距离为 $L=\frac{25}{0.001}=25000\text{mm}$

2. 钻井井筒的纠偏

当钻井工程结束后发现钻井井筒偏斜率或偏斜值超过规定，以致可能影响井壁的下沉，或者在钻进各级钻孔过程中发现钻孔偏斜时，都应进行钻孔的纠偏工作，见表3-1-18。

表3-1-18　钻井井筒的纠偏

方法	施工要点	适用条件
扫孔钻进纠偏	1. 经测斜，确定开始发生偏斜的方向与深度。纠偏时，用原级钻头下放到开始偏斜点的上方0.5~1.5m处，用小钻压（占钻头在泥浆中质量的10%~15%）、低给进速度（1.0~1.5cm/h）和慢转速进行扫孔钻进。这时，由于钻具的重锤作用，达到纠偏的目的。 在扫孔钻进时，尤其在接触地层后，应多次上下反复扫孔，直到满足要求为止。 2. 纠偏钻头上边刀不宜过多，一般为4个左右，可按平底钻头或井底角为负值设计边刀	1. 适于在表土及风化岩层中纠偏，在硬岩中很难见效； 2. 适于短段发生偏斜的井筒

表3-1-18（续）

方法	施工要点	适用条件
扩孔纠偏	1. 采用多级扩孔钻进，如前一级钻孔偏斜，则下一级扩孔在偏斜的区段应减少钻压和给进速度； 2. 最后一级钻进发现偏斜，可在该级钻头的刀盘外缘加装边刀，将钻头直径加大，加大量应大于偏斜超差量的2倍，钻进时应取小钻压、低钻速	其他措施纠偏达不到目的时，多在末级扩孔之后采用扩孔纠正，以达到下沉井壁所需的最小有效断面值
偏心钻具纠偏	钻头刀盘的边刀只装在一侧且尽量使之锋利，在钻具旋转时，该边刀只会切削井筒偏斜段的下方来达到纠偏目的	偏斜值较大时

1.3.7 钻进故障

钻进过程中，有时会发生泥包钻头、跳钻等故障和掉钻头、掉刀具、掉风管，或井筒片帮等事故。这类井下事故，无论其程度如何，一般均应停钻及时处理，排除故障，防止事故扩大，详见表3-1-19。

表3-1-19 钻井钻进中井下常见故障及预防和处理

故障名称	故障征兆	产生原因	预防措施	处理方法
泥包钻头： 在钻进黏性地层时，刀具刮削下来的土屑不能及时排除，黏糊在钻头的刀具上，堵塞吸收口及钻头体的内腔甚至包裹刀盘，使钻头无法继续正常钻进	1. 长时间钻进无进尺或进尺异常缓慢； 2. 水龙头排浆量显著减少，甚至不出浆； 3. 提升时发现大钩提升力增大； 4. 钻压增加，转盘扭矩无显著增加	1. 钻头结构和刀具布置不合理，吸收不良，刀排过密； 2. 泥浆冲洗量不足，井底冲洗效果不好； 3. 钻进参数不合理，钻压过大，给进速度过快； 4. 泥浆的黏度和相对密度过大； 5. 地层黏性较强； 6. 钻杆密封不好	1. 改进钻头结构和刀具布置方式，利用封闭型钻头，增设导流板，增大布刀区的泥浆流量，并用集泵液流冲洗工作面和刀具，减少岩屑的积存； 2. 钻进黏性地层时，应适当控制钻压，减小给进速度； 3. 尽量加大泥浆的冲洗量和适当降低泥浆的黏度； 4. 钻进过程中加大钻头转速，均匀进尺，并经常上下窜动钻具，反复扫孔洗井； 5. 每次下钻在钻头距井底0.5～1m时开始扫孔	提钻清理
跳钻： 在岩层中钻进时，钻具上下剧烈跳动，严重影响正常钻进	方钻杆上下剧烈窜动，水龙头摇摆晃动，钻具回转不均匀，甚至钻台也随之震动，不进尺	1. 井底有异物，比如掉落的刀具、铁制品或大卵石等硬物，使钻头受力不均匀； 2. 刀具布置不合理，使井底工作面呈锯齿状； 3. 大卵石层中，卵石大小、硬度和卵石之间的胶结物强度不均，使钻头受力不均	1. 合理布置刀具； 2. 下钻头以前，必须严格检查刀具等连接部件，钻进时，严防从井口掉落铁制工具等物品； 3. 钻进卵石层时应采用小钻压和低转速，经常提起扫孔清洗井底	1. 应多次提钻扫孔清洗井底，如无效，应提钻进行检查，同时探明井底情况，打捞异物； 2. 改变刀具的布置

表3-1-19（续）

故障名称	故障征兆	产生原因	预防措施	处理方法
蹩钻	钻进时，转盘被断续或周期性蹩住，切断电源后，有时甚至发生在钻杆的弹性变形范围内转盘倒转的现象	1. 井底掉落的滚刀、比较大块的岩石或其他铁制品卡住钻头； 2. 钻头破岩面积太大，钻压过大； 3. 其他原因与跳钻相同，但更为严重	1. 钻进通过卵石层或破碎带时，应采用小钻压和低转速，并经常提起钻具扫孔清洗井底； 2. 钻头破岩面积应根据转盘扭矩能力计算确定，用大直径刮刀钻头钻进时，钻压不宜过大	1. 多次提钻扫孔清洗井底，如无效，应提钻进行检查； 2. 减小破岩面积，改用较小直径的钻头
掉钻头： 钻杆或钻头中心管折断或接头松脱，钻头掉落井底	1. 大钩提升力突然下降，实际钻压增高； 2. 提升钻具时，钻压不降低； 3. 转盘的工作扭矩下降； 4. 钻进无进尺； 5. 有时伴随异常响声	1. 钻杆或钻头中心管的接头或连接法兰盘焊接质量差，钻杆管材强度低； 2. 强制钻进，钻头受力过大，或井底有异物，蹩钻、跳钻严重； 3. 由于长期在震动条件下工作，钻头连接螺栓松脱或者被拉断、剪断	1. 采用比钻杆强度高（或加厚）的材料做中心管； 2. 保证钻杆的焊接质量； 3. 钻头与上部钻杆之间加装保险绳套； 4. 钻头连接螺栓应采取有效的防松措施或加紧固装置； 5. 选用合理的钻进参数，注意操作； 6. 对钻具进行探伤检查	用打印盘（特制的圆盘，在其下端面涂上厚约50mm的胶泥，表面涂以黄油）探明钻头掉落井底的状态，根据实际状态采用相应的打捞工具
掉刀具： 刀具从钻头刀盘上脱开，掉落井底	1. 进尺缓慢或不进尺； 2. 跳钻、蹩钻现象	1. 刀座固定或焊接不牢固； 2. 强制钻进，刀具受力过大； 3. 井底有异物； 4. 刀具质量差、损坏，或者刀体压碎	1. 刀具固定，且焊接牢固； 2. 钻头下井前，对刀具进行认真检查； 3. 定期提钻检查刀具情况	探明掉落情况，用钳式打捞器或电磁打捞器进行打捞
掉风管： 风管断裂或风管接头脱扣，使风管掉落井底	1. 风管在上部断掉，排浆管只出风不出浆； 2. 风管在下部断掉，排浆管出浆量变小，风量增大； 3. 风压突然降低	1. 风管接头不可靠，不牢固； 2. 排上来的渣石堵塞三通，蹩断风管； 3. 风管与钻杆之间摩擦； 4. 风管结构不合理，局部应力集中； 5. 密封不可靠，漏气处长时间气蚀，使管壁减薄或出现孔洞，继而断裂	1. 改进风管接头，使连接牢固可靠； 2. 经常检查三通，发现堵塞及时进行清理； 3. 加强密封	探明掉落情况，可直接在钻杆内用小回形打捞器进行打捞

表3-1-19（续）

故障名称	故障征兆	产生原因	预防措施	处理方法
井筒片帮或坍塌； 在砂层中井帮局部坍塌，或在黏土层中井帮膨胀变形而片落	1. 循环泥浆的相对密度、黏度、含砂量显著增加； 2. 排出的岩渣中砂样混杂不一； 3. 钻具上下窜动遇有阻力，或钻头被埋，或钻头下不到底； 4. 提钻后常可发现钻头顶面有泥块、岩块等	1. 泥浆参数不符合要求，含砂量过高，泥皮增厚、疏松； 2. 井内浆面高度过低或井底发生漏浆，造成井内浆面急剧下降； 3. 钻进参数不合理，在砂层中转速过快，使井帮受到严重冲刷	1. 根据地质条件及时调整泥浆的性能参数； 2. 加强泥浆管理，严格保持井内浆面高度； 3. 在锁口设置井内浆面报警装置； 4. 合理选择钻进参数； 5. 针对危险地层，应事先采取预防措施	1. 局部少量片帮时，应及时调整泥浆参数，迅速恢复井帮稳定； 2 当片帮严重或井帮坍塌，并有可能继续发展时，应采取紧急处置措施，迅速提出钻头，必要时进行填井，稳固地层，阻止事故继续扩大

在钻进膨胀性黏土层或软岩层时易产生缩径，钻进砂层时往往会扩径（刷大断面），这可能导致悬浮下沉井壁的困难或增大钻进量与壁后充填量，因此，钻井井筒既要符合偏斜值的要求，也要满足有效断面的要求。缩小断面是不允许的，扩大断面是不经济的。钻井井筒缩、扩径的原因及防止措施，详见表3-1-20。

表3-1-20 钻井井筒缩、扩径的原因及防止措施

影响因素	缩、扩径原因	防止措施
设备因素	1. 方钻杆、钻杆不直，可能造成扩径； 2. 钻头重心与钻杆重心不重合，易造成扩径； 3. 采用封闭式钻头，起下钻速度过猛时，钻头下面由于来不及补充泥浆而造成负压作用，易使砂层或其他松散底层产生片帮、垮落，使直径扩大	1. 设备加工、安装应符合要求； 2. 起下钻操作按规程要求进行
操作因素	1. 在砂层中钻进，转速过高，当外圆的切线速度达到1m/s以上时，易刷大井帮，造成扩径； 2. 钻进参数不合适，钻具晃动较大时，易造成扩径； 3. 钻进膨胀性黏土层时不扫孔，易出现缩径	1. 在砂层中钻进时，应控制钻头外圆的最大切线速度不大于0.7m/s； 2. 注意操作，按设计参数要求进行； 3. 注意扫孔
地质因素	1. 在钻进膨胀性黏土层、泥岩、页岩层时，由于这些地层遇水膨胀，容易使井径缩小； 2. 钻进砂层，特别是单层厚度较大的细粉砂层，砂壁不稳，形成拱形后才平衡，井筒在此处断面易形成腰鼓形； 3. 在冲积层与基岩交界处的严重风化区段、卵石层及破碎带处，易造成扩径	1. 钻进膨胀性地层时，应适当降低泥浆的失水量，并且钻进时要经常进行扫孔； 2. 按柱状图，在易扩径的地层钻进时，注意掌握钻进参数

1.4 井筒沉井法施工技术

当前在煤矿建井技术中，沉井法施工技术已应用较少，这里只作简要介绍。

1.4.1 沉井法的分类及适用条件

沉井法的分类及适用条件见表3-1-21。

表3-1-21　沉井法的分类及适用条件

类别		方法特征	适用条件	优点	缺点
非淹水沉井	普通沉井	井筒内不灌水，一般用人工掘进，吊桶提升，水泵排水，自重下沉；沉井壁后不放置减少侧面摩擦阻力的介质	1. 井筒涌水量 $<30m^3/h$，且无承压水； 2. 沉井穿过流砂层的厚度一般 $<1m$ 左右，且无细粉砂层； 3. 沉井深度一般 $<30m$	1. 需用设备极为简单； 2. 工艺简便，容易操作； 3. 准备期短，易上马； 4. 工期短，成本低； 5. 井壁质量好	1. 适用条件受限制； 2. 因井内不灌水，井内外压力不平衡，容易引起涌砂冒泥，地面塌陷，安全性较差
	壁后泥浆沉井	井筒内不灌水，一般用人工掘进，吊桶提升，水泵排水，自重下沉；沉井壁后设环形空间并灌注触变泥浆，以减少侧面摩擦阻力	1. 井筒涌水量 $<7.0m^3/h$，且无承压水； 2. 沉井穿过流砂层的厚度 $<1m$ 左右，且无细粉砂层； 3. 沉井深度一般 $<50m$		
	壁后河卵石沉井	井筒内不灌水，一般用人工掘进，吊桶提升，水泵排水，自重下沉；沉井壁后环形空间放置河卵石（粒径为10～30mm），以便滤水和减少侧面摩阻力	1. 井筒涌水量 $<100m^3/h$，且无承压水； 2. 沉井穿过流砂层的厚度 $<1m$ 左右，且无饱和细粉砂层； 3. 沉井深度 $<40m$		
淹水沉井	震动沉井	震动机通过联结盘和预制的长段钢筋混凝土井壁连成一整体的震动体系，在震动机所产生的震动力的作用下，使沉井井壁周围土壤产生液化现象，从而减小了侧面阻力，加大了下沉深度；在砂层中破土用喷射泵或空气吸泥机，黏土层用人工挖掘	1. 井筒涌水量 $<100m^3/h$，且无承压水； 2. 井筒穿过流砂层厚度不限； 3. 沉井穿过砾卵石层或砂礓层等硬土层时不适用； 4. 沉井深度没有超过41.3m	1. 井壁较薄且在地面整体预制，质量好； 2. 下沉速度快； 3. 成本较低	1. 适用条件与下沉深度受限制； 2. 需用大型震动机，井壁强度要求高，耗钢材多； 3. 易涌砂冒泥
	壁后泥浆淹水沉井	井筒内灌满水，一般用水枪掘进，压气排渣，自重下沉；利用预先作好的套井，来防止和纠正沉井的偏斜；沉井壁后环形空间灌注触变泥浆，减少侧面摩阻力	1. 井筒涌水量和沉井穿过流砂层的厚度不限； 2. 沉井深度较深（目前我国纪录已达192.7m）； 3. 沉井穿过砂礓层、钙结核、密实黏土层或砾、卵石层时需要提高水枪压力或辅以抓斗取石	1. 需用设备简单，易上马； 2. 工艺简易； 3. 工人不下井，作业安全； 4. 成本较低； 5. 井壁质量较好	1. 深沉井不易准确掌握掘进部位，进度不易控制； 2. 目前沉井通过厚的砂礓层、钙结核、硬黏土层时，掘进较困难，效率不高； 3. 如何保证井筒不偏有待研究改进； 4. 井壁一般较厚； 5. 泥浆护壁的可靠性以及如何恢复井壁与土层的固着力有待改进。而壁后压气沉井需高压空气压缩机
	壁后压气淹水沉井	井筒内灌满水，一般用抓斗或简易磨盘钻机掘进，压气排渣，自重下沉；利用预先做好的套井来防止和纠正沉井的偏斜；通过预埋在井壁内的竖、环形管道与壁后气龛连接，施放压气在沉井外壁周围形成气幕，从而减少侧面摩阻力	1. 沉井井筒涌水量和穿过的流砂层厚度不受限制； 2. 沉井深度较深（日本已达200.3m）； 3. 沉井穿过砾、卵石层时，需要辅以抓斗取石，凡粒径大于300mm卵石层或卵石层厚度大于8m，风化基岩下无隔水层，不宜采用	1. 钻机破土效果较好； 2. 壁后压气系统机动灵活，易于控制，可靠性较高； 3. 劳动条件好，作业安全； 4. 井壁与土层的固着力容易恢复	

注：1. 遵照《矿山井巷工程施工及验收规范》规定，采用沉井法宜优先采用泥浆淹水沉井法。

2. 压气沉井法，曾用于大桥桥墩施工，由于工人要在高压气环境中工作，非常辛苦，现已不用。

沉井法施工目前存在的最大问题是井筒的偏斜和下沉速度不易控制，因而对垂直度要求较高的矿山立井井筒工程来说，可靠性较差，下沉深度也受列一定限制。

1.4.2 沉井深度的增加

沉井下沉应力争穿过全部不稳定含水冲积层进入基岩。沉井下沉深度与沉井的下沉力、来自刃脚斜面的正面阻力和井壁外侧与土壤接触的侧面阻力等因素有关。

沉井下沉要克服刃脚处土层正面阻力和沉井外壁侧面摩阻力。必须满足的下沉条件是：下沉力应大于下沉阻力的1.15倍。主要是通过壁后灌注泥浆，或施放压气，或充填其他减阻介质来减小单位面积的侧面阻力。

1.5 井筒注浆法施工技术

1.5.1 注浆法分类及适用条件

注浆方式很多，按注浆工作与井筒掘砌工序的先后时间次序进行分类，注浆方式分为预注浆法和后注浆法，见表3－1－22。

1.5.2 地面预注浆

1. 适用条件

地面预注浆的主要优点是：在地面制备和压注浆液，作业条件好；采用大型钻机和注浆设备，可提高钻孔速度和注浆效率；注浆工作在施工准备期进行，有利于缩短建井工期。其缺点是钻孔工作量大，尤其是分段下行注浆更为突出。

一般认为，当裂隙含水层厚度较大，距地面的深度较深时，或层厚虽小而层数较多，采用地面预注浆比较适宜。当表土层厚度小于50m、流砂层厚度小于15m，用化学注浆进行渗透固结堵水也是可行的。

2. 注浆工艺

地面预注浆主要采用单液水泥浆和黏土水泥浆，在某些条件下也有采用水泥－水玻璃双液浆的。地面预注浆采用水泥－水玻璃双液注浆的工艺流程，如图3－1－16所示。

地面预注浆凿井施工方案的主要工序包括：

（1）注浆孔施工。

（2）安装注浆设备。

（3）压水试验、测定岩层的吸水率。

（4）配制浆液、注浆施工及效果检查。

（5）井筒掘砌。

1.5.3 工作面预注浆

1.5.3.1 适用条件

井筒施工时，遇到埋藏较深的若干含水层，层间距较大并有明显隔水层时，采用工作面预注浆堵水是较适宜的。平巷掘进时，遇到较大含水层或含水断层破碎带，也需进行工作面预注浆。其优点是直接对含水层进行注浆堵水，时间短、见效快；缺点是占用一定的建井工期。

工作面预注浆主要有两种方式：一种是全井多次工作面预注浆，适用于含水层之间相隔较远的立井。如淮南、淮北的许多立井，均采用注一段掘一段的办法，完成全井含水层的堵水工作。另一种是全井一次工作面预注浆，其适用条件是含水层之间无良好

表3-1-22 井筒注浆法分类及适用条件

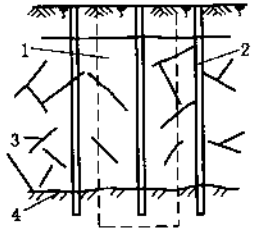
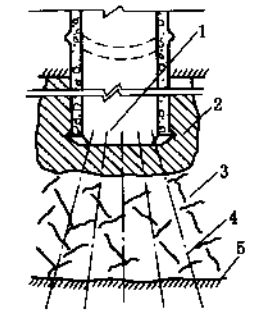
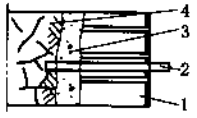
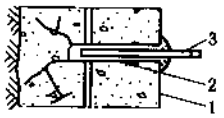
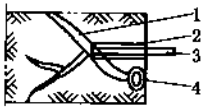
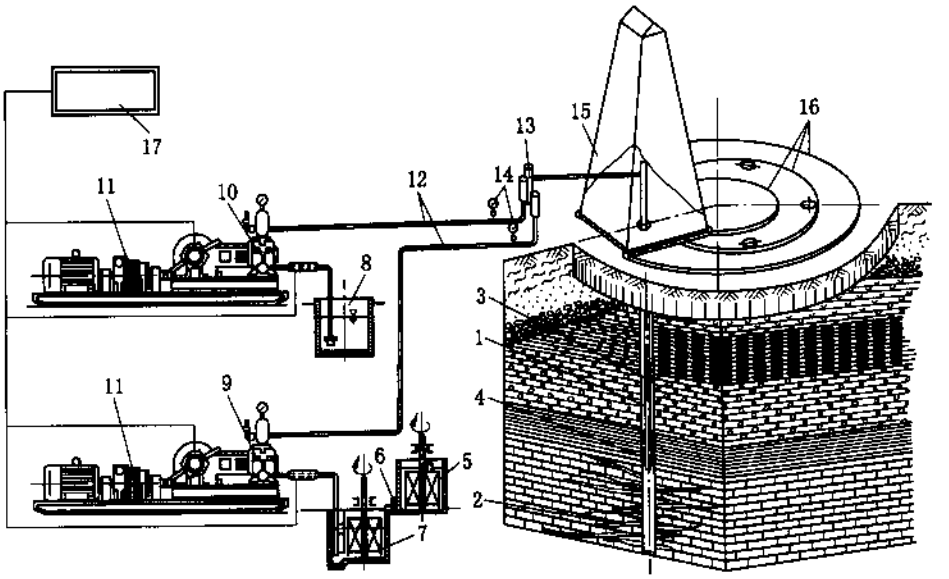
注浆法分类			适用条件			可用浆液材料	优缺点
分类名称	图示	工艺特征	工程	地层特征			
				岩性	赋存情况		
预注浆 地面预注浆	 1—拟开凿的井筒；2—注浆孔；3—裂隙含水岩层；4—隔水岩层	通常在建井准备期，由地面钻孔注浆。在井筒开挖轮廓线之外，形成一个封闭的隔水帷幕，然后进行井筒施工	立井	1. 裂隙含水岩层或岩溶溶洞，裂隙宽大于0.2mm； 2. 含水砂砾层； 3. 中、粗砂层； 4. 细砂、流砂层	1. 含水层距地表较浅、较厚，或含水层虽薄，但分层距离较近，注浆深度一般为500m左右，最大850m； 2. 含水砂层埋深小于50m，层厚10m左右	单液水泥浆、水泥－水玻璃双液浆、水泥－水玻璃浆、化学浆液、CL－C型黏土水泥浆	1. 可在施工准备期进行，有利于缩短建井工期； 2. 作业条件好、安全； 3. 注浆深度大，要求钻孔技术较高，需分段止浆； 4. 孔深，需要大型钻机设备
预注浆 工作面预注浆	 1—井筒工作面；2—预留注浆带或混凝土止浆垫；3—含水岩层；4—注浆孔；5—隔水层	井筒掘进至含水层以上10m左右停止掘进，钻超前钻孔探明水压、涌水量及含水层准确位置。按设计要求预留止浆岩帽或浇筑混凝土止浆垫，然后从工作面钻孔注浆，形成帷幕，然后进行井筒施工	立井、斜井、平巷	1. 裂隙含水岩层或岩溶溶洞，裂隙宽0.15～0.2mm； 2. 含水砂砾层； 3. 中、粗砂层； 4. 细砂、流砂层	含水层埋藏较深或分层间距较大，有良好隔水层	单液水泥浆、水泥－水玻璃双液浆、水泥－水玻璃浆、化学浆液CL－C型黏土水泥浆	1. 可使用轻便钻机，移设方便； 2. 分层注浆时，注浆段较小，孔偏斜易控制；可不必分段止浆，简化了工艺； 3. 注浆施工需占用建井工期，作业条件不如地面好；有高压水时，需有防护装置

表 3-1-22（续）

注浆法分类				适用条件			可用浆液材料	优缺点
分类名称		图示	工艺特征	工程	地层特征			
					岩性	赋存情况		
后注浆	壁后注浆	 1—井壁；2—注浆管；3—充填混凝土；4—围岩	在井壁上钻孔埋管、注浆，孔深一般大于壁厚 1.5～2m 或深浅孔结合	立井、斜井、平巷、硐室	壁后围岩为基岩或卵、砾石层	壁后有空洞，围岩有裂隙冒水	水泥－水玻璃浆、单液水泥浆	
	壁内注浆	 1—双层井壁；2—注浆孔；3—注浆管	在井壁上钻孔埋管、注浆，孔深等于或稍大于内层井壁厚度	立井井壁防渗或加固	壁后为砂层或松散软弱地层	井壁施工质量不良	水泥－水玻璃浆、单液水泥浆及化学浆	
	裸体井巷注浆	 1—裂隙；2—注浆孔；3—注浆管；4—棚缝	对准出水点，钻孔埋管，注浆封堵裂隙或集中出水点	各种井巷工程堵水	裂隙或集中出水的基岩	已被揭露的井巷围岩暴露面	单液水泥浆、水泥－水玻璃浆或化学浆	



1—注浆孔；2—裂隙含水岩层；3—钻杆兼作注浆管；4—止浆塞；5—浆液搅拌池；6—放浆闸门；7—二次搅拌池兼储浆池；8—水玻璃池；9—水泥浆泵；10—水玻璃泵；11—液力变矩器；12—输浆管路；13—混合器；14—压力表；15—钻塔；16—环形轨道；17—集中控制台

图3-1-16　地面双液预注浆工艺流程

的隔水层或含水层相距较近。可采用重型钻机打深孔，孔内下止浆塞分段注浆，逐段注完全深。

1.5.3.2　注浆工艺

1. 构筑止浆垫

为保证浆液在压力下沿裂隙有效扩散，并防止工作面跑浆，需构筑止浆垫或选择一定厚度的岩层作止浆岩帽。

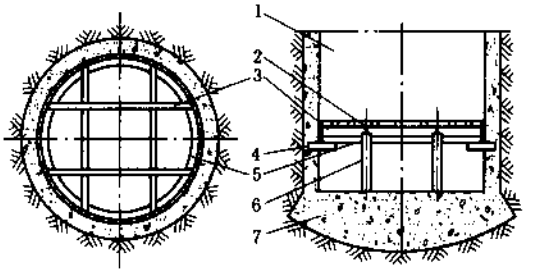
2. 注浆孔钻进

工作面预注浆注浆孔钻进注意事项见表3-1-23。

表3-1-23　工作面预注浆注浆孔钻进注意事项

项　目	型号及规格	注意事项
钻机选型	孔深小于100m可选用红旗150型钻机；孔深小于70m可选用KD-100型钻机；孔深小于40m可选用TXU-75型钻机	钻机选型通常根据含水层厚度和注浆段高来确定。根据工作面大小，应尽量采用多台钻机同时作业，以加快速度
钻具选型	常用钻孔规格60mm、75mm、91mm、110mm，则一般选用钻头直径58.5mm、73mm、89mm、108mm，而钻杆外径一般选用42mm、50mm	在高压水条件下钻孔时，开孔直径可偏大，见含水层之前将钻头变径

表 3-1-23（续）

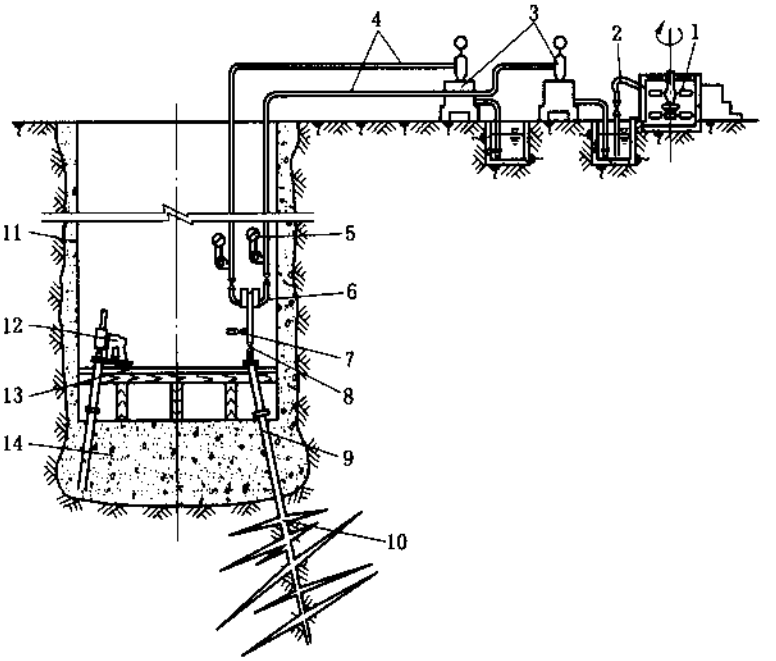
项 目	型号及规格	注意事项
钻机工作台	 1—井筒；2—厚 50～70mm 木板；3—井字梁，用 20～30 号工字钢或槽钢制成；4—ϕ40mm 均布 16 根涨楔式锚杆；5—20 号槽钢圈；6—ϕ146mm 钢管；7—混凝土止浆垫	1. 为了便于钻机的安装、定位和移动，保证注浆孔的钻进质量良好，通常在止浆垫以上 1.8～2.2m 的位置搭设工作台； 2. 工作面要平稳牢固，梁与柱要避开钻孔位置
孔口密封装置	转芯阀和柱塞阀均可作孔口密封装置，操作方便、防水效果好	在高压、大水条件下，为防止钻进时突水造成淹井事故，孔口管上必须安设高压阀门，钻具可通过阀体钻进，遇有突水征兆时，应停止钻进，提出钻具，迅速关闭阀门注浆
钻具提升滑轮的设置	钻孔时，提升钻具一般利用砌井吊盘、悬挂滑轮或在工作台以上适当高度上安设吊挂滑轮的平台	
钻进方式	无芯钻进用两翼合金钻头或多级合金钻头。取芯钻进一般选用筒状合金钻头。在高压、大水条件下，钻头上留有泄水间隙，外出刃不小于 1.5mm，选用外肋骨或内肋骨钻头，外肋骨出刃要大 8～10mm	不要求取芯、高压大水时，可加快钻速；要求取芯，留间隙可减少高压水对钻具的压力

3. 注浆作业（表 3-1-24）

表 3-1-24 井筒工作面预注浆作业

作业项目	作业内容
测定钻孔水压与水量	注浆前，对已打好并冲净后的钻孔进行水压及水量的测定。在孔口注浆管上连接测水的压力表及阀门装置，测出最大流量及静水压值，测定时要求压力、水量稳定，数据准确
压水试验	根据吸水量大小选定浆液类型及其配比浓度
注浆压力的调整	在注浆过程中，注浆压力按初期、正常及终压 3 个阶段变化。一般，当初始浓度确定之后，用人为的方法控制泵量、调整浆液浓度及凝胶时间等使压力达到初压、正常和设计终压值，并达到预计的注入量
浆液的调配	1. 在初期注浆压力条件下，吸浆量为吸水量的 80%，可视为正常，否则调浓或调稀一级； 2. 当压力不变，连续注入 30min 后吸浆量不变，可调浓一级； 3. 当压力缓缓上升，吸浆量逐渐减少为正常并一直达到终压，按结束注浆标准结束
结束注浆	注浆结束前，要压注一定量的清水。当压注清水时，应通知井下准备放浆，压水停泵后，管内残余浆液流放到吊桶内，提至地面排出。每次注浆后对设备和管路都要进行检修、清洗和试运转，为下一次注浆做好准备

井筒工作面预注浆工艺流程如图 3－1－17 所示。



1—浆液搅拌池；2—压风管；3—注浆泵；4—输浆管；5—压力表；6—混合器；7—泄浆阀；8—孔口阀；9—孔口管；10—注浆孔；11—井壁；12—钻机；13—工作台；14—止浆垫

图 3－1－17　井筒工作面预注浆工艺流程图

4. 注浆效果的检查

由于是静水位以下注浆，注浆效果检查多采用放水和压水的方法。采用放水法通常以最后一个钻孔的涌水量来计算井筒开挖时的最大涌水量，超过规定($6m^3/h$)时，应补打注浆孔，继续注浆。通过压水成果检查注浆效果时，规定单位吸水率不超过 1.0L/min · m。

采用岩心裂隙浆液充填统计法检查注浆的效果。通过注浆前后的岩心对比和对注浆原始记录的分析评价，对注浆不正常或裂隙浆液充填质量较差的注浆孔重新钻注。

1.5.4　壁后注浆

1.5.4.1　适用条件

井筒永久支护后，遇有井壁或衬砌出现渗漏水、漏水带砂、壁后空洞或为提高固岩稳定性等，均须用壁后注浆法进行堵水或加固。

壁后注浆的类型与适用条件见表 3－1－25。

表 3－1－25　壁后注浆类型与适用条件

井壁或衬砌状况		壁后注浆类型	壁后注浆目的
井壁条件	危害性		
渗水、漏水	增加排水费用，恶化劳动条件，降低井筒寿命	壁后注浆	堵水和加固
漏水带砂	给矿井安全生产带来严重威胁	壁内注浆	堵水固砂
壁后空洞		壁后注浆	充填空洞，加固围岩与衬砌
井壁断裂		壁内或壁后注浆	充填与加固

表3-1-25（续）

井壁或衬砌状况		壁后注浆类型	壁后注浆目的
井壁条件	危害性		
围岩破碎	引起支护变形或破坏	壁后注浆	加固围岩
冻结法双层井壁漏水	漏水带砂、壁后变成空洞，可能出现冲击地压塌井	壁内注浆	堵水
沉井井壁		壁后注浆	置换泥浆、固结井壁
钻井井壁		壁后注浆	置换泥浆、固结井壁

1.5.4.2 注浆方式

主要取决于井筒或巷道渗、漏水特征及注浆目的。常用的施工方式见表3-1-26。

表3-1-26 壁后注浆的施工方式

渗、漏水特征	注浆目的	注浆施工方式或布孔方式
1. 集中漏水点	以堵水为主	在漏水点直接造孔，采用“顶水对点”注浆的方式。涌水较大时也可先在附近打斜孔导水，然后再对点造孔注浆
2. 大面积成片渗漏水，呈淋帮水状态	堵水加固	采用适当布孔、多孔导水，追踪水源的注浆方式
3. 裂缝或混凝土接渣漏水	以加固为主	采用“裂隙表面挖补加固布孔”的注浆施工方式
4. 井壁、巷道砌缝漏水，壁后空洞与含水层相通	加固堵水，形成封水帷幕；切断地下水源、封固砌缝	注水冲洗、查明过水通道，选择注浆点分区布孔、多孔导水、少孔注浆的方式
5. 围岩裂隙涌水	堵水为主，切断水源	尽量多贯穿裂隙布孔，可采用深浅孔结合、先浅孔后深孔的施工方式
6. 井壁或巷道破裂、断裂	加固井壁壁后土层	从井壁破坏处向下开始注浆直至井壁破坏处以上，注浆采取由下向上。注浆孔采用均匀布置，注浆深度应超过井壁厚度，进入土层

注：表中6. 属破壁后注浆，主要用于冻结井井壁破裂后的加固，注浆时应编制专门措施报上级批准。

1.5.4.3 注浆工艺

壁后注浆施工准备工作见表3-1-27。壁后注浆作业程序与工艺要求见表3-1-28。

表3-1-27 壁后注浆施工准备工作

阶段划分	施工准备内容及要求
制定后注浆施工方案阶段	1. 对井筒或巷道特征、结构、工程质量进行调查和分析； 2. 对井筒或巷道工程地质、水文情况的调查和分析：漏水段岩石性质、水源、水温、水质及地下水流速、漏水特征、漏水点分布及涌水量大小； 3. 编制后注浆施工组织设计或施工技术措施：确定注浆带范围、目的、方式和施工顺序，浆液类型及配方，材料备用量及注浆参数，设备选型，施工队伍培训，及非标准件加工等

表 3－1－27（续）

阶段划分	施工准备内容及要求
设备安装与备料阶段	进行注浆站（或注浆工作盘）设备及输浆管路和风、水、电系统的安装；进行设备及管路的耐压试验；安排非标准件加工，包括改装或加工吊盘、混合器、管路接头等
井下注浆点的准备	注浆点的准备包括造孔、埋管、挖补裂缝、加固井壁及染色水试验等

表 3－1－28　壁后注浆工艺

后注浆作业程序	注浆作业内容	工艺要求
管路及混合器安装	准备注浆的各孔，都要上好阀门，安上混合器并连接输浆管路系统	如为双液注浆系统，安装时要防止连错
清水试压	管路系统连好后，要关闭进浆阀门，打开各管路阀门，开泵用清水试压	达到 1.5 倍注浆终压，持续 10～15min 无漏水为合格
测定静水压力	用压力表测定注浆孔出水的压力	根据测定的水压力确定注浆压力
染色水试验	将配制好的颜色水，用注浆泵压入注浆孔，用秒表记下自注入至流出的时间	据此确定凝胶时间、浆液搅拌量和堵漏措施
注浆操作	1. 注浆前按选定配方及用量配制浆液； 2. 注浆前对管路系统连接及通信系统进行检查； 3. 水泥－水玻璃双液注浆时，先开水玻璃泵，后开水泥浆泵，停泵时则相反； 4. 经常观测进浆量； 5. 注浆时设专人观察压力变化和检查管路是否堵塞； 6. 注浆时要有专人记录浆液消耗量、注浆时间及注浆压力等数据； 7. 制定防护措施和安全操作规程	化学注浆时，须先做小样调配；要求管路不连错；防止管路堵塞；双液及化学注浆，要按比例给浆，既要防止管路堵塞，也要减少浆量损失；如发现堵塞应停泵处理
结束注浆	注浆孔如不再吸浆，并已达到注浆终压，即可关闭孔口阀门，结束注浆	经检查所注范围无漏水现象，即可将阀门卸开，装上压盖

1.5.4.4　技术参数

1. 浆液和凝结时间

按总体注浆方案的要求选定。根据注浆段特征和注浆目的，壁后注浆浆液类型和凝胶时间的选择可参考表 3－1－29。

2. 注浆段划分及注浆顺序

井巷后注浆的注浆段，是指需要钻孔、注浆的漏水区间。合理地划分注浆段和确定注浆顺序可以有效地隔绝水源、提高注浆封水效果和加快施工速度，见表 3－1－30。

表 3-1-29 壁后注浆浆液类型和凝胶时间选择

注浆目的	注浆段的井壁特征	浆液选择		
		浆液类型	凝胶时间/s	浓度
充填加固	大裂隙、壁后空洞、砌缝漏水；壁后为黏土层，充填壁后空洞	水泥－水玻璃浆	90～180	水灰比 0.8∶1～0.6∶1；起始浓度比正常低一级，20min 不升压，浓度升级
堵水为主	多为小于 0.1mm 裂隙及封堵砂层水；双层井壁壁内堵水	水泥浆堵水效果不符合要求时，再用化学浆液	化学浆 10～40	水灰比 2∶1～1∶1
	大于 0.1mm 裂缝、粗砂层及砾石层	水泥浆		水泥浆水灰比 1∶1～0.8∶1，水玻璃浓度 25～30Be′
		水泥－水玻璃浆	60 左右	
	松散卵、砾石层	掺速凝剂的水泥浆		
充填加固并堵水	壁后空洞，小裂隙或碴体质量不好	先用水泥－水玻璃浆充填加固，后用化学浆注小裂隙堵水	60 左右	水泥浆水灰比 1∶1～0.8∶1，水玻璃浓度 25～30Be′

注：凝胶时间还可用注染色水办法确定，凝胶时间略小于染色水从注水孔注入至附近出水孔见染色水这段时间。

表 3-1-30 壁后注浆的施工顺序及注浆段高划分原则

注浆带漏水特征		注浆段划分及注浆顺序	主要优点	注浆段高划分原则
漏水集中在几个区域	裂隙水	可采用下行式注浆	作业条件好	1. 力求一次注浆达到封水效果，减少重复注浆次数； 2. 能为注浆施工创造良好作业条件； 3. 能有效地控制漏水与注浆范围，防止扩大漏水区； 4. 充分利用浆液材料特点，简化施工工艺； 5. 在保证井壁结构稳定条件下，提高堵水与加固效果
	有集中和分散漏水	集中部位先注，分散出水点后注	见效快，作业条件好	
井筒漏水范围与含水层厚度一致		可先注下部，再注上部，最后注中间	可驱散水源	
壁后充填不好，有空洞	注浆段较大	下行分段，分段内采用上行式注浆	可提高注浆效果，作业条件较好	
	注浆段不大	单一分段，上行式注浆	可提高注浆效果	
以堵水为主的壁内注浆（双层井壁或壁后为砂层）		可用下行式注浆	作业条件好	
破壁注浆		可用上行式注浆	可注入浓浆，有利于加固	

1.5.5　注浆材料的选择

常用注浆材料的主要性能与适用范围见表3-1-31，注浆材料的选择可参考表3-1-32。

目前各种注浆施工工程是以水泥浆液为主要材料，注浆常用的水泥品种是普通硅酸盐水泥（普通水泥）和矿渣硅酸盐水泥，水泥标号在32.5MPa以上。只有当水泥浆液不能满足要求时，才用其他化学注浆材料。

表3-1-31　常用注浆材料的性能与适用范围

浆液名称	黏　度	注入砂层的最小粒径/mm	渗透系数/(cm·s^{-1})	凝胶时间	抗压强度/MPa	注入方式	砂层中扩散半径/mm	适用范围	主要成分	材料来源难易程度
单液水泥浆	1.5～140s	1	10^{-1}～10^{-3}	6～15h	10～25	单液	200～300	基岩裂隙地面预注浆或工作面预注浆，壁后充填加固	水泥、其他外加剂	容易
CL-C黏土水泥浆	20～40s	0.5	10^{-5}～10^{-6}	可调	0.1～0.3	单液	—	基岩裂隙地面预注浆或工作面预注浆，壁后充填加固	黏土、水泥、其他外加剂	容易
水泥-水玻璃浆	15～140s	1	10^{-2}～10^{-3}	十几秒～几十分	5～20	双液	200～300	基岩裂隙地面预注浆和工作面预注浆、壁后注浆、堵特大涌水等	水泥、水玻璃	容易
水玻璃类	(3～4)×10^{-3}Pa·s	0.1	10^{-2}	瞬间～几十分	<3	双液	300～400	地基加固、冲积层注浆	水玻璃、其他外加剂	容易
丙烯酰胺类	1.2×10^{-3}Pa·s	0.01	10^{-5}～10^{-6}	十几秒～几十分	0.4～0.6	双液	500～600	冲积层堵水防渗、壁内壁后注浆	丙烯酰胺、过硫酸铵、N,N′-亚甲基双丙烯酰胺、β-二甲氨基丙腈等	难
脲醛树脂类	(5～6)×10^{-3}Pa·s	0.06	10^{-3}～10^{-4}	十几秒～几十分	2～8	单或双液	300～400	冲积层注浆、钻孔堵漏	脲醛树脂或脲素甲醛、酸或酸性盐	较难
聚氨酯类（PM型浆液）	(十几～几百)×10^{-3}Pa·s	0.03	10^{-4}～10^{-5}	十几秒～几十分	6～10	单液	400～500	冲积层或裂隙中堵水加固	甲苯二异氰酸酯、聚醚树脂、溶剂、催化剂、表面活性剂等	难
糠醛树脂类	<2×10^{-3}Pa·s	0.01	10^{-4}～10^{-5}	几十秒～几十分	1～6	双液	500～600	冲积层或小裂隙，堵水加固	糠醛树脂、脲素、硫酸等	较容易

表 3-1-32 按地质条件及施工目的选择注浆材料参考表

地质条件			堵水	加固	充填	防渗	备注
岩层	裂隙		单液水泥浆、水泥-水玻璃浆	—			细小裂隙用化学浆
	孔隙		MG-646 铬木素				
松散砂层			MG-646、水玻璃、铬木素、聚氨酯、糠醛树脂		—	MG-646	砾石、卵石层可用水泥浆
特殊地层			（骨料）+单液水泥浆、（骨料）+水泥-水玻璃浆、（骨料）+水泥黏土浆			—	根据地层内有无充填物及空洞大小选择骨料
混凝土结构物	壁内		MG-646、铬木素、聚氨酯、水泥-水玻璃浆		—	MG-646	大裂缝用水泥浆，小裂缝用化学浆
	壁后	砂层	MG-646、铬木素、聚氨酯、糠醛树脂		—		
		岩石层	单液水泥浆、水泥-水玻璃浆				充填注浆可掺加黏土、炉渣等

1.6 井筒延深施工技术

1.6.1 井筒延深方式的选择

1. 延深方案的影响因素

（1）矿山地质条件，包括井筒所穿过岩层的力学性质、涌水量，以及瓦斯情况。

（2）井筒施工技术条件，包括井筒延深深度、延深辅助工程量。

2. 井筒延深方案的选择要点

根据施工经验，有下列几条选择要点：

（1）当具有通往延深新水平井筒位置的条件时，应优先考虑自下向上的延深方法。在诸种反井施工方法中，普通反井是最简单的一种方法，它劳动强度大、速度慢、安全性差，但辅助工程量小、施工容易掌握。适用于围岩破碎，延深深度在 50m 以内的井筒中。目前已逐步被其他方法所代替，只在中小型矿井仍有采用。

（2）吊罐反井施工比普通反井法施工速度快、效率高、成本低，适用于较坚固的岩层中。由于钻孔产生偏斜会使吊罐运行困难，因此多用于反井高度不大于 100m 的立井井筒。

（3）随着深孔反井钻机的推广使用，利用反井延深立井井筒可减轻工人的体力劳动，且速度快，广泛适用于中硬岩石、深度大于 60m 的井筒延深施工。

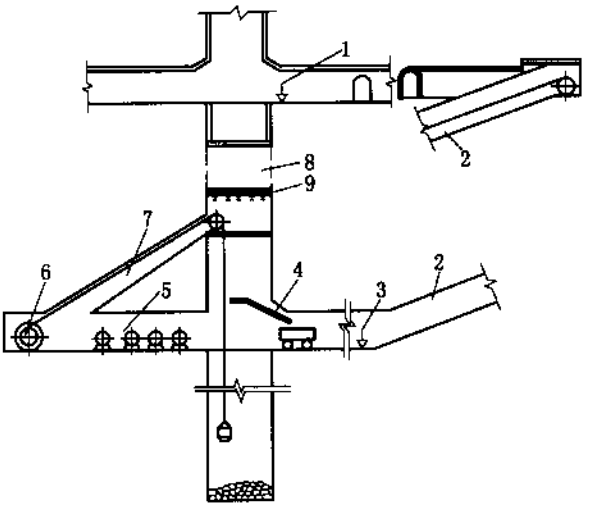
（4）当井筒断面及井口位置具有布置延深施工设备的条件，且延深提升高度在提升机提升能力范围之内时，应优先采用延深间延深方法。

（5）如不具备上述条件，或为保证矿井生产不受或少受影响，才采用辅助水平延深法。

1.6.2　井筒延深方式

1. 利用辅助水平延深井筒

新开凿一个比现有生产水平标高低 30 ~ 50m、有时低 100 ~ 200m 左右，能供延深施工设备布置的施工水平，即辅助水平。在辅助水平布置延深用的巷道、硐室和安设延深施工设备，然后从延深辅助水平自上向下进行井筒的掘砌施工。其提升运输系统及巷道硐室的布置如图 3 - 1 - 18 所示。



1—生产水平；2—辅助暗斜井；3—延深辅助水平；4—卸矸台；5—凿井绞车硐室；
6—提升机硐室；7—绳道；8—保护岩柱；9—护顶盘

图 3 - 1 - 18　利用辅助水平延深井筒

利用辅助水平延深立井井筒方法的特点是：对矿井的正常生产提升影响小，但是延深辅助工程量大、延深准备工期长、投资大及占用设备比较多。

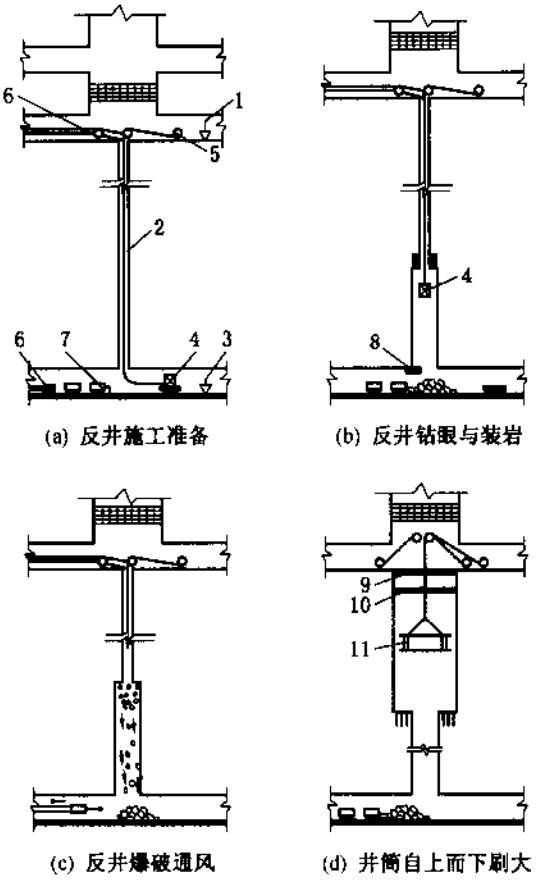
2. 利用延深间延深井筒

利用延深间延深井筒的方法是利用上水平井筒预留的延深间或梯子间，布置延深施工的主要设备，并穿过保护岩柱（或盘），在岩柱的保护下，进行新水平的井筒延深。

3. 利用反井延深井筒

利用反井延深井筒，反井的施工方法可有普通反井施工法、反井钻机施工法和吊罐、爬罐反井施工法等。

吊罐反井施工法的主要过程如图 3 - 1 - 19 所示。



(a) 反井施工准备　(b) 反井钻眼与装岩

(c) 反井爆破通风　(d) 井筒自上而下刷大

1—延深辅助水平；2—中心钻孔；3—延深水平；4—吊罐；5—提升机；6—通风机；7—装岩机；8—保护盖板；9—封口盘；10—固定盘；11—吊盘

图 3-1-19　吊罐反井施工示意图

吊罐反井施工法与普通反井施工法相比具有工效高、速度快、劳动强度低、施工安全而又经济等优点。采用吊罐施工反井一般不必架设临时支护，所以此法适于在比较稳定的岩层中采用。

1.6.3　延深井筒的保护设施

立井井筒延深通常要求在不停止生产水平提升的前提下进行施工，为了保证延深井筒工作面人员的安全，在生产水平下方必须设有安全保护设施，将生产水平与延深段井筒工作面隔开。这种保护设施通常采用保护岩柱和人工保护盘。

目前，施工延深井筒深度在 120～250m 范围内，采用反井钻机从上往下钻孔、扩孔、扩孔直径 1.2m，施工时从上往下施工，矸石经反井溜入下部巷道排出。

2　巷道施工技术

目前，岩巷掘进主要采用钻眼爆破法破岩，而且该法在今后相当长的时期内仍然是煤矿岩巷主要的掘进方法。钻爆法掘进与掘进机掘进相比，工序多、机械化程度低、劳动强度大，但设备简单、适合我国煤矿的实际条件。

无论是水平巷道还是倾斜巷道，钻眼爆破法的施工工序都包括巷道定向与钻眼、装药与连线、爆破与通风、装岩与运输、巷道支护以及其他辅助工序等。

2.1　水平巷道施工技术

2.1.1　巷道定向与钻眼

2.1.1.1　测量定眼工作

掘进巷道时，为了在工作面上正确指示巷道掘进的方向和坡度，采用中线指出巷道的掘进方向，用腰线控制巷道的坡度。工作面的炮眼布置，应以巷道中线和腰线为基准，准确地定出周边眼、辅助眼和掏槽眼的位置，并做好标记。

腰线通常布设在巷道任何一侧的墙上，距巷道底板或轨面为1.0m。倾角较小时的主要巷道，常用半圆倾斜仪或水准仪标定腰线。倾角较大时的主要倾斜巷道或精度要求较高的倾斜巷道，常用经纬仪标定腰线。

对于较长的直线巷道，中线和腰线的测量也可以采用激光指向仪同时指示。激光指向仪牢固地固定在距工作面100m以外的巷道顶板的中心线位置上。经校正后，激光束投射到工作面上，即为中线位置，由此可以找到腰线位置，并可根据它来确定炮眼位置和巷道掘进方向。激光指向仪距工作面的最大距离约为500m，随着巷道向前掘进，定期向前移动指向仪，并重新安装和校正。

2.1.1.2　钻眼工作

钻眼工作必须严格按照爆破图表所要求的眼位、方向、深度和角度进行，并组织好凿岩机的分区、分工作业，以保证钻眼质量和提高钻眼速度。

1. 凿岩机的选择

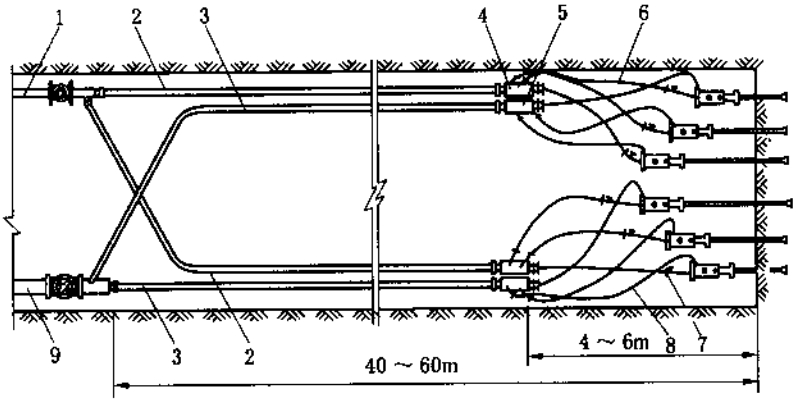
巷道掘进多采用气腿式凿岩机，型号为7655或YT－28。气腿式凿岩机机动性强，辅助作业工时短，便于组织快速施工。为提高掘进速度，缩短钻眼时间，一般采用多台凿岩机同时作业。一般每台凿岩机占地面积为1.5～2.0m^2，在坚硬岩石中可减到1.0～1.5m^2。

凿岩台车具有效率高、机械化程度高、可打中深孔眼、钻眼质量高等优点。液压凿岩机TGZ－70、凿岩台车和柱齿硬合金镶焊钎头的推广使用，提高了凿岩效率、钻孔质量和岩巷掘进机械化水平，改善了劳动条件。但采用凿岩台车却增加了辅助作业工时，难以实现钻、装工序的平行作业，因此应该根据情况选用。

2. 凿岩机的供风和供水

风动凿岩机使用压气和水作为动力，掘进中装卸、移动频繁。为了提高钻眼工作的效

率和各工序互不影响，必须配备专用的供风、供水设备，并且予以恰当地布置。常用的工作面风、水管路的布置如图3-2-1所示。其主要特点是在工作面集中供风、供水，将分风器、分水器设置在巷道两侧，这样既方便钻眼工作，又不影响其他工作。



1—供水干管（ϕ25～50mm）；2—胶皮集中水管（ϕ25mm）；3—胶皮集中风管（ϕ38～50mm）；4—分水器（ϕ100mm）；5—分风器（ϕ150mm）；6—胶皮小水管（ϕ12mm）；7—水管接头；8—胶皮小风管（ϕ18～25mm）；9—压风干管（ϕ100～150mm）

图3-2-1 工作面风、水管路布置图

3. 钻眼合理分区，实行岗位责任制

将工作面以中心线为基准，分为左右两部和中心区，将每区内的炮眼由上到下划分成若干组，并尽量使各组的炮眼数目相等，再将同时工作的凿岩机编号并使它在各自的固定区域里进行钻眼。这样有利于工人熟悉炮眼的设计位置、深度、角度，从而保证钻眼质量。

2.1.2 装药爆破

装药前应检查顶板情况，撤出设备与机具，并切断除照明以外的一切设备的电源，照明灯及导线也应撤离工作面一定距离，检查工作面20m范围内瓦斯含量，并按《煤矿安全规程》有关规定处理。

爆破母线要妥善地挂在巷道的侧帮上，并且要和金属物体、电缆、电线相隔一定距离，装药前要试一下爆破母线是否导通，在规定的安全地点装配起爆药卷。

装药时要细心地将药卷送到眼底，防止擦破药卷、装错雷管段号、拉断脚线。有水的炮眼，尤其是底眼，必须使用防水药卷或药卷加防水套，以免受潮拒爆。装药、连线后应由爆破工与班组长进行技术检查，做好爆破前的安全布置。

爆破后发现瞎炮应及时处理，如瞎炮是由连线不良或错连所造成，则可重新连线补爆；如不能补爆，则应在距原炮眼0.3m外钻一个平行的炮眼，重新装药爆破。

2.1.3 通风防尘

在巷道掘进中，为了供给足够的新鲜空气，稀释和排出各种有害气体和粉尘，调节气候条件，创造一个良好的工作环境，保护工人健康，保证生产安全，必须进行机械式通风，并且保证井下采掘工作面进风流中的氧气含量不低于20%，二氧化碳含量不高于0.5%。

掘进工作面的风量应符合下列规定：①爆破后15min内能把工作面的炮烟排出；②按掘进工作面同时工作的最多人数计算，每人每分钟的新鲜空气量不应小于$4m^3$；③风速不

得小于0.15m/s；④混合式通风系统的压入式通风机，必须在炮烟全部排出工作面后方可停止运转。

1. 掘进通风方法的选择

可以根据表3-2-1选择掘进通风方法。

表3-2-1　掘进通风方法的选择

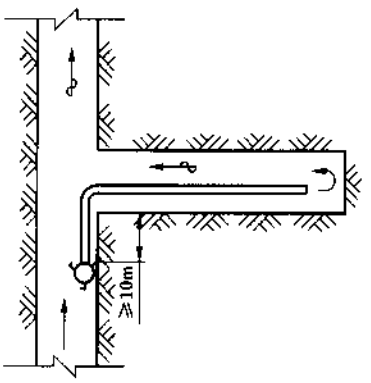
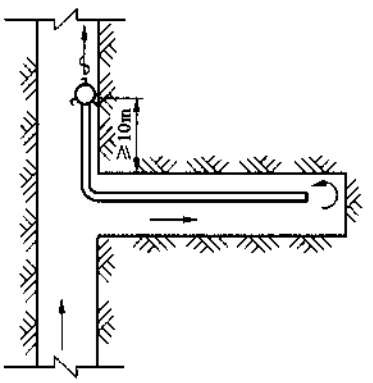
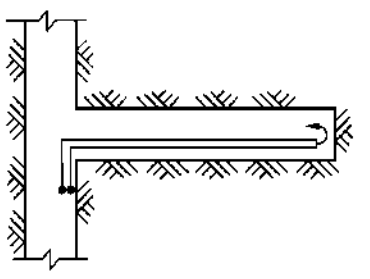
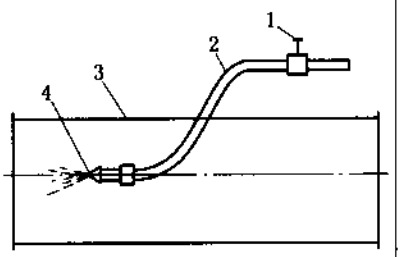
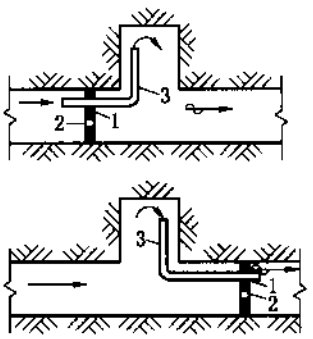
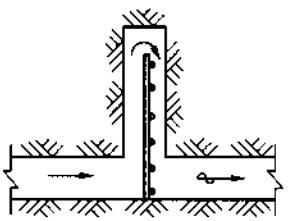
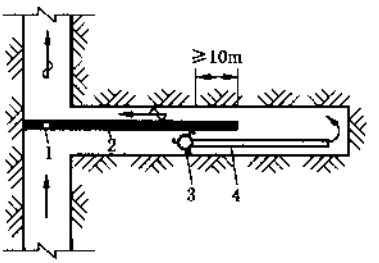
方法类别		通风方法	布置要求	优缺点	适用条件
局部通风机通风	单机	 压入式通风	局部通风机必须安装在进风巷道中，距回风口不小于10m，并安装在专用台架上，离轨面高度不小于0.3m。必须明确专人管理局部通风机，保证其正常运转。要使用低噪声局部通风机或加装消音器；大断面长距离掘进巷道通风要装备对旋式局部通风机；要采用阻燃、抗静电风筒，其出风口至掘进工作面的距离，煤与煤岩巷道应小于5m，岩巷应小于10m	1. 优点： （1）局部通风机安设在新鲜风流中，通过局部通风机的为新鲜风流，安全性高； （2）风筒出口射流的有效射程大，排出工作面炮烟和瓦斯的能力强； （3）可以使用柔性风筒。 2. 缺点： 炮烟沿巷道流动，劳动卫生条件较差，且排出巷道中炮烟的时间较长	1. 无瓦斯岩巷的掘进通风方式可采用压入式，也可采用混合式； 2. 煤巷、煤岩巷及有瓦斯涌出岩巷的掘进通风方式都应采用压入式
		 抽出式通风	局部通风机应安装在回风巷道中，距回风口的距离不小于10m，应使用刚性风筒；吸风口至掘进工作面的距离距煤岩巷道应不小于5m，岩巷应不小于10m	1. 优点： 炮烟和瓦斯由风筒排出，不污染巷道中的空气，故劳动卫生条件好。 2. 缺点： （1）污浊风流通过局部通风机，安全性差； （2）有效吸程小，排出工作面炮烟能力较差； （3）风筒漏风使巷道内的新鲜风流被吸入风筒中； （4）只能使用刚性风筒或带刚性圈的柔性风筒	1. 不能用于有瓦斯的岩巷掘进； 2. 煤巷掘进时尽量采用双巷掘进
	多机	 并联	当安装1台局部通风机风量不能满足掘进工作面的需要且通风网路的阻力不大时，可以采用几台局部通风机并联作业。并联运转的通风机其特性曲线也应该相同。在通风机的特性曲线上画出等压线，然后把等压线上各并联通风机的风量加起来，这样，就得到并联运转通风机的总特性曲线	1. 风量大，通风距离远； 2. 局部通风机特性曲线要相同； 3. 多用1台局部通风机	有瓦斯涌出的巷道中不宜采用

表3-2-1（续）

方法类别	通风方法	布置要求	优缺点	适用条件
水力喷射器通风	 1—闸门；2—风管；3—风筒；4—喷嘴	水力（风力）喷射器由喷嘴、风管和风筒3部分组成，喷嘴用铜或不锈钢制作，其出口直径2～4mm，供风压力一般为1.5MPa，其布置见左图。 某矿在使用多个水力喷射器的情况下，最大供风距离达700m，工作面有效风量达70m³/min	1. 具有无电气部件，能降温除尘、消烟等优点； 2. 供风量及供风距离较小	适用于供风量不大的煤巷掘进
矿井总负压通风	 1—挡风墙；2—风窗；3—风筒 风筒通风	在掘进巷道的进风或回风侧安设挡风墙，然后在挡风墙上安设风筒。为了调节工作面的风量，应在风墙上安设风窗	1. 无电气设备，无噪声，通风可靠安全； 2. 风量较小，需设挡风墙，风阻增加	一般应用于需要风量不大的短巷道掘进通风
	 风障通风	用砖或木板做成纵向挡风墙，将掘进巷道分隔为两部分，一部分进风，清洗工作面后从另一部分排出	1. 无电气设备，无噪声，通风可靠安全； 2. 风量较小，需设挡风墙，风阻增加； 3. 同时木板风障漏风量大，砖风障工作量大，掘进中增加打风障工序，且缩小了运输断面	木板风障只适用于短巷掘进，长巷掘进时应采用砖风障通风
	 1—风窗；2—风障；3—局部通风机；4—风筒 风障与局部通风机联合通风	用砖风障将掘进巷道分隔成进、回风两部分，并在风障前段进风侧安设局部通风机与风障联合通风。为防止循环风，局部通风机应安设在炮烟抛掷区之外，且局部通风机和风障末端的距离应大于10m	在长巷掘进时可缩短局部通风距离，但增加了设置风障的工序，缩小了运输断面	适用于长距离大断面巷道掘进时通风。中梁山矿平硐掘进，采用砖风障和局部通风机联合通风，其通风距离达2597m

2. 风筒和局部通风机的配套选用（表 3－2－2）

表 3－2－2　风筒和局部通风机配套选用的技术参数

掘进工作面有效风量/($m^3 \cdot min^{-1}$)	通风距离/m	选用风筒直径/mm	局部通风机			备注
			型号	功率/kW	台数/台	
60～70	1000 以上	600	2BKJ56No. 5	11	1	
60～70	500～1000	600	BKJ56No. 5	5. 5	2	
60～70	500～1000	460～485	2BKJ56No. 5	11	1	
60～70	300～500	460～485	BKJ56No. 5	5. 5	1	
60～70	200～300	385	2BKJ60No. 4	4	1	
60～70	200 以下	385	BKJ60No. 4	2	1	串联
120	1000 以上	600	2BKJ56No. 5	11	2	
120	500～1000	600	2BKJ56No. 5	11	1	
120	300～500	600	BKJ56No. 5	5. 5	1	
120	300～500	460～485	2BKJ56No. 5	11	1	
120	300 以下	460～485	BKJ56No. 5	5. 5	1	

3. 通风管理

长距离独头通风的关键是最大限度地保持风筒平、直、紧、稳，减少漏风和降低阻力，并保证风机的正常运转。一般应做到以下几点：

（1）防止和减少漏风，即减少接头，改进接头形式，消除针眼漏风，发现破口应及时修补等。

（2）降低通风阻力，即采用相同直径的风筒，保证风筒吊挂质量，排除风筒内的积水，采用大直径风筒或双风筒并联供风等，必须拐弯时，应尽可能使拐弯平缓或采用铁制弯头。

（3）保障局部通风机的安全正常运转。注意电动机的保护，实现局部通风机的风电闭锁；采用双回路或单独供电，保证正常运转；局部通风机启动时，应先断续开停几次后，再使风机转入运行，以避免风筒破裂或接头被拉开；局部通风机必须指定人员负责管理，定期检查，及时处理发现的问题。

（4）综合防尘技术。掘进井巷时，必须采取湿式钻眼、冲洗井壁巷帮、水炮泥、爆破喷雾、装岩（煤）洒水和净化风流等综合防尘措施。

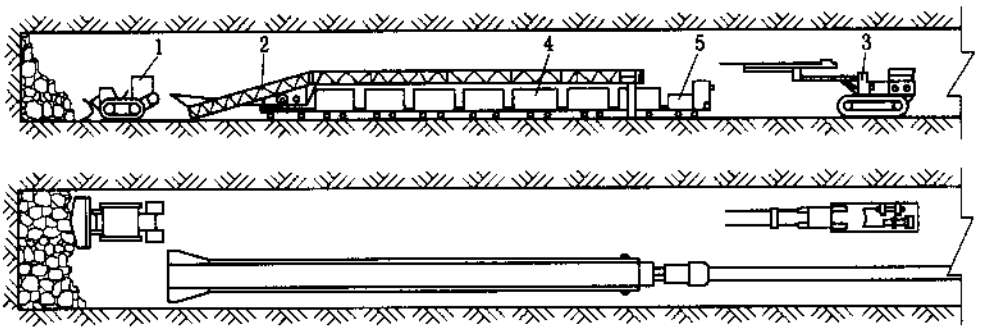
2.1.4　装岩与运输

2.1.4.1　装岩

1. 铲斗装岩

铲斗侧卸式装载机如果将矸石直接装入矿车，需要在巷道中频繁行走，不仅将巷道底板碾碎，形成大量淤泥给后续清理工作带来麻烦，也缩短了履带行走部件的使用寿命，降低了整机的效率。因此根据侧卸式装载机的工作特点，应将转载机布置在装载机铲斗卸载一侧的轨道上（图 3－2－2）。装载机铲取的矸石卸到停靠在掘进工作面前部的料仓中，通过转载机再转卸到矿车中，这样可以提高装岩效率。

2. 耙斗装载机装岩



1—侧卸式装载机；2—转载机；3—凿岩台车；4—矿车组；5—电机车

图3-2-2 转载机与侧卸式装载机配套示意图

下山施工时，当巷道坡度小于25°时，除了用装载机本身的卡轨器进行固定外，还应增设两个大卡轨器。当巷道坡度大于25°时，除增设大卡轨器外，还应再增设一套防滑装置。移动装载机一般用提升机，也可用1台5t的绞车进行移动。

耙斗装载机的生产率随着耙岩距离的增加而下降，所以耙斗装载机距工作面不能太远，一般以6～20m为宜。

3. 蟹爪装载机装岩

这种装载机的特点是装岩工作连续，生产率高。其主要组成部分有蟹爪、履带行走部分、转载输送机、液压系统和电气系统等。这类装载机前端的铲板上设有一对蟹爪，在电机或液压马达驱动下，连续交替地扒取岩石，岩石经刮板输送机运到机尾的带式输送机上，而后装入运输设备。

近年来，蟹爪式装载机已有很大改进，如ZB－1型大功率蟹爪式装载机以及ZXZ－60型蟹爪式装载机，在装载中硬以上岩石时也显示出很大的优势。这类装载机装载宽度大，生产率高，机器高度低，产生粉尘少，但结构复杂，履带行走对软岩巷道不利，适合于硬岩巷道。

4. 立爪装载机装岩

立爪式装载机由机体、刮板输送机及立爪耙装机构3部分组成。其装岩过程是，立爪耙装岩石，刮板输送机转送岩石至运输设备，这比铲斗式装载机先插入岩堆内而后铲取岩石更合理。还有一种蟹立爪装载机，是结合蟹爪式和立爪式装载机的优点，采用蟹爪和立爪组合的耙装机构，从而形成新颖的高效装载机。它以蟹爪为主，立爪为辅，结合了两种装载机的优点，有较高的生产能力。

5. 煤巷装运机装岩

煤巷装运机主要有ZYP－345型，它可将掘进中的装煤、运煤和进料3个工序统一起来，实现作业机械化，用于起伏坡度5°以下、每次弯曲25°以内的各种断面巷道中。该机在掘进中可装半煤岩。

2.1.4.2 运输

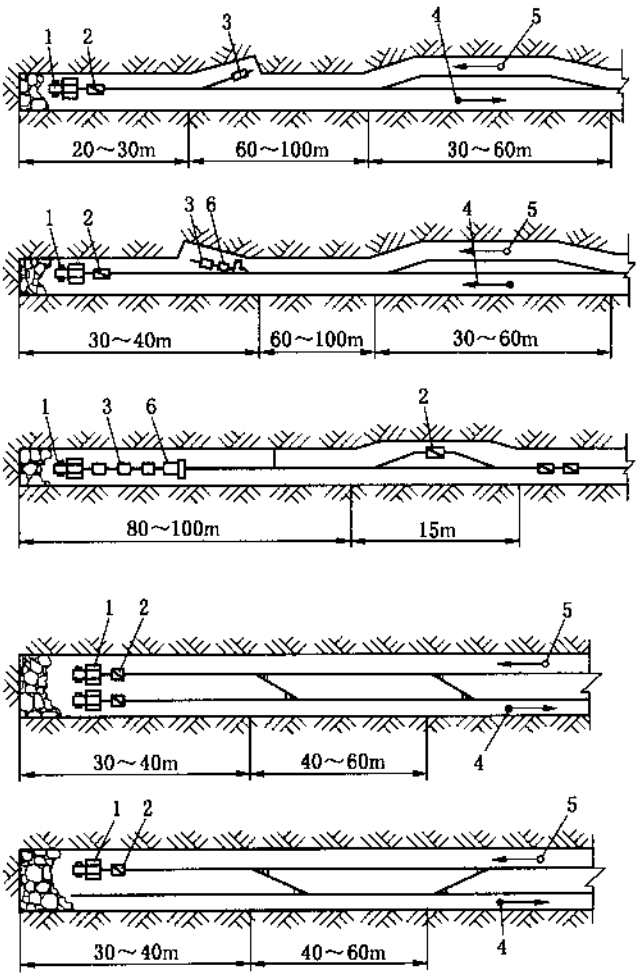
采用矿车运输矸石时，一个矿车装满后，必须退出，调换一个空车继续装岩，这就是调车工作。为提高装岩效率，除了选用高效能装载机和改善爆破效果以外，还应结合实际

条件，合理选择工作面各种调车和转载设施，以减少装载间歇时间，提高实际装岩生产率。

采用不同的调车和转载方式，装载机的工时利用率差别很大，应尽可能选用转载输送机或梭式矿车，以减少装载的间歇时间。

1. 固定错车场调车法

固定错车场调车法如图 3－2－3 所示。在单轨巷道中，调车较为困难，一般每隔一段距离需要加宽一部分巷道，以安设错车的道岔，构成环形错车道或单向错车道。在双轨巷道中，可在巷道中轴线铺设临时单轨合股道岔，或利用临时斜交道岔调车。



1—装载机；2—重车；3—空车；4—重车方向；5—空车方向；6—电机车

图 3－2－3　固定错车场调车法

这种调车方法简单易行，但调车效率不高，装载机的工时利用率只有 20% ～30%，可用于工程量不大、工期要求较缓的工程。

2. 活动错车场调车法

为了缩短调车的时间，将固定道岔改为翻框式调车器、浮放道岔等专用调车设备，这些设备可紧随工作面向前移，能保持较短的调车距离，装载机的工时利用率可达 30% ～40%。

菱形浮放道岔（图3-2-4）是用于双轨巷道的浮放道岔，在有两台装载机同时装岩的情况下使用方便。其缺点是结构笨重，搬运困难。用于单轨巷道的单轨浮放双轨道岔，如图3-2-5所示。

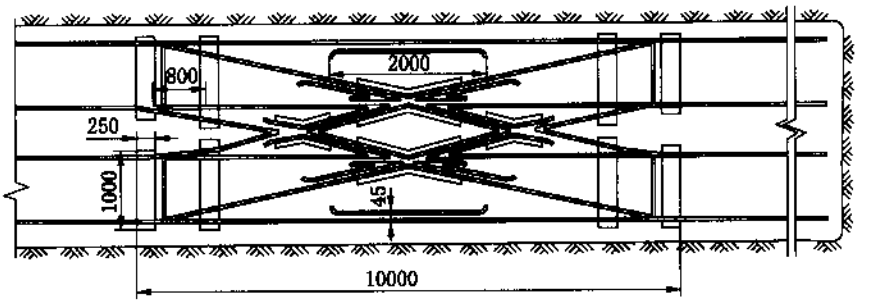
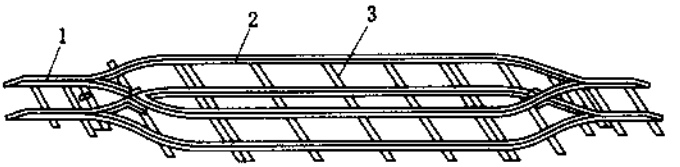


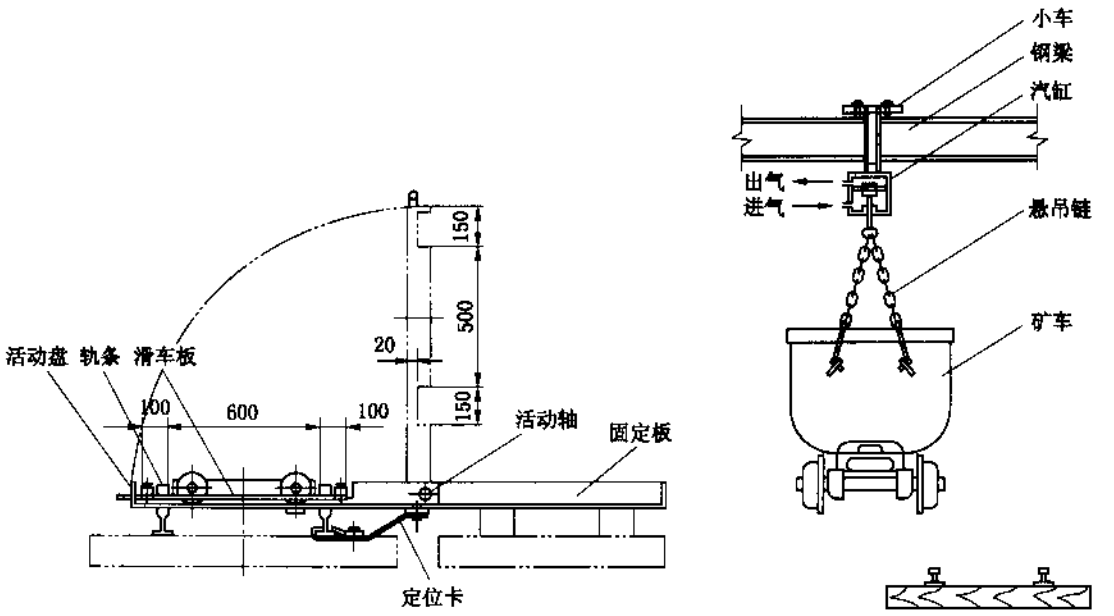
图3-2-4 菱形浮放道岔



1—道岔；2—浮放轨道；3—支撑装置

图3-2-5 单轨浮放双轨道岔

翻框式调车器--般用于单轨巷道，风动调车器可用于单轨巷道或双轨巷道，如图3-2-6所示。翻框调车器是由金属活动盘和滑车板组成。活动盘浮放在巷道的轨面上，随



(a) 翻框式调车器　　(b) 风动调车器

图3-2-6 调车器示意图

时可以紧随装岩工作面向前移动。以同样原理制作了气动吊车器，用压气汽缸将空车吊离轨面以达到上述调车目的。

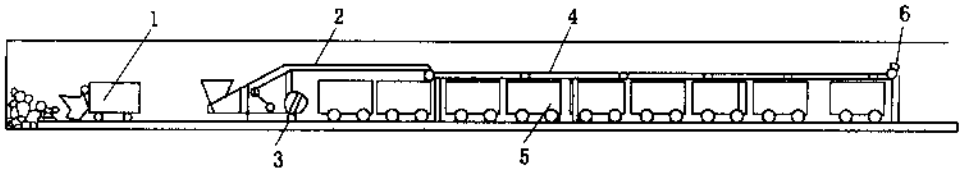
3. 利用专用转载设备

常用的转载设备有胶带转载机、斗式转载车、梭式矿车和仓式列车等。

1）胶带转载机

悬臂式胶带转载机采用反复调车的方法，虽然可以增加连续装车的数目，但其调车组织工作比较复杂，现场应用较少。

支撑式胶带转载机设有辅助轨道，专供支撑行走。由于长度较长，往往能存放足以将一茬炮爆落矸石全部装走的矿车数，因而可完全消除由于调车而导致的装岩中断，并大大减少单轨长巷道铺设道岔或错车场的工作量，适用于直线段巷道的掘进。胶带转载机和工作布置示意如图 3－2－7 所示。



1—装载机；2—悬臂式转载机；3—电动机；4—支撑式转载机；5—1m³矿车；6—输送机电动机

图 3－2－7　胶带转载机工作布置示意图

悬挂式胶带转载机的特点是转载机悬挂在巷道顶部的轨道上。轨道可采用钢轨或槽钢制成，用锚杆吊挂或直接固定于巷道支架的顶梁上，随工作面推进而向前接长延伸。它的移动可用装岩机或电机车牵引或推顶的方式完成。

2）梭式矿车

梭式矿车是一种大容积的矿车，也是一种转载设备。根据工作面的条件，可以采用 1 台梭车，亦可把梭车搭接组列使用，一次将工作面爆落的矸石装走。

采用梭式矿车，井下需要有专门的卸载点，如溜井、矸石仓等。如若有“丁”字巷道，可采用将梭车尾部抬高直接卸入矿车的方法；也可采用由梭车卸入固定地点的转载机，再由转载机装入矿车的办法。

3）仓式列车

仓式列车由头部车、若干中部车及 1 台尾部车组成，链板机贯穿整个列车车厢的底部。使用时，根据一次爆破出岩量确定中部车箱数量。仓式列车适用于断面为 4.5 ~ 8.5m² 的较小巷道，但需两次转载，一般把煤、矸直接卸到刮板输送机或煤（矸）仓里，因此仓式列车很适用于煤、半煤岩巷掘进运输。

2.1.4.3　辅助运输

1. 无轨胶轮车运输

无轨胶轮车运输适用条件：

（1）巷道底板坚硬，普氏系数 $f \leqslant 4$，纵向坡度 < 14°，横向坡度 3° ~ 5°。

（2）巷道最小宽度应满足多功能车和支架搬运车的宽度要求，一般每侧需留设不小于 300mm 的安全间隙，巷道转弯最小外半径 7 ~ 8m。

(3) 巷道最小高度应以运送液压支架搬运车的高度为准，距离顶板不小于250mm。

(4) 巷道需风量不低于250m³/min。

采用无轨胶轮车辅助运输，为提高矿井生产能力创造了有利条件，从根本上解决了煤矿长期以来辅助运输制约生产能力的瓶颈问题。

2. 卡轨车运输

卡轨车适用条件：

(1) 绳牵引卡轨车适合巷道斜长大于600m的斜井、采区上下山及工作面顺槽等，以及巷道倾角大于12°、需运送大型设备的斜巷。绳牵引卡轨车的运输距离一般不大于1500m。

(2) 绳牵引卡轨车适应的巷道倾角一般小于25°，以滚筒绞车方式牵引的卡轨车，最大倾角可达45°。

(3) 绳牵引卡轨车应尽量在拐弯较少的线路上运行，且不可进入分支岔道。

(4) 柴油机卡轨车一般宜在倾角小于8°的巷道内运行。

3. 单轨吊车运输

国内生产的单轨吊车最大爬坡角度为18°，运输运距一般为1000～2000m，最大可达3000m；运行速度为：运人为1.5～2m/s，运料和设备为2～2.5m/s，有时高达4.5m/s。

4. 齿轨车运输

在低坡度时齿轨车的牵引力比较大，在立井开拓的矿井中能与矿车运输紧密衔接，实现从井底车场到工作面端头的连续运输。其主要缺点：

(1) 采掘设备只能运到工作面端头，往工作面内部运输仍需用绞车拖拉。

(2) 齿轨车受轨面条件的影响较大，当轨面上有水、浮煤等，机车与轨道的摩擦因数会降低，即使坡度在4°以下、负重不满载时，也会出现拉不动现象。

(3) 在两条24kg/m的普通钢轨中间铺设一条齿轨，对于巷道底板的适应能力，有轨车不如无轨车，而且在发生底鼓时有轨车不易处理。

2.1.5 巷道支护

1. 锚杆、锚索安装

锚杆、锚索安装质量要求及检验方法可参见表3-2-3和表3-2-4。

表3-2-3 锚杆安装质量要求及检验方法

质检项目分类		质量要求	检验数量与方法
保证项目	锚杆	锚杆的杆体及配件的材质、品种、规格、强度、结构必须符合设计要求	检查产品合格证书或材料试验报告，并现场实查
	水泥卷、树脂卷、砂浆等锚固剂	材质、规格、配比、性能必须符合设计要求	检查产品合格证或试验报告
基本项目	安装质量	合格品：安装牢固，托板基本密贴壁面，不松动； 优良品：安装牢固，托板密贴壁面，未接触部位必须楔紧	班组逐排检验、抽查时，立井查点间距<15m，平、斜巷<20m，查点不少于3个。检查采用扳动、观察或抽查施工记录的方法
	抗拔力	合格：最低值不小于设计的90%； 优良：最低值不小于设计值	硐室每300根或300根以下，取样不得少于1组。300根以上，每增加1～300根相应多取样1组，设计或材料变更应另取1组，每组不少于3根，用拉力计做抗拔试验，现场抽查

表3-2-3（续）

质检项目分类			质量要求	检验数量与方法
允许偏差项目	间距、排距/mm		±100	按安装质量检查方法选点，并抽查施工检查记录
	锚杆孔深度/m		0～+50	
	锚杆方向与井巷轮廓线（或岩层层理）角度（限值）		≤15°	
	锚杆外露长度	有托板/mm	露出托板≤50	按安装质量检查方法选点，尺量检查点前1排锚杆外露长度最大值
		无托板/mm	≤50	
		爆炸材料库硐室、锚喷巷道	0	

注：锚杆安装质量检测锚杆抗拔的检测方法，应遵照《锚喷支护工程质量检测规程》（MT/T 5015—96）。

表3-2-4　预应力锚索安装质量要求及检验方法

质检项目分类		质量要求	检验数量与方法
保证项目	锚索胶结材料	材质、规格、结构、强度必须符合设计要求，注浆材料及配比和注浆量要符合设计	对照设计检查产品合格证，并检验原材料的质量；检查施工检查记录，并现场实查
基本项目	钻孔方向	合格：钻孔轴线与设计轴线的偏差角不大于3°，优良：钻孔轴线与设计轴线的偏差角不大于2°	班组逐孔检查；中间、竣工验收时，抽查施工检查记录；插杆用半圆仪测定实际钻孔方位角与设计钻孔方位角之差值
	安装深度	合格：不小于设计深度的95%，优良：不小于设计深度	班组逐根检查；插杆尺量检查或抽查施工检查记录
	锁定后的预应力	合格：预应力的最小值不小于设计值的90%，优良：预应力不小于设计值	施工中逐根检查，按张拉设备上的压力仪表读数做好施工检查记录。方法为抽查施工检查记录
允许偏差项目	孔距/mm	±100	施工过程中逐根尺量，检查时抽查施工记录
	孔深/mm	0～200	
	锚索外露长度/mm	≤100	

注：预应力锚索适用于大跨度、高边墙的地下工程，采用普通锚杆不能提供足够的支护抗力。

锚杆抗拔力采用锚杆拉力计进行检测，然后根据检测结果评判锚杆抗拔力和安装牢固程度。各种锚杆必须达到规定的抗拔力。

2. 喷射混凝土施工

（1）喷射混凝土施工的工艺参数见表3-2-5。

表3-2-5 喷射混凝土施工的工艺参数

<table>
<tr><th>项目</th><th>参数的选择</th><th>备注</th></tr>
<tr><td>工作风压</td><td>工作风压是指正常喷射作业时，喷射机工作罐里的风压。不同类型的喷射机有不同的工作风压，并与喷射方向、输料长度等因素有关
喷射机的工作风压一般需要满足喷头（嘴）处的压力在0.1MPa左右。喷射机压力表上的工作风压可参照下列经验确定：
1. 罐式和转子式喷射机水平输料时（长度在200m以内）：
空载压力=0.001×输料管长度（m）MPa，
工作压力=1+0.001×输料管长度（m）MPa；
2. 简易喷射器工作风压应控制在0.35~0.5MPa；
3. 在喷射过程中，喷射机司机应与喷射手密切配合，根据实际情况及时调整风压。
当喷射距离变化时可参考以下数值：
1. 水平输料每增加100m，工作风压应提高0.08~0.1MPa；
2. 倾斜向下（25°~30°）每增加100m，工作风压应提高0.04~0.05MPa；
3. 垂直向上每增加10m，工作风压提高0.02~0.03MPa</td><td>某矿用WG-25g喷射机在井深240m喷射时，工作风压为0.06MPa；在井深达到380m时，工作风压增加到0.1MPa</td></tr>
<tr><td>水压</td><td>应保证喷头处的水压：0.15~0.2MPa</td><td></td></tr>
<tr><td>水灰比</td><td><table><tr><th>水灰比</th><th>喷层外观</th><th>喷射效果</th></tr><tr><td>>0.45</td><td>表面起皱，滑动流淌</td><td>与岩石黏结差，流淌损失大</td></tr><tr><td>0.4~0.45</td><td>平整，黏结性好，石子分布均匀</td><td>强度高，与岩石黏结强，回弹小，粉尘小</td></tr><tr><td><0.4</td><td>灰暗，有干斑，密实性差，料束分散</td><td>喷层均质性差，强度低，回弹小，粉尘大</td></tr></table></td><td>不论潮式、湿式喷射，水灰比均以0.40~0.45为宜</td></tr>
<tr><td>一次喷射厚度/mm</td><td><table><tr><th>部位</th><th>掺速凝剂</th><th>不掺速凝剂</th></tr><tr><td>边墙</td><td>70~100</td><td>50~70</td></tr><tr><td>拱部</td><td>50~60</td><td>30~40</td></tr></table></td><td>一次喷射层厚度过大，将出现喷层下坠、流淌或与岩面之间出现空壳；喷射层太薄，骨料易回弹</td></tr>
<tr><td>喷射间隔时间</td><td>1. 后一层喷射应在前一层混凝土终凝后进行；
2. 喷射作业紧跟工作面时，混凝土终凝到下一循环爆破时间不应少于3h</td><td>1. 喷射混凝土设计厚度大于一次喷射层厚度时，应进行分层喷射；
2. 当间隔时间超过2h时，复喷前应先喷水湿润</td></tr>
<tr><td>作业与养护气温</td><td>1. 喷射作业区气温不应低于5℃；
2. 混合料进入喷射机的温度高于5℃；
3. 气温低于5℃时，不得喷水养护</td><td>喷射混凝土强度在下列数值时，不得受冻：
1. 普通硅酸盐水泥配制的喷射混凝土低于设计强度等级的30%时；
2. 矿渣水泥配制的喷射混凝土低于设计强度等级的40%时</td></tr>
</table>

（2）锚喷支护工程质量检测常用机具见表3-2-6。

表3-2-6　锚喷支护工程质量检测常用机具

名　称	型号	用　途	对主要技术性能要求
混凝土强度检测仪	HQC40	点荷载试验法检测混凝土强度	最大工作荷载应不小于30kN，液压缸面积为19.63cm^2，测试芯样直径为30mm和50mm
混凝土拉拔仪	HLB8	用拔出试验法检测混凝土强度	最大拔出力应不小于40kN，工作行程应不小于5mm，圆环式承力环内径为55mm
	PL-1		最大拔出力应不小于14kN，工作行程应不小于5mm，3支承点中心的内切圆直径为140mm
混凝土取样钻机	ZQH6	采用HQC40检测混凝土强度时，取喷射混凝土芯样	使用金刚砂薄壁钻头，内径为30mm
		采用HLB8检测混凝土强度时在喷层内钻孔、切槽	钻孔钻头外径18 $^{+0.5}_{-0.1}$mm，切槽砂轮直径18 $^{+0.5}_{-0.1}$mm，砂轮轴直径为10mm，砂轮厚度为（10±0.5）mm，砂轮与砂轮座间净距离应为（25±0.5）mm
	ZQ-1	用HQC40和MPJ8检测混凝土强度时，钻取喷射混凝土芯样	使用金刚砂薄壁钻头，内径为50mm
	FZQ-1		使用金刚砂薄壁钻头，内径为30mm和50mm
	BQ16	用PL-1检查混凝土强度等级，在喷层内钻孔切槽	钻孔钻头直径应为16mm，切槽轮直径应为16mm，轮轴直径应为10mm，切槽轮厚度应为5mm，切槽轮与砂轮座间净距离应为25mm
锚喷质量检测仪	MPJ8	点荷载法检测混凝土强度，检测锚杆锚固力	最大工作荷载不小于80kN，液压缸面积为11.43cm^2，加荷锥体台角应为60°，球面曲率半径应为5mm
锚杆探测仪	MR-1	探测无金属网的喷射混凝土内金属锚杆位置	最大探测深度不小于200mm，定位精度为±10mm
	MT-2 PMT-1	探测有金属网的喷射混凝土内金属锚杆位置	
超声波断面量测仪	GCL-1	检测锚喷支护工程规格	量测误差应小于1%，可全方位量测，量测范围0.61~13.0m
锚杆拉力计	ML-10 ML-20	检测锚杆锚固力	最大工作荷载不小于70kN，工作行程不小于10mm
智能点荷载数显仪	ZD-1	与HQC40混凝土强度检测仪配套使用，具有存储、数显、打印和保持混凝土点荷载峰值等智能化功能	数显仪精度不低于0.5级，分辨率应不低于0.05MPa

2.2 倾斜巷道施工技术

自运输水平向上倾斜的巷道称为上山，向下倾斜的巷道成为下山。上山和下山都是采区中的倾斜巷道。若从掘进方向而言，上、下山均可由下向上施工（常称为上山掘进），也可以自上向下施工（常称为下山掘进）。

1. 钻眼爆破

由于巷道具有向上倾斜的特点，因此钻爆工作要防止底板的“上飘”和“下沉”。上山掘进时，倾角较大的上山，其底板倾角容易“下沉”，使上山倾角变小；倾角较小的上山，施工中其底板容易“上飘”，超过上山的设计倾角。

上山掘进中，爆破抛掷出来的矸石容易将临时支架或后面的悬挂物崩倒或崩掉。因此爆破时除对这些设施加以保护和加固外，还应改为底部掏槽。槽眼的角度均应小于上山的倾角，槽眼的眼口距设计上山底板约为1.0m。槽眼的数目应视岩性而定。若沿煤或软岩层掘进，可采用三星掏槽，但要掌握好下面两个炮眼的角度和深度。当岩石较硬时，底眼可插入底板200mm左右，适量装药，上方的一个槽眼应沿上山方向稍向下倾斜，如图3-2-8所示。

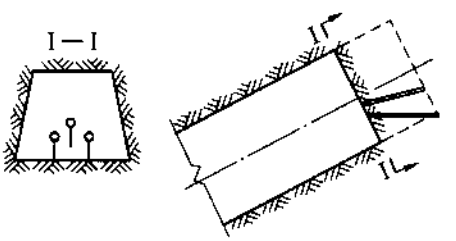


图3-2-8 上山掘进掏槽方法

在煤或软岩中掘进，同样要采用光面爆破，以利于永久支护；周边眼的位置应略微离开设计掘进断面轮廓线，以保证永久支护后的断面尺寸。

2. 装岩与提升运输

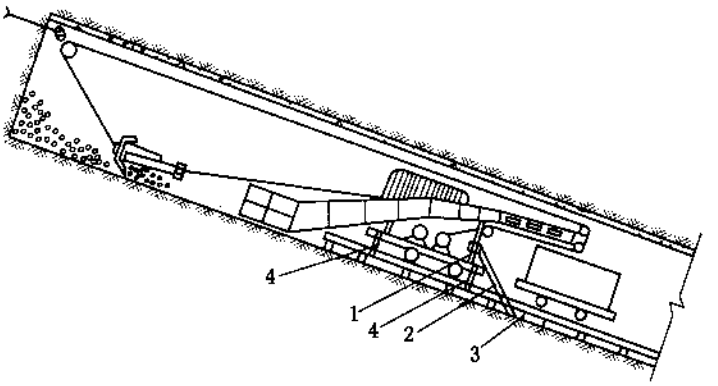
上山掘进时，由于爆破下来的煤或岩石能借助自重下滑，所以装岩和排矸比较容易，而向上供料比较困难。

上山掘进时，应使用机械装岩。当上山倾角小于10°时，可以使用ZMZ-3型装煤机配合刮板输送机运输；当上山倾角不大于30°时，还可采用耙斗装载机。耙斗装载机在上山掘进中的下滑问题比斜井掘进时更为突出。因此，耙斗装载机在安设时，除自身的4个卡轨器以外，还需另添防滑加固装置。图3-2-9是广泛应用的一种简单的防滑加固装置。

耙斗装载机安设的位置，距上山掘进工作面的最近距离以不小于8m为宜。随着掘进工作面向上推进，耙斗装载机每隔30~50m需向上移动一次，每移动一次约需8~16h。其主要工作是清底、铺轨、移机、固定、调试。移动时，可以利用提料小绞车向上牵引。若向上角度大，可用提升机和耙斗装载机自身绞车联合牵引上移。移机时，工作面上的定滑轮必须固定牢固，机后严禁有人。

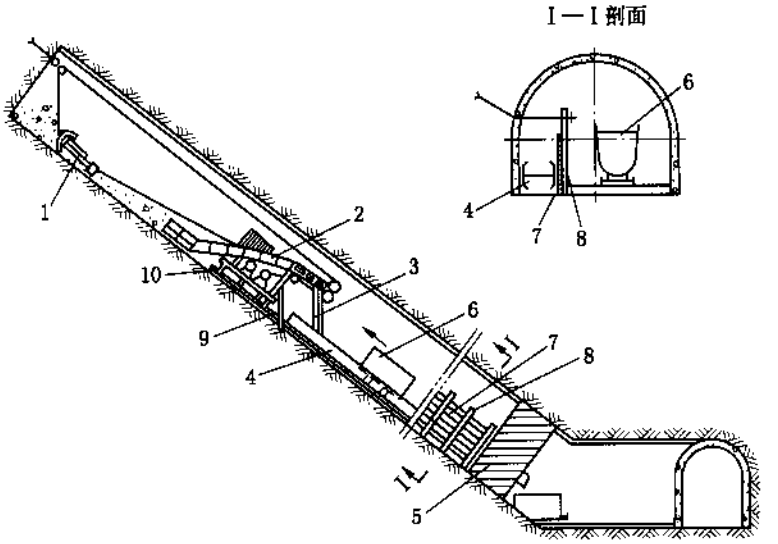
为提高装岩生产率，耙斗装载机可以与刮板输送机或溜槽配套使用，这时需在耙斗装载机的卸载口下接一节斜溜槽，使矸石进入溜矸道或刮板输送机上，如图3-2-10所示。

上山掘进时的排矸方式与上山倾角有关，当上山倾角大于30°时，矸、煤可沿上山底板借自重下滑，只在上山下口装运矸石即可；当倾角为20°~30°时，可用铁溜槽溜矸，在矸石仓下口装运矸石；当倾角为15°~20°时，可用刮板输送机或搪瓷溜槽溜矸到矸石仓内。为防止矸石下滑中飞起伤人，溜矸道一侧要设挡板。上山下口的临时矸石仓应设专人管理，向矿车内放矸时注意不要窜矸。



1—耙斗装载机的后立柱；2—钢轨斜撑；3—枕木；4—卡轨器

图3-2-9　上山掘进时耙斗装载机防滑装置

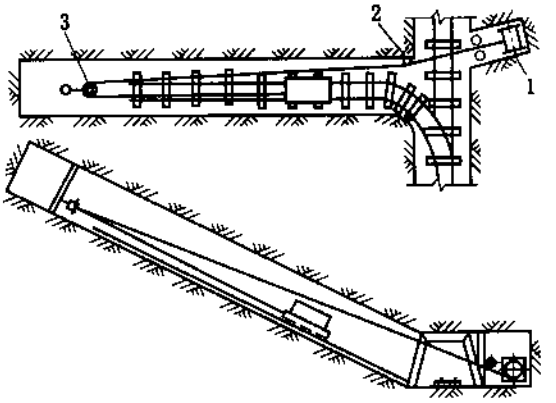


1—耙斗；2—耙斗装载机；3—斜溜槽；4—刮板输送机或溜槽；5—矸石仓；6—矿车；7—挡板；8—立柱；9—防滑钢轨斜撑；10—卡轨器

图3-2-10　耙斗装载机与刮板输送机或溜槽配套关系

在上山掘进中，向工作面运送材料，如是单巷掘进，既要铺设刮板输送机又要铺设轨道。若是双巷同时掘进时，甲巷铺设刮板输送机，则乙巷可铺设轨道，用矿车或专用材料车向工作面运送材料。这时，甲巷所需的材料可通过联络巷搬运过去。乙巷的煤、矸石可直接装矿车下运，亦可由铺设在联络巷内的刮板输送机转运到甲巷的刮板输送机上集中下运。

凡是倾角小于30°的上山，均可用矿车提升材料和运出煤、矸。提升用的小绞车应根据上山的长度、绞车滚筒的容绳量来确定，一般用JD11.4或JD25型。小绞车应设在上山下口与平巷衔接处一侧的巷道内，并偏离上山轨道中心线的位置，以策安全。其布置方式如图3-2　11所示。



1—提升绞车；2—立轮；3—倒滑轮

图 3-2-11 上山掘进时提升绞车及倒滑轮的布置

如果上山斜长超过提升绞车的容绳量时，可在上山适当位置增加一套提升设施，分段提升。

由于上山掘进中，用矿车提升运输是依靠工作面附近安设的定滑轮反向牵引实现的，所以滑轮必须安设简便而牢固。若上山倾角小（20°以下）或用 1t 矿车提升时，定滑轮通常固定在耙斗装载机机架尾部；当上山倾角大（20°以上）或用 3t 矿车提升时，为减少耙斗装载机的下滑力和振动，常在耙斗装载机的簸箕口下安设一个定滑轮，同时在其后 2～2.5m 处的近绞车绳一侧打上锚杆安装导向轮。若底板岩石稳固，也可用锚杆直接将定滑轮固定在上山底板上。

3. 支护工作

上山掘进时，由于顶板岩石有沿倾斜巷道向下滑落的趋势，因此，在架设金属支架时，棚腿要向倾斜上方前倾与顶底板垂线呈一夹角，这个角称为迎山角。迎山角的大小，取决于上山的倾角及围岩的性质。当上山倾角为 30°～45°时，迎山角为 3°～4°。若上山倾角不小于 45°时，为了防止上山底板的下滑，尚需设底梁，形成封闭式支架结构。

采区主要上山或其他服务年限较长的上山掘进和支护工艺与斜井和平巷基本相同。若采用锚喷、锚索支护时，锚杆要垂直上山顶板和侧帮布置，顶锚杆施工比平巷和斜井都容易，施工质量会更好。喷射混凝土工序可滞后掘进工作面一段距离（约 20m）与掘进平行作业。

4. 通风工作

上山掘进时，由于瓦斯比空气轻，容易积聚在工作面上方，通风工作尤为重要。为保证上山掘进的安全，必须加强通风和瓦斯检查工作，严格遵照《煤矿安全规程》的规定，通风设施要齐全，运转要正常，无论何时都不准停风。如因检修、停电等原因不得已停风时，全体人员必须撤出，待恢复通风及检查瓦斯之后，才允许人员进入工作面。

高瓦斯矿井的上山掘进时，均要求采用压入式通风，风筒接到工作面，风筒口距工作面的距离必须远远小于其有效射程。若上山过长、远距离通风有困难时，应选用合理的局部通风机，减少风筒漏风和降低风筒阻力。必要时采用两台局部通风机集中串联通风，以提高风压。若瓦斯量大，亦可采用双通风机、双风筒压入式通风，以加大通风能力，提高

通风质量。

5. 掘进机械化作业线配套

在大断面上山掘进中，根据排矸方式的不同，有3种机械化作业线配套方案。

（1）风动凿岩机—耙斗装载机—矿车。在上山掘进中，多年来广泛应用气腿式风动凿岩机破岩，耙斗装载机装岩，提升小绞车直接将矿车提至卸矸口下装岩排矸。在上山不太长（300m以内），倾角在15°～25°时，选用该作业线施工能取得较好的效果。上山施工机械化作业线设备配套示例见表3－2－7。

（2）风动凿岩机—蟹爪装岩机—刮板输送机—矿车。与上条作业线的不同之处在于装岩机械和转载机械。蟹爪装岩机可连续装岩，生产能力较大，在上山较长（500m以上），上山倾角在15°以下时，可选用该作业线。

（3）风动凿岩机—耙斗装载机—溜槽—矸石仓—矿车。这条作业线适用于大倾角（30°以上）上山的掘进。

表3－2－7　上山施工机械化作业线设备配套示例

配套形式	配套内容与方法	方案适应性与优缺点
耙斗装载机紧跟工作面配SD－25型绞车反向轮提矿车排矸；气腿式风动凿岩机打眼；锚喷支护或其他支护	1. 用SD－25型绞车钢丝绳通过掘进工作面固定的4个地锚挂设的提升反向轮，随掘进工作面前进移动耙斗装载机； 2. 当耙斗装载机达到位置后，除卡好自带卡轨器外，另在底盘立柱下再增设1对大卡轨器拴住道轨，并在耙斗装载机前方两侧墙脚各打向下山方向的铁锚，用钢丝绳牵住机器底盘，防止设备后翻； 3. 若是煤层或软岩，应埋设穿入巷道两帮的地槽横向钢梁代替地锚； 4. 耙斗装载机底盘设绞车提升反向绳轮；SD－25型绞车置于下部车场，要安装牢靠，矿车通过反向绳轮提至矸石槽下装矸	适用倾角小于30°的上山施工 优点： 1. 耙斗装载机紧跟掘进工作面，装岩直观方便； 2. 向掘进工作面运输材料和进行喷射混凝土支护、挪移凿岩机都较方便省力。 缺点： 1. 挪移耙装机困难，埋设锚桩等辅助工作量较大； 2. 巷道坡度大时矿车装矸不易满，运行中易抬头，矿车前方要配重
耙斗装载机绞车设在下部车场，装矸溜槽紧跟迎头；绞车反向轮提矸车排矸；气腿式风动凿岩机打眼；锚喷支护或其他支护	将耙斗装载机绞车与耙岩溜矸槽解体；绞车置于上山下部车场、溜槽卡于掘进工作面轨道上；为防止上山倾角大、矸石自重向卸矸槽孔滑落，溜矸槽应加短节将倾角调小，立柱下应新加滑动铁底板；矿车提升反向轮可设在4个立柱的组合横梁上	适用于倾角大于30°的上山施工 优点： 1. 挪移装矸溜槽容易，地锚可少些，挪移较易； 2. 向掘进工作面运输器材方便省力。 缺点： 1. 耙斗装载机司机远离掘进工作面，要靠信号联系，操作不便； 2. 耙斗绳跳动较大，装岩时巷道不能过人

2.3　巷道快速施工技术

2.3.1　平巷施工机械化配套原则

（1）根据巷道围岩性质、断面大小、长度、施工计划等条件提出配套方案并进行论证，力求实现打眼、装岩、调车、运输、支护等主要工序的机械化作业。一般讲，单轨断面岩巷长度大于1000m，宜配以耙斗装载机为主的作业线；在双轨断面巷道长度大于

1000m 时，可考虑以侧卸式装载机、液压凿岩台车为主的作业线；在煤巷长度较大时宜发展悬臂式掘进机组。

（2）配套机械化作业线应能完成一次成巷和满足施工作业方式对安全与质量等的要求，以获得合理的技术经济指标。

（3）各工序配置的机械设备能力与性能应相互协调，形成最佳的综合生产能力。特别在单轨巷道施工中，装岩与钻眼、掘进与支护设备之间的协调尤为重要。

（4）配套各设备的选型应符合矿井运输系统、供电、压风、供风、机修以及企业技术管理水平等实际条件，设备配置数量与能力适当考虑富余量。

（5）配套的采准煤巷机械化作业线，其掘砌速度应大于采煤工作面的推进速度，设备防爆性能符合矿井瓦斯等级的有关要求。

2.3.2 岩巷施工机械化作业线配套

以钻爆法为主的岩巷机械化作业线，主要有 2 种：一是气腿式凿岩机配耙斗式或铲斗式装载机作业线；二是全液压凿岩台车配侧卸装载机作业线。第一种在我国应用较多，掘进速度一般为 60～70m/月。第二种在我国应用较少，但现在正在推广，其掘进速度一般可达到 100m/月左右。

1. 以耙斗装载机、气腿式凿岩机为主的机械化作业线

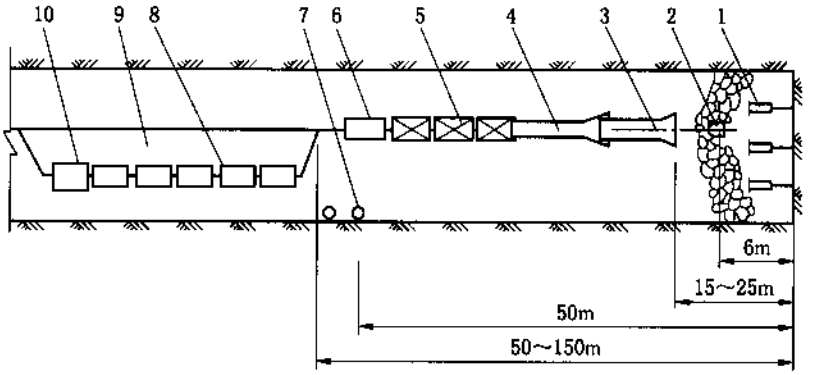
以耙斗装载机为主的机械化作业线是目前我国煤矿岩巷掘进中最常用的作业线，使用遍及全国大、中、小型矿井。由于耙斗式装载机已形成系列，可根据巷道断面大小选用并配以多台气腿式凿岩机、适当的转载调车设施与支护设备、不同的施工工艺和劳动组织形式，可以形成不同能力的掘进机械化作业线，见表 3－2－8。

表 3－2－8 以耙斗装载机为主的岩巷机械化作业线主要配套设备

耙斗装载机系列		转载设备	运输设备	钻眼设备	支护设备
型 号	适应巷道				
P－15 型(内行星轮式)或 ZP－20 型(液压内涨式)	巷高 1.8m 巷宽 2.5m	1. 单轨巷道内可考虑配置浮放道岔、胶带转载机等； 2. 双轨巷内可布置气动调车盘； 3. 巷道内有留矿或者梭车卸矸有高差可利用的巷道条件； 4. 采用胶带转载机时巷道应无拐弯巷道或曲轨半径大于 500m 方可	1. 2.5t 蓄电池电机车配 7 辆 1t 矿车； 2. 5t 电机车配梭车； 3. 1～2t 矿车若干辆	1. 气腿式凿岩机 YT 系列或 YTP 型多台； 2. 巷道断面每平方米面积内设凿岩机 1 台； 3. 激光指向仪 J28 型 1 台	1. 采用 HPC－V 型或 PC6、PI－5B、HPJ－1 等潮喷混凝土机，并配上料搅拌设备、计量设备； 2. 混凝土浇灌机配搅拌站和砌壁模板； 3. 锚杆打眼和安装机具； 4. 支架安装机具
P－30 型或 ZP－35 型	巷高 2m 巷宽 2.5m				
P－60 型或 ZP－60 型	巷高 2.5m 巷宽 3m				
P－90 型或 ZP－90 型	巷高 2.8m 巷宽 3m				
P－120B 型	巷高 3.1m 巷宽 3.2m				

注：表内 4 种设备应视巷道工程条件选择其中 1～2 项进行配套。

以耙斗装载机、气腿式凿岩机为主的机械化作业线在掘进工作面的布置如图 3－2－12 所示。为保证作业线的打眼能力，在工作面布置多台气腿式凿岩机同时作业。凿岩机



1—风动凿岩机；2—耙斗；3—耙斗式装载机；4—胶带转载机；5—重车；
6、10—电机车；7—混凝土喷射机；8—空车；9—调车场

图3-2-12　耙斗装载机、气腿式凿岩机为主的机械化作业线

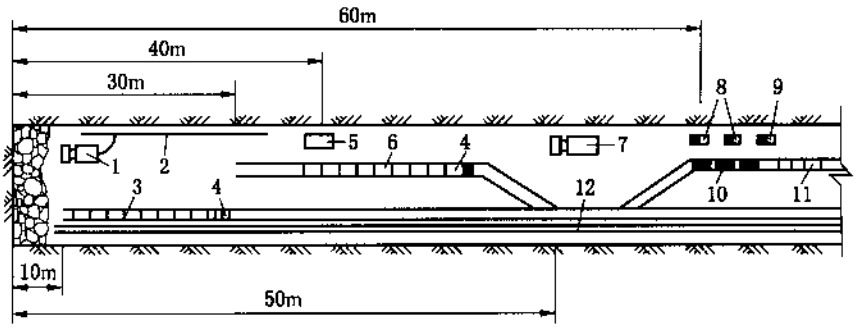
台数根据巷道断面大小、分配到工作面的压风能力和施工队伍素质而定，一般每1.5~2.5m^{2}掘进断面布置1台，实行定人、定机、定眼位打眼。

新型的P120B型耙斗装载机的技术生产率为120m^3/h以上，最高可达180m^3/h，平均技术生产率在100m^3/h左右。考虑矿车调度时间，耙斗机的实际生产率为30~40m^3/h。

岩巷掘进采用这种传统工艺，月进尺一般保持在70m左右的水平。在单个工序上进行工艺改革后，如推广中深孔控制爆破技术，岩巷掘进水平可提高到100m以上，但与国内外先进技术相比，仍存在很大差距。

2. 侧卸装载机配全液压凿岩台车作业线

我国大断面岩巷快速高效机械化综合配套作业线以CMJ17履带式全液压凿岩台车配ZC-3履带式侧卸装载机为代表，在岩巷掘进中取得了较好的成绩。侧卸装载机从一产生就与机械化快速施工联系在一起，它机动灵活，全断面装岩，不留死角，同时可以向一列矿车卸载，如图3-2-13所示。



1—耙斗装载机；2—装载机电缆及钢丝绳；3—正在装岩的矿车；4—电机车；5—全液压凿岩台车；6—特装空矿车；7—备用装载机；8—混凝土喷射机；9—备用喷射机；10—料车；11—空矿车；12—风筒

图3-2-13　以侧卸装岩机为主的岩巷掘进机械化作业线示意图

根据配套设备、工艺的不同，这种作业线可细分为以下3种：

1）侧卸装载机配全液压凿岩台车作业线

开滦集团公司钱家营矿-850m水平东翼轨道大巷为半圆拱形断面，采用锚喷网支护，掘进面积为5.1m×3.85m，采用CMJ17履带式全液压凿岩台车配ZC-3履带式侧卸装载机作业线。年累计进尺1202.6m，平均月进尺100.2m，工效为2.18m/（月·人），实现了快速、高效施工，其配套作业线设备见表3-2-9。

表3-2-9 设备综合配套表

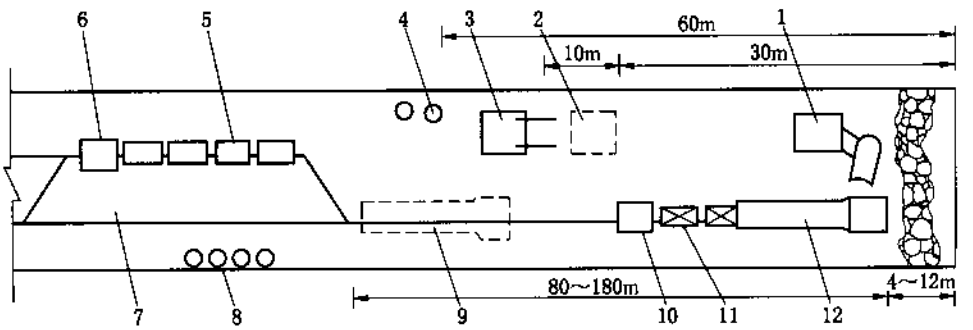
设备名称	设备型号	数量	制造厂
履带式双臂液压凿岩台车	CMJ17	1	宜化采掘机械厂
履带式侧卸装载机	ZC-3	1	浙江小浦煤机厂
蓄电池电机车	CXT-8A	2	抚顺蓄电池机车厂
混凝土喷射机	转子Ⅴ型	1	河南康达机械厂
激光指向仪	BJZY-1	1	徐州测量设备厂

某矿引进一套CMJ17A型液压凿岩台车，采用钻车双臂同时打眼，转Ⅶ型喷浆机喷浆，MQT-80型锚杆机安设锚杆，采用ZC-3B型侧卸式装载机装岩，蓄电池机车配合装运。使用以来，掘进施工速度明显加快，单月进尺最高达125m，平均月进尺达到122m，其经济效益十分明显。

采用该作业线时，炮眼深度为2m左右，采用直眼掏槽、多段毫秒电雷管全断面一次爆破，循环进尺1.6~1.8m。

2）侧卸装载机、全液压凿岩台车配胶带转载机组成的作业线

根据现场测试，装载机向最后一辆矿车卸载往返行走距离可达50m。装载机每掘进1m大巷，平均行走1.5~1.8km。为缩短侧卸装载机行走距离，提高装矸效率，同时减轻侧卸装载机履带行走部对工作面巷道底板的碾压破坏，改善施工条件，在侧卸装载机与矿车间增加一转载环节，如图3-2-14所示。



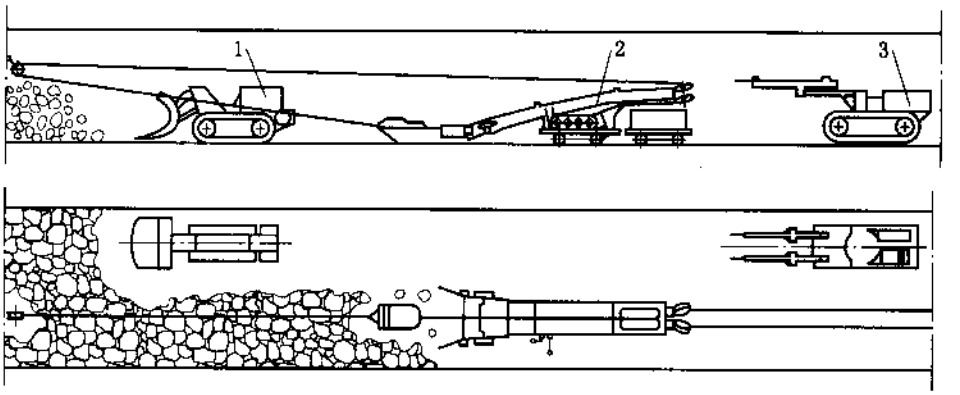
1—侧卸式装载机；2—爆破时装载机位置；3—全液压凿岩台车；4—混凝土喷射机；5—空车；6、10—电机车；7—调车场；8—爆破开关；9—爆破时转载机位置；11—重车；12—胶带转载机

图3-2-14 侧卸装载机与胶带转载机配套

根据工作面设计情况，转载机布置在侧卸装载机铲斗卸载一侧的轨道上。装载机铲取的岩石不直接卸入矿车，而是卸到转载机头部的料石仓中，通过胶带输送到机尾，转卸入矿车中。装满一列矿车后，重车组由电机车牵引离开工作面。由于不是直接卸入各矿车中，侧卸装载机往返行走距离可缩短60%，实际生产率可提高50%，明显减少了装岩工序时间，加快了掘进速度。同时，底板破坏程度明显减轻，工作面环境改善，侧卸装载机相关机件使用寿命延长。

3）侧卸装载机、全液压凿岩台车配耙斗装载机作业线

为解决上述两种作业线在排矸上存在的问题，根据施工巷道和作业线设备的特点，可采用侧卸装载机与耙斗装载机配套，实现连续清理掘进工作面矸石，这是中大断面岩巷掘进施工较好的设备配套方案，如图3-2-15所示。



1—侧卸装载机；2—耙斗装载机；3—全液压凿岩台车

图3-2-15　侧卸装载机与耙斗装载机配套

将耙斗装载机置于掘进工作面一侧，用全液压凿岩台车打工作面炮眼。爆破后，侧卸装载机将工作面矸石铲运至耙斗装载机料仓前，由耙斗装载机将矸石扒装入矿车。该作业线也具有减小侧卸装载机行走距离、提高实际生产率的优点。而且，由于耙斗装载机料仓前巷道一侧是天然的贮矸场，侧卸装载机可将矸石推至巷道一侧，贮于耙斗装载机料仓前，解决了胶带转载机不能贮矸的问题。一般情况下，出矸只需要正常矿车数量的一半，其余矸石可暂时贮于耙斗装载机前。侧卸装载机可清理工作面，为全液压凿岩台车进入作准备。在耙斗装载机出矸时，可实现工作面打眼、临时支护等工序平行作业。

3 硐室、煤仓和交岔点施工技术

硐室、煤仓和交岔点围岩的稳定性与施工方法有关。在确定硐室、煤仓和交岔点施工方法前应做好围岩的工程地质和水文地质勘测工作，以便为围岩的稳定性做出评价，并以此为基础正确地选择掘进方法和支护形式与参数。在选择施工方法时，应合理安排施工顺序并根据围岩的稳定性分析判断允许岩石暴露的面积和时间，以选择合理的掘进方法。

3.1 硐室施工

硐室是指位于井底车场，为煤矿井下各种用途服务而开凿的地下空间，如马头门、水泵房、变电所、箕斗装载硐室和翻罐笼硐室等，它们是井底车场的重要组成部分。井底车场内的各种硐室由于用途不同，其结构、形状和规格也相差很大。与巷道相比，交岔点及硐室有以下特点：

（1）大，即硐室规格尺寸大。断面积有几十甚至上百平方米，如交岔点处巷道断面往往是单个巷道断面积的2～3倍。

（2）高，即工程质量要求高。硐室服务年限长，结构复杂，形态各异，规格不一，有的为了安装机电设备，需掘筑设备基础、管缆沟槽，安设起重梁等。交岔点及硐室的预留孔和预埋件不仅数量多、规格杂，位置也要求准确，特别是安装机电设备的硐室，以及爆破材料库、消防材料库等还要具防水、防潮、防火、抗渗的能力。

（3）难，即施工难度大。有些硐室如马头门、箕斗装载硐室等直接与井筒相连，有些硐室如井底煤仓、中央变电所和中央水泵房等大多位于井筒附近，井巷密集，围岩受力状态比较复杂，地压应力集中，在施工过程中要承受多次爆破震动，围岩易松动，稳定性降低，增大了施工难度。

3.1.1 硐室施工方法

根据硐室断面大小和围岩稳定性等因素，煤矿井下硐室施工的方法可概括为导硐施工法、分层施工法和全断面施工法3类。

3.1.1.1 全断面施工法

全断面施工法是按硐室的设计掘进断面一次将硐室掘出，与巷道施工方法基本相同。有时因硐室高度较高，打顶部炮眼操作比较困难，全断面可实行多次打眼和爆破，即先在硐室断面的下部打眼爆破，暂不出矸，站在虚矸堆上再打硐室断面的上部炮眼，爆破后清除部分矸石，随之进行临时支护，然后再清除全部矸石并支护两帮，从而完成一个掘进循环。根据硐室的长度和断面大小等施工条件，可采用掘砌单行作业或平行作业等作业方式。

由于全断面施工的作业空间比较宽敞，施工机械设备容易展开，因而具有施工效率高、速度快、成本低等特点。但当硐室高度超过5.0m时，采用全断面施工就不大方便。但是如果使用凿岩台车和大型装载机等掘进设备，且围岩比较稳定时，这一方法就不受硐

室断面高度的限制。

全断面施工法一般适用于围岩稳定、断面高度不很大的硐室施工。

3.1.1.2　导硐施工法

导硐施工法是在硐室的某一部位先掘进小断面的导硐，然后再行开帮、挑顶或卧底，将导硐逐步扩大至硐室的设计断面。根据导硐在硐室断面内的部位不同，又可分为中央上导硐、中央下导硐、单侧下导硐、双侧下导硐和上下导硐等多种具体的施工方法。导硐可以一次掘硐室全长，然后再行扩硐，也可以使导硐超前一定距离，再进行扩硐工作。

导硐施工方法曾广泛用于围岩稳定性差、断面又较大的硐室，对特大断面硐室（如 50m^2 以上）多采用两侧导硐施工法。由于该法是先导硐后扩大，逐步施工，所以能有效地缩小围岩的暴露面积和时间，使硐室的顶、帮易于维护，施工安全得以保障。但该方法步骤多、效率低、速度慢、工期长、成本高。因此，随着锚喷支护技术的推广应用和对顶板控制能力的加强，这一方法的使用日渐减少。

1. 两侧导硐施工法

在松软、不稳定岩层中，为保证施工安全，在两侧墙部位置沿硐室底板开掘两个小导硐，其断面不宜过大，一般宽度为 1.8 ~ 2.0m，高度为 2.0m，以利控制顶板，如图 3 -3 - 1a 所示。掘一层导硐后随即砌墙，再掘上一分层的导硐，矸石存放在下层导硐里代替脚手架，再接砌边墙到拱基线位置，如图 3 - 3 - 1b 所示。墙部完成后开始挑顶砌拱，如图 3 - 3 - 1c 所示。拱部完成后，再爆破拆除中间所留的岩柱。

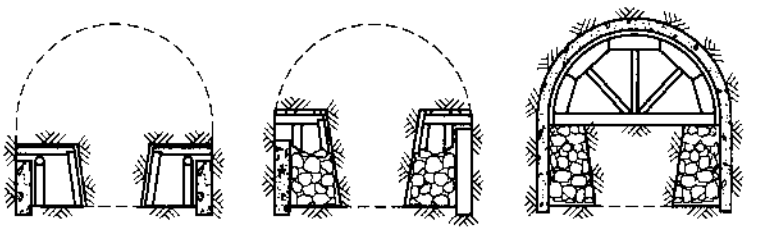


图 3 - 3 - 1　两侧导硐施工法

2. 中央下导硐施工法

导硐位于硐室中部靠近底板，导硐断面可按单轨巷道考虑，以满足机械装岩为原则。当导硐掘到预定位置后，再进行刷帮、挑顶，并完成永久支护工作。

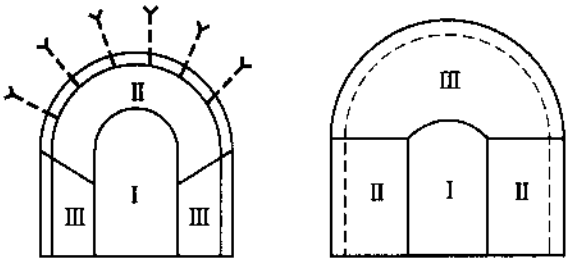
硐室采用锚喷支护时，宜用中央下导硐、先挑顶后刷帮的施工顺序，如图 3　3　2a 所示。挑顶的矸石可用装载机装出，挑顶后随即安装拱顶锚杆和喷射拱部混凝土，然后刷帮并喷射墙部混凝土。对于砌碹支护的硐室，适用于中央下导硐、先刷帮后挑顶的施工顺序，如图 3 - 3 - 2b 所示。在刷帮的同时完成砌墙工作，然后挑顶，完成拱部砌碹。

为方便施工和保证安全，在矿井开拓设计时，应尽量将硐室布置在稳定岩层中。若硐室的位置无法避开不稳定岩层，那就要采取可靠的技术措施，确保硐室施工的安全和

质量。

3.1.1.3 分层施工法

分层施工法是将硐室沿其高度分为几个分层，采用自上向下或自下向上分层施工，以便于操作的施工作业方法。分层施工法一般适用于围岩稳定或中等稳定、断面较大的硐室。采用这种施工方法，由于空间宽度较大，工人作业方便，与导硐施工法相比，具有效率高、速度快、成本低的优点。



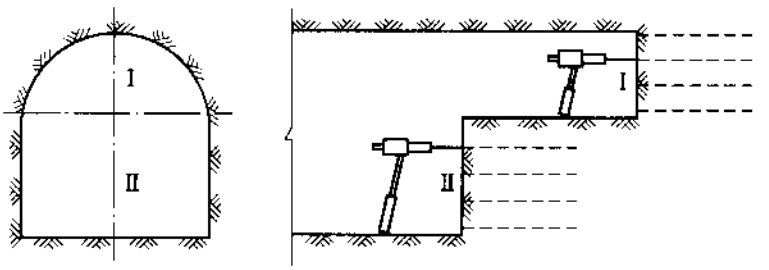
(a) 先拱后墙施工法　　(b) 先墙后拱施工法

图3-3-2 中央下导硐施工法

根据施工条件的不同，可以采用在逐段分层掘进时，随即进行临时支护，待各个分层全部掘完之后，再由下而上一次连续整体地完成硐室的永久支护的做法；也可以采用掘砌完一个分层，再掘砌下一个分层的做法；还可以将硐室各分层前后分段同时施工，使硐室断面形成台阶式工作面，上分层超前的称为正台阶工作面，下分层超前的称为倒台阶工作面。台阶高度一般为2~3m，台阶超前距离，应根据凿岩、装岩及工作组织而定，一般为3~5m。

1. 正台阶工作面（下行分层）施工法

按照硐室的高度，可将整个断面分为2~3个以上分层，每分层的高度以1.8~3.0m为宜，也可以按拱基线分为上、下两个分层。上分层的超前距离一般为2~3m，如图3-3-3所示。



(a) 硐室断面上下分层的划分　　(b) 上下分层施工的先后关系

图3-3-3 正台阶工作面施工法示意图

如果硐室采用砌碹支护，在上分层掘进时应先用锚喷支护进行维护（锚喷支护一般为永久支护的一部分）。砌碹工作可落后于下分层掘进1.5~3.0m，下分层也随掘随砌，使墙紧跟迎头。整个拱部的后端与墙成一整体，所以是安全的。

采用这种施工方法应注意的问题是：要合理确定上下分层的错距，距离太大，上分层出矸困难；距离太小，上分层钻眼困难，故上下分层工作面的距离以便于气腿式凿岩机正常工作为宜。图3-3-4为某矿水泵房正台阶工作面施工法示意图。

这种施工方法的优点是施工方便，有利于顶板维护，下台阶的爆破效率较高；缺点是使用铲斗装载机时，上台阶要人工扒矸，劳动强度较大，上下台阶工序配合要求严格，否

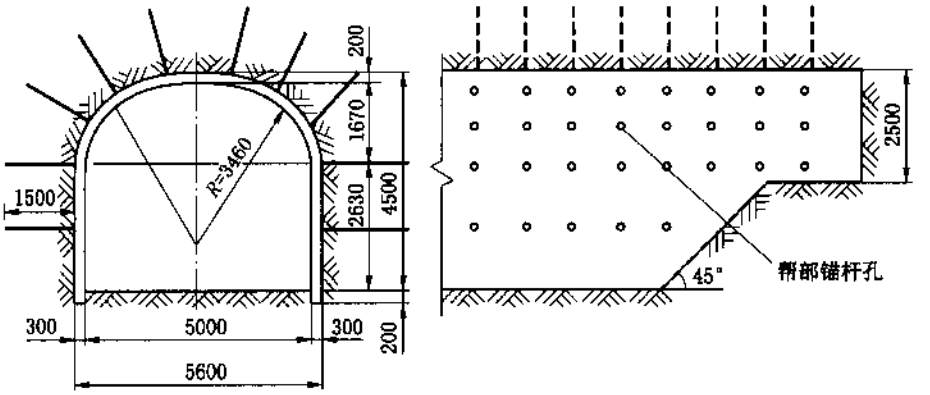


图3-3-4　某矿水泵房正台阶工作面施工法

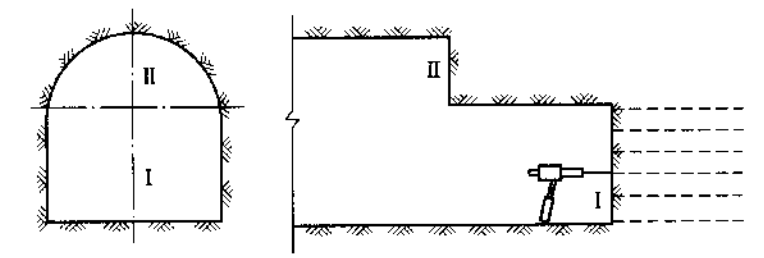
则易产生相互干扰。

2. 倒台阶工作面（上行分层）施工法

下部工作面超前于上部工作面的施工方法，如图3-3-5所示。倒台阶施工方法的优点是不必人力扒岩，爆破条件好，施工效率高，砌碹时拱和墙接茬质量好；缺点是挑顶工作较困难，下分层需要架设临时支护，故不宜采用。

施工时先开挖下分层，上分层的凿岩、装药、连线工作通过临时台架进行。为了减少搭设台架的麻烦，一般采用先拉底后挑顶的方法进行，以便登渣作业。

采用锚喷支护时，支护工作可以与上分层的开挖同时进行，随后再进行墙部的锚喷支护；采用砌筑混凝土支护时，下分层工作面Ⅰ超前4~6m，高度为设计的墙高，随着下分层的掘进，Ⅱ分层随挑顶随砌筑拱顶。下分层开挖后的临时支护，视岩石情况可用锚喷、木材或金属棚式支架等。



(a) 硐室断面上下分层的划分　　(b) 上下分层施工的先后关系

图3-3-5　倒台阶工作面施工法示意图

3.1.2　与井筒相连硐室的施工方法

马头门和箕斗装载硐室是煤矿井底车场与副井、主井井筒直接相连的两个主要硐室，其施工方法与一般硐室相同，但是由于它们与立井井筒相连，因此，二者的施工必须与井筒施工统筹考虑，合理安排。

3.1.2.1 马头门施工

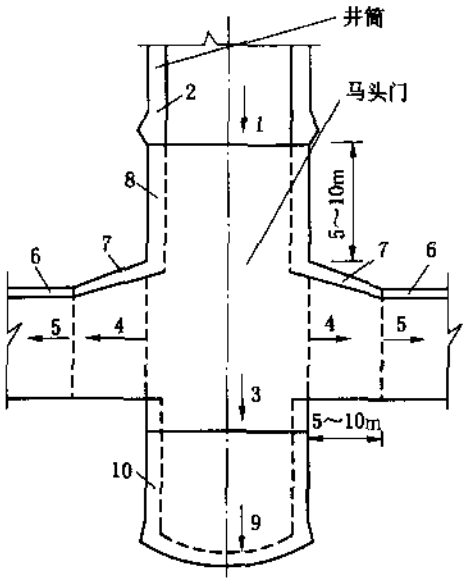
根据马头门与井筒施工顺序的先后，马头门的施工方法可分为与井筒同时施工法和与井筒顺序施工法两大类。

1. 部分马头门与井筒同时施工

当井筒掘进到马头门上方 5～10m 处时，暂停掘进，先将上段井壁砌好，随后再向下掘进井筒，当掘到马头门硐口处时，随井筒的施工将每侧 6～25m 的马头门同时掘进出来，然后再将马头门和这段井壁一次砌好。待马头门与井筒连接处施工完成后，再向下掘砌剩余的部分井筒。部分马头门与井筒同时施工的顺序如图 3－3－6 所示。

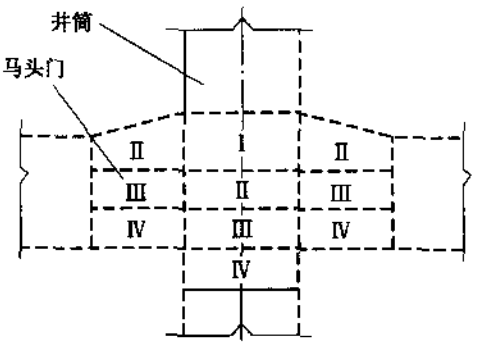
当岩层松软、破碎时，两侧马头门应分别施工；在中等以上稳定岩层中，两侧马头门可以同时施工。当围岩比较坚硬稳定时，可采用锚喷作临时支护。为了加快施工速度，可安排自上而下分层与井筒同时施工的方法施工马头门，如图 3－3－7 所示。

部分马头门与井筒同时施工，可以充分利用凿井设备和设施进行打眼爆破、通风排烟、装岩提升、压气供应、排水、拌料下料等工作，使准备、辅助工作大大简化。同时，支护的整体性好，工程质量易于保证。但是部分马头门施工占用井筒的施工工期，致使井筒到底时间向后推迟了一段时间。



1－10—马头门施工顺序

图 3－3－6 部分马头门的施工顺序



Ⅰ～Ⅳ—马头门施工顺序

图 3－3－7 部分马头门与井筒同时施工法

2. 部分马头门与井筒顺序施工

马头门与井筒顺序施工是指先掘砌完整个井筒，再返上来施工马头门。该顺序施工最突出的优点是马头门施工不占用井筒施工工期，使井筒可以提前到底。后期的马头门施工，也可能和其他工程平行。但是，顺序施工不如同时施工方案方便，而且由于井壁和马头门壁不是一次连续整体浇筑，所以需要特别注意马头门的工程质量。另外，井筒掘砌完成后，再掘砌马头门，由于井筒内悬空作业，施工时要重点考虑安全问题。

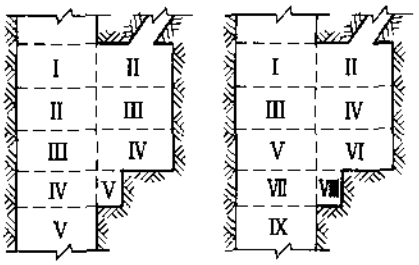
顺序施工的具体做法是：当井筒掘砌到马头门位置处时，预留下马头门的硐口不砌。硐口要预留得稍大一点，以免将来马头门掘进爆破时崩坏井壁。要暂时将硐口用喷射混凝土临时支护封闭起来，待井筒掘砌到设计深度后，再返上来施工马头门。为了施工方便，可以在马头门底板下方位置搭设一个临时固定盘作为掘砌的工作台，也可以直接利用凿井吊盘作为活动的掘砌工作台。

某煤矿的马头门施工采用了马头门与井筒顺序施工法。该马头门的掘进宽度为 5.36m，掘进高度为 4.86m，掘进断面为 22.96m^2，马头门在井筒掘砌到底后开始施工，前后只用了 8 天时间就完成了东侧 5.0m、西侧 4.0m 的马头门及信号硐室工程，有效地缩短了井筒到底时间。

3.1.2.2　箕斗装载硐室施工

箕斗装载硐室施工是矿井原煤提升系统中的关键工程，硐室断面大、结构复杂，施工中有大量的预留孔和预埋件，施工技术难度大，工程质量要求高。因此必须科学选择施工方案，精心施工。根据箕斗装载硐室与井筒施工的先后关系，煤矿现有的施工方法可概括为与井筒同时施工、与井筒顺序施工以及与主井井口永久建筑平行施工 3 类。

1. 箕斗装载硐室与井筒同时施工



(a) 同时分层施工　　(b) 交替分层施工

图 3-3-8　装载硐室与井筒同时施工示意图

井筒掘至硐室上方 4～6m 处停止掘进，并将上段井壁砌好，再继续下掘井筒至硐室位置。若围岩比较稳定，则井筒工作面与硐室工作面错开一茬炮的高度（1.5～2.0m），如图 3-3-8a 所示，同时自上而下分层施工，并保持井筒工作面始终超前。若围岩稳定性差，硐室各分层可与井筒交替施工，如图 3-3-8b 所示。硐室爆破落下来的矸石扒放到井筒中装提出井。随掘随采用锚喷或锚喷网进行一次支护，及时封闭裸露的硐室顶帮和井帮。在锚喷支护的保护下，逐层下掘，待整个硐室全部掘完后，再进行二次支护，由下向上立模板、绑扎钢筋，先墙后拱连同井壁连续整体浇筑。硐室底板在墙、拱筑好后再浇筑。硐室施工完成后，再继续向下开凿井筒。

这种施工方法充分利用凿井设备进行硐室施工，具有效率高、进度快、安全性好和硐室施工前的准备工作较少的优点，但是硐室施工占用了井筒工期，拖延了井筒到底的时间。

2. 箕斗装载硐室与井筒顺序施工

这一方案总的施工顺序是待井筒施工到底后，再开始箕斗装载硐室的施工。当井筒掘砌到硐室位置时，除硐口范围预留外，其他井筒部分全部砌筑。根据围岩情况，预留出的硐口部位暂时用喷射混凝土或锚喷混凝土做临时支护，待井筒掘砌到设计深度后，再返回来，采用自上向下分层法施工箕斗装载硐室。施工该硐室时，以凿井吊盘作为掘砌工作台，将硐室掘出的矸石全部放入井底，硐室完工后，再集中排矸。

箕斗装载硐室与井筒顺序施工的优点是可以部分利用凿井设备，如提绞设备、吊盘等；缺点是高空作业，安全性差，矸石全部落入井底，给后期清底工作增加困难，延长井

筒的施工期。目前不采用这种施工方法。

3. 箕斗装载硐室与主井井口永久建筑平行施工

为了使箕斗装载硐室的施工不占用井筒工期，有效地缩短建井总工期，待主井井筒掘砌到设计深度后，暂不立即利用凿井设备施工箕斗装载硐室，而在主井井塔工程施工的同时施工箕斗装载硐室，即箕斗装载硐室与主井井口永久建筑平行施工。

采用这种施工方法时，多在主井井筒到底后，立即组织主井和副井的短路贯通，并暂将主井井筒的提升由吊桶改装成临时罐笼，以使其担负井底车场施工的提升任务。待副井井筒永久提升设备开始运转以后，随之拆除主井的临时罐笼，再开始进行箕斗装载硐室的施工。这时施工硐室，由于主井井筒的凿井设备大部分已经拆除，需在井底车场或辅助水平的井筒通道处重新布置施工硐室用的提绞设备等，在井筒中重新安置保护盘、封口盘、吊盘和天轮平台。因此，硐室施工前期的准备工作量比较大，同时由于高空作业，必须采取防坠的安全措施。目前也不采用这种施工方法。

采用平行施工方案时，各辅助生产系统要重新布置，所以准备工作量较大。但其最大的优点是施工不占用建井工期。

3.2 煤仓施工

煤仓是位于井底车场或采区内用于存储和装载煤炭的重要结构。根据围岩稳定性及矿井年生产能力的大小，煤仓可分为垂直式和倾斜式两种。倾斜煤仓一般是拱形断面，其倾角在60°以上，适用于围岩稳定性较好、井采单一煤种或开采多煤种但不要求分装分运的中小型矿井。垂直煤仓一般是圆形断面，适用于围岩稳定性较差、可以分装分运的大型矿井。无论是垂直式煤仓还是倾斜式煤仓，其下口均要收缩成适合安装闸门的断面。

煤仓的永久支护一般采用混凝土浇筑，壁厚300～400mm，有的小煤矿也采用喷射混凝土，喷厚一般在150mm左右，但下部漏煤口斜面应采用混凝土浇筑。

煤仓的施工，一般采用先自下向上开凿小反井，而后再自上向下刷大设计断面的方法。就反井施工方法而言，有普通反井法、吊笼反井法、深孔爆破法和反井钻机法等几种。过去多采用普通反井法，后来逐渐被吊笼反井法取代。虽然吊笼反井法比普通反井法具有劳动强度低、节省坑木、掘进速度快、效率高、成本低等优点，但作业环境和安全性仍很差，同时该方法要求反井围岩较稳定及具有垂直精度较高的先导提升钢丝绳孔，所以使用范围受到限制。

20世纪70年代我国开始自制反井钻机，目前已有多台不同规格型式的反井钻机在煤矿中使用。反井钻机是一种机械化程度高、安全高效的反井施工设备，尤其是用它钻凿煤矿的反井、井下煤仓、溜煤眼、延伸井筒及各种暗立井时可大大提高建设速度，其施工速度为普通反井法的5～10倍，施工成本仅为普通反井法的67%。它还具有劳动强度低、作业安全、成井质量好等优点。

3.2.1 反井钻机施工煤仓

3.2.1.1 施工方式和施工设备

利用反井钻机钻凿反井的方式有两种：一种是把钻机安装在反井上部水平，由上而下先钻进一个导向孔（直径216～311mm）至反井下部水平，再由下而上扩大至反井的全断面，即上行扩孔法；另一种方式是把钻机安装在待掘反井的下部水平，先由下向上钻一导

向孔，然后自上而下扩大到断面，即下行扩孔法。下行扩孔法的岩屑沿钻杆周围下落，因此要求钻凿直径较大的导向孔，否则岩屑下落时在扩孔器边刀处重复研磨，不仅加剧了刀具的磨损，也影响了扩孔的速度。向上钻导向孔的井孔比较困难，人员又在钻孔下方，工作条件较差，正是由于这些原因，国内外多采用上行扩孔法。

我国煤矿应用的反井钻机主要有国产的 TYZ－1000、AF－2000、LM－120、ATY－1500、ATY－2500 等型号，此外还有从美国引进的 83RM－HE 型反井钻机，其中常用的有 TYZ 型、LM 型和 ATY 型系列的反井钻机，它们主要由主机、钻具（钻杆与钻头）、动力车、油箱车、起吊装置等部分组成，钻头分超前孔钻头和扩孔钻头，主机带有轨道平板车，工作时作装卸钻杆用，钻完后，主机倒放在平板车上运送出去。

3.2.1.2　反井钻进

现以 LM－120 型反井钻机为例，说明某矿采用反井钻机施工煤仓的方法。

1. 准备工作

（1）施工之前在反井的上口位置，按照设计尺寸要求用混凝土浇筑反井钻机基础。基础必须水平，而且要有足够的强度。若井口底板是煤层或松软破碎岩层，应适当加大基础的面积和厚度；若底板是稳定硬岩，可适当减少基础的面积和厚度。

（2）导孔钻进时冷却器的冷却水要求流量为 7.2m^3/h，压力为 0.8MPa，以冷却钻头和排除岩屑。

（3）因 LM－120 型反井钻机电气线路极为简单，未专门配置电气控制箱，所以只需用两台隔爆型磁力启动器和两个隔爆启动按钮，在施工现场将电源分别接入电机即可。该机总功率为 62.5kW，主泵电机 DYB－55 功率为 55kW，电压为 660～1140V。副泵电机 BJO2－51－4 功率为 7.5kW，电压为 380V/660V，共用电压为 660V。若井下只有 380V 或 1140V 电源，则需要增设变压器。

（4）钻机安装。钻机运到现场以后，按照图 3－3－9 所示的位置排列，然后找正钻机车的位置，拧紧卡轨器后便可按照如下步骤进行工作：往油箱内注油，连接动力电源及液压管路，启动副泵，升起翻转架将钻机竖立，使其动力水龙头接头体轴心线对正预钻钻孔中心，安装斜拉杆，卸下翻转架与钻机架的连接销，放平翻转架，安装转盘吊与机械手，调平钻机架，固定钻机架（支起上下支承缸），接洗井液胶管和冷却水管，准备试车。

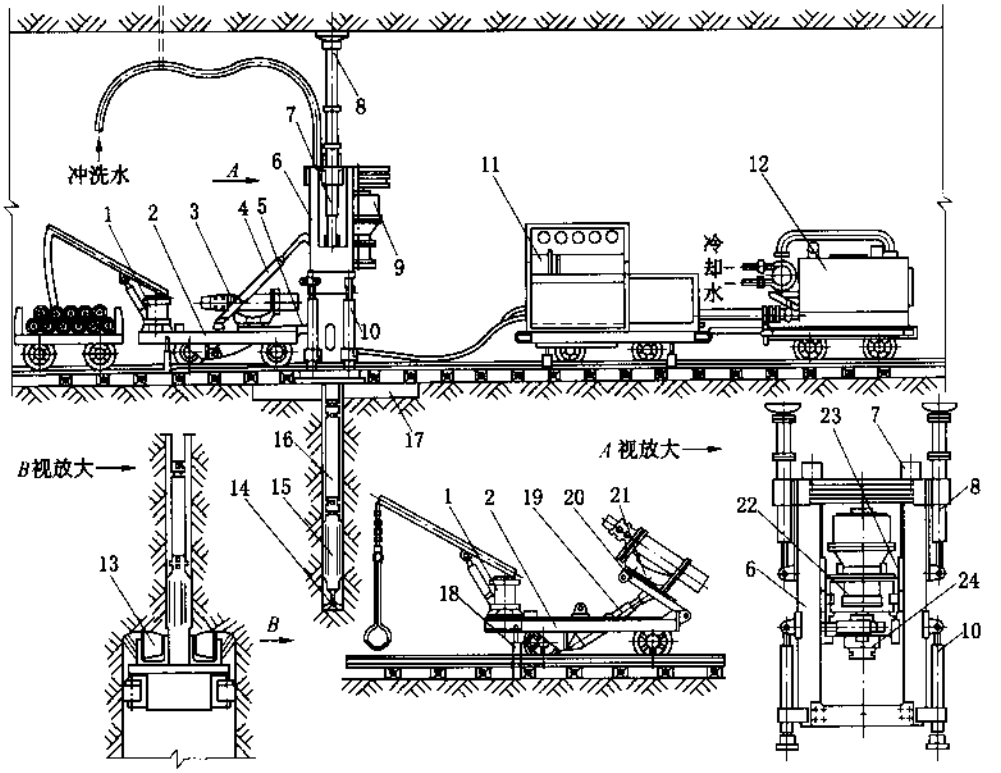
2. 反井施工

1）导孔钻进

钻机安装完毕并经过调试以后，即可进行开孔钻进。开孔钻进时将液压马达调成串联状态。把事先与稳定钻杆接好的导孔钻头放入井中心就位，启动马达，慢慢下放动力水龙头，连接导孔钻头，启动水泵向水龙头供水。开始以低钻压向下钻进，开孔钻速控制在 1.0～1.5m/h 之间。开孔深度达 3m 以后，增加推力液压缸推力，进行正常钻进，根据岩石的具体情况调整钻压。一般对松软岩层和过渡地层宜采用低钻压，对坚硬岩石宜采用高钻压。在钻透前，应逐渐降低钻压。

在导孔钻进中，采用正循环排渣。将压力小于 1.2MPa 的洗井液通过中心管和钻杆内孔送至钻头底部，水和岩屑从钻杆外面与钻孔壁之间的环形空间返回。装卸钻杆可借助于机械手、转盘吊和翻转架。

2）扩孔钻进



1—转盘吊；2—钻机平车；3—钻杆；4—斜拉杆；5—长销轴；6—钻机架；7—推进液压缸；8—上支承；9—液压马达；10—下支承；11—泵车；12—油箱车；13—扩孔钻头；14—导孔钻头；15—稳定钻杆；16—钻杆；17—混凝土基础；18—卡轨器；19—斜撑液压缸；20—翻转架；21—机械手；22—动力水龙头；23—滑轨；24—接头体

图3-3-9 LM-120型反井钻机安装

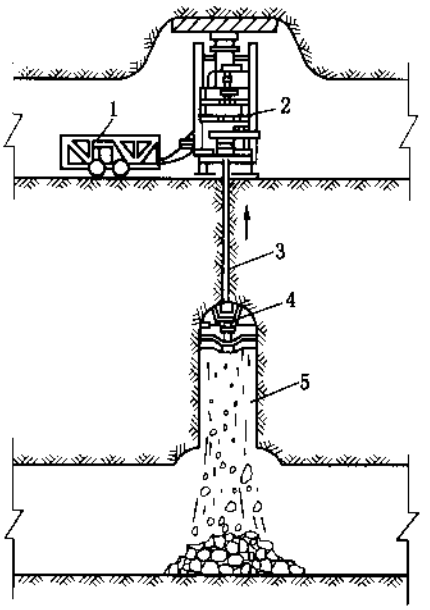
导孔钻透后，在下部巷道将导孔钻头和与之相接的稳定钻杆一同卸下，再接上直径1.2m的扩孔钻头。将液压马达变为并联状态，调整主泵油量，使水龙头出轴转速为预定值（一般为17~22r/min）。扩孔时将冷却器的冷却水放入井口，水沿导孔井壁及钻杆外壁自然下流，即可起到冷却刀具及消尘防爆的作用。扩孔开孔时应采用低钻压，待刀盘和导向辊全部进入孔内后，方可转入正常钻进。在扩孔钻进时，岩石碎屑自由下落到下部平巷，停钻时装车运出。扩孔钻进如图3-3-10所示。

扩孔距离上水平还有3m左右时，应当用低钻压（向上拉力）慢速钻进。此时，施工人员应密切注视基础的变化情况，当发现基础有破坏的征兆时，应立即停止钻进，待钻机全部拆除后，可用爆破法或风镐凿开。进行此项工作时，施工人员应佩戴安全绳或保险带。

3.2.1.3 反井刷大

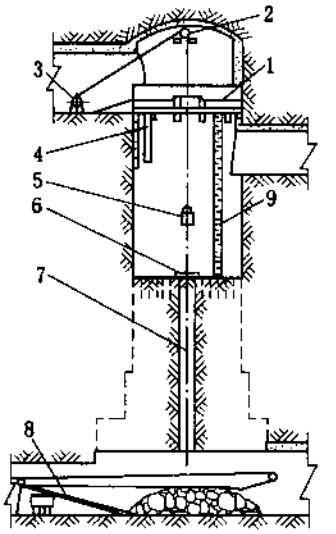
用钻机钻扩完直径1.2m的反井全深后，即可按设计的煤仓规格进行刷大。刷大前应做好掘砌施工设备的布置与安装等准备工作。煤仓刷大施工设备布置如图3-3-11所示。

利用煤仓上部的卸载硐室作锁口，在其上面安装封口盘，盘面上设有提升、风筒、风



1—动力车；2—反井钻机；3—导向孔；
4—扩孔钻头；5—已扩反井

图3-3-10　扩孔钻进示意图



1—封口盘；2—提升天轮；3—提升绞车；4—风筒；
5—吊桶；6—铁箅子孔盖；7—φ1.2m的反井；
8—耙矸机；9—钢丝绳软梯

图3-3-11　煤仓刷大施工设备布置示意图

管、水管、下料管、喷浆管及人行梯等孔口。在硐室顶部安装工字钢梁，架设提升天轮。利用JD-25型绞车、1m³吊桶提放机具和材料，人员则沿钢丝绳软梯上下。采用压入式通风，在卸载硐室安设1台5.5kW局部通风机，用φ500mm胶质风筒经封口盘下到工作面上方。煤仓反井自上向下进行刷大，可配备YT-28型风动凿岩机打眼，药卷采用φ35mm的1号煤矿硝铵炸药和毫秒电雷管，用MFB-150型发爆器起爆。由于反井为刷大爆破提供了理想的第二自由面，因而刷大工作面上无需再打掏槽眼。当刷大到距反井下口2m时，将炮眼一次打透，使较多矸石下溜，为站在矸石堆上打眼创造条件。

刷大掘进爆破后，矸石自溜和辅以人工从反井下溜放到煤仓下部平巷。下部平巷设1台0.6m³的耙斗装岩机，将落入巷道的矸石装入1.5t矿车外运。煤仓反井刷大过程中，采用锚喷网作为煤仓的临时支护。

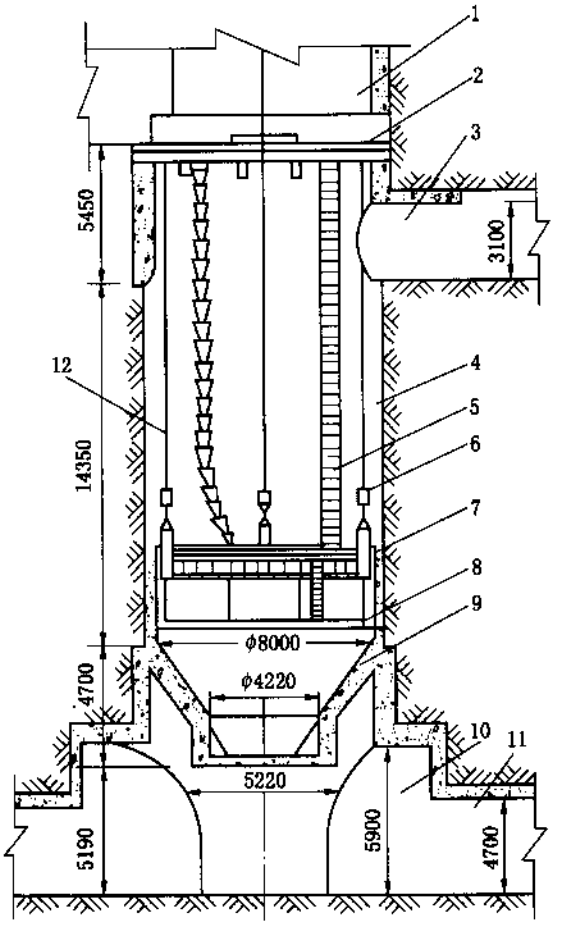
3.2.1.4　永久仓壁的砌筑

该煤仓的仓壁采用厚700mm的圆筒形钢筋混凝土结构。煤仓下口为倒锥形的给煤漏斗，上口直径8m，下口直径4.22m，内表面铺厚100mm的钢屑混凝土耐磨层。漏斗由两根高2m的钢筋混凝土梁支托。煤仓砌筑总的施工顺序是先浇筑给煤机漏斗，再自下向上砌筑仓壁。

混凝土及模板全由煤仓上口的绞车调运。

煤仓砌筑时通常采用绳捆模板或固定模板的支模方法。支模工作在木脚手架上进行，施工中脚手架不能拆除，模板无法周转使用，木材耗量大，而且组装拆卸困难，影响砌筑速度。因此，该矿在砌筑煤仓时，改变了上述的支模方法，采用滑模技术，创造了一套应用滑模砌筑煤仓仓壁的施工方法。考虑到煤仓垂深不大的特点，直接引用立井的液压滑模

在经济上不够合理，因而专门研制了一种砌筑仓壁的手动可伸缩模板。用24个GS－3型手动起重器作模板提升牵引装置，模板沿直径13.5mm的钢丝绳滑升，使用灵活方便。煤仓砌壁滑模施工如图3－3－12所示。这一支模方法省工、省料、机械化程度高、质量好、速度快。



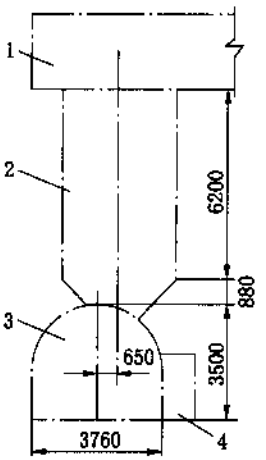
1—带式输送机机头硐室；2—封口盘；3—配煤硐室；4—煤仓；5—软梯；6—手动起重器；7—滑模；8—滑模辅助盘；9—给煤漏斗；10—给煤机硐室；11—装载带式输送机硐室；12—钢丝绳

图3－3－12 手动起重器牵引滑模砌壁示意图

3.2.2 深孔掏槽爆破法

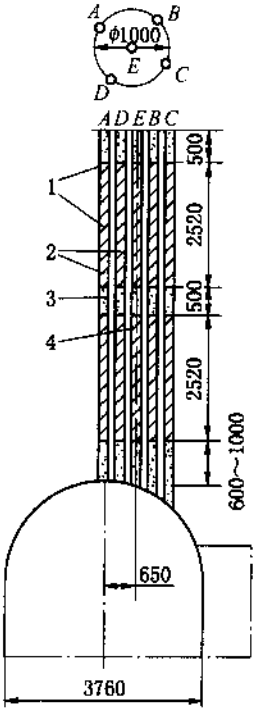
虽然反井钻机施工法技术先进，但有时受设备条件所限而应用困难。传统的普通反井掘进多属浅眼爆破施工法，费工费时，作业面通风不良，且施工安全条件差。采用中型钻机全深度一次钻孔，自下而上连续分段爆破成井，集中出渣，装药、连线、填塞、爆破等作业均在煤仓上部巷道进行，与传统施工法相比，具有作业条件好、工效高、速度快、安全、节约材料等优点。

图3－3－13所示为某煤矿西采区煤仓示意图。该矿东西各有1个立式圆筒煤仓，高度分别为7m和8m，净直径为3.4m，喷射混凝土支护，喷厚为150mm。煤仓上口与17层



1—带式输送机机头硐室；2—煤仓；
3—运输大巷；4—小绞车硐室

图 3－3－13　某煤矿西采区煤仓示意图



1—雷管；2—炸药；
3—炮泥；4—钢弹

图 3－3－14　炮眼布置与装药

煤带式输送机上山机头硐室相接，下口与运输大巷相通。

先在带式输送机机头硐室内安设液压钻机，沿煤仓中心打一钻孔，然后绕中心孔在直径为 1m 的圆周上均匀地打 4 个钻孔与大巷穿透，作为掏槽眼。钻孔直径均为 89mm，爆破用炸药为 2 号岩石硝铵炸药，采用 1～4 段秒延期电雷管和导爆索起爆。

将 7m 深的炮眼一次装药分两段起爆，每段各炮眼装药长度为 2.52m，装药量为 8.4kg，中间用 500mm 炮泥相隔，眼底用木锥、炮泥封口 600～1000mm，上口封 500mm 炮泥（图 3－3－14）。

装药前，先将眼底封好，再把炸药捆成小捆，每捆 4 卷，然后把 14 捆炸药对接起来，用导爆索上下贯穿，并一起固定在一根铁丝上，送入眼底。封 500mm 长间隔炮泥后，再用同样方法装好上段炸药，用炮泥封好上口。合计每孔装药量为 16.8kg。为确保起爆，在每段炸药的上部和中部各装一个同号雷管。中心孔不装药，用铁丝悬吊两个钢弹，分别放在每分段上部位置。钢弹用直径 89mm、长 500mm 的钢管制成，每个钢弹内装药 1.2kg。一次起爆总装药量为 69.6kg。

下段炸药和下部钢弹分别装入 1 段和 2 段雷管，上段炸药和上部钢弹分别装入 3 段和 4 段雷管。下部的过量炸药爆炸后，将中心岩石充分预裂，再借助于该段上部钢弹的爆炸威力实现挤压抛碴。同理，上段也是如此。

小反井爆透后，即可自上向下刷大至设计断面。边刷大，边喷射混凝土，直至下部漏

斗口，安装漏斗座、中间缓冲台及顶盖梁之后，煤仓即施工完毕。

此法作业安全，速度快，效率高。在高度不大的煤仓施工中使用，可以获得比较满意的技术经济效益。但对钻眼的垂直度要求高，爆破技术也要求严格。反井爆破前，必须在煤仓下口巷道内预留补偿空间，因为岩石爆破后要碎胀，如果没有一定空间，爆破后岩块间会互相挤压，因挤压紧密而下不去，故在每个煤仓下口预留一定体积的无矸石空间。爆破下来的岩石由巷道中的耙斗凿岩机装入矿车运走。

3.3 交岔点施工

3.3.1 交岔点类型

井下巷道相交或分岔部分的巷道叫巷道交岔点。煤矿井下运输巷道交岔点最基本的4种类型如图3-3-15所示。

按支护方式不同，交岔点可分为简易交岔点和碹岔式交岔点。简易交岔点是指以往采用棚式支架或料石墙加钢梁支护的交岔点，多用于围岩条件好、服务年限短的采区巷道或小型矿井。碹岔式交岔点以往采用料石、混凝土砌筑，现在多采用锚喷支护，用于服务年限较长的各种巷道交岔点。

碹岔式交岔点按其结构分为牛鼻子交岔点和穿尖（象鼻子）交岔点（图3-3-16）。穿尖交岔点长度短，高度低，工程量小，施工简单，通风阻力小，但承载能

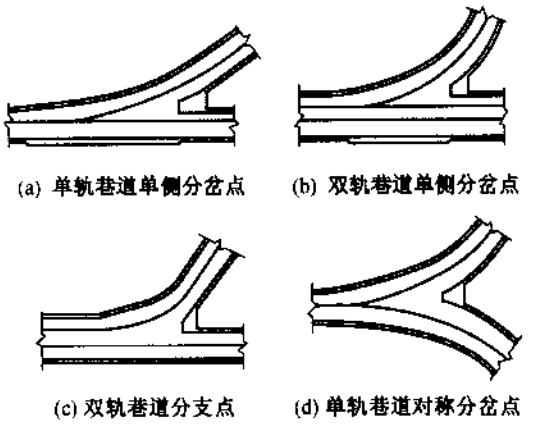


图3-3-15 运输巷道交岔点的基本类型

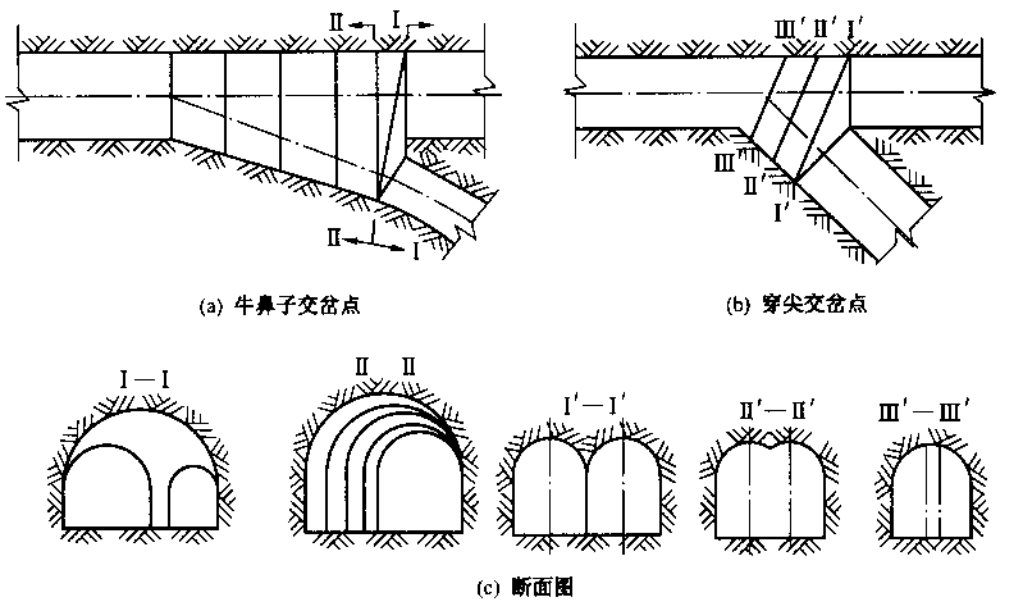


图3-3-16 牛鼻子交岔点和穿尖交岔点

力较低，故多用于围岩稳定、巷道宽度不超过 5.0m、巷道转角大于 45°的交岔点。

井下主要运输巷道的交岔点，由于轨道的弯曲和分岔都有一定的规格要求，所以交岔点断面变化大、跨度大、顶板不易维护。因此，多采用能适用于各种围岩条件和不同规格尺寸的牛鼻子交岔点。由于锚喷支护交岔点较砌碹交岔点具有施工安全、简单、速度快、效率高等一系列优点，所以近年来应用广泛。

3.3.2　交岔点工程量及材料消耗

1. 交岔点范围的确定

根据煤矿井巷工程支护设计规范，锚喷支护交岔点属于加强支护工程，因此其锚喷支护参数应按大断面最大宽度 TM（图 3－3－17）选取上限值，分支巷道加强支护的长度应为自柱墩面起 3～5m（计算交岔点工程长度时，仍取为 2m）。

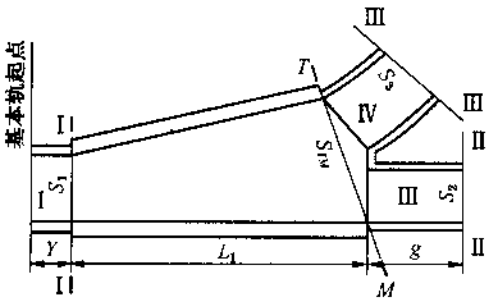


图 3－3－17　巷道交岔点工程量计算图

柱墩宽度一般为 500mm，长度视岩石条件、支护方式及巷道转角而定，通常取 2m。对采用光面爆破、原岩体保留完整的柱墩，可按支护厚度考虑，不另加长度。

2. 交岔点工程量及材料消耗量

交岔点工程量计算的范围，是从基本轨起点至柱墩向支巷各延伸 2m。工程量计算方法有两种：一种是将交岔点按不同断面分为几个计算段，求出每段掘进体积，然后相加（包括柱墩）；另一种是近似计算，其精度能满足工程需要，在施工中广泛应用，具体算法按图 3－3－17 进行。

（1）掘进体积按式（3－3－1）计算：

$$V = YS_1 + \frac{1}{2}L_1(S_1 + S_{TM}) + g(S_2 + S_3) \qquad (3-3-1)$$

式中　S_1，S_2，S_3，S_{TM}——Ⅰ—Ⅰ、Ⅱ—Ⅱ、Ⅲ—Ⅲ、T—M 断面的净断面积，或掘进断面积，m^2；

L_1，Y——断面变化段长度、基本轨起点至变化断面起点的长度，m；

g——延伸长度，一般取 2m。

（2）各种材料消耗量的计算方法与体积计算法相同，只是将各断面积 S 换算为相应的断面每米拱、壁、基础、充填材料的消耗量 V_1、V_2、V_3、V_{TM}。

（3）柱墩端壁材料消耗量按式（3－3－2）计算：

$$V'' = [S'_{TM} - (S'_2 + S'_3)]T \qquad (3-3-2)$$

式中　S'_{TM}，S'_2，S'_3——该断面的拱部掘进断面积，m^2；

T——柱墩端壁厚度，m。

（4）粉刷面积按式（3－3－3）计算：

$$V_n = VS_{n1} + \frac{1}{2}L(S_{n1} + S_{nTM}) + g(S_{n2} + S_{n3}) + S'_n \qquad (3-3-3)$$

式中　S_{n1}，S_{n2}，S_{n3}，S_{nTM}——该断面处每米巷道的粉刷面积，m^2；

S'_n——柱墩端壁的粉刷面积，m^2，其中 $S'_n = S_{TM} - (S_2 + S_3)$。

（5）锚杆数量、金属网面积的计算方法与粉刷面积计算相同，只是将各断面和端壁的粉刷面积 S_n 换为该断面和端壁的锚杆数量和金属网面积。

按上述公式近似计算，柱墩可不再另外计算掘进工程量，在材料消耗量基础上加 $3m^3$ 即可。

3.3.3 交岔点施工方法

交岔点施工与巷道的施工基本相同，多使用光面爆破和锚喷支护技术。在条件允许时，应尽量做到一次成巷。在井底车场施工中，为了服从总的施工组织安排，加速连锁工程的施工，当岩石条件较好时，可以先掘其中一条巷道，然后再在前面巷道掘进的同时，进行交岔点的刷大与支护，不过此时的刷大与支护工作，应不影响前面巷道的施工，以保证连锁工程的连续快速施工。

在交岔点施工中，要以既能保证施工安全，又要使施工快速、方便，特别是要减少倒矸次数为原则，并要根据围岩的稳定程度、岩层的地质条件、支护形式断面大小、掘进方向以及施工设备和技术条件等具体情况，灵活地选择施工方法。

4　井巷破岩技术

4.1　掘进机破岩

巷道掘进机有部分断面掘进机和全断面掘进机两大类型。前者主要用于软岩或煤巷，但随着制造工艺和技术的发展，近年来用于中硬岩石岩巷的部分断面重型掘进机也随之发展，部分矿区正将部分断面掘进机推广应用于岩石巷道的掘进，并取得了较好的技术经济效益，而后者主要用于岩巷。

钻爆法与全断面掘进机法两种施工方法的适用范围、掘进速度、人员配备、准备工作、支护衬砌、大修周期、安全、质量的技术比较见表3－4－1。由表中看出，对于长度超过3km的长巷道，应首选掘进机法。

表3－4－1　钻爆法与掘进机法技术比较表

项目			钻爆法		掘进机法	
			国外	国内	进口	国产
适用范围	隧道	形状	一般均能适用		圆形及门洞形	圆形
		直径			1.8～12m，以3～6m为佳	3～5.8m
		长度			1km以上，以3～10km为佳	1～5km
		坡度			≤100‰	<1%
	岩石抗压强度				≤250MPa，以50～150MPa为佳	≤150MPa，以50～100MPa为佳
	地层情况		对复杂地层需作预处理		对复杂地层有专门处理办法	通过长破碎带，大断层，溶洞，岩爆、涌水段较困难
	环境要求		名胜区、城市地下工程、河道、水库底下不宜采用		要考虑最重件运输的交通问题	
月掘进量/m	平均	破碎围岩	<100	<80	100～200	≤100
		一般	200	～100	350～500	100～200
		良好地质	～300	～200	600～1000	200～250
	最高		12376	1403.6	2088.75	301
人员配备	每班直接人员/人	小断面<10m²	6～8	20～25	11	20～30
		中断面<30m²	21	50	12	
		大断面>60m²	33～36	60～70	13～14	
	全员人数		50～90	120～200	40～50	100～120
一次性设备投资			为掘进机法的40%～50%		每台掘进机 敞开式，每米直径100万美元 双护盾，每米直径120万美元	每台掘进机 敞开式，每米直径70万美元 双护盾，每米直径85万美元

表3-4-1（续）

项目		钻爆法		掘进机法	
		国外	国内	进口	国产
准备工作	运输搬迁	较方便		较困难	
	洞口场地	1~2周		大型 4~6周	中型 3~4周 轻型 2周
	主机安装	要求较低，只要钻机进洞场地		要有2倍以上隧道洞径的出发基地	
	安装用设备			起吊设备：大型 100t 中型 60t 轻型 40t	
支护衬砌	对围岩影响	损伤大，超挖10%左右		损伤小，超挖3%	
	混凝土用量	100%		<50%	
	费用	100%		25%~50%	
主机大修周期/h		4000	2000	10000	5000
安全程度		较差，噪声大，粉尘多		好，无伤亡，司机室噪声<85dB（A），粉尘<12mg/m³	

4.1.1 全断面掘进机破岩

全断面岩巷掘进机是靠旋转刀盘上的盘形滚刀破碎岩石而使巷道一次成型的大型机械设备。该机集开挖、出矸和衬砌于一体，能实现破岩、装岩、运输、支护、喷雾除尘等全部工序，是自动化程度最高的地下工程施工设备，广泛应用于矿山、铁路（公路）、隧道、煤矿巷道、水利水电隧洞和城市地下工程等。全断面岩巷掘进机的施工工艺如图3-4-1所示。

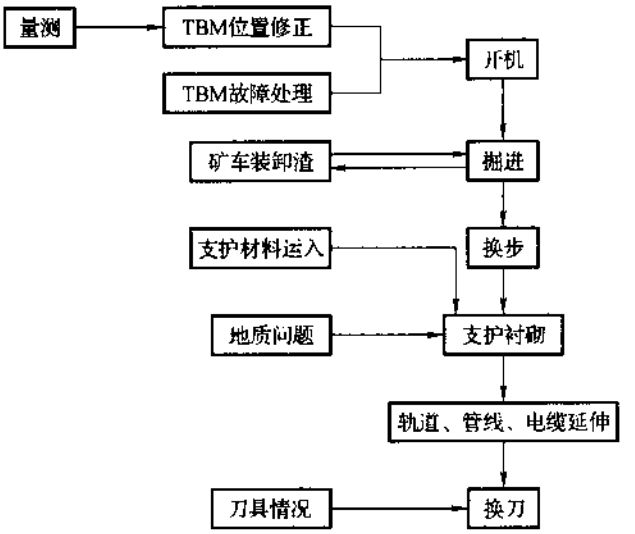
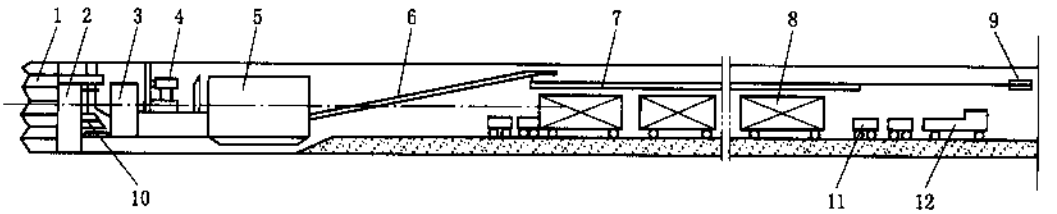


图3-4-1 全断面岩巷掘进机施工工艺

我国研制的直径为5m的全断面掘进机如图3-4-2所示，其结构包括主机和后配套系统。主机由刀盘工作机构、传动导向机构、推进操纵机构、大梁、主带式输送机及司机房等部件组成。主机上配备了环形支架安装机、锚杆钻机。该掘进机工作系统中，配备了

激光导向、坡度指示及浮动支撑调向机构（可以不停机调向，控制掘进方向），内喷雾及水膜除尘设施，通风、消音装置，瓦斯自动检测报警断电仪等。后配套系统主要由斜带式输送机、转载机和喷雾泵站组成。



1—刀盘；2—机头架；3—水平支撑板；4—锚杆钻机；5—司机房；6—斜带式输送机；7—转载机；8—龙门架车；9—激光指向仪；10—环形支架机；11—矿车；12—电机车

图 3-4-2　直径为 5m 的全断面掘进机系统示意图

4.1.1.1　全断面岩巷掘进机的功能

1. 掘进功能

掘进功能分为破碎工作面岩石的功能和不断推动掘进机前进的功能。为此，掘进机除必须配置合适的破岩刀具并给予足够的破岩力，即推力和转动刀盘变换刀具破岩位置的回转力矩，还必须配置合适的支撑机构将破岩用的推力和刀盘回转力矩传递给巷道壁。同时，推进和支撑机构还应具有步进作用，以实现掘进机的前进功能。

刀具、刀盘、刀盘驱动机构、推进机构、支撑机构是实现掘进功能的基本机构。

2. 出矸功能

出矸功能细分为导矸、铲矸、溜矸和运矸。

工作面上被破碎的岩石受重力作用会下落到底板，在刀盘上设置耐磨的导矸条，即可增加刀盘的耐磨性，又可将矸石导向铲斗，这就是导矸。刀盘四周设置有足量的铲斗，铲斗口缘配置铲齿和耐磨铲板，将落入底板的矸石铲入铲斗，这就是铲矸。随着刀盘的回转，铲斗将矸石运至掘进机上方，超过矸石堆积的安息角时，矸石靠自重下落，通过溜矸槽溜入运矸带式输送机，这就是溜矸。最后，带式输送机将矸石向机后运出。掘进机具有破、导、铲、溜、运一气呵成连续运行的特点。

导矸条、铲斗、溜矸槽、带式输送机是出矸的基本装置。

3. 导向功能

导向功能又可细分为方向的确定、方向的调整、偏转的调整。

采用先进的激光导向装置来确定掘进机的位置。当掘进机偏离设计方向时，采用液压调向液压缸来调整水平方向和垂直方向的偏差。当掘进机受刀盘回转的反力作用而整体发生偏转时，采用液压纠偏液压缸来纠正。

激光导向、调向液压缸、纠偏液压缸是导向、调向的基本装置。

4. 支护功能

支护功能又可分为掘进前未开挖地质的预处理、开挖后的局部支护和全部洞壁的衬砌。对已预报的掘进机前方未开挖段不良地质的预处理，主要采用混凝土灌浆、化学灌浆

和冰冻固结的方法支护。对开挖后局部不良地质的处理，主要采用喷混凝土、打锚杆、挂网和设置钢拱架的方法支护。对开挖后的岩体接触空气不久全线水解、风化的巷道采用全洞混凝土预制块衬砌、密封、灌浆的方法支护。

采用不同的支护方法应相应配置不同的设备，如锚杆机、钢拱架安装机、混凝土管片安装机、喷混凝土机、混凝土灌浆机、化学注浆泵等。

上述掘进、出矸、导向、支护4个基本功能中，掘进、出矸、导向这3个功能贯穿掘进机掘进全过程，支护功能只是在必要时才使用。

4.1.1.2 全断面掘进机破岩原理

滚刀在巨大推力和回转力矩的作用下，对岩石实施压、滚、劈、磨的作用，达到破碎岩石的目的，如图3-4-3所示。岩石的破碎是压裂、胀裂、剪裂、磨碎的综合过程，其中以胀裂破碎为主。

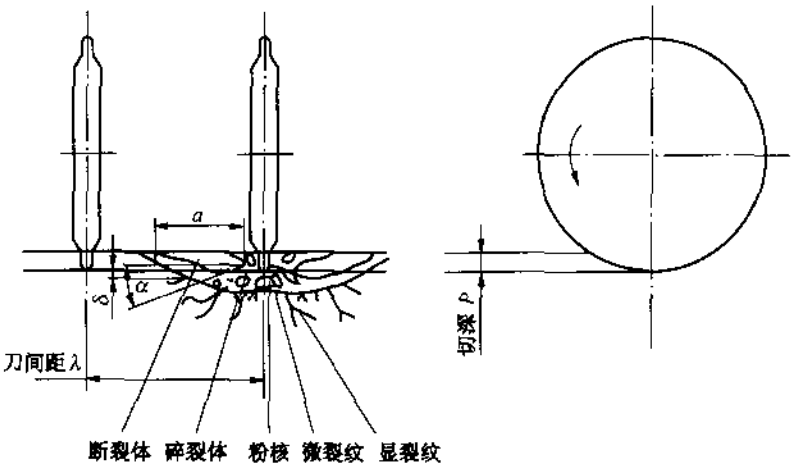


图3-4-3 刀具破岩原理

(1) 在完整、密实、均一的岩石中，刀具的刀刃在巨大推力作用下切入岩体，形成割痕。刀刃顶部的岩石在巨大压力的作用下急剧压缩，随着刀盘的回转，滚刀滚动，这部分岩石首先被破碎成粉。

(2) 刀刃的两侧劈入岩体，在岩石结合力最薄弱处产生多处微裂纹。

(3) 随着滚刀切入岩石深度的加大，岩粉不断充入微裂纹，再由于微裂纹端部容易应力集中，微裂纹逐渐扩展成显裂纹。

(4) 当显裂纹与相邻刀具作用产生的显裂纹交汇，或显裂纹发展到岩石表面时，就形成了岩石断裂体。

(5) 在产生断裂体的同时，各断裂体之间会形成一些粒度较小的碎裂体。在断裂体从掌子面落入底板进入铲斗时，由于断裂体与刀盘及相互间的碰撞作用，又会产生新的碎裂体和岩粉。

4.1.2 部分断面掘进机破岩

煤矿使用的掘进机绝大部分是悬臂式部分断面掘进机。按掘进机破煤岩方式不同，悬

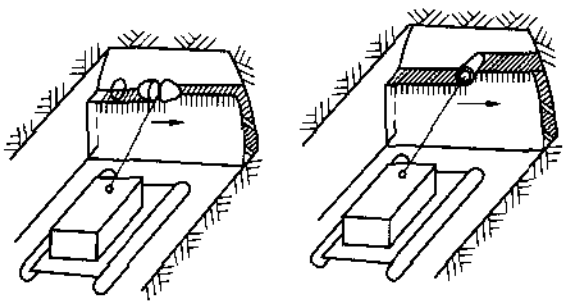


图3-4-4　纵轴式和横轴式掘进机工作原理

臂式掘进机分为纵轴式掘进机和横轴式掘进机两类，如图3-4-4所示。横轴式截割头一般用于软岩掘进，纵轴式截割头则多用于硬岩掘进。

S-100型悬臂式掘进机属于中硬煤层巷道掘进机。该机集切割、装运和行走为一体，具备切割夹矸的能力，截割断面积8～18m^2，机重约20t。2001年某矿综掘队采用S-100型掘进机掘进煤-岩巷道，创年进尺15342m的好成绩。AM-50型、S-100型悬臂式掘进机均为国外20世纪70年代的产品，设备功率小、机身轻、破岩能力低及电控装备可靠性差，仅适合在条件较好的煤或半煤岩巷道中使用。

AM-50型掘进机是我国目前引进的十几种机型中使用较好的掘进机之一，它适用于我国煤矿一般采准巷道的掘进，也适用于综采半煤岩巷道的掘进。AM-50型掘进机采用横轴式截割机构，与同类掘进机相比，稳定性好，截割功率大(100kW)，其经济截割硬度$f\leqslant5$。

我国研制的掘进机有EBJ-132、EBH-132、EBJ-160等几种，其中EBH-132、EBJ-160已经能够胜任半煤岩巷掘进。

4.1.3　重型悬臂式掘进机破岩

使用重型悬臂式掘进机可实现在硬岩中掘进巷道。该机能准确地控制巷道的设计轮廓，减少了对围岩的破坏和超挖量，故能减少支护工作量，特别是能使混凝土的消耗量显著减少。采用该机，不但掘进速度可提高1～2倍，降低巷道的施工费用，而且成本较低的悬臂式掘进机与全断面掘进机相比，外形尺寸小，运转灵活。

重型悬臂式掘进机在我国正处于应用和发展阶段。国内重型掘进机主要有EBZ200(H)、EBZ230、EBZ255、EBZ260、EBZ300、EBZ318型等机型，大多是近5年研制生产的，机重从60t发展到125t，装机总功率290～624kW，在$f=6\sim8$岩巷掘进中，一般月进尺达50～100m；在岩石风化大、节理发育好的情况下，月进尺可达100～150m，较好的可达200m以上。但在岩石硬度超过$f=8$时，普遍存在掘进效率低下，设备消耗较大，也极易出现“趴窝”的问题；如果节理发育不好或不发育，即使在$f\leqslant6$的岩巷掘进，其消耗也很大，经济效益低下。

目前，兖矿集团所属煤矿半煤岩巷道的掘进基本上采用悬臂式掘进机机械化作业线，半煤岩掘进机以中重型机为主，截割功率在130kW以上，机重在35t以上。煤矿现用主流半煤岩巷悬臂式掘进机以EBZ135、EBZ150、EBZ160等几种机型为主，占半煤岩掘进机使用量的80%以上。

4.2　巷道爆破破岩

4.2.1　钻眼爆破要求

巷道掘进中的钻眼爆破工作应当做到以下几点：

（1）爆破后所形成的巷道断面、方向与坡度应符合设计要求和《矿山井巷工程施工及验收规范》的标准。光面爆破要求巷道超挖不得大于150mm，欠挖不得超过质量标准规定。

（2）爆破岩石的块度应有利于提高装岩生产率（一般不大于300mm），有时还要求岩石堆积形状便于组织岩石装运和钻眼的平行作业。

（3）对巷道围岩的震动和破坏要小，以利于巷道的维护。

（4）爆破单位体积岩石所需炸药和雷管的消耗量要低，钻眼工作量要小，炮眼利用率要达到85%以上。

（5）符合安全施工的要求。

4.2.2 钻眼与爆破器材

4.2.2.1 钻眼机具

在岩巷中，一般采用以压风作动力的各种凿岩设备和设施，包括凿岩机、钎头、钎杆和钻架设备等；而在煤巷中，多采用煤电钻、麻花钎杆和两翼（或三翼）旋转式钻头。

1. 凿岩机与钻架设备

岩巷掘进中大量应用的是风动凿岩机，液压凿岩机的应用处于逐步增长阶段。

风动凿岩机是以压缩空气为动力的钻孔机具。按其支架方式可分为手持式、气腿式、向上式（伸缩式）和导轨式几种。按冲击频率分，风动凿岩机可分为低频、中频和高频3种。冲击频率在2000次/min以下的为低频，2000～2500次/min的为中频，超过2500次/min的为高频。国产气腿式凿岩机，一般都是中、低频凿岩机，目前有YTP－26等少数型号的高频凿岩机。

气腿式凿岩机是目前应用最为广泛的凿岩设备。气腿的控制部件（调压阀、换向阀）集中设置于凿岩机的柄体上，使它成为气腿式凿岩机的一个组成部分。

导轨式凿岩机属于大功率凿岩机，其质量在35kg以上，配备有导轨架和自动推进装置。在巷道或隧道内钻眼时，需将导轨架、自动推进装置和凿岩机安设在起支撑作用的钻架上，或者与凿岩台车、钻装机配合使用；在立井内钻眼时，则与伞钻或环型钻架配合使用。

目前，液压凿岩机定型产品的重量较大，需与液压凿岩台车配套使用。液压凿岩台车投资大，操作和维修技术要求高，但是自动化程度高，与装载、转载、运输设备配套使用，可组成巷道掘进机械化作业线。几种液压凿岩机的主要技术指标见表3－4－2。

2. 钎杆、钎头

凿岩机使用的为六角（或圆形）中空钎杆和冲击式钎头。钎杆用于传递冲击功和扭矩，钎头为破碎岩（煤）的刀具。钎头的形状较多，但最常用的是一字形和十字形。成批生产的一字形和十字形钎头，一般都是镶有硬质合金片或硬质合金齿的球齿钎头。钎头的形状和几何参数直接影响着破岩效果和钻眼速度。

4.2.2.2 爆破器材

1. 矿用炸药

煤矿安全炸药的品种有煤矿许用铵梯类炸药、煤矿许用含水炸药（乳化炸药、水胶炸药）、煤矿许用硝化甘油类炸药等。粉状铵梯类炸药价格较低廉，过去为煤矿普遍使用。但是，这类炸药不仅安全等级不能满足需要，其炸药组分中含有TNT原料，生产和使用均对人体有伤害。因此，铵梯类炸药将日益被安全性高、更环保、性能优的炸药产品所替代。

表 3-4-2　液压凿岩机的主要技术指标

制造厂	型号	长度/mm	质量/kg	功率/kW	冲击次数/(千次·min^{-1})	最大转速/(r·min^{-1})	扭矩/(N·m)	冲击功/(N·m)	炮眼直径/mm	最大压力/N	冲击机构		旋转机构	
											油压/MPa	油量/(L·min^{-1})	油压/MPa	油量/(L·min^{-1})
阿特拉斯-柯普特	COP 1038HD	985	135	45	2.5~4	300	250	350	45~102	6000	15~25	108	9	75
英格索尔-兰德	HARD Ⅲ	985	215	37	9.3	225	190	90		9000	183	83	7	47
蒙塔贝尔	H100	1100	150	30	1.4	100	1200	500	64~152	10000	10	55	10	55
克鲁伯	HB50	675	82	37	2.3~2.8	150	150		60	4000	15	60	7	25
湘江风动工具厂	YYG-90		90		3.5	300	150	99		8000~8800	14	90	—	—

近年来，煤矿水胶炸药和乳化炸药发展很快，特别是煤矿许用乳化炸药（包括粉状乳化炸药），已成为煤矿使用最有前景的安全炸药，是推广应用最多的无梯煤矿许用炸药品种。

2. 起爆器材

起爆材料一般采用 8 号电雷管，其中秒延期雷管、半秒延期雷管以及毫秒延期雷管都能满足岩石巷道爆破的起爆要求。但是在穿过瓦斯地层时，为避免引爆瓦斯，应采用煤矿许用型电雷管。在有瓦斯的工作面爆破，电雷管的总延期时间不能大于 130ms。因此，煤矿许用电雷管只有瞬发电雷管和总延期时间在 130ms 的毫秒延期电雷管。

巷道掘进电爆网路的起爆电源，主要采用防爆型电容式发爆器。电容式发爆器所能提供的电流不太大，一般只用于起爆串联网路的电雷管。

4.2.3　爆破参数

爆破参数主要包括炮眼直径、炮眼深度、炮眼数目、单位炸药消耗量等。

1. 炮眼直径

炮眼直径对钻眼效率、全断面炮眼数目、炸药耗量和岩石块度与岩壁平整度均有影响。因此，应根据巷道断面大小、块度要求、炸药性能和凿岩机性能综合考虑，进行选择。

在采用气腿式凿岩机的情况下，现场多根据药卷直径确定炮眼直径。目前国内岩巷掘进均采用直径 32mm 和 35mm 两种药卷，所以岩巷掘进的炮眼直径多采用 42~45mm。

2. 炮眼深度

炮眼深度决定了每一掘进循环钻眼和装岩的工作量、循环进尺以及每班的循环次数。炮眼深度主要根据岩石性质、巷道断面大小、循环作业方式、凿岩机类型、炸药威力、工人技术水平等因素确定。从近年发展趋势来看，炮眼平均深度逐渐由浅孔向中深孔（2.0~2.5m）发展，一些凿岩台车凿眼正在向深孔发展。

合理的炮眼深度应以高速、高效、低成本、便于组织正规循环作业为原则。采用气腿式凿岩机时，炮眼深度以1.8～2.5m为宜，眼深超过2.5m后，钻眼速度则明显降低。采用配有高效凿岩机的凿岩台车时，应向深眼发展，一般眼深可达3.0m以上。我国煤矿巷道掘进中，通常是以月进尺任务和凿岩、装岩设备的能力来确定每一循环的炮眼深度，即

$$l \geqslant \frac{L}{Nkn\eta} \tag{3-4-1}$$

式中 l——炮眼深度，m；

L——计划月进度，m；

N——每月实际用于掘进的天数，30天；

k——正规循环率，即每月实际掘进工作天数与30天之比，一般k为0.8～0.9；

n——每日完成掘进循环数，次；

η——炮眼利用系数，一般要求$\eta \geqslant 0.8$。

3. 炮眼数目

炮眼数目直接影响着钻眼工作量、爆破岩石的块度、巷道形状等。炮眼数目取决于岩石性质、巷道断面形状和尺寸、炮眼直径和炸药性能等因素。合理的炮眼数目应以保证爆破效果的实现为原则。一般是先以岩层性质和断面大小进行初步估算，然后在设计断面图上作炮眼布置图，得出炮眼总数，并通过实践调整修正。

炮眼数目也可以根据单位炸药消耗量，按下式估算后，再按上述经验方法确定：

$$N = \frac{qSm\eta}{aP} \tag{3-4-2}$$

式中 N——炮眼数目；

q——单位炸药消耗量，kg/m^3；

S——巷道掘进断面积，m^2；

m——每个药卷长度，m；

a——装药系数，即装药长度与炮眼长度之比，一般取0.5左右；

P——每个药卷的质量，kg。

4. 炸药消耗量

炸药消耗量q是指爆破$1.0m^3$实体岩石所需要的炸药量，也就是工作面一次爆破所需的总炸药量Q和工作面一次爆下的实体岩石总体积V之比，即

$$q = \frac{Q}{V} \tag{3-4-3}$$

炸药消耗量是一个很重要的参数，它将直接影响到岩石块度、钻眼和装岩的工作量、炮眼利用率、巷道轮廓的整齐程度、围岩稳定性以及爆破成本等。

影响炸药消耗量的主要因素有炸药性能、岩石的物理力学性质、自由面的大小与数目以及炮眼直径和炮眼深度等。到目前为止，还没有精确计算炸药消耗量的方法，计算数据一般仅作参考，所以多按定额选用，见表3-4-3。表中所列定额是按2号岩石铵梯炸药、毫秒延期电雷管制定的，若采用其他炸药时，则需根据爆力大小加以适当修正，即

$$q' = \frac{320}{p} \times q \tag{3-4-4}$$

式中 p——所用炸药的爆力，mL。

确定 q 后，根据巷道断面和炮眼深度可计算出每循环所用的总炸药消耗量 Q，然后按炮眼数目、各炮眼所起的作用和所分担的爆破岩体加以分配，最后确定出掏槽眼、辅助眼和周边眼的装药量。

国内巷道掘进光面爆破的常用参数参见表 3－4－4。

表 3－4－3　平硐炸药和电雷管消耗定额

f	<1.5		2～3		4～6		8～10		12～14		15～20	
巷道断面/m^2	普通爆破	光面爆破	普通爆破	光面爆破	普通爆破	光面爆破	普通爆破	光面爆破	普通爆破	光面爆破	普通爆破	光面爆破
<4	114 218	114 327	199 292	199 390	274 370	274 473	294 542	294 592	404 712	404 769	485 999	485 1033
<6	96 169	96 303	160 273	160 351	224 357	224 385	251 292	251 526	323 627	323 667	389 825	389 848
<8	91 157	91 265	144 232	144 305	202 310	202 344	224 419	224 448	298 578	298 609	354 713	354 731
<10	80 139	80 244	129 209	129 279	190 294	190 312	202 371	202 416	267 520	267 546	314 654	314 669
<12	72 128	72 235	121 208	121 272	168 265	168 295	186 354	186 391	241 472	241 494	295 589	295 613
<15	66 116	66 202	104 182	104 239	148 242	148 264	163 315	163 358	212 429	212 455	256 551	256 570
<20	59 111	59 193	96 165	96 220	135 213	135 247	145 288	145 322	192 400	192 441	232 499	232 530

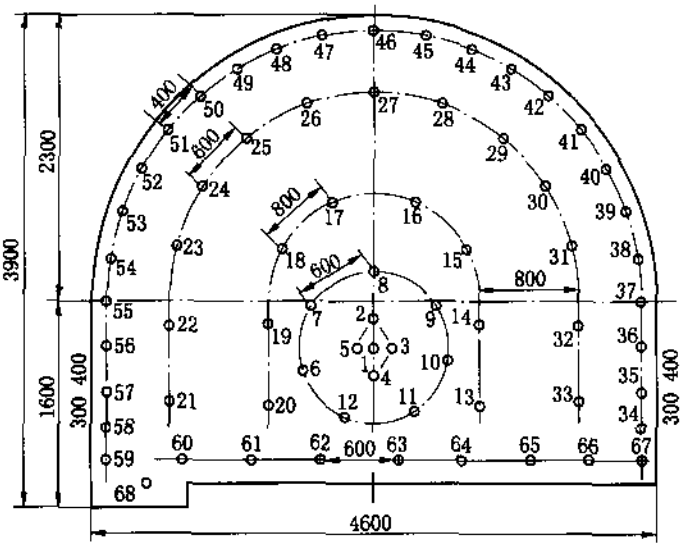
注：左上角数字为炸药消耗量，kg/100m^3，右下角数字为雷管消耗量，个/100m^3。

表 3－4－4　国内巷道掘进光面爆破的常用参数

围岩条件	巷道、硐室开挖跨度/m		周边眼爆破参数				
			炮眼直径/mm	炮眼间距/mm	光面层厚度/mm	炮眼密集系数	线装药密度/(kg·m^{-1})
整体稳定性好，中硬到坚硬	拱部	<5	35～45	600～700	500～700	1.0～1.1	0.20～0.30
	拱部	>5	35～45	700～800	700～900	0.9～1.0	0.20～0.25
	侧墙		35～45	600～700	600～700	0.9～1.0	0.20～0.25
整体稳定性一般或欠佳，中硬到坚硬	拱部	<5	35～45	600～700	600～800	0.9～1.0	0.20～0.25
	拱部	>5	35～45	700～800	800～1000	0.8～0.9	0.15～0.20
	侧墙		35～45	600～700	700～800	0.8～0.9	0.20～0.25
节理、裂隙很发育，有破碎带，岩石松软	拱部	<5	35～45	400～600	700～900	0.6～0.8	0.12～0.18
	拱部	>5	35～45	500～700	800～1000	0.5～0.7	0.12～0.18
	侧墙		35～45	500～700	700～900	0.7～0.8	0.15～0.20

4.2.4 炮眼布置

掘进工作面的炮眼，按其用途和位置可分为掏槽眼、辅助眼和周边眼3类（图3-4-5），其爆破顺序必须是延期起爆，即先掏槽眼，其次辅助眼，之后周边眼，最后是底眼，以保证爆破效果。



1~5—掏槽眼；6~12—第一圈辅助眼；13~20—第二圈辅助眼；21~33—第三圈辅助眼；34~37、55~59—帮眼；38~54—顶眼；60~67—底眼；68—水沟眼

图3-4-5 各种用途的炮眼布置

4.2.4.1 掏槽眼

掏槽眼的作用是首先在工作面上将某一部分岩石破碎并抛出，为其他炮眼的爆破创造附加自由面。因此，掏槽效果的好坏对爆破循环进尺起着决定性的作用。

按掏槽眼的方向，掏槽方式分为3类，即斜眼掏槽、直眼掏槽和混合式掏槽。

1. 斜眼掏槽

斜眼掏槽的特点是掏槽眼与工作面斜交，有楔形掏槽、锥形掏槽、扇形掏槽和单向掏槽等4种形式，如图3-4-6所示。后两种方法适合于巷道断面较小、具有明显层理的松软岩层或有软弱夹层或半煤岩巷道的煤层。应用最多的是楔形掏槽，适合于各种岩层的浅眼爆破。根据巷道断面大小和岩层的坚固性合理确定炮眼的角度和数目，楔形掏槽一般为6~8个炮眼呈对称布置，角度为55°~70°。锥形掏槽适用于中硬以上岩层，由于打眼较难，巷道中很少应用。

斜眼掏槽的优点是适用于各种岩层，掏槽效果较好，所需槽眼数目较少，而槽腔体积大；缺点是对钻眼方向的对称性要求较高，炮眼深度受巷道宽度限制，不利于多台凿岩机同时作业。

2. 直眼掏槽

直眼掏槽的特点是所有的掏槽眼都垂直于工作面，各炮眼保持平行；炮眼深度不受巷

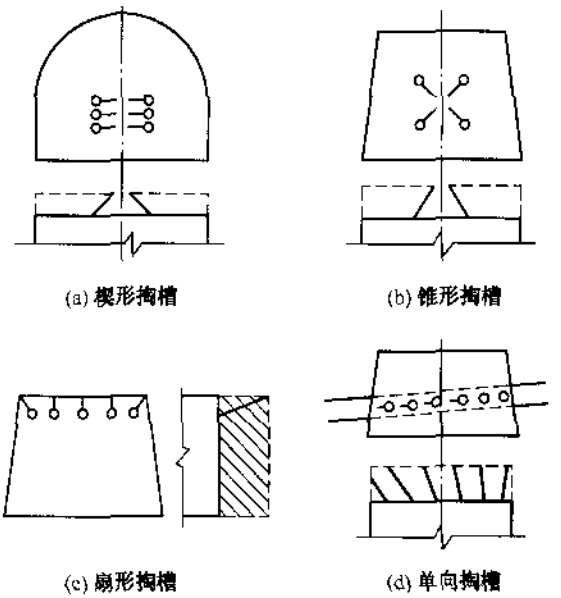


图 3-4-6　斜眼掏槽

道断面的限制，可用于深孔爆破，同时也便于使用高效凿岩机和凿岩台车打眼；一般都有不装药的空眼，它起着附加自由面的作用。缺点是凿岩工作量大，钻眼技术要求高，需要的雷管段数一般也较多。

空眼的作用，一方面对爆炸应力和爆破方向起集中导向作用，另一方面使受压岩石有必要的碎胀补偿空间。中心空眼一般在较坚硬围岩中布置。

直眼掏槽可分为缝隙掏槽、角柱式掏槽和螺旋掏槽 3 大类。

缝隙掏槽的特点是炮眼相互平行，其底部处于同一平面，装药眼与空眼间隔，同时起爆后形成一条稍大于炮眼直径的槽腔，成为后续炮眼爆破的自由面。缝隙掏槽适用于中硬以上岩层的小断面巷道。

角柱式掏槽是现场应用最多的形式，适用于不同岩层条件。空眼数目视岩层的坚固性和致密程度而定。依布眼形式的不同，角柱式掏槽有三角柱、菱柱状和五星掏槽等形式，爆破后形成角柱形槽腔。

螺旋掏槽是围绕中心空眼按螺旋线逐步扩大眼距布置掏槽眼，并由近及远依次起爆，逐步扩大槽腔的一种方法。它适用于中硬以上岩层的中深眼和深眼爆破。其优点是炮眼较少而形成的槽腔较大。当遇到难爆的岩层时，还可增加 1～2 个空眼。为使槽腔内岩石抛出，有时可将中心空眼加深并在底部放少量炸药，最后起爆，以便将腔内碎石抛出。

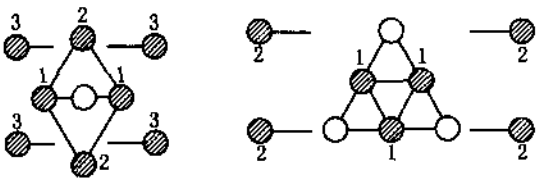
采用直眼掏槽时，掏槽眼均要超量装药，装药长度系数可达 0.7～0.8。

3. 混合式掏槽

为了加强直眼掏槽的抛碴能力和提高炮眼的利用率，形成了以直眼掏槽为主并吸取斜眼掏槽优点的混合式掏槽（图 3-4-7）。斜眼布置成垂直楔形，与工作面的夹角为 75°～85°，装药系数以 0.4～0.5 为宜，安排在所有垂直槽眼起爆之后起爆，以发挥其抛碴扩槽的作用。

4.2.4.2　辅助眼

辅助眼又称崩落眼，是大量崩落岩石和继续扩大掏槽的炮眼。辅助眼要成圈且均匀布置在掏槽眼与周边眼之间（图 3-4-5 中的 3 圈辅助眼），其间距一般为 500～700mm，炮眼方向一般垂直于工作面，装药系数一般为 0.4～0.6。如采用光面爆破，则紧邻周边眼的辅助眼要为周



1、2、3—起爆顺序

图 3-4-7　混合掏槽

边眼创造一个理想的光面层，即光面层厚度要比较均匀，且大于周边眼的最小抵抗线。

4.2.4.3 周边眼

周边眼包括顶眼、帮眼和底眼，是爆落巷道周边岩石，最后形成设计断面轮廓的炮眼。周边眼布置合理与否，直接影响巷道成形是否规整。一般按光面爆破要求布置周边眼。光面爆破周边眼的间距与其最小抵抗线存在着一定的比例关系，即

$$K=\frac{E}{W} \tag{3-4-5}$$

式中 K——炮眼密集系数，一般为0.6~0.8，岩石坚硬时取大值，较软时取小值；

E——周边眼间距，一般取0.4~0.6m；

W——最小抵抗线，即最外一圈辅助眼与周边眼的距离，m。

为保证贯穿裂缝的形成，光面爆破炮眼的间距要适当减小，严格控制装药量，并合理选择炸药和装药结构。光面爆破的周边眼爆破参数见表3-4-5。

表3-4-5 光面爆破的周边眼爆破参数表

岩层情况	岩石坚固性系数f	炮眼直径/mm	炮眼间距/mm	最小抵抗线/mm	炮眼密集系数/mm	装药量/(kg·m^{-1})
完整、稳定、中硬以上	8~10	42~45	600~700	500~700	1.0~1.1	0.2~0.3
中硬、层节理不发育	6~8	35~42	500~600	600~800	0.8~0.9	0.15~0.2
松软、层节理发育	<6	35~42	400~500	500~700	0.7~0.8	0.10~0.15

底眼控制底板标高，眼距一般为500~700mm，装药系数一般为0.5~0.6。为了给钻眼与装岩平行作业创造条件，需采用抛碴爆破，将底眼眼距缩小为400mm左右，眼深加深200mm左右，每个底眼增加1~2个药卷。

除合理选择掏槽方式和爆破参数外，还需合理布置炮眼，以取得理想的爆破效果。炮眼布置方法和原则如下：

(1) 工作面上各类炮眼布置是“抓两头、带中间”，即首先选择掏槽方式和掏槽眼位置，其次是布置好周边眼，最后根据断面大小布置辅助眼。

(2) 掏槽眼通常布置在断面的中央偏下，并要考虑辅助眼的均匀布置和减少崩坏支护及其他设施。

(3) 周边眼一般布置在巷道断面轮廓线上，顶眼和帮眼按光面爆破要求，各炮眼相互平行，眼底落在同一平面上。

(4) 辅助眼均匀布置在掏槽眼和周边眼之间，以掏槽眼形成的槽腔为自由面层层布置。

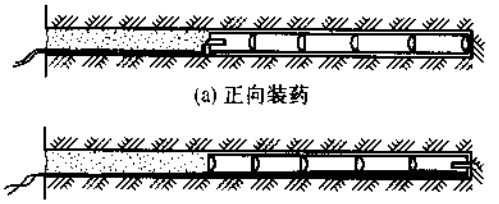
4.2.5 装药结构与起爆

装药结构有连续装药和间隔装药、耦合装药和不耦合装药、正向起爆装药和反向起爆装药之区别。在巷道掘进中，主要采用连续、耦合、反向起爆装药结构。装药结构与起爆方法是影响爆破效果的重要因素，因此，在爆破工作中应慎重选择，并在施工中不断改进。

1. 装药结构

为了保质保量地做好装药工作，装药之前必须吹洗炮眼，将眼中的岩粉和水吹洗干

净，起爆药包必须按照规定要求制作。根据起爆药包所在位置的不同，有正向装药与反向装药两种方式（图 3－4－8）。反向装药起爆后爆轰波由里向外传播，与岩石朝自由面运动的方向一致，有利于反射拉伸波破碎岩石，同时起爆药包距自由面较远，爆炸气体在时间上相对较迟从眼口冲出，爆炸能量能得到充分利用，因此能取得较好的爆破效果。



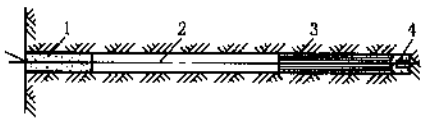
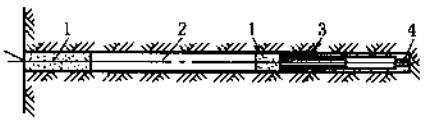
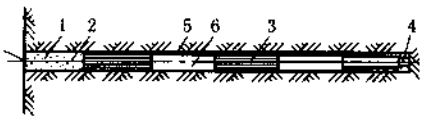
(a) 正向装药

(b) 反向装药

图 3－4－8　装药结构

光面爆破时，周边眼的装药结构见表 3－4－6。

表 3－4－6　巷道掘进光面爆破周边眼的常用装药结构

结构形式	示　意　图	说　明
单段空气柱式装药	 1—炮泥；2—脚线；3—药卷；4—雷管	1. 适用于无瓦斯巷道周边炮眼，深度以 2～2.5m 为宜； 2. 采用普通直径药卷，用毫秒电雷管起爆
	 1—炮泥；2—脚线；3—药卷；4—雷管	1. 适用于无瓦斯巷道周边炮眼，深度以 2～2.5m 为宜； 2. 采用普通直径药卷，用毫秒电雷管起爆，也可用秒延期电雷管起爆
空气间隔分段装药	 1—炮泥；2—脚线；3—药卷；4—雷管；5—导爆索；6—药卷之间的间隙	1. 适用于无瓦斯巷道周边炮眼，深度不限； 2. 用 ϕ25mm 药卷为宜，眼底应装 1 卷普通直径药卷； 3. 在有瓦斯的巷道掘进时应采用安全导爆索

2. 炮眼的填塞

炮眼的填塞能保证在炮眼内炸药全部爆轰结束前减少爆生气体过早逸出，保持爆压有较长的作用时间，充分发挥炸药的爆破作用。因此，装药完毕必须充填符合安全要求长度的炮泥并捣实。常用 1∶3 的泥砂混合炮泥，湿度为 18% ～20% 。这种炮泥既有良好的可塑性，又具有较大的摩擦系数。在有瓦斯的工作面，可采用水炮泥填塞，它可以吸收部分热量，降低喷出气体的温度，有利于安全。

炮眼深度和炮眼的封泥长度应符合《煤矿安全规程》第三百二十九条的要求：

（1）炮眼深度小于 0.6m 时，不得装药、爆破；在特殊条件下，如挖底、刷帮、挑顶确需浅眼爆破时，必须制定安全措施，炮眼深度可以小于 0.6m，但必须封满炮泥。

（2）炮眼深度为0.6～1m时，封泥长度不得小于炮眼深度的1/2。

（3）炮眼深度超过1m时，封泥长度不得小于0.5m。

（4）炮眼深度超过2.5m时，封泥长度不得小于1m。

（5）光面爆破时，周边光爆炮眼应用炮泥封实，且封泥长度不得小于0.3m。

（6）工作面有2个或2个以上自由面时，在煤层中最小抵抗线不得小于0.5m，在岩层中最小抵抗线不得小于0.3m。浅眼装药爆破大岩块时，最小抵抗线和封泥长度都不得小于0.3m。

3. 起爆方法

岩巷掘进一般采用发爆器起爆，所以雷管多采用串并联方式，这种方式联接简单，不易遗漏，可用于有瓦斯或煤尘爆炸危险的工作面。煤矿巷道掘进中，使用多段毫秒延期雷管，按照爆破图表规定的起爆顺序全断面一次起爆。工作面的炮眼应按掏槽眼、辅助眼、帮眼、顶眼、底眼的顺序先后起爆，以使先爆炮眼所形成的槽腔作为后爆炮眼的自由面。在有瓦斯的工作面起爆时，所有电雷管的总延期时间不得超过130ms，而且必须采用正向起爆。

4.2.6 爆破说明书及爆破图表

爆破说明书是井巷施工组织设计中的一个重要组成部分，是指导、检查和总结爆破工作的技术文件。爆破说明书的主要内容包括：

（1）爆破工程的原始资料，包括掘进井巷名称、用途、位置、断面形状和尺寸，穿过岩层的性质，地质条件以及瓦斯情况。

（2）选用的钻眼爆破器材，包括炸药、雷管的品种，凿岩机具的型号、性能。

（3）爆破参数的选择与计算，包括掏槽方法，炮眼直径、深度、数目，单位耗药量等。

（4）爆破网路的计算和设计。

（5）爆破作业安全措施。

爆破作业图表是在爆破说明书的基础上编制出来的，一般包括炮眼布置图、爆破原始条件、炮眼布置参数、装药参数表、预期爆破效果和经济指标等。在执行过程中，要严格执行岗位责任制，按劳动效率、材料消耗、爆破效果等的要求进行全面检查，使爆破图表更符合实际。

4.3 井筒爆破破岩

在基岩掘进中，钻眼爆破工作约占整个掘进循环时间的20%～30%。为提高爆破效果，应根据岩层的具体条件，正确选择钻眼设备和爆破器材，合理确定爆破参数。

4.3.1 钻眼工作

4.3.1.1 钻眼机具的选择

1. 凿岩机

立井施工可采用手持式凿岩机。由于该机装备简单，易于操作，目前仍被广泛采用。在软岩和中硬岩中，钻凿眼径为39～46mm、眼深为2m左右的炮眼效果较好，如加大、加深眼孔，钻速将显著降低。为缩短每循环的钻眼时间，可增加凿岩机同时作业的台数，一般工作面每2～4m^2布置1台。

该机打眼速度慢，劳动强度大，眼孔质量较难掌握，特别是在硬岩中打深眼更为困难。

该机只适用于断面较小、岩石不很坚硬的浅眼施工，难以满足深孔爆破和快速施工的需要。

2. 伞形钻架

伞形钻架是由钻架和重型高频凿岩机组成的风液联动导轨式凿岩机具，目前已成为我国立井中深孔爆破的主要钻眼设备。国外引进的有日本古河四臂、六臂和德国的六臂、九臂等机型，我国自行研制并广泛应用的 FJD 系列，其动力有风动和液压两种，其中以 FJD－6 型应用较多。

伞形钻架的凿岩机必须配用高强度合金钢钎杆，我国 YGZ－70 型凿岩机所配制的中空硅锰钼钎钢（ZK55SiMnMo），使用效果良好。采用这种凿岩机时，眼深一般不大于一次推进行程。当钻凿更深的炮眼时，也可以采用套钎或用丝扣接长钻杆。

选用伞钻打眼，井口应留出伞钻吊运空间和安设移位装置。打眼时伞钻应始终吊挂在钩头或吊盘上，以防支撑臂偶然失灵使钻架倾倒。

4.3.1.2　供风和供水

在钻眼工作时，伞钻和凿岩机的压风和水的供应是通过并列吊挂在井内的压风管（ϕ150mm 钢管）和供水管（ϕ50mm 钢管）由地面送至吊盘上方，然后经三通、高压软管、分风（水）器和胶皮软管将风、水引入各风动机具。工作面的软管与分风（水）器，均用钢丝绳悬吊，爆破时提至安全高度。

凿岩机要求的供水压力一般不超过 0.3～0.5MPa。当井深超过 50m 时，应设置降压阀或其他降压装置。

4.3.2　爆破工作

4.3.2.1　爆破器材的选择

炸药主要根据岩石的性质、井筒涌水量、瓦斯和炮眼深度等因素选定。

目前我国立井井筒施工普遍采用水胶炸药，它具备了立井爆破要求的抗水性强、装药密度高、使用安全、威力大的特点。我国已生产出了高威力 1 号、2 号、铝 100 型岩石水胶、一般威力 3 号和煤矿安全型等品种的水胶炸药，并已在我国立井施工中广泛应用。雷管目前主要采用 8 号电雷管。

4.3.2.2　掏槽方式

1. 直眼掏槽

炮孔布置圈径一般为 1.2～1.8m，眼数为 4～7 个。在中硬以上岩层中进行深孔爆破时，由于受岩石的夹制作用，难于保证良好效果。为此，除选用高威力炸药和加大药量外，可采用二阶或三阶掏槽，并按圈分次爆破，相邻每圈间距为 200～300mm，由里向外逐圈扩大加深，各圈眼数分别控制在 4～9 个，如图 3－4－9 所示。

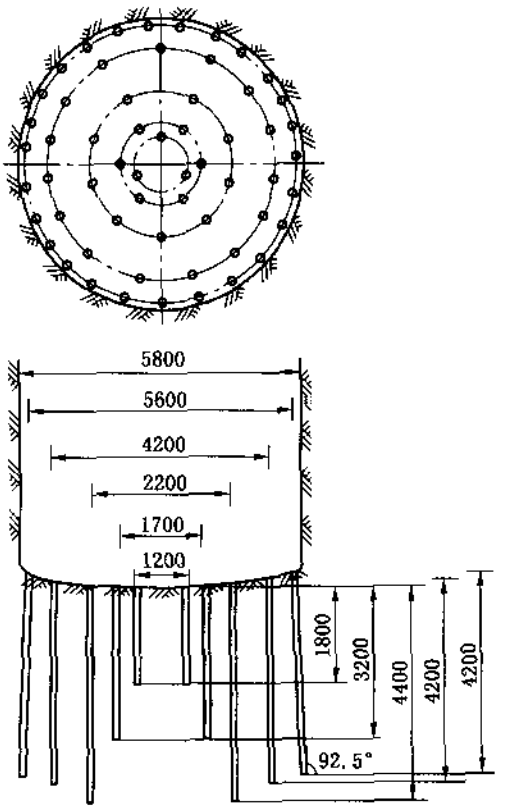


图 3－4－9　直眼掏槽

2. 斜眼锥形掏槽

炮眼与工作面的夹角一般为 70°～80°，眼孔比其他眼深 200～300mm，各眼底间的距离不得小于 200mm，各炮眼严禁相交。这种掏槽方式，因打斜眼而受井筒断面大小的限制，炮眼的角度不易控制，但它破碎和抛掷岩石较易。为防止崩坏井内设备，常常增加中心空眼，其眼深为掏槽眼的 1/2～1/3，用以增加岩体碎胀补偿空间，集聚和导向爆破应力，如图 3－4－10 所示。适用于岩石坚硬，一般直径的浅眼掏槽，如要用于中深眼，宜与直眼掏槽结合。

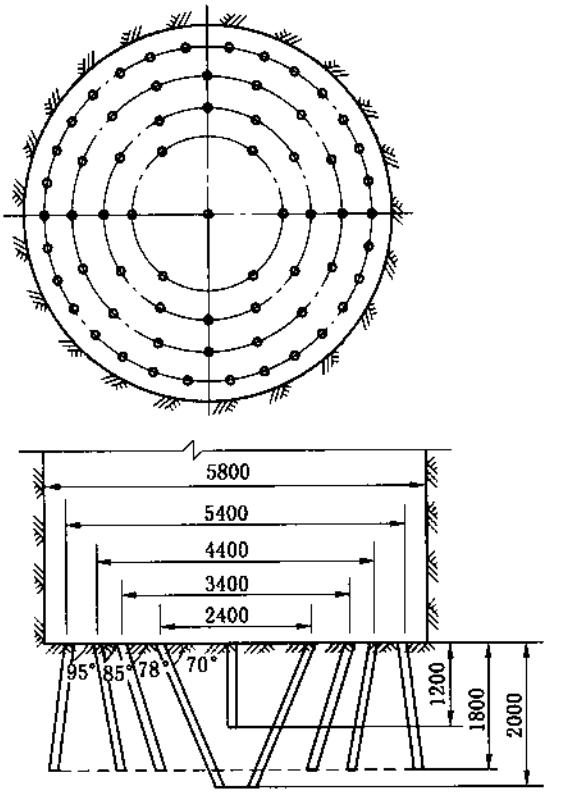


图 3－4－10 锥形掏槽

为增加岩石破碎度及抛掷效果，可在井筒中心钻凿 1～3 个空眼，眼深超过最深掏槽眼 500mm 以上，并在眼底装入少量炸药，最后起爆。

3. 爆破参数的确定

由于立井穿过的岩层变化大，影响爆破效果的因素较多，目前对爆破各参数还没有确切的理论计算方法。因此，在设计时，可根据具体条件，用工程类比或模拟试验的方法，并辅以一定的经验计算公式，初选各爆破参数值，然后在施工中不断改进，逐步完善。

目前，炸药消耗量的经验计算公式，因受工程条件变化的限制，只能作为参考，因而施工单位常参照国家颁布的预算定额来选定，见表 3－4－7。

表 3－4－7 立井掘进每立方米炸药和雷管消耗量定额

井筒净直径/m	浅孔爆破								中深孔爆破			
	$f<3$		$f<6$		$f<10$		$f>10$		$f<6$		$f<10$	
	炸药/kg	雷管/个	炸药/kg	雷管/个	炸药/kg	雷管/个	炸药/kg	雷管/个	炸药/kg	雷管/个	炸药/kg	雷管/个
4.0	0.81	2.06	1.32	2.33	2.05	2.97	2.68	3.62				
4.5	0.77	1.91	1.24	2.21	1.90	2.77	2.59	3.45				
5.0	0.73	1.87	1.21	2.17	1.84	2.69	2.53	3.36	2.10	1.09	2.83	1.24
5.5	0.70	1.68	1.14	2.06	1.79	2.60	2.43	3.17	2.05	1.07	2.74	1.20
6.0	0.67	1.62	1.12	2.05	1.75	2.53	2.37	3.08	2.01	1.01	2.64	1.14
6.5	0.65	1.55	1.08	1.96	1.68	2.44	2.28	2.93	1.94	0.97	2.55	1.10

表3-4-7（续）

井筒净直径/m	浅孔爆破								中深孔爆破			
	$f<3$		$f<6$		$f<10$		$f>10$		$f<6$		$f<10$	
	炸药/kg	雷管/个	炸药/kg	雷管/个	炸药/kg	雷管/个	炸药/kg	雷管/个	炸药/kg	雷管/个	炸药/kg	雷管/个
7.0	0.64	1.53	1.06	1.91	1.62	2.34	2.17	2.78	1.89	0.93	2.53	1.09
7.5	0.63	1.49	1.04	1.88	1.57	2.27	2.09	2.66	1.85	0.90	2.47	1.06
8.0	0.61	1.43	1.00	1.84	1.56	2.23	2.06	2.60	1.78	0.86	2.40	1.02

4. 起爆技术

与巷道施工一样，掏槽眼与辅助眼的眼孔与药卷间应采用小间隙的连续装药结构，周边眼应采用小直径药卷大间隙的装药结构。

在深度不大的炮眼中，药卷均采用电雷管起爆。对于深孔或光面爆破，常采用电雷管－导爆索起爆。立井爆破都是由里向外逐圈分次起爆，起爆时差应利于获得最佳爆破效果和最小的有害作用。

电爆网路是起爆电源、爆破母线、连接线和电雷管（包括导爆索）所组成的电力起爆系统。我国立井掘进爆破常用的网路有串联、并联和混联。由于常采用380V或220V的交流电作起爆电源，故以并联或串并联网路为多。在图3－4－11的4种网路形式中，闭合反向并联方式可使各雷管的电流分配较为均匀。

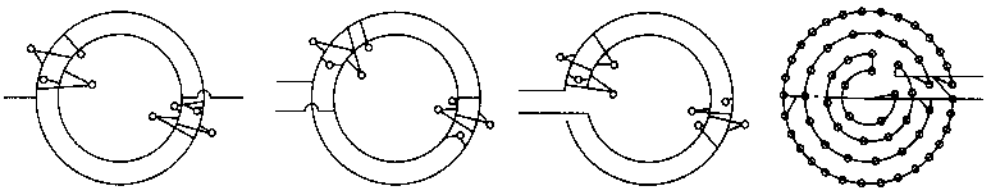


图3－4－11　并联爆破网路图

在地面设置专用电源开关盒，井筒内敷设专用爆破电缆，工作面设木桩架起一定高度的裸铝线或裸铁丝作为与电雷管脚线的连接线，组成专用的爆破网络。在有瓦斯的工作面爆破时，采用有限时装置的防爆型爆破开关。

立井施工爆破也可采用电磁雷管起爆，电磁雷管抗杂散电流能力强，连线快，爆破比较安全。连线时，一般只需将一根单芯导线穿过所有电磁雷管的脚线磁环，并与爆破母线连接即可起爆。起爆雷管采用矿用高频发爆器。

5 井巷支护技术

5.1 井筒支护结构与设计

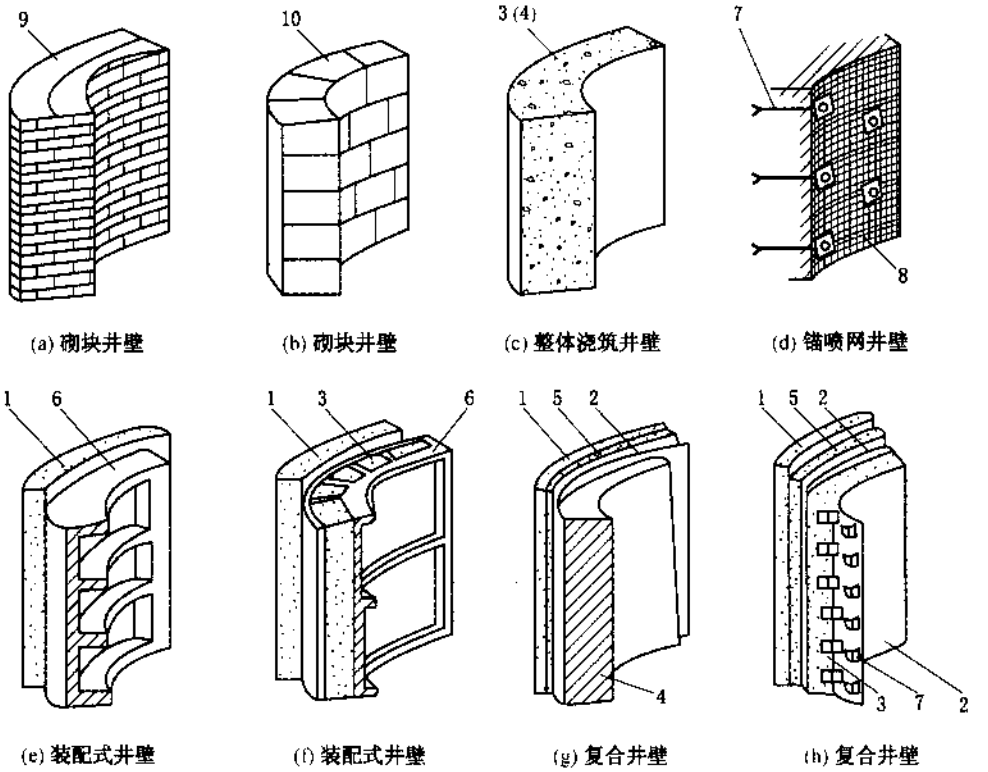
立井井筒的支护方式及支护材料，应根据井筒用途、服务年限、井筒所处围岩的性质及水文状况、施工方法等因素确定，并应符合下列规定：

（1）井筒穿过表土层、断层破碎带或含水基岩，应经过技术经济论证后，采用注浆、冻结、钻井、沉井、帷幕等特殊施工法施工，其井壁结构可选用混凝土、钢筋混凝土或复合材料井壁。

（2）含水丰富的厚表土地区、表土段井壁及表土与基岩结合处的井壁结构应加强。

5.1.1 井壁结构

井壁是井筒重要的组成部分，其作用是承受地压、封堵涌水、防止围岩风化等。井壁结构主要有以下几种类型，如图3-5-1所示。



(a) 砌块井壁　(b) 砌块井壁　(c) 整体浇筑井壁　(d) 锚喷网井壁

(e) 装配式井壁　(f) 装配式井壁　(g) 复合井壁　(h) 复合井壁

1—充填层；2—钢板层；3—混凝土；4—钢筋混凝土；5—沥青层；6—铸铁或钢筋混凝土丘滨筒；7—锚杆；8—金属网；9—砖；10—料石或混凝土预制块

图3-5-1 立井井壁结构

1. 砌块井壁

砌块井壁（图 3－5－1a、b）的常用材料有料石、砖和混凝土预制块等，胶结材料主要是水泥砂浆。砌块井壁因施工劳动强度大、难于机械化作业、井壁整体性和封水性较差及造价较高等原因，已很少被采用。

2. 整体浇筑式井壁

整体浇筑式井壁有混凝土和钢筋混凝土井壁两种（图 3－5－1c）。混凝土井壁使用年限长，抗压强度高，封水性好，成本比料石井壁低，且便于机械化施工，已成为井壁的主要形式。钢筋混凝土井壁，通常只在特殊地质条件下，如穿过不稳定表土层、断层破碎带等，以及承担井塔荷载的井颈部分使用。

3. 锚喷网井壁

锚喷网井壁（图 3－5－1d）是一种新型支护形式，仅限于在地方小型矿井的主井、风井中采用。其特点是井壁薄（一般 50～200mm）、施工效率高、速度快。锚喷网井壁主要用在淋水不大、岩层比较稳定的条件下。目前，在大中型矿井的立井中，一般均采用混凝土井壁。

4. 装配式井壁

装配式井壁（图 3－5－1e、f）是预先在地面预制成大型弧板（钢筋混凝土或铸铁），然后送至井下装配起来，最后进行壁后注浆。这种井壁便于机械化施工，其强度和防水性均较高，井壁质量易保证，但施工技术复杂，制造、安装机械化水平要求高。国内用过钢筋混凝土大弧板井壁，国外在冻结法凿井段内采用过铸铁大弧板井壁。

5. 复合井壁

复合井壁是由两层以上的井壁组合而成，多用于冻结法凿井的永久性支护，也可用于具有膨胀性质的岩层中和较大地应力的岩层中，解决由冻结压力、膨胀压力和温度应力等所引起的井壁破坏，达到防水、高强、可滑动 3 方面的要求。

由于所采用的材料及组合形式的不同，复合井壁的类型也较多。按其主要构件分类有预制块复合井壁、丘宾筒复合井壁和钢板复合井壁等多种形式（图 3－5－1g、h）。

井壁结构类型和材料的选择，一方面要考虑井筒的用途、断面大小、深度和服务年限，另一方面要考虑井筒穿过地层的地质和水文地质情况以及开凿的方法。

5.1.2　井壁厚度的确定

设计井壁厚度，必须首先确定井壁所受的荷载。作用在井壁上的荷载分为恒荷载、活荷载和特殊荷载。恒荷载主要有井壁自重、井口构筑物对井壁施加的荷载；活荷载主要有地层（包括地下水）的压力、冻结法施工时的冻结压力、温度应力、壁后注浆的注浆压力、施工时的吊挂力等；特殊荷载有提升绳断绳时通过井架传给井壁的荷载和地震力。

井口构筑物荷载和特殊荷载主要是作用在井颈段井壁上。基岩段井壁承受的荷载一般主要是活荷载，其中最主要的是地层作用在井壁上的压力。

立井基岩段井壁厚度，可按下述方法计算：

（1）当井筒地压小于 0.1MPa 时，井壁厚度取决于构造要求，可取 $d=0.2\sim0.3$m。

（2）当井筒地压为 0.1～0.15MPa 时，用经验公式估算：

$$d=0.007\sqrt{DH}+14 \qquad (3-5-1)$$

式中　d——井壁厚度，cm；

D——井筒净直径，cm；

H——井筒全深，cm。

（3）当井筒地压大于0.15MPa时，可用厚壁筒理论公式计算井壁厚度：

$$d = R\left(\sqrt{\frac{f_c}{f_c - 2q}} - 1\right) \tag{3-5-2}$$

式中 R——井筒净半径，cm；

q——井壁单位面积上所受侧压力的设计值，MPa；

f_c——井壁材料的抗压强度设计值，MPa。

一般在稳定的岩层中，井壁厚度可参照表3-5-1的经验数据选取。

表3-5-1 井壁厚度经验数据表

井筒直径/m	井壁厚度/mm				壁后充填厚度
	混凝土	料石	混凝土砖	缸砖	
3.0~4.5	300	300~350	400	425	料石、混凝土砖、缸砖壁后充填厚100mm混凝土
4.5~5.0	300~350	350~400	400	475	
5.0~6.0	350~400	400~450	500	515	
6.0~7.0	400~450	450~500	500	550	
7.0~8.0	450~500	500~600	600	600	

注：本表适用于f=4左右的岩层，混凝土强度等级不低于C30，喷射混凝土强度等级不低于C20，表中的厚度不包括壁后充填。

喷射混凝土井壁的厚度，一般可按现浇混凝土井壁的1/3选取。从实际条件出发，如果地质条件好，岩层稳定，喷射混凝土厚度可取50~100mm；在马头门处的井壁应适当加厚或加锚杆。如果地质条件稍差，岩层的节理、裂隙发育，但地压不大、岩层较稳定的地段，可取100~150mm；地质条件较差，风化严重破碎面大的地段，喷射混凝土应加锚杆、金属网或钢筋等，喷射厚度一般为100~150mm。

5.2 巷道支护结构与设计

巷道支护结构形式多样，一般有支架、柱子、石材整体支护、锚喷支护及联合支护等。其中，可缩支架、锚喷支护属于刚度较小的支护结构，可以允许巷道有较大的位移，能充分发挥围岩自身支护作用。目前最为常用的巷道支护结构是锚喷支护和金属棚式支架。

5.2.1 锚杆支护

锚喷支护是目前使用广泛，大力推广的支护结构形式。锚喷支护实际上是以锚杆和混凝土喷层为主要支护结构的一系列支护形式的总称。

锚杆是锚喷支护中的支护主体。在锚杆的作用下，围岩既是支护载荷来源，又是特殊的支护结构，对于充分发挥围岩自承能力，减少支护结构材料等具有现实和理论意义。

5.2.2 喷射混凝土支护

喷射混凝土支护是以压缩空气为动力，用喷射机将细骨料混凝土以喷射的方法覆盖到

需要维护的岩面上，凝结硬化后形成的混凝土结构的支护方式。

喷射混凝土可以单独使用，在岩石、土层面或结构面上形成护壁结构。喷射混凝土也可以和锚杆、预应力锚杆（锚索）联合使用，形成以锚杆等为主的支护结构，简称锚喷支护。该支护可避免锚头部位锚杆间岩土体的松脱和风化，可以起到加强锚杆等锚固构件的作用。

5.2.2.1　喷射混凝土的作用

1. 加固与防止风化

喷射混凝土以较高的速度射入张开的节理裂隙，产生如同石墙灰缝一样的黏结作用，从而提高了岩体的黏结力和内摩擦角，也就是提高了围岩的强度。同时喷射混凝土层封闭了围岩，能够防止因水和风化作用造成围岩的破坏与剥落。

2. 改善围岩应力状态

巷道掘进后及时喷射一层具有早期强度的混凝土，一方面可将围岩表面的凹凸不平处填平，消除因岩面不平引起的应力集中现象，避免过大的集中应力所造成的围岩破坏；另一方面，可使巷道周边围岩由单向或双向受力状态转化为三向受力状态，提高了围岩的强度。

3. 起柔性支护结构的作用

一方面，由于喷射混凝土的黏结强度大，能和围岩紧密地黏结在一起共同工作，同时喷层较薄，具有一定的柔性，可以和围岩共同变形产生一定量的径向位移，在围岩中形成一定范围的非弹性变形区，使围岩的自支承能力得以充分发挥，从而使喷层本身的受力状态得到改善；另一方面，混凝土喷层在与围岩共同变形中受到压缩，对围岩产生愈来愈大的支护反力，能够抑制围岩产生过大的变形，防止围岩发生松动破碎。

4. 与围岩构成共同承载的整体结构

开巷后如能及时对暴露围岩喷射一层混凝土，使喷层与岩石的黏结力和抗剪强度足以抵抗围岩的局部破坏，防止个别危岩活石的滑移或坠落，那么岩块间的联锁咬合作用就能得以保持，这样不仅能保持围岩自身的稳定，并且与喷层构成共同承载的整体结构。

5.2.2.2　喷射混凝土材料

喷射混凝土要求凝结硬化快、早期强度高，故应优先选用硅酸盐水泥和普通硅酸盐水泥，水泥的强度等级不得低于 32.5MPa。为了保证混凝土的强度和凝结速度，不得使用受潮或过期结块的水泥。

为了保证混凝土强度，防止混凝土硬化后的收缩和减少粉尘，喷射混凝土中的细骨料应采用坚硬干净的中砂或粗砂，细度模数宜大于 2.5。为了减少回弹和防止管路堵塞，喷射混凝土的粗骨料粒径一般不大于 15mm。

喷射混凝土的强度一般要求不得低于 15MPa，水灰比以 0.4 ~ 0.5 为最佳。水灰比在此范围内，喷射的混凝土强度高而回弹少。

为使喷射混凝土能迅速黏结在壁面上，需要在喷射混凝土中添加速凝剂。速凝剂的掺加比例根据品种不同而异，一般要求喷射混凝土初凝不应大于 5min，终凝不应大于 10min。

除此之外，喷射混凝土中还配有其他水泥改性剂，如增黏剂、减水剂、早强剂等，可以较好地改善喷射混凝土的支护性能。

通过在普通喷射混凝土中加入钢纤维的方法，可有效改善混凝土的整体力学性能及物理性质，尤其是可提高混凝土喷层的抗拉强度与变形能力，变脆性材料为塑性材料。

5.2.2.3 喷射混凝土主要性能指标

1. 喷射混凝土抗压强度

一般喷射混凝土的设计抗压强度要达到 15～20MPa。喷射混凝土也和一般混凝土一样，强度随时间增长而增加，最终强度可以达到设计强度的 120%～130%。

2. 黏结强度

喷射混凝土的拌和料以高速冲击面层，不仅可以提高浆料密实度，而且还形成 5～10mm 的浆液层充满面层，而接受后续的骨料。因此，无论喷层面是砖、混凝土或石料，喷射混凝土与之都能形成较高的黏结强度。

3. 喷射混凝土厚度

单独使用时，喷射混凝土厚度一般为 50～150mm；多次喷射时，喷层厚度也可以到 250mm；与锚杆联合使用时，根据工程性质不同，可以采用的厚度为 50～120mm。一般考虑到防止围岩风化及工程特点，要求喷层厚度不小于 80mm。

当岩体变形较大时，混凝土喷层将不能有效地进行支护。实验证明，当喷层厚度超过 150mm 时，不但支护能力不能提高，而且支护成本明显增大，因此，应选用锚喷联合支护。这时支护以锚杆为主，喷射混凝土只对锚杆间表面岩石进行局部支护和防止围岩风化。

5.2.3 石材整体支护

石材整体支护是指用料石、混凝土或钢筋混凝土砌筑成的整体支护。

这种支护的主要形式是直墙拱顶式，它由拱、墙和基础构成。拱的作用是承受顶压，并将它传给侧墙和两帮。之所以做成拱形，是为了使拱的各截面中主要产生压应力及部分弯曲应力（在顶压不均匀和不对称时，截面内也会出现剪应力）。拱主要承受压应力，这可以充分发挥料石、混凝土抗压强度高而抗拉强度低的特性。至于截面中的弯矩，可采用合理拱形，使它尽量缩小。

墙的作用是支撑拱并抵抗侧压。一般为直墙，当侧压较大时，也可采用弯曲的墙。

基础的作用是把墙传来的荷载及自重均匀地传给底板。底板岩石坚硬时，基础是直墙的延深部分；当底板岩石松软时，基础必须加宽；在有底鼓时，还可以砌底拱。

我国煤矿以前采用这种支护形式很多，但随着锚喷支护的推广，其应用在不断减少。

5.2.4 联合支护

随着矿山地层条件的变化，单一的锚杆支护或喷射混凝土支护技术已不能满足巷道稳定及安全的需要，因此在锚杆支护和喷射混凝土支护的基础上形成了一系列的支护形式，如在岩巷支护中以锚杆、金属网、喷射混凝土、钢带等组成的联合支护形式，可简称为锚喷支护，以及在煤巷支护中以锚杆、金属网、钢带等组成的联合支护形式，可简称为锚网支护。随着技术的发展，还逐步形成了预应力锚索支护技术和锚杆桁架支护技术等。目前这些技术已经在不同巷道的支护中取得了较好的技术经济效果。

1. 锚喷支护

不同类别围岩巷道、硐室锚喷支护参数见表 3－5－2。

2. 锚网支护

表3-5-2 不同类别围岩巷道、硐室锚喷支护参数

围岩分类		锚喷支护参数															
		服务年限10年以上									服务年限10年以下						
		净跨<3m			净跨3~5m			净跨5~10m			净跨<3m			净跨3~5m			净跨5~10m		
类别	名称	喷层厚度	锚杆		喷层厚度	锚杆		喷层厚度	锚杆		喷层厚度	锚杆		喷层厚度	锚杆		喷层厚度	锚杆	
			锚深	间距		锚深	间距		锚深	间距		锚深	间距		锚深	间距		锚深	间距
Ⅰ	稳定岩层				(10~20)			(20~30)									(10~20)		
Ⅱ	稳定性较好岩层	50~70			70~100			100~120	1400~1600	800~1000	(10)			50	1400	1000	50~70	1400	1000
								50~70			(20)			(10~20)			(20~30)		
Ⅲ	中等稳定岩层	70~100	1400~1600	800~1000	120~150	1600~1800	800~1000	100~120	1600~1800	600~800	50	1400	800~1000	50~70	1600	800~1000	70~100	1600	600~800
		50~70			70~100						(10~20)			(10~20)			(20~30)		
Ⅳ	稳定性较差岩层	70~100	1400~1600	600~800	100~120	1600~1800	600~800	120~150	1800~2000	600~800	50~70	1600	800~1000	70~100	1600	300~1000	100~120	1600	600~800
											(20~30)			(20~30)			(20~30)		
														加网			加网		
Ⅴ	不稳定岩层	100~120	1600~1800	600~800	120~150	1800~2000	600	150~180	2000~2200	500~600	(20~30)	1600	600~800	(20~30)	1800	600~800	—	—	—
					加网			加网			加网			加网					

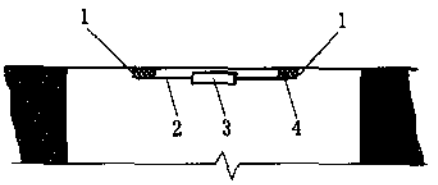
注：在Ⅱ、Ⅲ、Ⅳ类围岩中，线上下数值的选用，需根据围岩情况确定，单位为mm。

锚网支护是以锚杆为主要构件并辅以其他支护构件而组成的锚杆支护系统，是近几年来发展起来并得到广泛应用的新的锚杆支护形式，主要用于煤巷支护，其类型主要有锚网支护、锚梁（带）网支护等。

锚网支护是将铁丝网或钢筋网、塑料网等用托盘固定在锚杆上所组成的复合支护形式。各种网主要用来维护锚杆间的围岩，防止小块松散岩石掉落，也可用作喷射混凝土的配筋；同时，被锚杆拉紧的网还能起到联系各锚杆组成支护整体的作用。各种网所负担的松散岩石的荷载主要取决于锚杆间距的大小。

3. 锚杆桁架支护

锚杆桁架是在巷道肩窝处顶板上，沿45°～60°方向安装钢丝绳、钢筋或钢绞线锚杆，并用拉紧装置将锚杆的外露部分连接起来，再背上木楔而组成。锚杆桁架结构除有锚杆的支护作用外，还有支撑顶板的作用，可用于处理使用顶板锚杆或其他常规方法无效的恶劣顶板条件。采用这种支护时，巷道两帮需用锚杆进行加固，其长度应大于顶板锚杆的水平投影。一般情况下锚杆桁架由锚杆、拉杆、拉紧器、木楔等组成（图3－5－2）。锚杆桁架的支护原理如图3－5－3所示。



1—锚杆；2—拉杆；3—拉紧器；4—垫块

图3－5－2 顶板锚杆桁架系统

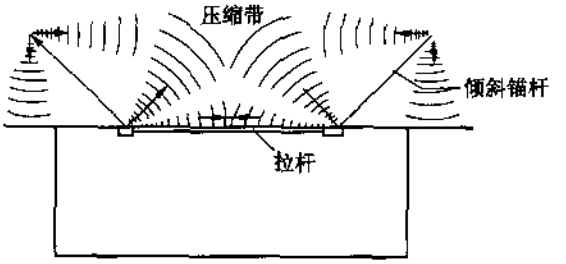


图3－5－3 锚杆桁架支护原理图

一般在顶板锚杆悬吊作用失效或顶板锚杆之间有岩石掉落处使用锚杆桁架。

4. 小孔径预应力锚索支护

为扩大锚杆支护的使用范围，充分发挥锚杆支护经济、快速、安全可靠的优点，在大断面、地质构造破坏地段、顶板软弱且较厚、高地应力、综放巷道等施工困难、复杂的巷道中，为增加锚杆支护的安全可靠性，可使用小孔径预应力锚索进行加强支护。

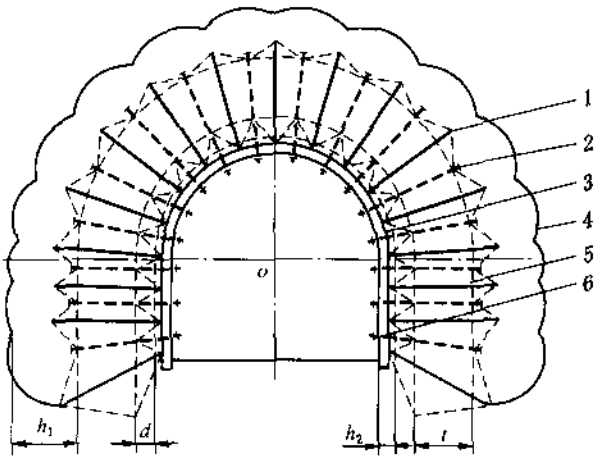
预应力锚索加强支护在煤巷支护中占有重要地位。由于它的锚固深度大，可将下部不稳定岩层锚固在上部稳定的岩层中，可靠性较好，且可施加预应力，实现主动支护，因而是支护技术中一种可靠有效的手段。

采用锚杆钻机打ϕ28～32mm的小钻孔、树脂药卷加长锚固、单根钢绞线的小孔径预应力锚索加强支护技术，简化了施工工艺及施工设备，缩短了锚固体养护和施工时间，实现了锚索快速承载，提高了工效。

5. 锚注支护

针对节理、裂隙发育，断层破碎带等围岩松散、破碎的情况，近年来又开发了注浆锚杆技术，即利用锚杆注浆技术，改变围岩松散破碎结构，提高其黏结力、内摩擦角和围岩的整体性，使围岩为锚杆提供可靠的着力基础，充分发挥锚杆对松散破碎岩层的锚固作

用。注浆锚杆既是锚杆，又能用其进行注浆。注浆锚杆注浆支护加固机理如图 3－5－4 所示。



1—普通金属锚杆；2—注浆锚杆；3—喷层与金属网；4—注浆扩散范围；
5—锚杆作用形成的岩石梁；6—喷层作用形成的组合拱

图 3－5－4　注浆锚杆注浆支护加固机理

围岩注浆后，一方面将松散破碎岩块胶结成整体，提高了岩体的内聚力和内摩擦角，使岩体本身成为支护结构；另一方面，使普通端锚式锚杆变成全长锚固锚杆，锚杆与围岩形成整体，充分发挥锚杆锚固作用，组成可靠有效的组合拱。浆液充填围岩裂隙，与锚喷网支护相结合，形成多层组合拱（喷网组合拱、锚杆压缩区组合拱、浆液扩散加固拱、喷层与压缩区间的浆液加固拱），扩大了支护结构的有效承载范围，提高了支护结构的整体性和承载能力。

5.3　交岔点支护结构与设计

5.3.1　交岔点支护的一般原则

（1）锚喷支护交岔点的支护参数，应按交岔点最大宽度选取，并取上限值。

（2）交岔点分岔巷道的加强支护长度，应根据围岩性质确定，宜取 2～5m。

（3）砌碹支护的交岔点，砌碹厚度应按交岔点最大宽度选取。分岔巷道的砌碹厚度，当 $f \geqslant 3$ 时，应按各自的宽度选取；当 $f < 3$ 时，应按交岔点最大宽度选取。

（4）交岔点柱墙是两条分岔巷道顶板的支撑点，应采用料石或混凝土砌筑。锚喷支护交岔点当不用混凝土或料石砌筑柱墙时，其柱墙处应采取措施加强支护。

5.3.2　现浇整体混凝土支护

现浇混凝土支护一般包括顶拱和侧墙两部分。拱的形式可分半圆拱、三心拱和圆弧拱。两条单轨巷道交岔点的整体混凝土支护结构，如图 3－5－5 所示。

虽然交岔点的围岩轮廓不平，但沿整体周边的支护厚度应保持在计算限度之内（如虚线所示）。根据使用条件，拱顶厚度 δ_0 可在 200～500mm 之间变动。在拱基处拱的厚度取 $1.5\delta_0$。基础埋深，在水沟侧为 500mm，另一侧为 250mm。柱墙宽度一般为 500mm，长

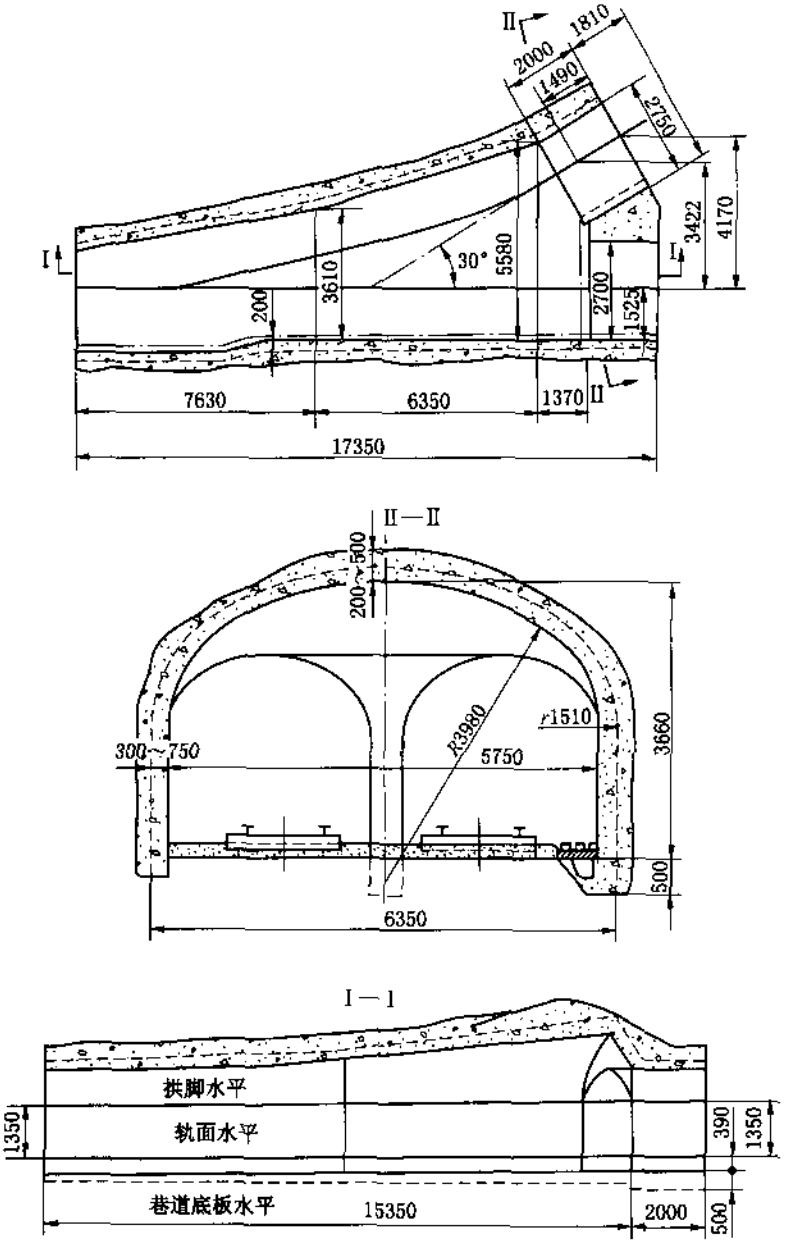


图 3-5-5 整体混凝土支护的交岔点

度通常取 2m。混凝土强度等级不低于 C20。

交岔点中间断面处，宽度逐渐加大，拱高逐渐加高。因此，可以按一定的斜率降低墙高，或采用调整拱形、改变拱高的办法，使交岔点中间断面高度的增加幅度不至过大。

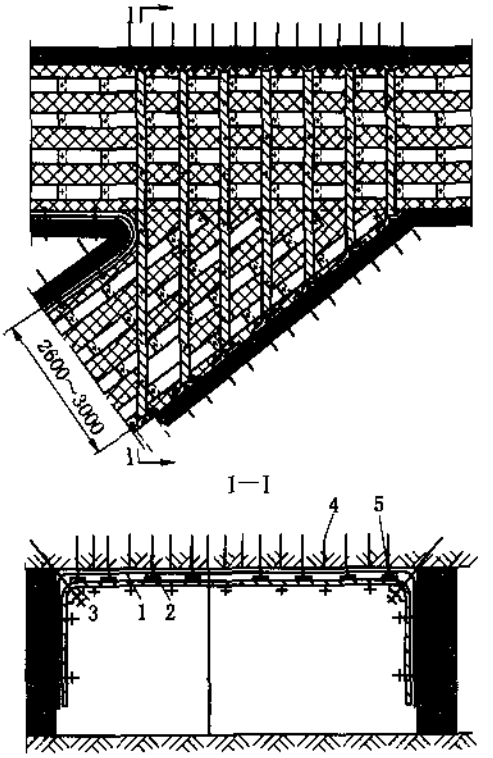
5.3.3 锚杆及其组合支护

在坚硬岩层中的巷道交岔点，可以单独使用锚杆支护；受到采动影响的巷道交岔点，可以使用锚杆、柔性托架、金属网背板支架；在复杂的地质条件下，巷道交岔点应采用锚

杆组合支架（锚杆与喷射混凝土支架、金属拱形支架、梯形木材棚子等组合使用）。

巷道交岔点锚杆组合支架由锚杆、托梁和背板（或金属网）组成。在交岔点区域和离交岔点1～2m的分巷道区段内，应增大锚杆安设密度（比分岔巷道增大1～2倍）或者增加锚杆长度。在交岔点范围内，既要增大锚杆的安装密度，又要增加锚杆的长度。

组合锚杆支护的巷道交岔点如图3-5-6所示。在主岔巷道纵向布置4条扁钢托梁锚杆支架，并拉紧交岔点区的顶板和两帮的金属网，用钢丝绳来加强交岔点处锚杆支架。钢绳的两端用锚杆固定在交岔点两帮。在交岔点两帮的拐角处，拧紧锚杆螺帽时，卡箍随着移动，并拉紧钢丝绳。钢丝绳固定拉紧后，再安设交岔点顶板锚杆。



1—金属网；2—加强的钢丝绳；3—拉紧的卡箍；4—锚杆；5—扁钢托梁锚杆支架

图3-5-6　组合锚杆支护的交岔点

5.4　支护质量监测与检测

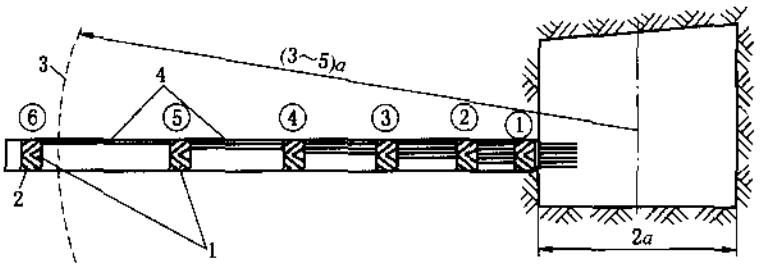
巷道稳定性监测的目的是为了确保支护巷道的安全、优质和低耗等。监测内容主要包括围岩深部位移监测、围岩松动圈监测、喷射混凝土质量检测、顶板离层监测、锚杆支护质量监测等。

5.4.1　围岩深部位移监测

按岩体的位置，岩体位移分为表面位移和内部位移两类。表面位移采用“十”字布点法，使用收敛计等进行测量。通过对测试数据进行统计分析及预测，从而对巷道的稳定

性、支护参数的合理性等做出评价。围岩内部相对位移是指围岩内部多点间的位移量，监测内部位移的目的是判断围岩的松动范围，从而合理选择锚杆支护参数。

图3-5-7是水曲柳钢卷尺多点位移计实测岩体内部位移示意图。由表面到岩体深部，测点布置由密到疏。安设时，使孔底位于影响圈以外，孔底测点不动，则包括表面测点的各点对孔底的位移，即是相对位移。



1—水曲柳测点；2—孔底测点（不动点）；3—影响区边界；4—钢卷尺

图3-5-7 多点位移计实测岩体内部位移示意图

5.4.2 顶板离层监测

顶板离层监测采用安设在顶板中的离层指示仪（图3-5-8）。离层指示仪包括一个深部基点和一个浅部基点，分别测试巷道表面与浅部基点之间、浅部基点与深部基点之间的相对位移。顶板未发生离层时，浅部基点与深部基点所测位移变化速度应逐渐降低，并最终趋近于零，若中间发生跃变，则可判断顶板中是否出现离层及离层的部位。

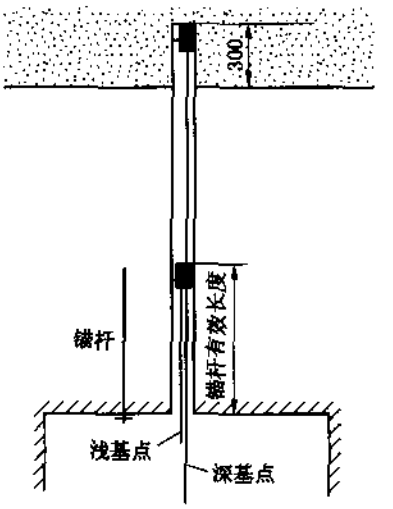


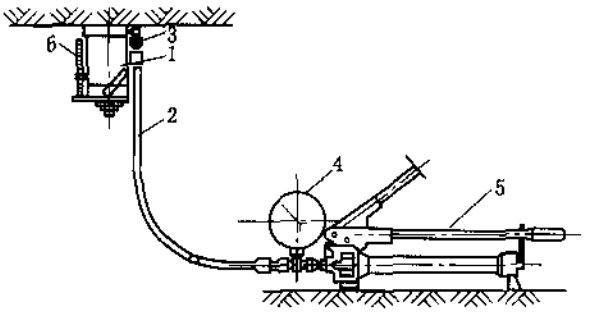
图3-5-8 顶板离层指示仪

当顶板离层达到离层界限值时，应及时分析顶板离层的原因，并采取相应的措施。可采取的主要措施有：锚杆锚固范围之内的离层，可加大支护密度，或提高锚杆的锚固力；锚杆锚固范围之外的离层，可增加锚杆长度，或安设锚索，或用金属支架加强支护。

5.4.3 锚杆支护质量检测

锚杆支护质量的检测包括锚杆的材质、锚杆安装质量和锚杆抗拔力的检测，其中锚杆的材质检测在实验室进行。锚杆安装质量包括锚杆托盘安装质量、锚杆间排距、锚杆孔深度与角度、锚杆外露长度和螺帽的拧紧程度以及锚固力的检测。锚杆托盘应安装牢固，紧贴岩面；锚杆的间排距的偏差为±100mm，喷浆封闭后宜采用锚杆探测仪探测确定锚杆的准确位置；锚杆方向与巷道轮廓线或岩层层理角度的偏差应≤15°；锚杆的外露长度应≤50mm，但炸药库硐室、锚喷联合支护的巷道不允许外露。用螺帽拧紧锚杆时，其锁紧力应达到设计锚固力的40%～80%。

锚杆抗拔力采用锚杆拉力计进行检测，然后根据检测结果评判锚杆抗拔力和安装牢固程度，各种锚杆必须达到规定的抗拔力。图 3－5－9 为 ML－20 型锚杆拉力计，由 1 台空心千斤顶和 1 台 SYB－1 型高压手摇液压泵组成，最大拉力为 200kN，活塞行程为 100mm，质量为 12kg。



1—空心千斤顶；2—高压胶管；3—胶管接头；4—压力表；5—手摇液压泵；6—标尺

图 3－5－9　ML－20 型锚杆拉力计

5.4.4　喷射混凝土质量检测

主要检测内容为喷射混凝土的强度和喷层厚度。喷射混凝土的强度检测采用点荷载试验法或拔出试验法，也可采用喷大板切割法或凿方切割法，不得采用试块法。

点荷载试验法是用混凝土钻取机从喷层中钻取圆柱体芯样，然后用点荷载仪测试其点荷载强度，再根据点荷载强度确定喷层强度。拔出试验法是指在混凝土喷层中钻孔、切槽并安装扩拔器进行拔出试验，根据极限拔出力确定喷射混凝土的抗压强度。

喷层厚度，可在喷射混凝土凝固前采用针探法检测，也可采用打孔尺量法或取芯法检测。

5.4.5　围岩松动圈测试

测试巷道围岩松动圈有许多实测方法，声波法是最为常用的一种。声测法是将声波仪的发射器和接收探头放入测孔中，封孔后注水作耦合剂，然后在孔内依次移动一定距离，记录声波在钻孔中传播的时间 t，计算出声波速度 v_p，根据量测和计算，得出松动圈范围。测孔的深度可根据围岩性质确定，为 2～5m 不等。

井下实测时，在一个断面布置 5～7 个测孔，如图 3－5－10 所示。常采用单孔法（发射、接收探头在同一个钻孔），实测得孔深－声速曲线，以此确定每个孔的松动圈边界。将各孔松动圈边界相连，即得巷道围岩松动圈的形状和范围。

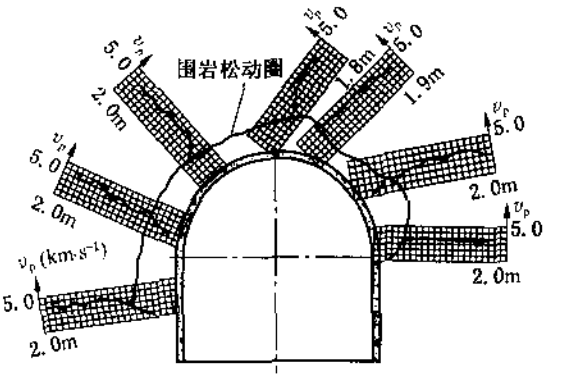


图 3－5－10　声测法测试围岩松动圈示意图

5.5 软岩支护技术

软岩是强度低、孔隙率大、胶结程度差、受构造面切割及风化影响显著或含有大量膨胀黏土矿物的松、散、软、弱岩层。煤矿的软岩还多是复合的膨胀岩，并以泥岩、黏土岩等多见，具有易风化、怕水和震动等特征，遇水后具有较大的膨胀性、流变性，稳定性极差。

5.5.1 软岩巷道的变形特征

软岩巷道开挖后最突出的一个特点就是围岩松动范围大，巷道围岩变形非常快，变形量大，往往在几天甚至几小时内产生数十毫米到数百毫米的变形量而发生大量破坏。研究表明，软岩巷道的围岩变形具有以下特征：

（1）软岩巷道变形一般呈现蠕变变形三阶段的规律，并具有明显的时间效应。初期来压快，变形量大，施工过程中如不加以控制，很快就会发生岩块冒落和巷道破坏。这时如果采用不适应软岩大变形特点的刚性支架，支架很快就会被压坏。因此支护时必须根据这一特点，既要有控制，又允许软岩有一定变形。

（2）软岩巷道围岩变形有明显的空间效应。其表现是：围岩在距工作面一倍宽以远的地方就基本上不受掘进工作面的影响；软岩巷道变形随矿井开采深度的增加而增大；在不同的应力作用下，软岩巷道变形具有明显的方向性。

（3）软岩巷道多表现为巷道四周受压，且为非对称性，不仅顶板下沉量大、易冒落，同时也有可能产生强烈的底鼓现象，并常伴随有两帮剧烈位移，引发两帮破坏。尤其是黏土层，浸水崩解和泥化引起的底鼓更为严重。

（4）软岩巷道自稳能力极差，围岩变形对应力扰动和环境变化非常敏感。表现为当软岩巷道受邻近开掘或巷道修复、水的侵蚀、爆破震动以及采动等的影响时，都会引起巷道围岩变形的急剧增长。巷道的自稳能力一般与岩性、断面形状有关。

由于上述特征，松软围岩的自稳时间通常很短，有的顶板一暴露就立即冒落。研究表明，松软围岩的自稳能力主要与围岩暴露面的形状、面积大小、岩体的残余强度和原岩应力及施工工艺等因素有关。因此，把握软岩的变形特征，合理确定巷道位置、掘进方式、支护措施等，对充分利用围岩与支护相互作用，延长巷道围岩的自稳时间，达到减少巷道掘进和维护费用，提高经济效益具有重要意义。

5.5.2 软岩巷道支护关键工艺

5.5.2.1 *初始（一次）支护*

软岩巷道开掘成形后，应立即进行一次支护。一次支护的主要目的在于加固围岩，提高其支承能力，同时应允许围岩在有效控制范围内释压变形，以适应软岩的力学特征。因此，初始支护应按照围岩与支架共同作用的原理，选用刚度适宜，具有一定柔性或可缩性的支护结构。实践证明，U 型金属可缩性支架基本符合上述要求，可用作初始支护。而锚喷网支护结构能与围岩形成密切结合的结构体，并允许围岩有一定变形，是一种更为理想的初始支护。目前用于松软岩层巷道的锚喷网支护结构有锚网喷、桁架锚网喷、钢筋梯锚网喷、钢带锚网喷多种形式，可根据具体情况选择设计相应的锚喷支护结构。

在膨胀性围岩或破碎易冒围岩中施工时，应先喷速凝混凝土，厚度 30～50mm，及时封闭和保护围岩，然后再打锚杆眼，安设锚杆挂网，再喷一层厚 30～40mm 的混凝土将网

覆盖。一次支护要及时，并要确保施工质量。

5.5.2.2　二次支护

一次支护的作用在于加固并提高围岩的整体性和自稳能力，同时允许围岩在保证巷道安全的条件下释压变形，以适应软岩的变形力学机制。在围岩变形稳定后，为了保证巷道较长时间的稳定和服务期的安全，应当给巷道围岩提供最终支护强度和刚度，这就是二次支护。

1. 二次支护的时机

二次支护滞后一次支护的时间，即二次支护的时机是支护成败的关键。为保证二次支护的效果，把握要二次支护的最佳时机，就必须进行巷道围岩变形监测。待巷道稳定后，适时进行二次支护，以保证围岩不丧失自身的承载能力。同时，二次支护要与一次支护密贴结合，以共同承受围岩应力。

工程实践表明，二次支护的最佳时机是在一次支护巷道围岩变形稳定（收敛）后进行，一般在开掘20～30天、围岩变形速度小于0.05mm/天、变形－时间曲线出现稳定平缓拐点之后进行。

2. 二次支护的形式

目前现场采用的二次支护形式或支护技术主要有：金属可缩支架（U型钢、工字钢等）、锚喷支护、锚网喷支护以及近年来发展起来的加强型金属支架、高强度弧板、巷道锚索支护、巷道注浆加固技术、钢筋网壳锚喷支护技术、深孔爆破卸压支护技术等。二次支护与一次支护联合作用，能够比较理想地解决高地应力软岩巷道支护难的问题。

5.5.3　软岩巷道的主要支护形式

1. 锚索支护技术

锚索支护以钢绞线为主要支护材料，具有工期短、成本低、施工安全、锚固范围大（可达30～40m）、锚固力高（可达几十至上百吨）的优点，是软岩巷道二次支护，尤其是解决大断面硐室围岩支护问题的有效技术。这项技术在军工、铁路、水电及煤炭领域的一些重点工程或关键部位都有应用，并且取得了良好的效果。

某煤矿－180m水平水泵房断面16m^2，变电所9m^2，两硐室间岩柱仅8m宽。在动压作用下，两硐室多次破坏，底鼓1.0m以上，帮内移近1.0m，顶板呈人字形尖顶破坏，整个硐室报废。后采用锚索加固方案进行维修，锚索钻孔深8.0m，并注浆加固岩体，锚索预应力200kN，终锚力600kN。恢复使用后，经多年观察，未发现新的破坏，效果良好。

图3－5－11为某煤矿修复大松动圈交岔点所采用的锚网喷、锚索联合支护方案图。该方案的实施，有效地控制了交岔点巷道围岩的变形，使煤矿生产恢复正常。

2. 注浆加固围岩技术

注浆能够增加围岩的整体性，使松软、破碎围岩的自支承能力和自稳能力得到有效提高，是一种技术工艺简单、效果好、投资少的支护技术。

某煤矿曾用高水材料进行围岩注浆加固试验，试验巷道顶底均是十分破碎的泥质岩。支护方案为联合支护，在两帮及顶底角安设金属快硬水泥锚杆，配梯形可缩金属支架，并在锚杆排距之间钻孔注浆，加固两帮和顶底角。试验结果表明，巷道底鼓基本得到控制，注浆段比未注浆段顶底移近量减少59.3%，两帮移近量减少51.5%，巷道也承受住了采

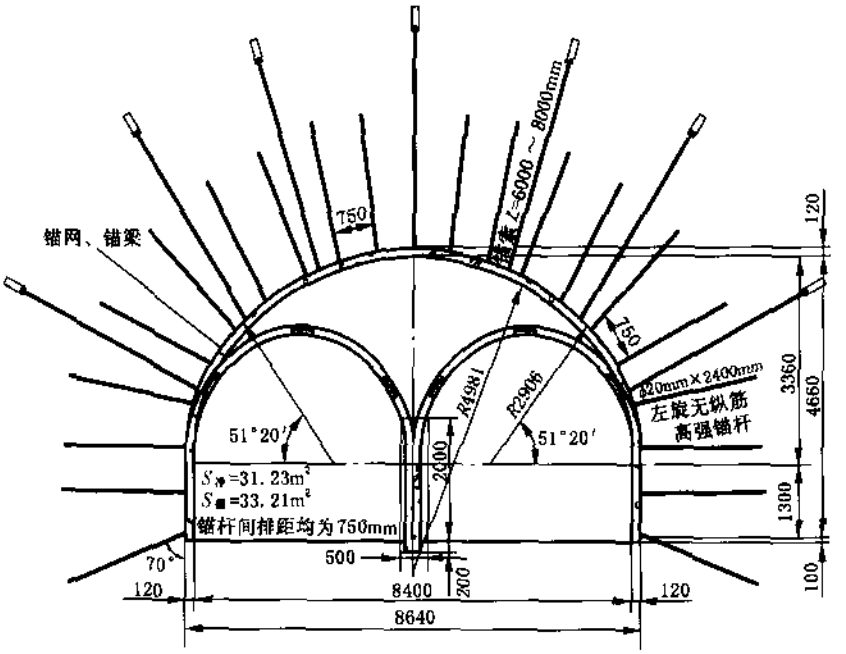


图3-5-11 某煤矿交岔点锚网喷、锚索联合支护修复方案图

煤动压的影响，实现了不大维修也能采煤的目标。

某煤矿在-530m水平运输石门施工时，遇到了断层破碎带，于是采用“锚喷+U型钢+钢筋混凝土碹+壁后注浆（水泥浆）”的联合支护方案，也取得了成功。图3-5-12为其联合支护的结构形式。

通过多年的实践研究表明，注浆加固围岩技术，包括注浆加固工艺、注浆的加固强度、最佳时间、注浆流量与压力、注浆孔距离以及加固深度等已相当成熟，施工质量能够保证。

3. 弧板（管片）支护技术

弧板（管片）支护技术源于地铁隧道盾构施工，如北京地铁10号线，就是采用管片进行盾构隧道的支护，其掘进、管片安装等所有工序全部由机械完成，作业的机械化、自动化水平很高。这一技术在煤矿松软巷道的应用，尚无先例，目前正处于试验研究阶段。

弧板（管片）支护技术要求巷道的断面形状为圆形，然后根据设计断面大小在地面预制管片，每环衬砌由4～6块管片构成，管片之间靠环向、纵向螺栓连接，管片的架设由安装机械完成。C100超高强钢筋混凝土弧板支架结构及技术特征如图3-5-13所示。

弧板（管片）支护技术的最大优点是管片在地面预制，强度高、质量可靠，也利于批量化生产；井下机械化安装，施工速度快。存在的问题是还没有像盾构机一样的井下管片安装机械手，壁后充填缓冲预留变形层的施工技术还不成熟。弧板（管片）属刚性支护结构，如果不能妥善解决架后缓冲变形层的充填问题，这一技术的应用将受到限制。

4. 钢筋网壳锚喷支护技术

网壳锚喷支护实质上仍是一种锚网喷支护，其技术特色是用一种在地面工厂加工成型

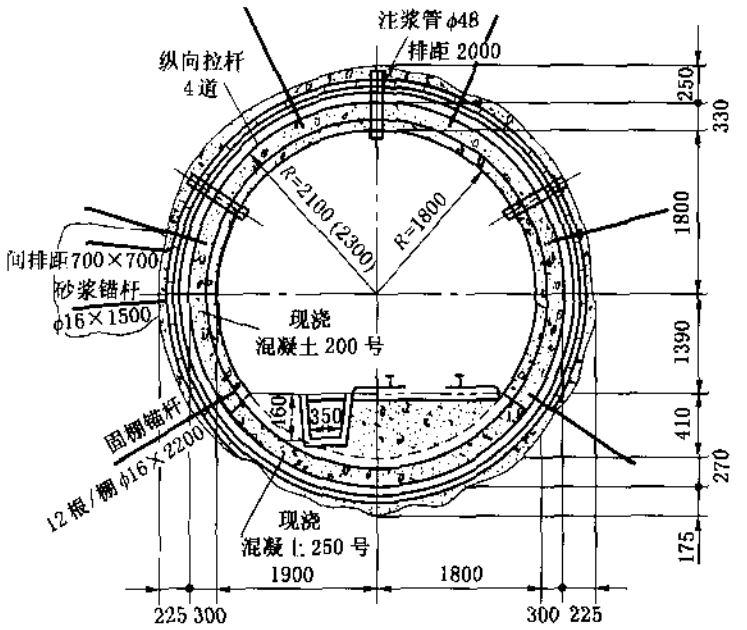
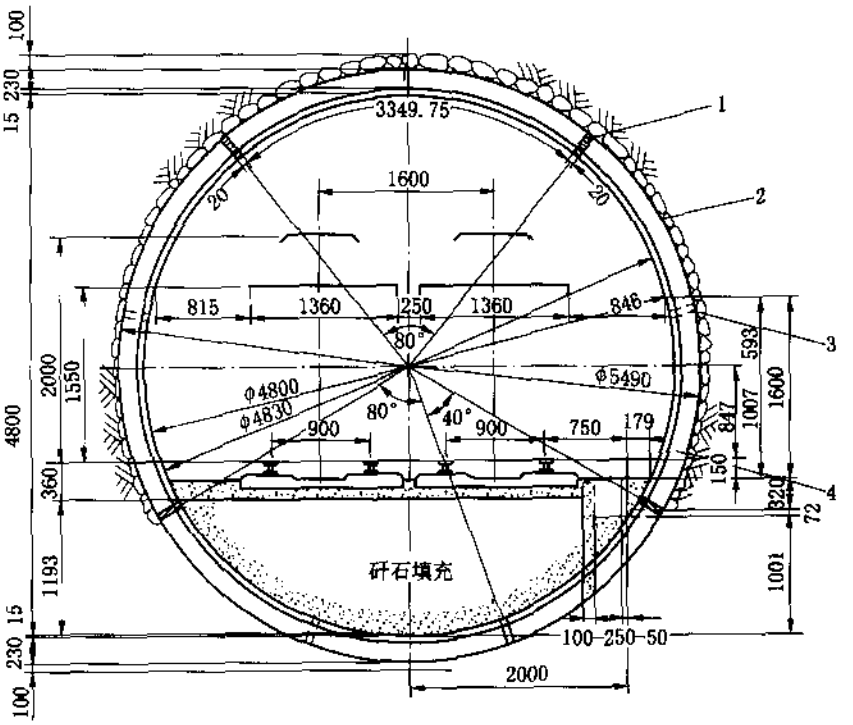


图 3-5-12　某煤矿 -530m 水平运输石门“锚喷 + U 型钢 + 钢筋混凝土碹 + 壁后注浆”联合支护结构图



1—平滑可缩夹层，5 块/圈，夹层规格 20mm × 230mm × 320mm；2—袋包装充填材料（水泥、粉煤灰混合）；3—吊装孔、注浆预留孔；4—C100 高强钢筋混凝土弧板，4.5 块/圈，弧板规格 3349.75mm × 320mm × 230mm，650kg/块

图 3-5-13　C100 钢筋混凝土弧板支护结构及技术特征

的特殊钢筋网壳支架代替普通的钢筋网，大幅度提高锚网喷结构的支撑能力，不需要使用型钢支架、锚索、围岩注浆等手段进行加固，就能有效支护高地压、大变形、跨采动压巷道、冲击地压巷道以及大断面硐室。其支护工程量与普通锚网喷相同，支护费用略高于普通锚网喷支护，但比锚网喷加其他支护的联合方式大幅度降低。

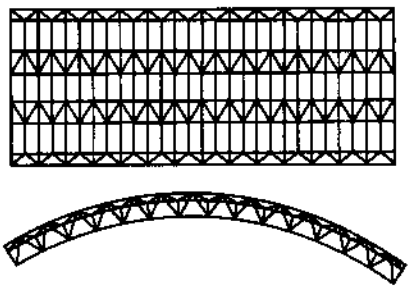


图3-5-14 钢筋网壳支架结构示意图

钢筋网壳支架（图3-5-14）的结构是利用空间结构三向稳定性的特点，充分发挥钢筋和混凝土两种材料的承载性能，既可增强钢筋的抗压稳定性，又使混凝土喷层的力学性能得以改善。每架钢筋网壳支架宽度一般为700mm。网壳支架是一架紧接一架进行安装的，架间不留间隙，也不需要另加连接件。支架与围岩直接接触，超挖空隙需充填密实。架设后根据围岩特点和应力大小安装一定数量的加强锚杆，使之与围岩保持整体性。安装完成之后，其承载体不是钢筋梁拱，而是众多纵横相连的小跨度双向钢筋拱壳，它可充分削弱钢筋的弯曲变形，增强支架的三向承载能力。当混凝土喷层局部受拉时，钢筋的抗拉能力能够保护混凝土免遭破坏，从而使混凝土的抗压特性得到充分体现。

网壳锚喷结构支护强度大，在高应力软岩巷道中使用具有显著优势。到目前为止，已使用该支护技术的巷道断面收敛是符合设计要求的。网壳锚喷与普通锚网喷支护相比，在同等条件下巷道围岩收敛量小得多，支护效果显著。

5. 深孔爆破卸压支护技术

爆破卸压法的基本原理是，通过巷道深部爆破的方法将支承压力进一步向围岩深部转移，使巷道周围的应力进一步降低，从而减轻围岩对支架的作用力，达到维护巷道支护的目的。

某煤矿13278工作面刮板输送机道处于埋深670m的纵向地层中，围岩属复合型软岩，应力状态复杂，巷道开挖后不仅顶板变形冒落，底板也产生强烈底鼓。通过采用底角爆破卸压方法，有效地缓解了高应力对软岩巷道的破坏，同时辅以常规锚喷支护，控制住了巷道底鼓，提高了巷道的自承能力和稳定性，使矿井生产得以正常进行。

5.5.4 软岩巷道治理的要点

实践证明，如果仅从施工技术和工艺方面采取措施，就无法解决松软岩层巷道施工与后期维护困难的问题。要使松软岩层巷道能够很好地发挥工程效用，就必须运用系统工程的思想指导软岩巷道施工的全过程。要从巷道的勘察、设计、施工、监测，包括巷道选址等方面全方位地采取措施，每个环节都从有效提高巷道整体性、自稳能力的角度出发，作出决策，采取适当措施。

1. 掌握详尽的地质资料

在矿井建设初期，要深入细致地进行工程地质勘察，查清基本地质、地形情况和岩体的基本工程特性，特别是工程地质、水文地质条件、地质构造情况、应力场状态以及主要岩层的岩性条件，获得需要的各种资料，最终对有关问题做出评价，并作为后期井巷工程布置、确定施工方案、编制施工措施的依据。

2. 合理的巷道布置

合理选择巷道位置是保证巷道处于稳定状态的关键措施之一。选择巷道位置时应重点考虑以下几个问题：

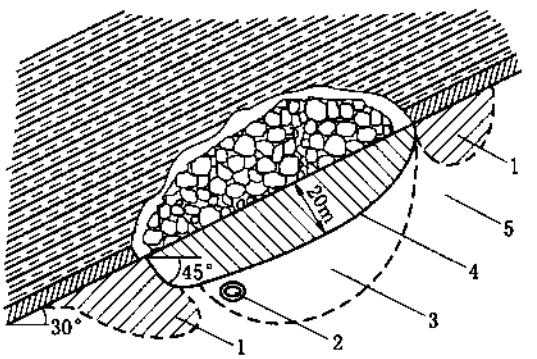
（1）应尽量把巷道布置在强度大、遇水膨胀性小、地质构造和水文条件简单、岩性比较坚硬的岩层内。在同一条巷道内，即使围岩性质只有微小的差异，巷道压力的显现也有明显的差别。如某煤矿 2 号井 -200m 岩石大巷的两个交岔点，一个布置在凝灰岩中，由于岩体较破碎，交岔点的破裂较严重；而另一个布置在杂色凝灰岩里，由于岩体比较完整，交岔点比较稳定。

（2）主要巷道走向尽量与最大地应力方向平行而不要垂直，一般应绕避断层，尽量避免与断层、软弱夹层、节理方向平行或以小夹角相交，若实在不能绕避，则应尽量使巷道的轴向与走向成 45°～65°夹角为宜。

（3）尽量避免巷道在空间上重叠、密集交叉，硐室群的施工应视所处区位的工程地质等条件，考虑施工对巷道稳定性的影响，优选最佳施工顺序。

（4）应使主要巷道免受采动压力影响。回采工作状态对采区巷道的变形与破坏影响最大。实践证明，煤层底板岩石大巷的破坏与距煤层距离的大小和落煤方式有关。用风镐落煤时，岩石大巷距煤层在 20～30m 时，基本上不受动压影响；而爆破落煤时，岩石大巷距煤层 40m 以外仍然会遭到破坏。

煤层开采以后，其底板岩石大巷围岩的压力明显升高，这是造成底板岩石大巷破坏的主要原因。因此，把巷道布置在应力降低区或原岩应力区内为最好。如某煤矿将岩巷布置在距煤层垂距 20～30m，与采场上端煤柱上角水平线成 45°角的范围内，这样巷道受到的压力较小，如图 3－5－15 所示。



1—固定支承压力影响区；2—煤层底板岩石巷道；3—应力降低区；
4—移动支承压力有害影响区；5—原岩应力区

图 3－5－15　煤层底板岩石巷道合理位置选择

3. 合理的巷道断面形状

巷道断面形状，主要根据地压的大小和方向来选择。若地压较小，选择直墙半圆拱形是合理的；巷道周围均受到很大的压力，则选择圆形巷道断面为宜；若垂直方向压力特别大而水平压力较小时，则选择直立椭圆形断面或近似椭圆形断面是合理的；若水平方向压

力特别大而垂直方向压力较小时，则选择曲墙或矮墙半圆拱带底拱、高垮比小于1的断面，或平卧椭圆形断面。

如某煤矿-360m水平主要运输巷道，选择受力合理、均匀的圆形断面形式（图3-5-16），采用全断面封闭的复合式柔性支护体系，通过监测手段确定巷道收敛趋于稳定状态时进行二次支护，从而克服了该巷道围岩结构松散、变形量大、维护困难的问题。

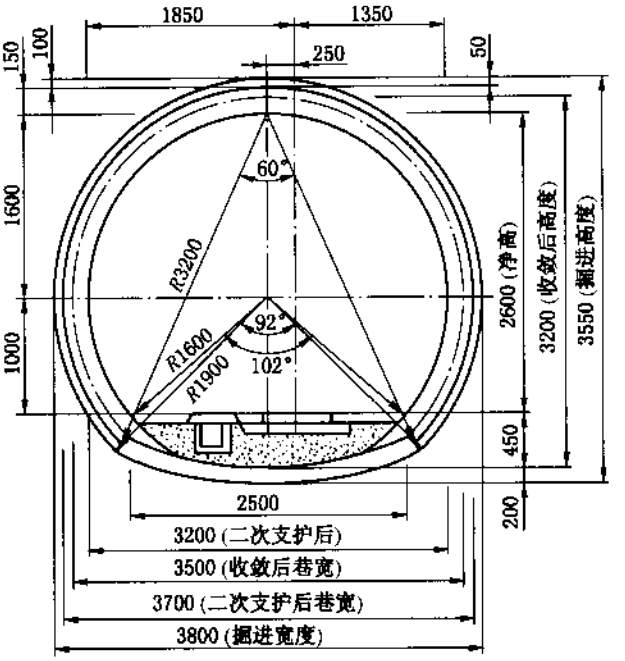


图3-5-16 某煤矿-360m主要运输巷道施工图

4. 合理的掘进破岩方法

在松软岩层中掘进巷道，破岩方法的选择应以保持围岩的整体性、不破坏或少破坏巷道围岩为原则。如果条件允许，选择全断面机械破岩方式最好；如果风镐等机械方式破岩能满足进度要求，则选择机械破岩方式。某煤矿主副井610中段主运输平巷全部采用风镐掘进，巷道几乎没有变形；如果选用爆破方式破岩，则应采用光面爆破技术。光面爆破是一种能够充分利用和有效控制爆炸能量、对围岩破坏作用较小的破岩方法。用此法能使巷道爆后成型规整、围岩稳定、最大限度地减少危岩及炮震裂缝，提高巷道自身承载能力，既能在很大程度上保证施工期间的安全，又可以提高支护效果。

5. 合理的支护方案

在松软岩层中，巷道一掘出，若不及时控制，则围岩变形发展很快，甚至围岩深处也会产生不同程度的位移，继而可能出现围岩碎裂、流变甚至垮落。对于这种特殊的不良地层，支护应当以“强化围岩、整体承载、允许变形、适当让压、控制巷道断面”为原则，通过支护来抵制压力、释放压力，控制巷道的整体变形。支护结构应有“先柔后刚”的特性，一般需要二次支护。二次支护的作用在于进一步提高巷道的稳定性和安全性，因此

应采用刚度较大的支护结构。

6. 预防和治理底鼓

软岩巷道，特别是在具有膨胀性的岩层中掘进巷道，多数是要发生底鼓的。底鼓是造成巷道破坏的重要原因。在软岩中掘巷，若不治理底板就实施支护，其结果往往是底板先行严重鼓起，然后两帮失稳，最后顶板冒落，直至巷道全部破坏。因此在软岩巷道施工过程中，要加强巷道底鼓的预防和治理。

巷道所处位置岩层地应力增大，岩石强度低、结构松散，有矿井水侵蚀，受采动压力的影响以及巷道围岩暴露时间长等，都是造成巷道底鼓的原因。因此在治理过程中，首先要查清造成底鼓的原因，然后再因地制宜，确定治理方案和措施，做到对症下药。

7. 加强底板水的治理

地下水的赋存与活动，既影响围岩的应力状态，又影响围岩的强度，进而影响巷道的稳定。水对软弱巷道围岩的稳定性影响较大，因此必须加强巷道施工与后期使用过程中水的综合防治工作。

8. 开展巷道施工质量监测

监测和测试是软岩巷道施工的重要组成部分。由于巷道施工过程中的每一个环节都存在不确定因素，因此巷道施工监测就显得越来越重要。施工监测的主要目的在于为巷道支护设计提供依据；监测巷道围岩状态，控制围岩变形；监测支护效果，确定二次支护时间等。

施工过程中需要监测的主要信息有：围岩表面及深部的位移、应力的变化、围岩与衬砌之间的接触压力、衬砌内部的应力、顶板是否离层、锚杆（索）受力等。在松软岩层巷道施工监测过程中，可用收敛计测量巷道的收敛变形，用水准仪测量顶板下沉量和底鼓量，用各种多点式位移计测量岩层内不同深度的位移，从而可以算出位移速度。在这些信息中，又以位移量为最容易准确测量并实现反馈。因此，位移测量应放在首位，其他测量可与位移观测配合进行，相互对照比较，综合分析监测结果，为支护方案的确定和支护参数的优化，以及修改设计参数和确定二次支护时间提供依据。

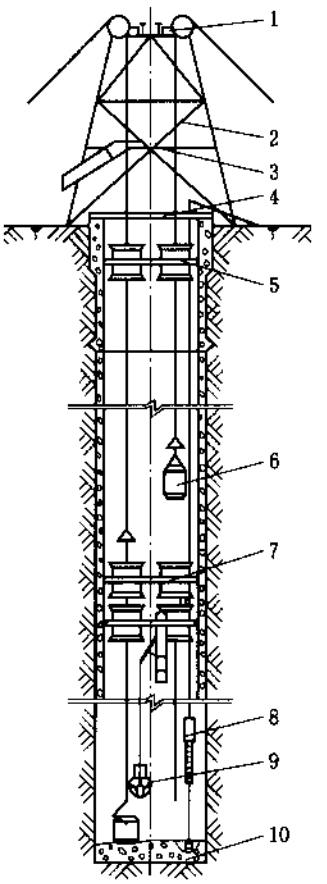
地应力特大的矿区，还应测量构造应力场，这对合理布置巷道、减轻地应力对巷道的作用具有重要的指导意义。

6　井巷施工设施设备

井巷施工设施设备主要有井筒专用施工设施、井筒专用施工设备及井筒、巷道和硐室施工设备。

6.1　井筒专用施工设施

立井井筒施工的主要施工设施包括凿井井架（天轮平台和卸矸台）、封口盘、保护盘、吊盘、安全梯等，其布置如图3-6-1所示。

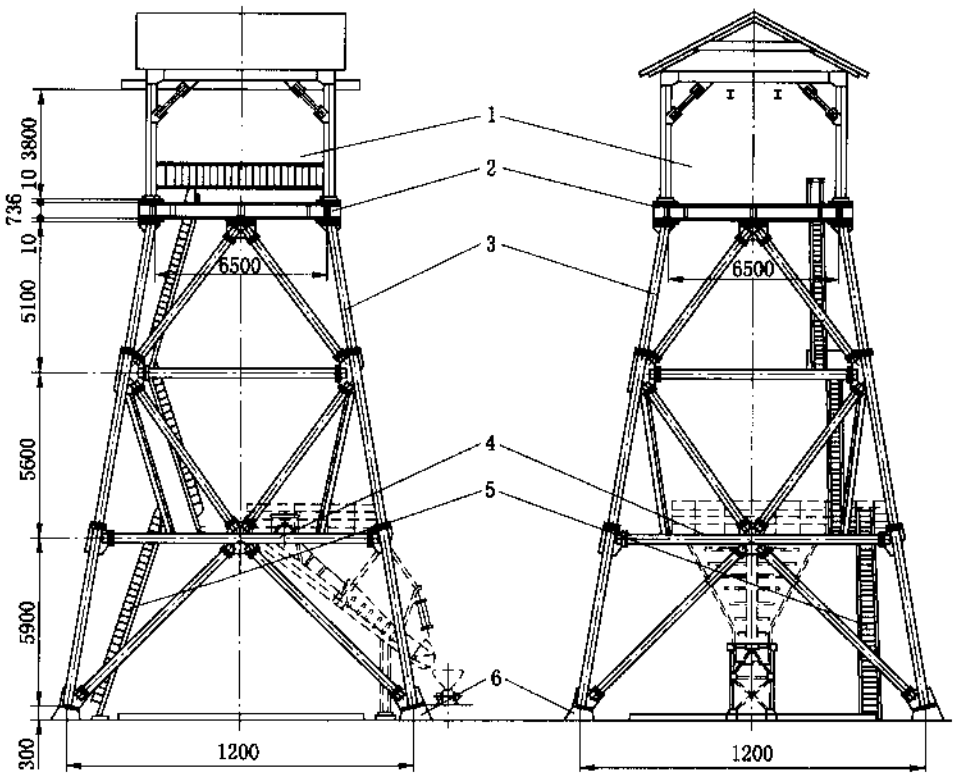


1—天轮平台；2—凿井井架；3—卸矸台；4—封口盘；5—保护盘；6—吊桶；7—吊盘；8—吊泵；9—抓岩机；10—掘进工作面

图3-6-1　立井井筒施工设施布置示意图

6.1.1　凿井井架

凿井井架由钢管或型钢组合件焊接和螺栓连接而成。它由天轮房、天轮平台、主体结构、卸矸台、扶梯和基础等部分组成，如图 3－6－2 所示。根据井筒深度和直径，国内煤矿建井用井架分 6 种定型产品，其主要技术特征见表 3－6－1。



1—天轮房；2—天轮平台；3—主体结构；4—卸矸平台；5—扶梯；6—井架基础

图 3－6－2　某定型凿井井架示意图

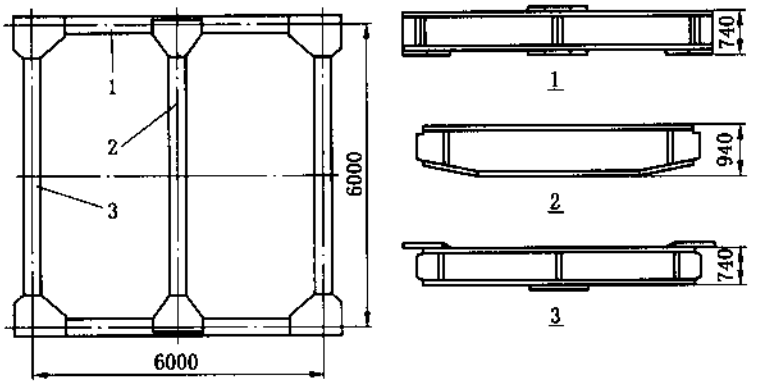
表 3－6－1　凿井井架的技术特征

井架型号	井筒深度/m	井筒直径/m	主体架角柱跨距/m	天轮平台尺寸/m	基础顶面至第一层平台高度/m	井架总质量/t	悬吊总荷载/kN	
							工作时	断绳时
Ⅰ	200	4.6～6.0	10×10	5.5×5.5	5.0	25.649	666.4	901.6
Ⅱ	400	5.0～6.5	12×12	6.0×6.0	5.8	30.584	1127.0	1470.0
Ⅲ	600	5.5～7.0	12×12	6.5×6.5	5.9	32.284	1577.8	1960.0
Ⅳ	800	6.0～8.0	14×14	7.0×7.0	6.6	48.215	2793.0	3469.2
新Ⅳ	800	6.0～8.0	16×16	7.25×7.25	10.4	83.020	3243.8	3978.8
Ⅴ	1000	6.5～8.0	16×16	7.5×7.5	10.3	98.000	4184.6	10456.6

6.1.2　天轮平台

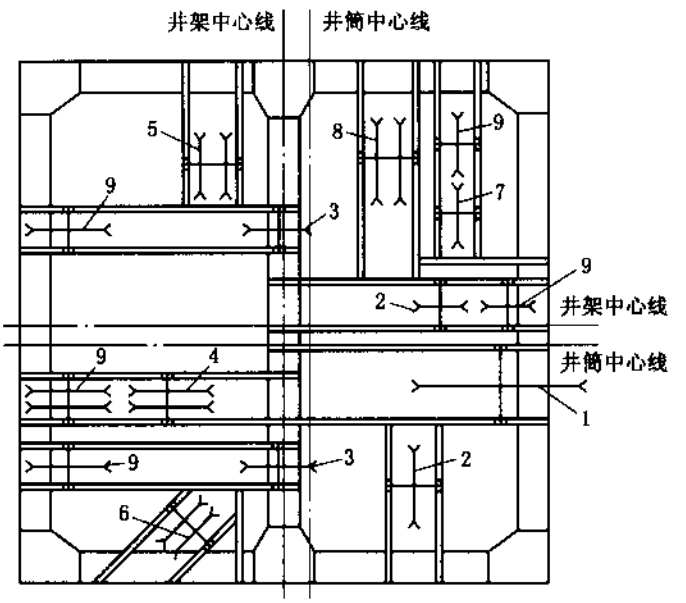
天轮平台是凿井井架的重要组成部分，是布置天轮和天轮梁的承载梁系结构，由 4 根

边梁和1根中梁组成。天轮平台几乎要承担建井施工井内的全部悬吊设备的重力荷载和提升荷载。天轮平台的梁结构如图3-6-3所示。某矿井建井施工天轮平台布置如图3-6-4所示。



1—1号边梁；2—中梁；3—2号边梁

图3-6-3 天轮平台的梁结构示意图

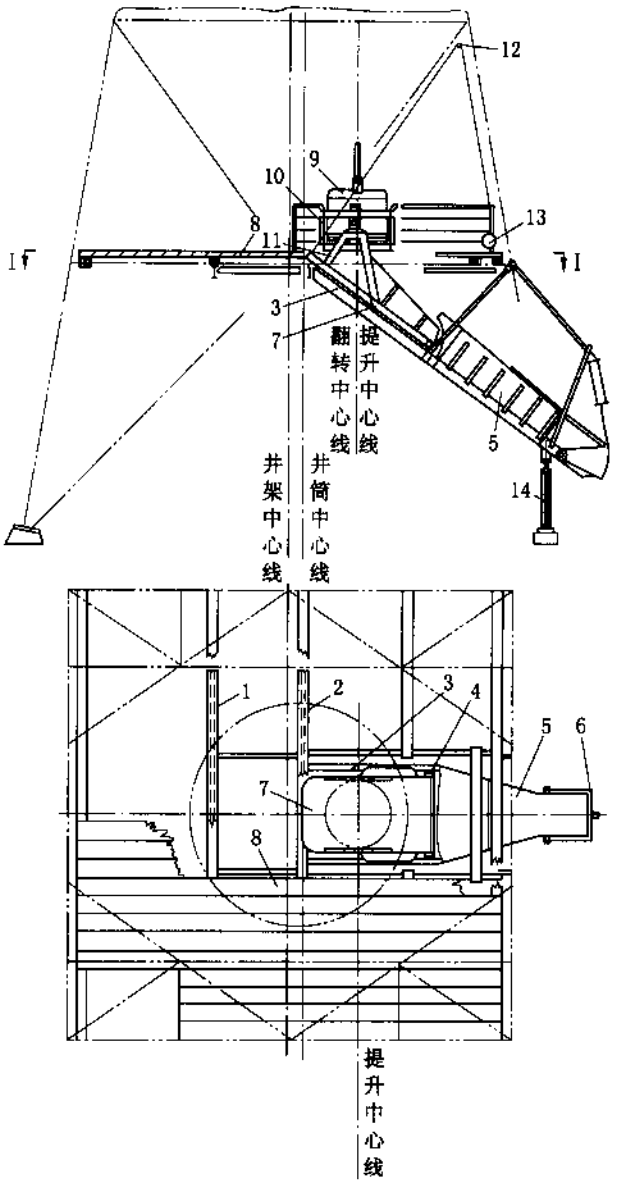


1—提升天轮；2—稳绳天轮；3—吊盘天轮；4—吊泵天轮；5—压风管天轮；6—风筒天轮；7—安全梯天轮；8—混凝土输送管天轮；9—导向轮

图3-6-4 某矿井建井施工天轮平台布置图

6.1.3 卸矸台

卸矸台是用来翻卸吊桶、提升矸石的工作平台，如图3-6-5所示，通常布置在凿井井架主体架下部第一层水平连杆上。卸矸台上设有溜槽和翻矸设施。排矸时，矸石吊桶提



1、2—卸矸台横梁；3—溜矸槽梁；4—卸矸门轴承架；5—溜矸闸门；6—溜矸槽；7—卸矸门；8—卸矸平台；9—吊横；10—翻笼；11—翻笼回转轴架；12—滑轮；13—卸矸门电动闭起装置；14—溜矸槽支架

图3-6-5　卸矸台

到卸矸台后，利用翻矸设施将矸石倒入溜槽，再利用汽车或矿车进行排矸。

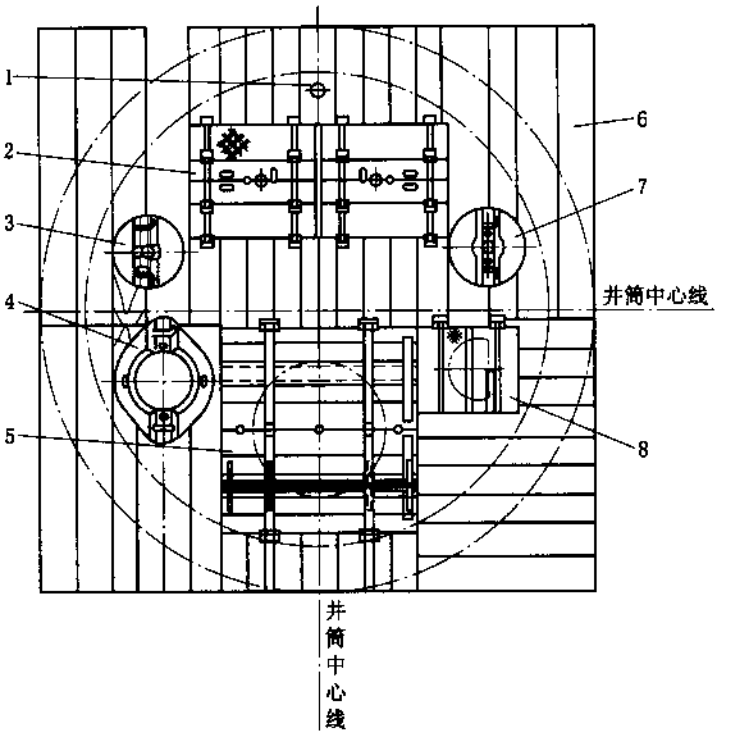
卸矸台在施工设计中需要确定合理的高度，其高度调整一般通过改变基础的高度来实现。合理的高度主要考虑：

（1）保持溜槽具有35°~40°倾角，使矸石能借自重下滑到地面或排矸车内；

（2）卸矸台的高度还必须满足钻眼伞钻在井架下能方便地移动和吊挂。

6.1.4 封口盘与保护盘

封口盘也叫井盖，它是升降人员和材料设备以及拆装各种管路的工作平台，同时又是保护井上井下作业人员安全的结构物。封口盘一般用工字钢梁连接而成，盘面上铺花纹钢板，要求封口盘上的各种孔口必须加盖封严，如图3-6-6所示。



1—电缆孔；2—吊泵孔；3—压风管孔；4—风筒孔；5—井盖门；6—盘面板；7—混凝土输送管孔；8—安全梯孔

图3-6-6 封口盘的结构

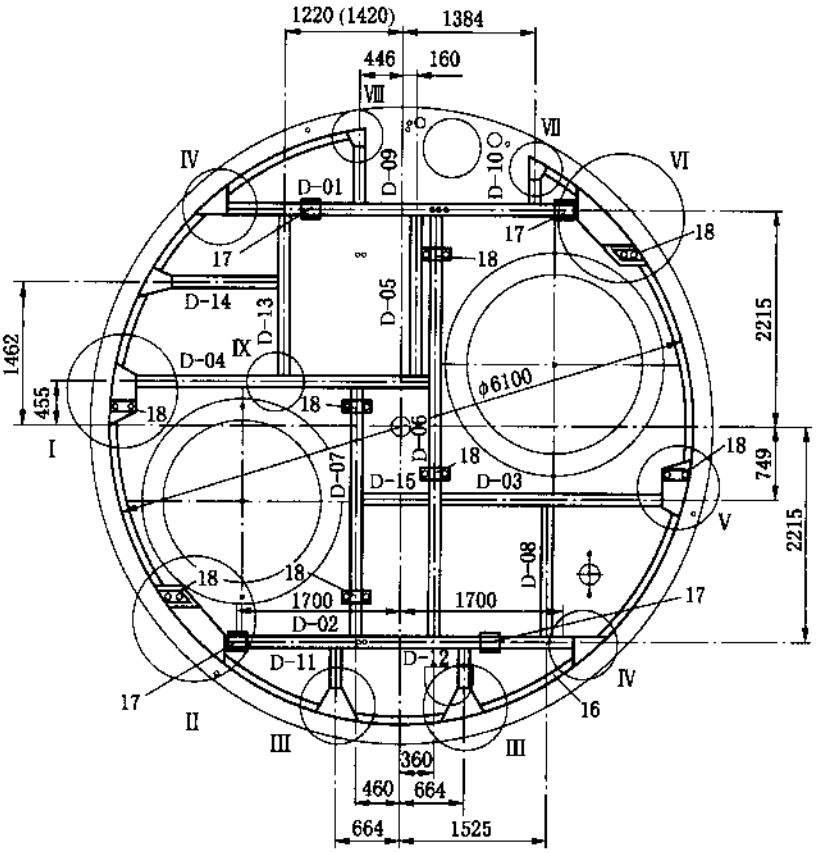
保护盘又称固定盘，是为进一步保护井下人员安全而设置的，它位于封口盘下6~9m处。保护盘上通常安设有井筒测量装置，有时也作为下接长风筒、压风管、供水管和排水管或接料的工作台。目前，保护盘的功能逐渐被封口盘代替，在一些矿井的建井设计中被取消。

6.1.5 吊盘

吊盘是立井施工中井内重要的结构物，用于砌筑井壁、拉紧稳绳、安装井筒装备、保护井底工作面人员安全和安设抓岩机等掘进施工设备。吊盘在不同施工阶段要承担不同大小的施工载荷，上下升降频繁，因此要求结构坚固耐用。

吊盘采用金属结构，用钢丝绳悬吊。吊盘的盘架用型钢制成，用工字钢做主梁，用槽钢做圈梁。吊盘和天轮平台一样，需要根据施工设计需要进行布置和钢板铺装。某矿井立井施工的吊盘布置如图3-6-7所示。

吊盘一般为2~3层，上层盘为保护盘，用于拉紧稳绳；下层盘为工作盘，可放置中心回转抓岩机、卧泵等。根据现场需要可设置3层吊盘，中盘可用于放置卧泵。吊盘与井壁之间应有150~200mm的间隙，以便于吊盘安全升降和防止坠物伤人。为了保证吊盘上



D-01—吊盘主梁；D-02～D-15—吊盘副梁；16—吊盘圈梁；17—立柱点兼悬吊点；
18—稳绳悬吊点；Ⅰ～Ⅷ—结构连接节点

图 3-6-7　某矿井立井施工吊盘布置

和掘进工作面作业人员的安全，盘面上各孔口必须采用盖门封严，吊盘与井壁间隙也采用折页封严。

两层盘之间的距离应能满足永久井壁施工要求，通常为 4～6m。

当用吊盘安装罐道梁时，吊盘的层间距应与罐道梁的层间距相适应。

掘砌平行作业时，井筒内除设有砌壁吊盘外，还应设有稳绳盘。稳绳盘用来拉紧稳绳、安设抓岩机等设备和保护掘进工作面作业人员的安全。目前此法已不使用。

6.1.6　安全梯

安全梯是在停电、涌砂冒泥等事故中迅速撤离施工人员的设施，如图 3-6-8 所示。安全梯的高度应满足井底全部人员在紧急情况时都能登梯升井。安全梯靠近井壁悬吊，距离井壁不大于 0.5m；通过各个盘的孔口时，其周围应该有不小于 150mm 的间隙。

6.2　井筒专用施工设备

井筒施工设备主要有凿井绞车、提升机、提升容器、装岩机、伞钻等。

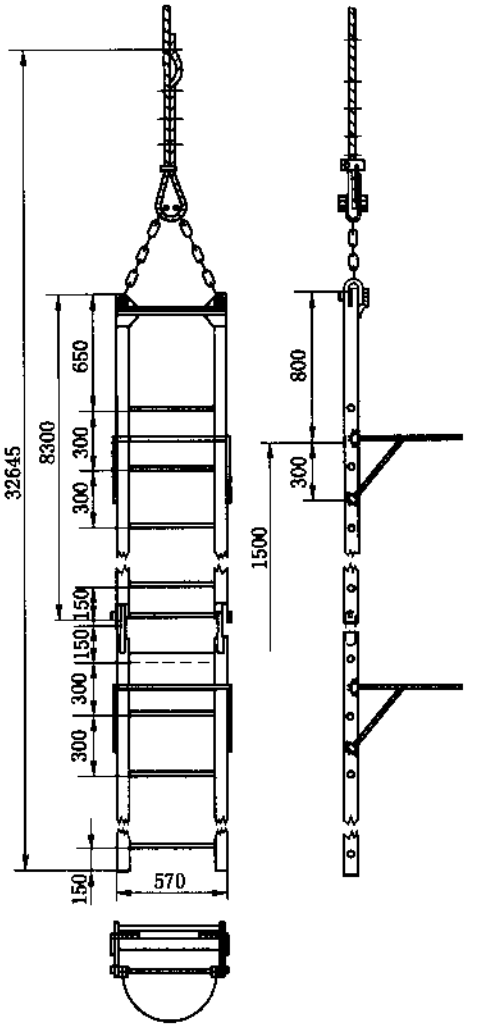


图 3-6-8 安全梯结构

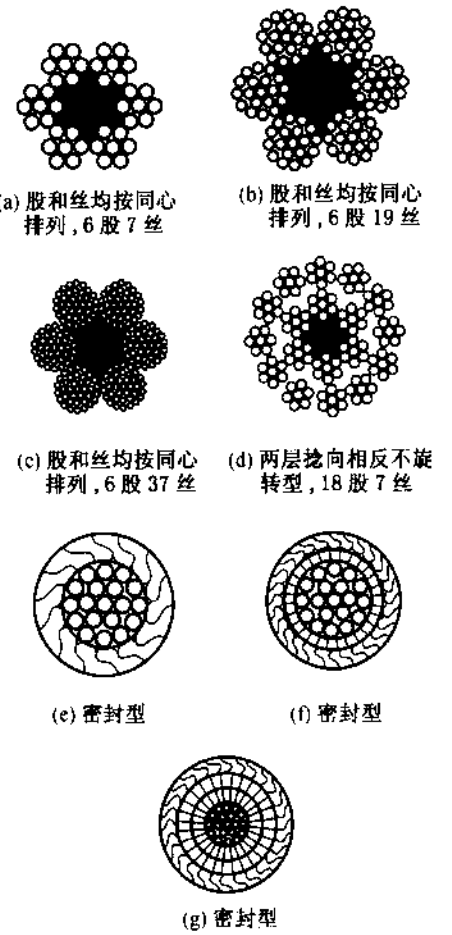


图 3-6-9 钢丝绳的各种截面形状

6.2.1 提升机、凿井绞车

1. 提升机

提升机专门用于井筒施工的提升工作。提升机由卷筒、主轴及轴承、减速器及电机、制动装置、深度指示器、配电及控制系统和润滑系统等部分组成。井筒施工中，凿井专用提升机的主要技术性能见表 3-6-2。

表 3-6-2 凿井专用提升机技术性能表

提升机型号	2JKZ-3.6/13.4	2JKZ-3.0/15.5	JKZ-2.8/15.5
滚筒数量×直径×宽度/(个×mm×mm)	2×3600×1850	2×3000×1800	1×2800×2200
钢丝绳最大净张力/kN	200	170	150
钢丝绳最大净张力差/kN	180	140	

表 3-6-2（续）

提升机型号	2JKZ-3.6/13.4	2JKZ-3.0/15.5	JKZ-2.8/15.5
钢丝绳最大直径/mm	46	40	40
最大提升高度/m	1000	1000	1230
钢丝绳的速度/(m·s^{-1})	7.00	4.68、5.88	4.54、5.64
电动机最大功率/kW	2×800	800、1000	1250
两滚筒中心距/mm	1986	1936	
滚筒中心高/mm	1000	1000	1000

2. 凿井绞车

凿井绞车主要用于悬吊凿井设备。凿井绞车主要有 JZ 和 JZM 两种系列，包括单滚筒、双滚筒及安全梯专用凿井绞车。常用凿井绞车的基本参数见表 3-6-3。

表 3-6-3　凿井绞车基本参数表

型号	钢丝绳最大静张力/kN	滚筒容绳量/m	钢丝绳平均速度/(m·min^{-1})	钢丝绳		滚筒		
				型号	直径/mm	个数	直径/mm	宽度/mm
JZA$_2$ 5/800	50	800	12	6×19+1	28	1	630	1000
JZ$_2$ 5/400	50	400	6/3	6×19+1	23.5	1	500	800
JZ$_2$ 10/600	100	600	6/3	6×19+1	31	1	800	1000
JZ$_2$ 16/800	160	800	6/3	6×19+1	40.5	1	1000	1250
JZ$_2$ 25/800	250	800	6/3	6×37+1	52	1	1250	1600
JZ$_2$ 40/1000	400	1000	6/3	6×37+1	60.5	1	1600	2000
2JZ$_2$ 5/400	50	400	6/3	6×19+1	23.5	2	500	800
2JZ$_2$ 10/600	100	600	6/3	6×19+1	31	2	800	1000
2JZ$_2$ 16/800	160	800	6/3	6×19+1	40.5	2	1000	1250

注：2JZ$_2$ 指每个滚筒的参数。

3. 提升辅助设施

井筒提升辅助设施包括提升天轮、悬吊天轮、提升钢丝绳等。提升钢丝绳一般采用多层股不旋转圆形钢丝绳，钢丝绳各种截面形状如图 3-6-9 所示，钢丝绳的捻向如图 3-6-10 所示。提升天轮与悬吊天轮的基本参数分别见表 3-6-4 和表 3-6-5。

表 3-6-4　提升天轮基本参数表

序号	轮缘材料	天轮直径/mm		适用的钢丝绳最大直径/mm	钢丝绳全部钢丝破断力总和/kg	轮轴直径/mm	两轴承中心距 l/mm	轴全长 L/mm	轴承中心高度 h/mm	轴承座尺寸/mm		螺栓		全套天轮质量/kg
		公称直径 D_0	外径 D_1							A	B	直径	个数	
1	铸钢	1500	1675	25	36650	159	540	613	180	460	80	M30	8	886.51
2	铸钢	1500	1675	25	36650	159	540	613	180	460	80	M30	8	865.00

表 3-6-4（续）

序号	轮缘材料	天轮直径/mm		适用的钢丝绳最大直径/mm	钢丝绳全部钢丝破断力总和/kg	轮轴直径/mm	两轴承中心距 l/mm	轴全长 L/mm	轴承中心高度 h/mm	轴承座尺寸/mm		螺栓		全套天轮质量/kg
		公称直径 D_0	外径 D_1							A	B	直径	个数	
3	铸钢	2000	2209	31	57200	180	640	720	240	485	80	M30	8	1346.80
4	铸钢	2000	2209	31	57200	180	640	720	240	485	80	M30	8	1298.30
5	铸钢	2500	2759	40.5	96800	220	720	822	300	600	92	M36	8	2384.40

6.2.2 提升容器

井筒提升容器主要有两种：一种是矸石吊桶，主要用于提矸、升降人员和提放物料，当井内涌水量小于 $6m^3/h$ 时，还可用于排水，如图 3-6-11 所示；另一种是底卸式材料吊桶，主要用于砌壁时下放混凝土材料。常用吊桶的主要技术特征见表 3-6-6。

6.2.3 装岩设备

井筒施工常用的抓岩机有 NZQ2-0.11 型抓岩机、长绳悬吊抓岩机（HS 型）、中心回转式抓岩机（HZ 型）、环行轨道式抓岩机（HH 型）和靠壁式抓岩机（HK 型），其结构分别如图 3-6-12、图 3-6-13 和图 3-6-14 所示。各种抓岩机的技术特征见表 3-6-7。

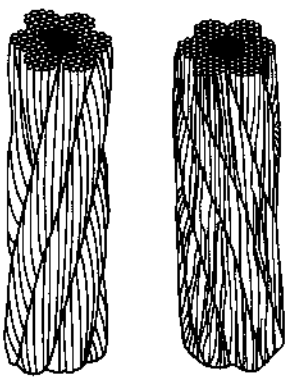


图 3-6-10 钢丝绳的捻向

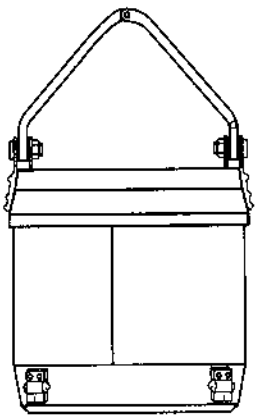


图 3-6-11 矸石吊桶

6.2.4 砌壁金属模板

井筒砌壁多用下移式液压金属模板，如图 3-6-15 所示。套内壁时采用小块金属模板或液压滑升模板，滑升装置如图 3-6-16 所示。

6.2.5 吊泵

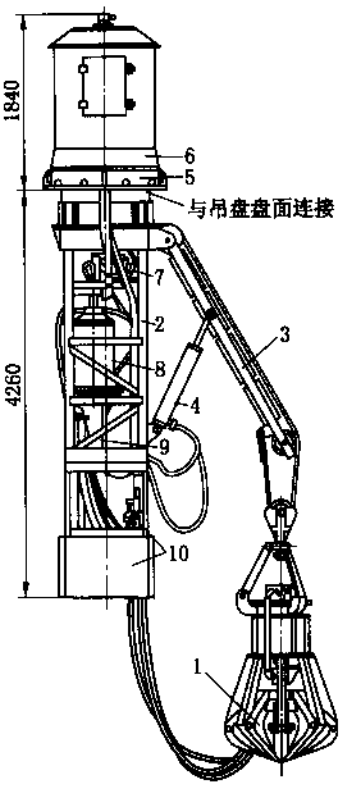
吊泵是根据开凿井筒的特殊条件设计的，具有占平面面积小、悬挂和上下移动方便等特点。NBD 型吊泵适合于掘进时排含砂量不超过 0.6%～1.0% 的水。图 3-6-17 为吊泵的结构示意图。目前井筒施工排水多采用卧泵布置在吊盘上排水。

6.2.6 伞形钻架

伞形钻架钻眼深度一般为 3～4m，配备 YGZ-70 导轨式重型凿岩机和高强度合金钢

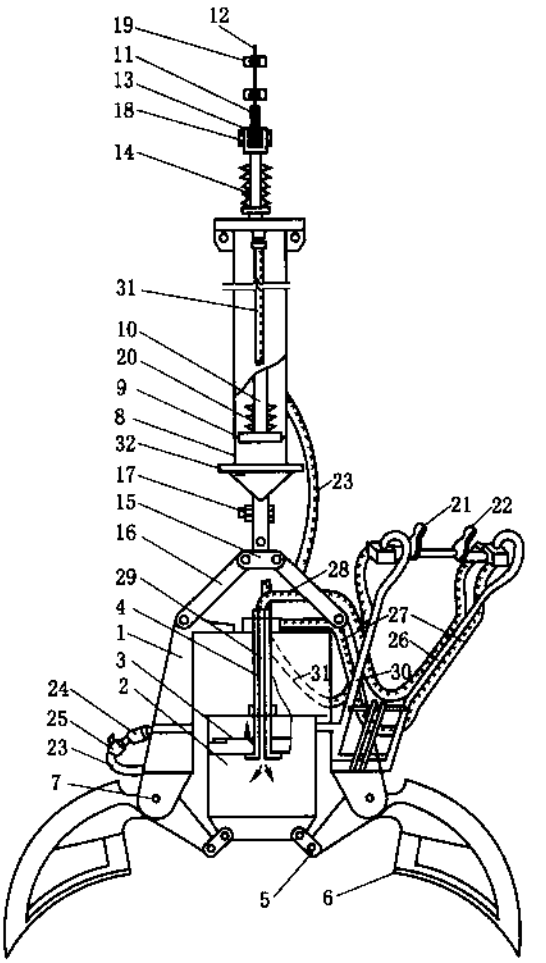
表3-6-5 悬吊天轮基本参数表

序号	天轮名称	大轮直径/mm		悬吊钢丝绳的最大直径/mm	悬吊钢丝绳全部钢丝破断力总和/kg	绳轮间距 C/mm		天轮的安全荷重				轴承中心距离 l/mm	轴承中心高度 h/mm	轴承螺孔尺寸/mm		固定轴承螺栓		天轮质量/kg
								最小		最大								
		公称直径 D_0	外径 D_1			最小	最大	$n=5$	$n=6$	$n=5$	$n=6$			A	B	直径	个数	
1	0.6m 单槽悬吊天轮	600	712	28	46350					9270	7725	340	100	240	70	M20	8	159.89
2	0.6m 双槽重型悬吊天轮	600	712	28	46350	200	500	6570	5460	12200	10150	850	160	400	80	M27	8	447.10
3	0.6m 双槽轻型悬吊天轮	600	712	28	46350	200	500	3360	2800	6250	5200	850	125	330	80	M24	8	437.64
4	1.0m 单槽重型悬吊天轮	1000	1140	46.5	128500					25700	21400	520	140	360	80	M27	8	534.80
5	1.0m 单槽轻型悬吊天轮	1000	1140	46.5	128500					10000	10000	520	100	270	80	M20	8	456.63
6	1.0m 双槽重型悬吊天轮	1000	1140	46.5	128500	290	460	20000	16600	27200	22600	950	215	480	100	M30	8	1256.60
7	1.0m 双槽轻型悬吊天轮	1000	1140	46.5	128500	290	460	7800	6500	10600	8800	950	160	400	100	M27	8	1172.98



1—抓斗；2—机架；3—臂杆；4—变幅液压缸；5—回转结构；6—提升绞车；7—回转动力机；8—变幅汽缸；9—增压液压缸；10—操作阀和司机室

图 3-6-12 中心回转抓岩机



1—抓斗机体；2—抓斗汽缸；3、4、9、10—活塞和活塞杆；5—铰链板；6—抓片；7—小轴；8—汽缸；11、12—护绳环和钢丝绳；13—回转器；14、20—缓冲垫片；15—十字头；16—连杆；17—连接器；18—销轴；19—绳卡；21、22—配气阀；24—注油器；25—过滤器；23、27、28、31—胶皮管；29—活塞杆中心；26、30—钢管；32—排气孔

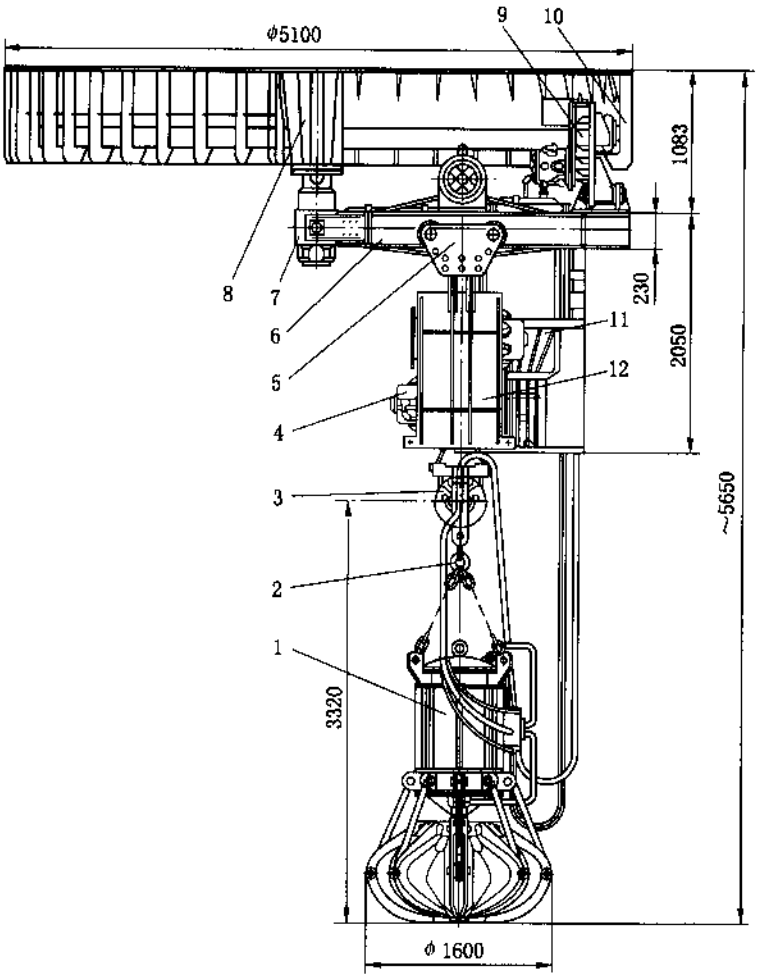
图 3-6-13 长绳悬吊式抓岩机

钎杆。用伞形钻架打眼具有机械化程度高、劳动强度低、钻眼速度快和工作安全等优点。常用伞形钻架的主要技术特征见表 3-6-8。

伞形钻架的结构如图 3-6-18 所示。打眼前用提升钩头将它从地面送到掘进工作面，然后利用支撑臂、调高器和底座固定在工作面上。打眼时用动臂将滑轨连同凿岩机送到钻眼位置，用活顶尖定位。打眼工作实行分区作业，全部炮眼打眼结束后收拢伞形钻架，再利用提升钩头提到地面并转挂到井架翻矸平台下指定位置存放。

6.2.7 钻井机

钻井机采用地面转盘拉动、全断面分级扩孔、减压钻进、压气反循环洗井排渣、泥浆

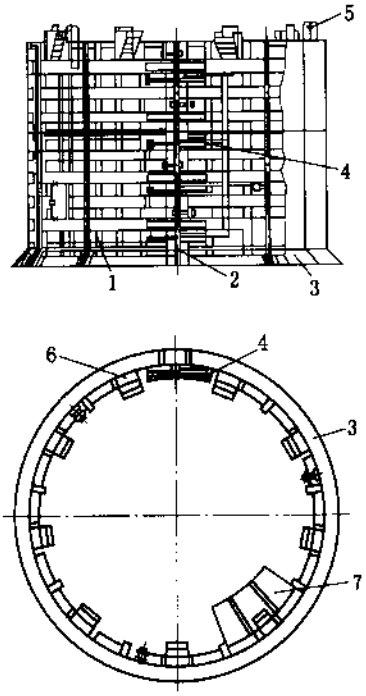


1—抓斗；2—挂链；3—绳轮；4—提升绞车；5—八行车；6—悬梁；7—中心轴；8—中心轴支架；
9—环行小车；10—环行轨道；11—操作室；12—提升绞车固定架

图 3-6-14　环形轨道式抓岩机

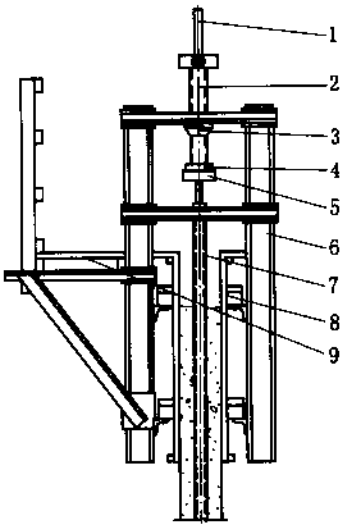
表 3-6-6　吊桶的主要技术特征

吊桶形式		吊桶容积/m^3	桶体外径/mm	桶口直径/mm	桶体高度/mm	全高/mm	质量/kg
挂钩式	TGG-1.0	1.0	1150	1000	1150	1921	350
	TGG-1.5	1.5	1280	1150	1220	2176	520
	TGG-2.0	2.0	1450	1320	1350	2384	700
座钩式	TZG-2.0	2.0	1450	1320	1350	2480	728
	TZG-3.0	3.0	1650	1450	1650	2890	1049
	TZG-4.0	4.0	1850	1630	1700	3080	1530
	TZG-5.0	5.0	1850	1630	2100	3480	1690
底卸式	TDX-1.0	1.0	1370	1334	1550	2485	659
	TDX-1.2	1.2	1450	1320	1485	2757	815
	TDX-1.6	1.6	1450	1320	1730	3004	882
	TDX-2.0	2.0	1650	1450	1965	3200	1066
	HTD-2.4	2.4	1650	1450	2100	3340	1250



1—模板主体；2—缩口模板；3—刃脚；4—液压脱模装置；5—悬吊装置；6—浇注口；7—工作台

图 3-6-15 金属伸缩式模板结构



1—承重钢筋；2—千斤顶；3—螺母；4—滚珠座；5—钢筋卡；6—Π形架；7—空心套管；8—模板；9—工作台

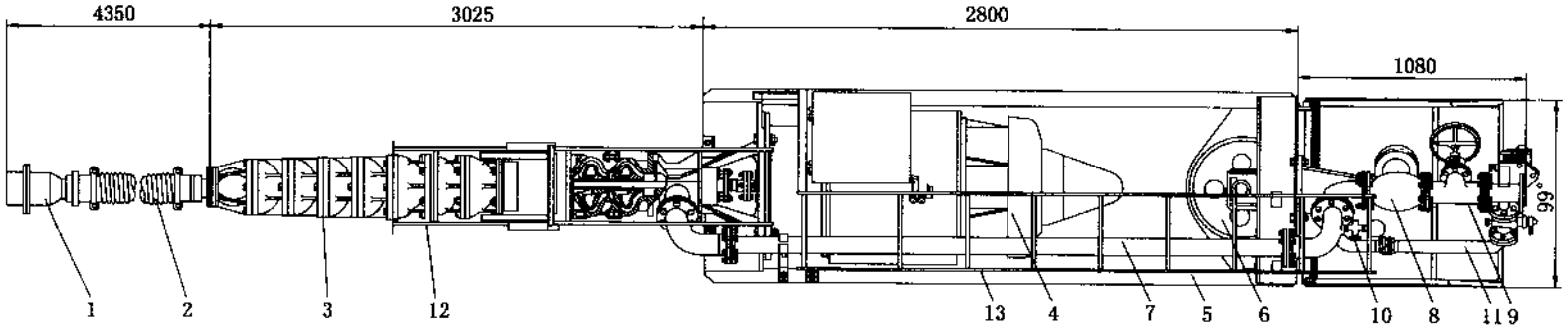
图 3-6-16 模板液压滑升装置

表 3-6-7 抓岩机的主要技术特征

抓岩机类型		抓斗容积/m^3	抓斗直径/mm		技术生产率/($m^3 \cdot h^{-1}$)	适用井筒直径/m	外形尺寸/(mm×mm×mm)	质量/kg
			闭合	张开				
人力操作	$NZQ_2-0.11$	0.11	1000	1305	12	不限	1350×700×975	650
	HS-6	0.6	1770	2230	50	5~8	1740×2907×3240	10070
中心回转	HZ-4	0.4	1296	1965	30	4~6	1170×1400×6535	7577
	HZ-6	0.6	1600	2130	50	6~7	1170×1400×6535	8077
环形轨道	HH-6	0.6	1600	2130	50	5~8	—	8580
	2HH-6	2×0.6	1600	2130	80~100	6.5~8	—	13636
靠壁式	HK-4	0.4	1296	1965	30	4~5.5	1190×930×5840	5450
	HK-6	0.6	1600	2130	50	5~6.5	1300×1100×6325	7340

护壁、恒速或恒压控制、地面预制钢筋混凝土或混凝土钢板复合井壁、悬浮下沉、壁后充填固井的施工工艺。

国内采用的钻井机主要有转盘式和动力头式两种类型。图 3-6-19 为 AS9/500 型转盘式钻井机的工作全貌。转盘式和动力头式钻机的主要技术性能见表 3-6-9 和表 3-6-10。

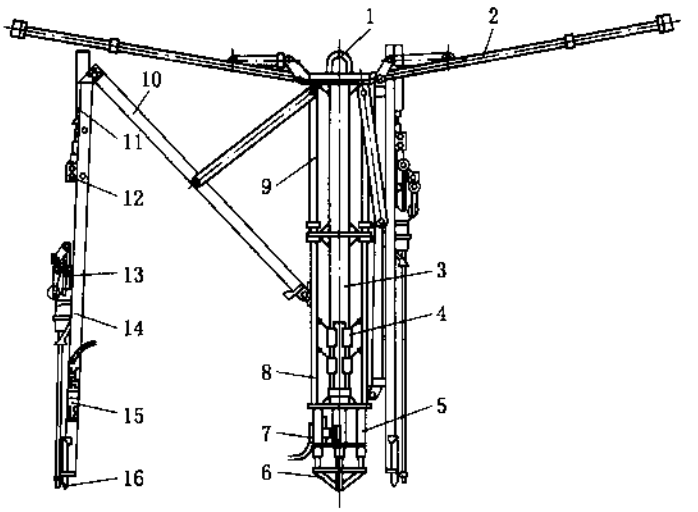


1—滤水器；2—吸水管；3—水泵机体；4—电动机；5—框架；6—滑轮；7—排水管；8—逆止阀；9—闸门；10—小闸门；11—灌泵管；12、13—梯子

图3-6-17 吊泵结构示意图

表3-6-8 伞形钻架的技术特征

型　号	FJD-6	FJD-6A	FJD-9	FJD-9A	型　号	FJD-6	FJD-6A	FJD-9	FJD-9A
适用井筒直径/m	5.0~6.0	5.5~9.6	5.5~7.0	5.5~9.6	凿岩机型号	YGZ-50/YGZ-70	YGZ-70/YGZ-55	YGZ-70	YGZ-70
支撑臂数量/个	3	3	3	3	使用风压/MPa	0.5~0.6	0.5~0.6	0.5~0.6	0.5~0.6
支撑范围/m	5.0~6.8	5.1~9.6	5.0~9.6	5.5~9.6	使用水压/MPa	0.4~0.5	0.4~0.5	0.4~0.5	0.4~0.5
动臂数量/个	6	6	9	9	总耗风量/($m^3 \cdot min^{-1}$)	50	80	80	90
钻眼范围/m	1.34~6.8	1.34~8.8	1.64~8.60	1.64~8.60	收拢后外形尺寸/m	1.5×4.5	1.65×7.2	1.6×5.0	1.75×7.68
推进行程/m	3.0	4.2	4.0	4.2	总质量/t	5.3	7.5	8.5	10.5



1—吊环；2—支撑臂；3—中央立柱；4—液压阀；5—调高器；6—底座；7—气动马达及液压缸；8—滑道；9—动臂液压缸；10—动臂；11—升降液压缸；12—推进风马达；13—凿岩机；14—滑轨；15—操作阀组；16—活顶尖

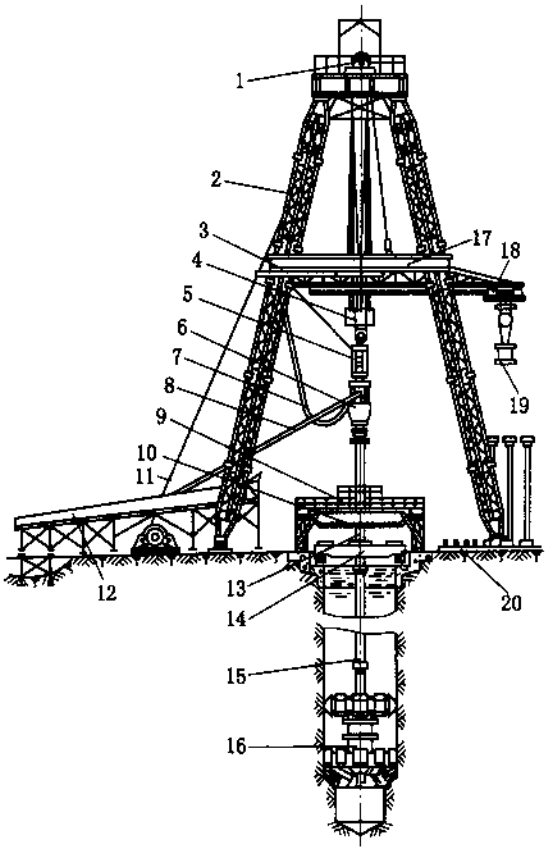
图 3-6-18 伞形钻架结构

钻井机具有独立完成破岩排矸、临时与永久支护等一系列功能，适应性强，在松散或坚硬岩层中均可钻进，机械化程度高。

表 3-6-9 转盘式钻井机的主要技术性能

钻井机型号	SZ9/700G（AS9/500G）	L40/800G	AS12/800
设计钻井深度/m	700（500）	800	800
设计钻井直径/m	9	10	12
钻井方式	分级扩孔	分级扩孔	分级扩孔
洗井方式	压气反循环	压气反循环	压气反循环
井架高度/m	46（42.59）	24.1	28.33
底部跨度/m	16.5×22.6（16.5×25）	7×12	11.5×18
绞车快绳拉力/kN	265（262）	372	361
提升轮系	9×10	7×8	9×10
抱钩提升能力/kN	3000（3857）	4000	6500
转盘扭矩/（kN·m）	400	420	500
转盘功率/kW	400	（400）	（640）
可钻岩石抗压强度/MPa	<120	<80	<80
钻头（扩孔钻）直径/m	4、7.1、8、9	4、8、10	5、8、12
设备总功率/kW	900	1020	749.9
设备总质量/t	1000（1550）		1512

注：表中所列的SZ9/700G型和AS9/500G型钻机的设计钻井直径和钻头（扩孔钻）直径仍采用原钻机（SZ9/700型和AS9/500型）的数值，但其实际钻井直径已扩大到10～11m。



1—天车；2—钻塔；3—吊挂车；4—游车；5—大钩；6—水龙头；7—进风管；8—排浆管；9—转盘；10—钻台；11—提升钢丝绳；12—排浆槽；13—主动钻杆；14—封口平车；15—钻杆；16—钻头；17—二层平台；18—钻杆行车；19—钻杆小吊车；20—钻杆仓

图3-6-19　AS9/500型转盘式钻井机工作全貌

表3-6-10　动力头式钻井机的主要技术性能

钻井机型号	AD60/300	AD120/900	AD130/1000
设计钻井深度/m	300	900	1000
设计钻井直径/m	6	12	13
钻井方式	分级扩孔	分级扩孔	分级扩孔
洗井方式	压气反循环	压气反循环	压气反循环
钻机总高/m	13.26	高位22.75，低位17.25	22.1
主液压缸行程/m	8.5	5.5（总11）	12
主液压缸总提升能力/kN	3000	7000	7000
动力头扭矩/（kN·m）	300	600	600
动力头转速/（$r \cdot min^{-1}$）	0~8~16	0~9~18	0~9~18
可钻岩石抗压强度/MPa	<80	<80	<80

表 3-6-10（续）

钻井机型号	AD60/300	AD120/900	AD130/1000
钻头（扩孔钻）直径/m	4、6	4、8~9、9.5~12	6、9~10、10~13
设备总功率/kW	349.1	670（主机）	983.5
设备总质量/t	72（主机，不含泵站）	476（主机）	450（主机）

注：1. 表中“钻机总高”是从地面到钻架顶部的高度。当主液压缸将动力头提升到最高位置时，液压缸顶部到地面的最大高度（动态高度）一般大于表中所列“钻机总高”数值。

2. 当钻井直径较小时（如 ϕ7.7m），AD120/900 和 AD 130/1000 型可以一次全断面钻进。

6.3 井筒、巷道和硐室施工设备

6.3.1 钻眼设备

1. 风动凿岩机

常用风动凿岩机的型号与主要性能指标见表 3-6-11。

表 3-6-11 常用凿岩机型号与主要性能指标

型号	手持式	气腿式				向上式	导轨式			
	Y-30	YT-23	YT-24	YTP-26	YT-26	YSP-45	YG-40	YG-80	YGZ-90	YGP-28
质量/kg	28	24	21	26.5	26	44	36	74	90	28
汽缸直径/mm	65	76	70	95	75	95	85	120	125	95
活塞行程/mm	60	60	70	50	70	47	80	70	60	50
冲击频率/（次·min^{-1}）	1650	2100	1800	2600	2000	2700	1600	1800	2000	2700
冲击功/J	>44	59	>59	>59	>70	>69	103	176	196	90
扭矩/(N·m)	>9.0	>14.7	>12.7	>17.6	>15	>17.6	37.2	98	117	>40
使用风压/MPa	0.5	0.5	0.5	0.5~0.6	0.5	0.5	0.5	0.5	0.5~0.7	0.5
耗气量/（$m^3 \cdot min^{-1}$）	<2.2	<3.6	<2.9	<3.0	<3.5	<5.0	5	8.1	11	4.5
使用水压/MPa	0.2~0.3	0.2~0.3	0.2~0.3	0.3~0.5	0.2~0.3	0.2~0.3	0.3~0.5	0.3~0.5	0.4~0.6	0.2~0.3
配气阀形式	环状活阀	环状活阀	控制阀	无阀	控制阀	环状活阀	控制阀	控制阀	无阀	控制阀
推进方式	人力	FT-160型	FT-140型	FT-170型	FT-160型	轴向推进器	FJZ-25柱架	CT400台车	CTC-142台车	
注油器		FY-200A	FY-200A	FY-700落地式	FY-200A	FY-500落地式	FY-500落地式	FY-500落地式	FY-500落地式	
钻孔直径/mm	34~40	34~42	34~42	36~45	34~43	35~42	40~50	50~75	50~80	43
最大钻深/m	3	5	5	5	5	6	15	40	30	5

2. 全液压凿岩台车

履带式全液压凿岩台车主要技术参数见表 3－6－12。

表 3－6－12　履带式全液压凿岩台车主要技术参数

型　　号	CMJ17	CMJ17A	LC12－2B
钻孔速度/(m·min^{-1})	0.8～2.0	0.8～2.0	0.8～2.0
钎杆长度/m	2.745	2.745	2.745
孔径/mm	27～42	27～42	27～42
孔深(一次推进)/m	2.13	2.13	2.50
适应断面(宽×高)/(m×m)	2×2～5.02×3.53	2×2～5.02×4.23	2×2～5.972×4.6
行走速度/(km·h^{-1})	3	3	3
爬坡角度/(°)	14	14	14
配凿岩机型	HYD200	HYD200	HYD200
外形尺寸/(mm×mm×mm)	7200×1030×1600	7200×1030×1800	7200×1200×1800
电机容量/kW	45	45	55
电压等级/V	660 或 380	660 或 380	660 或 380
整机质量/t	8	8	9

6.3.2　通风设备

1. 局部通风机

对局部通风机，要求其体积小，效率高，噪声低，风量、风压可调，坚固，防爆。局部通风机有轴流式和离心式两种，因轴流式通风机具有体积小、使用安装方便等优点，所以在掘进通风中应用较普遍。目前常用的局部通风机有 BKJ 系列和 DSF 系列，JBT 系列属于淘汰产品，不再生产。其中 BKJ66－11 子午加速型系列局部通风机效率高，噪声较低。国产轴流式局部通风机的技术特征见表 3－6－13～表 3－6－15。

2. 风筒

风筒按材质分为刚性风筒和柔性风筒两大类。煤矿井下必须使用阻燃、抗静电、安全性能好的胶质风筒。近年来又研制出一种带有刚性骨架的可缩性风筒（即在柔性风筒内

表 3－6－13　BKJ66－11 型局部通风机的型号与主要技术特征

型　　号	风量/(m^3·min^{-1})	全压/Pa	功率/kW	转速/(r·min^{-1})	动轮直径/m
BKJ66－11No3.6	80～150	600～1200	2.5	2950	0.36
BKJ66－11No4.0	120～210	800～1500	5.0	2950	0.40
BEJ66－11No4.5	170～300	1000～1900	8.0	2950	0.45
BKJ66－11No5.0	240～420	1200～2300	15	2950	0.50
BKJ66－11No5.6	330～570	1500～2900	22	2950	0.56
BKJ66－11No6.3	470～800	2000～3700	42	2950	0.63

表 3-6-14 2BKJ 系列隔爆对旋轴流式局部通风机的型号与主要技术特征

型 号	电机功率/kW	风量/($m^3 \cdot min^{-1}$)	全压/Pa	最高全压效率/%	噪声/dB(A)
No3.5/2.2	1.1×2	153~76	250~1500	80	≤85
No4/4.4	2.2×2	220~113	300~1800	80	≤85
No4/6	3×2	220~120	300~2100	80	≤85
No4.5/8	4×2	200~150	300~2300	80	≤85
No4.5/9.5	5.5×4	224~156	333~2754	80	≤85
No4.5/11	5.5×2	242~157	311~3070	80	≤85
No5/15	7.5×2	300~180	340~3500	80	≤85
No5.6/22	11×2	400~200	350~4000	80	≤85
No6/30	15×2	447~260	440~5030	80	≤90
No6/37	18.5×2	500~250	450~5500	80	≤90
No6/44	22×2	550~250	450~6000	80	≤90
No6.3/60	30×2	630~260	360~6300	80	≤90

表 3-6-15 DSF 系列通风机的型号与主要性能参数

型 号	电动机功率/kW	主要性能参数				外形尺寸($l \times b \times h$)/(mm×mm×mm)	质量/kg
		风量/($m^3 \cdot min^{-1}$)	全压/Pa	最高全压效率/%	噪声/dB(A)		
DSF_A-5/9.5	5.5+4=9.5	224~157	333~2754	82.8	≤82	1600×590×687	330
DSF_A-5/11	5.5+5.5=11	242~157	311~3070	81.8	≤85	1600×690×687	380
DSF_A-6.3/30	15+15=30	247~227	440~5030	79.0	≤90	2679×810×820	910

注：消声结构为外运复式。

每隔一定距离，加钢丝圈或螺旋形钢丝圈），既可用于抽出式通风，又具有可收缩的特点。常用风筒规格性能见表 3-6-16~表 3-6-19。

表 3-6-16 铁风筒规格性能

风筒直径/mm	每节风筒长度/m	风筒壁厚/mm	法兰盘尺寸(直径×厚度)/(mm×mm)	布置螺孔的盘周直径/mm	螺栓规格	螺孔数目	衬垫层厚度/mm	每米质量/kg
400	2.0、2.5	2.0	504×6	462	M12	6	8	23.4
500	2.5、3.0	2.0	604×6	562	M12	6	8	28.3
600	2.5、3.0	2.0	704×6	662	M12	6~8	8	34.8
700	2.5、3.0	2.5	805×6	762	M16	10	8	46.1
800	3.0	2.5	905×6	885	M16	10	8	54.5
900	3.0	2.5	1020×6	985	M16	12	8	60.8
1000	3.0	2.5	1120×6	1085	M16	12	8	68.0

注：施工单位使用若干非标准铁风筒的常见规格（直径×每节长度）为：385×1.0（3.0）、485×1.5（2.0）、320×2.0（2.5）、508×2.0（1.0）。

表 3-6-17　玻璃钢风筒规格性能

型　号	直径/mm	每节长度/m	壁厚/mm	每米质量/kg	临界真空/mmHg	百米漏风率/%
JT-800	800	3.0	3.0	14	不大于 100	不大于 1
型　号	摩擦阻力系数/($kg \cdot m^{-3}$)	表面电阻/Ω	重度/($N \cdot m^{-3}$)	抗拉强度/MPa	弹性模量/MPa	连接方式
JT-800	不大于 2.2×10^{-3}	1×10^{13}	16.4	237.0	1.80×10^{4}	整体法兰 ϕ11mm×24

注：可用于无瓦斯的井筒开凿，暂不宜在有瓦斯或有煤尘爆炸危险的井巷中使用，不宜与铁风筒配合使用。

表 3-6-18　胶质风筒规格性能

直径/mm	节长/m	壁厚/mm	每米质量/kg	断面/m^2	风筒接头
300	10	1.2	1.3	0.071	1. 10mm 钢筋做环 2. 厚 1mm，宽 50mm，扁钢做圈 3. 厚 0.5mm、宽 50mm，扁钢做收缩圈
400	10	1.2	1.6	0.126	
500	10	1.2	1.9	0.196	
600	10	1.2	2.3	0.283	
800	10	1.2	3.2	0.503	
1000	10	1.2	4.0	0.785	

注：1. 每节长度要求超过 10m 时，需特殊订货。

2. 过去使用的非标准直径为：320mm、240mm、480mm、485mm。

表 3-6-19　塑料风筒规格性能

材料名称	直径/mm	厚度/mm	每节长度/m	每米质量/kg	强度/MPa		变形率/%	
					纵向	横向	径向扩大	轴向伸长
聚氯乙烯	400	0.4	50	1.28	26.0	25.6	12	4
聚氯乙烯	300	0.3～0.5	50		26.0	25.6	12	4
聚乙烯	300	0.3	50		37.8	55.0	0.45～1	1.1

6.3.3　装岩机

巷道用装岩机有铲斗式装载机、耙斗式装载机、蟹爪式装载机和立爪式装载机等。常用的是耙斗装载机和侧卸装载机。

1. 铲斗式装载机

铲斗式装载机有后卸式和侧卸式两大类，其工作原理和主要组成部分基本相同。工作时依靠自身运动所产生的动能，将铲斗插入矸石，铲满后抬起铲斗将矸石卸入转载设备或矿车中，其工作过程为间歇式。

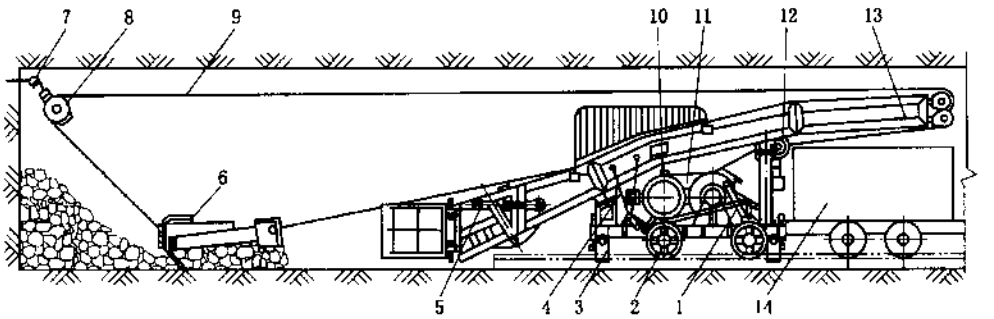
铲斗后卸式装载机是正面铲取岩石，向设备后方旋转卸载，行走方式为轨道式。铲斗侧卸式装载机是正面铲取岩石，在设备前方侧转卸载，行走方式为履带式。铲斗侧卸式装载机的主要型号及技术性能见表 3-6-20。

表3-6-20 铲斗侧卸式装载机的主要型号及技术性能

型号	生产能力/($m^3 \cdot h^{-1}$)	铲斗容积/m^3	最大卸载高度/m	行走部		最大爬坡度/(°)	行走电机			液压泵电动机		外形尺寸(长×宽×高)/(mm×mm×mm)	质量/kg
				速度/($m \cdot s^{-1}$)	履带接地比压/MPa		型号	功率/kW	电压/V	功率/kW	工作压力/MPa		
ZCD75R(ZC-2)	90	0.75	1.5	0.86	0.099		YBI-15-8	15	380/660	18.5	14	1290×1850×2053	9200
ZCD60R(ZC-3)	70	0.60	1.7	0.80	0.095		YBI-15-8	15	380/660	18.5	14	4505×1600×2180	8400
ZLC-60B	90	0.60	1.3	0.83		10		15×2		22			7430
ZCLZ-60B	70	0.60	1.65	0.78	0.099				380/660	18.5	14	1500×2340×2180	8000
ZC-7	100~200	1~1.2	≥1.70	0.80	0.83~0.97	±14				55.0	25	5100×2000×1650	10500

2. 耙斗装载机

耙斗装载机是一种结构简单的装岩设备，动力为电动，行走方式为轨轮，是目前应用最广的装载设备。该机主要由绞车、耙斗、台车、槽体、滑轮组、卡轨器、固定楔等部分组成，如图3-6-20所示，不仅适应于水平巷道装岩，也可用于倾斜巷道和弯道装岩。我国煤矿使用的耙斗装载机现已形成系列，其技术特征见表3-6-21。



1—连杆；2—主、副滚筒；3—卡轨器；4—操作手把；5—调整螺丝；6—耙斗；
7—固定楔；8—尾轮；9—耙斗钢丝绳；10—电动机；11—减速器；
12—架绳轮；13—卸料槽；14—矿车

图3-6-20 耙斗装载机总装示意图

表3-6-21 耙斗装载机技术特征

型号		P-15B	P-15BⅠ	LP-15B	QLP-15B
生产能力/($m^3 \cdot h^{-1}$)		15~25	15~25	15~25	20~30
耙斗容积/m^3		0.15	0.15	0.15	0.15
牵引力/kN	工作滚筒	10~6.4	7.4~10.7	7.4~10.7	7~10
	空程滚筒				
绞车型式		行星齿轮双滚筒			

表 3－6－21（续）

型　号		P－15B	P－15BⅠ	LP－15B	QLP－15B
轨距/mm		600、762	600	无轨	
轴距/mm			750		
牵引速度/（m·s^{-1}）	主绳	0.9～1.4	1.05～1.52	1.05～1.52	
	副绳	1.2～1.9	1.05～1.52		
钢丝绳直径/mm		10～12.5	12.5	12.5	11、12.5
电动机	型　号		YBB11－4	YBB11－4	
	功率/kW	11	11	11	11
	电压/V	380/660	380/660	380/660	380/660
外形尺寸（$l\times b\times h$）/（mm×mm×mm）	工作时	4700×1040×1750	5000×1170×1900	4050×1160×1165	4050×1200×1250
	运输时	1900×870×1900			
质量/kg		2200	2450	1980	1800
型　号		PY－20B	PY－35B	PY－60B	PY－90B
生产能力/（m^3·h^{-1}）		25～35	40～55	80～100	120～150
耙斗容积/m^3		0.2	0.35	0.60	0.90
牵引力/kN	工作滚筒	8.6～10	10.3～14.5	16.3～25.1	22.0～34
	空程滚筒				
绞车型式		液压内涨双滚筒			
轨距/mm		600、762、750	600、750、762	600、750、762、900	600、750、762、900、1200
轴距/mm					
牵引速度/（m·s^{-1}）	主绳	1.35～1.16	1.43～1.02	1.60～1.04	1.46～1.02
	副绳				
钢丝绳直径/mm		15.5～17.0			
电动机	型　号	BJQ$_2$－72－8	BJQ－62－4	BJQ－72－4	BJQ－82－4
	功率/kW	17	17	30	40
	电压/V	380/660	380/660	380/660	380/660
外形尺寸（$l\times b\times h$）/（mm×mm×mm）	工作时	6190×1400×1687	6956×1496×1900	7725×1850×2340	8391×2000×2423
	运输时				
质量/kg		3390	4300	6140	8000

3. 蟹爪式装载机

这种装载机的特点是装岩工作连续，生产率高，主要组成部分有蟹爪、履带行走部分、转载输送机、液压系统和电气系统等。其主要类型与技术特征见表 3－6－22 和表 3－6－23。

这类装载机前端的铲板上设有一对蟹爪，在电机或液压马达驱动下，连续交替地扒取岩石，岩石经刮板输送机运到机尾的带式输送机上，而后装入运输设备。装岩时，铲板必须插入岩堆，当发生岩堆塌落压住蟹爪时，必须将装载机退出，再次前进插入岩堆后装载。

表 3-6-22 蟹爪式装载机技术特征

型号		LB80	LB60	ZB-1	ZXZ-60	LBZ-150	LBZ-200
生产能力/($m^3 \cdot h^{-1}$)		80	60	150~180	60	150	200
最大卸载高度/mm		2000		2200	2000	1393~1940	2000~2890
设备总功率/kW		89.5	55	98	64	63.26	74.45
外形尺寸($l \times b \times h$)/(mm×mm×mm)		8700×1800×1700	7200×1600×1600	8839×2290×1700	8100×1600×1770	8928×3076×2295(工) 8520×1700×1748(运)	11570×3200×3250(工) 11220×2340×2370(运)
蟹爪摆动次数/(次·min^{-1})		31.8	37	35	31.8		
接受板(铲板)宽度/mm		1800	1600	2200	1600	3076(装载宽度)	3200(装载宽度)
输送机槽宽/mm		650		650	450		
刮板输送机速度/($m \cdot s^{-1}$)		0.85	0.85	0.9	0.81		
输送机尾部水平摆角/(°)		左右各 30		左右各 30			
行走速度/($m \cdot min^{-1}$)	前进	12.8	11	9.7	12.80		
	后退	20	11		20	12	7.8~24
履带比压/MPa				0.13	0.127		
系统工作压力/MPa		6	6				
电源电压/V		380	380				
控制电压/V		36	36				
照明电压/V		127	127				
机器质量/kg		21000	14000	26000	15000	12500	23500

表 3-6-23 ZMZ 型蟹爪式装载机技术特征

型号		ZMZ_2-17	$ZMZ_{2A}-17$	ZMZ_3-17	ZMZ_5-17
生产能力/($m^3 \cdot h^{-1}$)		50	50	60	90
行走部分	行走速度/($m \cdot s^{-1}$)	0.3	0.3	0.3	0.2
	对地比压/MPa	0.095	0.095	0.093	0.0926
装载部分	耙取宽度/m	1.52	1.52	1.52	1.8
	耙取次数/(次·min^{-1})	45	45	40	38.9
运输部分	溜槽宽度/m	0.53	0.53	0.53	0.6
	刮板速度/($m \cdot s^{-1}$)	0.91	0.91	0.97	0.963
	溜槽摆角/(°)	左右各 30	左右各 45	左右各 30	左右各 35
	装载高度/m	1.85	3.05	2.18	2.05
电动机	型号	DZ_2B-17	DZ_2B-17	DZ_2B-17	DZ_2B-17 MDB-11.4 共 40
	功率/kW	17/28.5	17/28.5	17/28.5	
外形尺寸($l \times b \times h$)/(mm×mm×mm)		6450×1650×2700	7200×1650×3200	6890×1520×1140	7800×1770×1460
机器质量/kg		4100	4300	5300	8000

近年来，蟹爪式装载机已有很大改进，如 ZB－1 型大功率蟹爪式装载机以及 ZXZ－60 型蟹爪式装载机，在装载中硬以上岩石中也显示出很大的优势。这类装载机装载宽度大，生产率高，机器高度低，产生粉尘少，但结构复杂，履带行走对软岩巷道不利，适合于硬岩巷道。

4. 立爪式装载机

立爪式装载机由机体、刮板输送机及立爪耙装机构 3 部分组成。其装岩过程是，立爪耙装岩石，刮板输送机转送岩石至运输设备，这比铲斗式装载机先插入岩堆内而后铲取岩石更合理。其主要类型与技术特征见表 3－6－24。

表 3－6－24　立爪式装载机技术特征

型　号		ZMY－1	LZ－80	LZ－100	LZ－120D
生产能力/($m^3 \cdot h^{-1}$) 适应断面/m^2		100 5.8～10	80	80～100	120
装载宽度/m	最　大 最　小	3.84 2.54	4.0	3.886	4.1
轨距/mm		600	600	600	600、762
行走速度/($m \cdot s^{-1}$)		0.033～0.0416	0.42	0.8	0.35
最小转弯半径/m		12	7	9	9
铲板最大卧底量/mm		250	200	250	250
扒取高度/m		1.2	1.3	1.45	1.345
最大装载距离/m		2.87	1.4(高度)	1.45(高度)	1.74(高度)
刮板输送机链速/($m \cdot s^{-1}$)		0.875	0.66	0.66	0.72
机体摆角/(°)		18.5			
电动机	型　号 功率/kW 电压/V	YB180M－4 2×18.5 660	Y225M－4 37	51	Y225M－4 45
外形尺寸($l \times b \times h$)/(mm×mm×mm)		5560×1300×1850	5100×1300×1830		6910×1910×2460
机器质量/kg		8000	9000		11300

还有一种蟹立爪装载机，是结合蟹爪式和立爪式装载机的优点，采用蟹爪和立爪组合的耙装机构，从而形成新颖的高效装载机。它以蟹爪为主、立爪为辅，有较高的生产能力。

5. 煤巷装运机

煤巷装运机主要有 ZYP－345 型，可将掘进中的装煤、运煤和进料 3 个工序统一起来，以实现作业机械化，用于起伏坡度 5°以下，每次弯曲 25°以内的各种断面巷道中。该机在掘进中可装半煤岩。其主要技术参数见表 3－6－25。

6.3.4　运输设备

1. 胶带转载机

平巷掘进用的胶带转载机按其结构形式，可分为悬臂式、支撑式和悬挂式 3 类。煤矿

表 3-6-25 ZYP-345 型煤巷装运机技术参数

参数名称	参数值	参数名称		参数值
耙装能力/（t·h^{-1}）	30-50	运送最大距离/m		500
耙斗容积/m^3	0.3	电动机	型号	BJO_2-62-4
耙斗行速/（m·s^{-1}）	平均 1.1		功率/kW	17
转载机宽度/m	0.5		电压/V	380/660
行车平均速度/（m·s^{-1}）	1.2	外形尺寸($l\times b\times h$)/(mm×mm×mm)		14.6×1.7×1.6
轨距/m	0.6	机器质量/kg		7000
挂车数量（1t 矿车）/辆	4			

常用胶带转载机的技术参数见表 3-6-26。

2. 梭式矿车

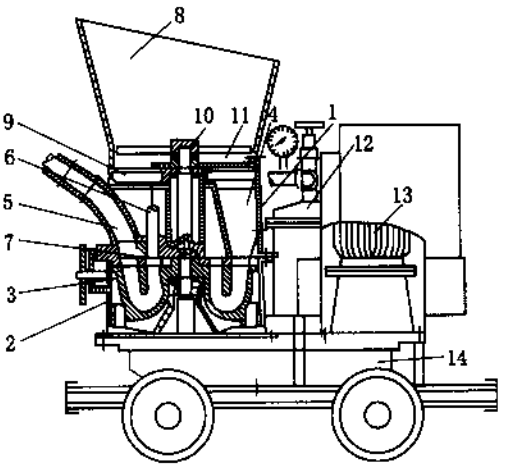
梭式矿车是一种大容积的矿车，也是一种转载设备。根据工作面的条件，可以采用 1 台梭车，亦可把梭车搭接组列使用，一次将工作面爆落的矸石装走。我国生产的梭式矿车型号及技术指标见表 3-6-27。

3. 仓式列车

仓式列车由头部车、若干中部车及 1 台尾部车组成，链板机贯穿整个列车车厢的底部。使用时，根据一次爆破出岩量确定中部车厢数量。各车厢之间用销轴连接，车体分别装于各自的台车上，每 1 个台车由 1 对轮和水平盘组成，故可在曲率半径大于 15m 的弯道上运行。其型号及技术特征见表 3-6-28。

6.3.5 喷射混凝土机具

喷射混凝土机具包括喷射机及其配套机械。图 3-6-21 为转子-Ⅱ型喷射机，它由主机、传动机构、风路系统、电气系统、机架等组成。主机由旋转体、密封胶板、定量下料机构、搅拌器、料斗出料弯头、上下壳体等组成。定量下料机构由定量隔板和定量叶片组成，隔板可上下移动，以调整喷射能力。常用转子式混凝土喷射机的技术特征见表 3-6-29。



1—上壳体；2—下壳体；3—旋转体；4—入料口；5—出料弯头；6—进风管；7—密封胶板；8—料斗；9—拨料板；10—搅拌器；11—定量板；12—油水分离器；13—电动机；14—减速器

图 3-6-21 喷射机结构示意图

表3-6-26 常用胶带转载机技术参数

型　号	SZD800 10.5	SZD650 11G	SZD650 16.52G	C-650	ZZ-800	JZP-100	JZP-8	ZP-650	ZP-2
技术生产率/($m^3 \cdot h^{-1}$)	200	90	90	120	100	100	50.75	80	120
带　宽/mm	800	650	650	650	800	650	650	650	650
带　速/($m \cdot s^{-1}$)	1.4	1.25	1.25(1.4)	1.35	0.8	1.25	1.214	1.1	1.17
总功率/kW	22.5			10.5	7.5	10	10	7.5	7.5
行走速度/($m \cdot s^{-1}$)	0.4	牵　引	牵　引	外牵引	外牵引	外牵引	自　行	外牵引	自　行
轨　距/mm	600、900	600	600	600、900	600	600	600	600	600、900
弯道半径/m	≥32	≥30	≥12						
转载机数量($1.1m^3$/辆)	7	6	5	5	6	7~10	4~8	6	4~5
外形尺寸/(mm×mm×mm)	17500×1300×1910	15300×1300×1760	12800×1200×1780(1870)	14300×1425×1700	15000×1300×1600	18700×1500×1650	20085×1103×1847	15700×1400×1700	11500×13200×2080
质　量/kg	8500	6500	6500	5400	2500	5000	5000	3560	4500
配套装岩机种类	与斗容$0.75m^3$以下的侧卸装岩机、耙斗机配套，与掘进机梭车配套	与$0.3m^3$斗容、耙斗装岩机配套	与$0.3m^3$斗容耙斗装岩机配套，并能在$R \geq 12m$的弯道中工作	$0.3m^3$以下斗容的耙斗装岩机	$0.3m^3$以下斗容的耙斗装岩机	$0.3m^3$斗容的耙斗装岩机	$0.3m^3$以下斗容的耙斗装岩机	$0.3m^3$斗容的耙斗装岩机	与侧卸装岩机配套

表3-6-27 梭式矿车技术特征

型号		S_4	ST-4	SD-5B	S_6	ST-6 STB_6	S_8	SDB-8	S_8D (SD_8)	S-14	SS16
容积/m^3		4	4	单车5、 搭接4.5	6	6	8	8	8	14	16
载重/t		10	10	单车12.5、 搭接11.5	15	15	20	20	20	20	30
轨距/mm		600	600	600、672、900	600	600	600、762、900	600、900	600、762、900	762	762、900
最小转弯半径/m		8	8	单车7、 搭接15	15	12	15	单车15、 搭接30	12		15
装载高度/m		1.2	1.2	1.2	1.25	1.2	1.2、1.25		1.2	1.445	1.45
适用巷道规格/(m×m)		≥2.2×2.2		≥2×2	≥2.4×2.4		≥2.5×2.5、 ≥3×3	≥2.7×2.4	≥3×3		≥4×4
卸载时间/min		1	1	1.24	1	1.2	1.5	1.5	2	2	2
最大运行速度/($km \cdot h^{-1}$)		20	20		20	20	20	15		12	15
转向架间距/m		2	3		3.3	3.6	5.4	5.95			
刮板运行速度/($m \cdot min^{-1}$)								8.4			
电动机	型号 功率/kW	JBI_2 7.5	JI_2 7.5	160M-6 7.5	JBI_2 10.5	JI_2 10.5	JI_2 或 JBI_2 13	JBI_2 15	JBI-18.5 18.5	JZ-42-8 16	Y160L-4 2×15
风马达	型号 功率/kW		柱塞式 6.3			柱塞式 6.3					
外形尺寸($l \times b \times h$)/ (mm×mm×mm)		6250×1280 ×1610	6250×1280 ×1620	7050×1260 ×1660	7160×1450 ×1650	7014×1450 ×1640	9540×1570 ×1640	9600×1560 ×1780	9600×1560 ×1780	13000×1540 ×1830	11250×1710 ×2105
机器质量/t		5.55	6	6	7.65	8	10	10	9.28	12.4	14.80

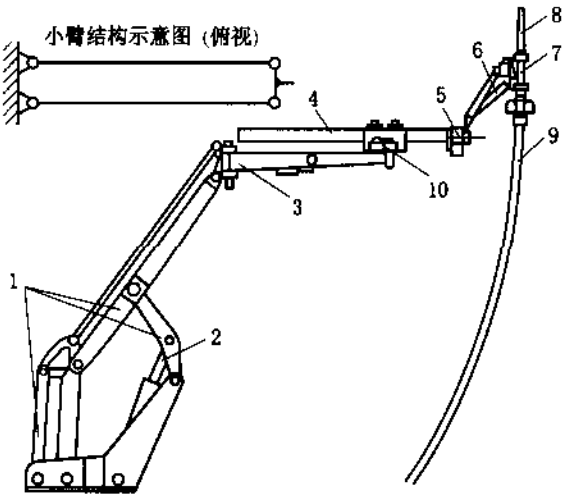
表3-6-28　仓式列车技术特征

型　号		CCL	ECC-5	DS-71	阜新新邱	ILA型
容积/m^3		14	5（t）	15	6	30
轨距/mm		600	457			900
装载最小曲率半径/m		15	12.5			
通行最小曲率半径/m		15	7.5			
刮板输送机型号		单链刮板	双链刮板	双链刮板	双链刮板	
链速/（$m \cdot s^{-1}$）		0.052	0.17	0.11	0.16	0.05
电动机	功率/kW 转速/（$r \cdot min^{-1}$）	13 1450	10 1500	15 740	11	2×15
外形尺寸/m	长 宽 高	29 1.22（头部） 0.8（中间） 1.25	12.4 1.15（头部） 0.74（中间） 1.4	15 1.2 1.6	12.8 1.09（头部） 0.88（中间） 1.24	41.775 1.37 2.3（装载） 2.0（运行）
机器总质量/t		18		10		40~50

表3-6-29　常用转子式混凝土喷射机技术特征

型　号	HPC6	HPC-V	PC6T	PZ-5	ZP-Ⅵ	ZP-Ⅷ
生产能力/（$m^3 \cdot h^{-1}$）	6	4~5	6	5~5.5	5~6	5
适合水灰比	≤0.35	≤0.35	≤0.35	≤0.4	潮料	潮料
骨料最大直径/mm	19	25	20	20	20	19
输料管直径/mm	50	50	50	50	50	
工作风压/MPa	0.2~0.4	0.2~0.4	0.15~0.4	0.2~0.4	0.12~0.4	0.12~0.4
耗风量/（$m^3 \cdot min^{-1}$）	6~8	5~8	7~8	7~8	5~8	5~8
输送距离/m	120	200	200	200	120	
结构特征	整体式防黏U形料杯，带防护罩防黏料出料弯头，整体式清扫板，翻转及快速楔销连接结构	单个或整体式防黏U形料杯，有风动振动器，有速凝剂添加器	直通式防黏料转子，四点压紧	直通式防黏料转子，单点或四点压紧	直通式防黏料转子，四点压紧	直通式防黏料转子，单点压紧
电机功率/kW	5.5	5.5	5.5	5.5	5.5	4
外形尺寸（长×宽×高）/（mm×mm×mm）	1300×740×1150	1400×740×1300	1170×740×1200	1520×820×1280	1225×770×1170	1200×640×1080
质量/kg	700	≤750	700	700	820	420

喷射机一般多采用手持式喷头，但其劳动强度大，工作条件恶劣，喷射质量难以保证，为此研制了多种液压机械手。近年来使用的喷浆机器人（图3-6-22）操作简单，



1—大臂三重四连杆；2—大臂液压缸；3—小臂四连杆；4—水平伸缩臂；5—手腕转动机构；6—喷枪调姿液压缸；7—喷枪回圈机构；8—喷嘴；9—送料管；10—马达

图 3-6-22 喷浆机器人结构示意图

动作灵活，喷射混凝土的回弹率能降至 15%，省料效果明显。

6.3.6 锚杆施工机具

1. 气动锚杆钻机

常用气动顶板锚杆钻机的主要技术参数见表 3-6-30。

2. 液压顶板锚杆钻机

液压顶板锚杆钻机是最早用于钻装锚杆的机具，广泛用于岩石抗压强度小于 80MPa 的岩石中钻孔。国产单体液压锚杆钻机主要有 MZ 系列导轨式和 MYT 系列支腿式两种结构形式。MZ 系列液压锚杆钻机由主机、操纵架、泵站 3 大部分组成，如图 3-6-23 所示。

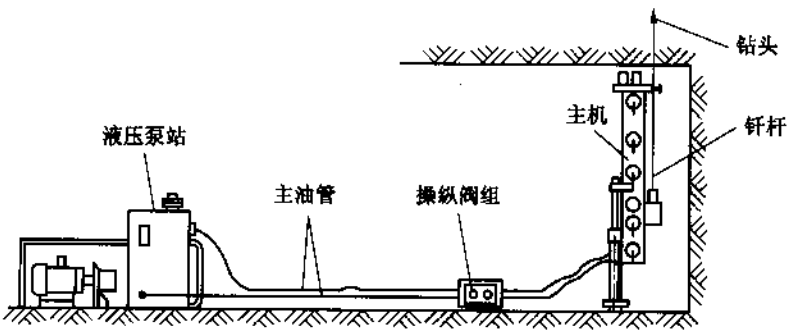
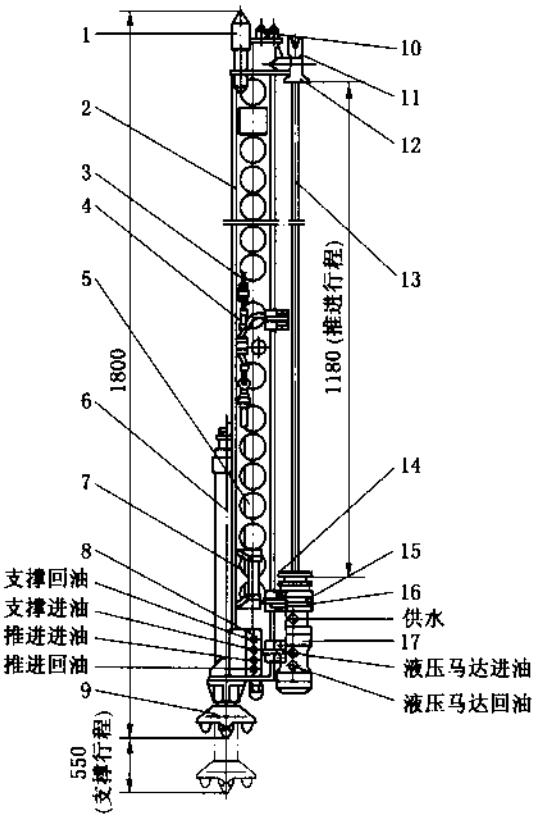


图 3-6-23 MZ 系列锚杆钻机结构示意图

MZ 系列液压锚杆钻机主机由推进架、支撑缸、旋转供水机构及推进机构 4 个主要部件组成，如图 3-6-24 所示。其施工程序为：竖起主机定位—支撑缸撑起—钻机正转—

表3-6-30 气动顶板锚杆钻机技术参数

型　号	MQT-110			MQT-90A			MQT-70C			MQT-120J			MQT-85J			MQT-55J		
额定压力/MPa	0.5			0.5			0.5			0.5			0.5			0.15		
额定转速/($r \cdot min^{-1}$)	240			>300			200~300			175			200	240	240	270		
额定转矩/(N·m)	>110			≥90			>70			≥120			≥85			≥55		
最大推力/kN	9.0			≥9.8			>7.4			>8.2			>9.5	>9.5	>6.2	>6.2		
空载转速/($r \cdot min^{-1}$)	≥500			≥700			850			≥450			≥450	≥600	≥600	900		
失速转矩/(N·m)	290			>230			160			≥260			>230	≥210	≥210	125		
最大负载转矩/(N·m)	270			>220			150			250			220	200	200	120		
最大输出功率/kW	3.1			3.0			1.9			3.1			2.9			1.8		
耗气量/($m^3 \cdot min^{-1}$)	3.6			3.6			2.7~3.6			2.9~3.2			2.9~3.6			2.9		
冲洗水压力/MPa	0.6~4.5			0.6~4.5			0.6~4.5			0.6~1.2			0.6~1.2			0.6~1.2		
噪声/dB(A)	<94			<90			<94			≤95			≤95			≤95		
伸展高度/mm	2585	3067	3667	2520	3000	3610	2530	3010	3630	2630	3215	3665	3550	3550	3670	2420	2720	3170
收缩高度/mm	1318	1479	1679	1143	1263	1415	1120	1240	1400	1090	1285	1435	1110	1110	1090	1235	1350	1500
质量/kg	53	55	57	48	50	52	46	48	50	46	51	53	47~53	47~53	41~42	43	45	47



1—弹簧顶尖;2—导轨;3—拉杆;4—钢丝绳;5—推进机构;6—支撑缸;7—手柄;8—接头座;9—支撑座;10—固定顶尖;11—钻头;12—夹杆套;13—钻杆;14—托钎器;15—旋转供水机构;16—导向块;17—液压马达

图 3-6-24 MZ 系列液压锚杆钻机主机简图

通水—推进钻孔—快速退回—钻机停转、停水—扶主机下降（支撑缸缩回）。

常用液压顶板锚杆钻机的主要技术性能见表 3-6-31。

3. 帮锚杆钻机

目前国内煤矿巷道的帮锚杆钻机主要分为两大类：一类是气动帮锚杆钻机，有手持式气动帮锚杆钻机和支腿式气动帮锚杆钻机；另一类是液压帮锚杆钻机，有手持式液压帮锚杆钻机和支腿式液压帮锚杆钻机。

手持式气动帮锚杆钻机主要由气马达、减速箱、水控制扳把、气马达控制扳把、扶机把、消音器等部分组成。常用手持式气动帮锚杆钻机的主要技术参数见表 3-6-32。

液压帮锚杆钻机是液压马达旋转切削钻孔和锚杆安装的钻机。常用的液压帮锚杆钻机主要有手持式和支腿式，都是与液压顶板锚杆钻机配套完成煤巷与两帮锚杆孔的施工和锚固剂锚杆的安装。

4. 锚杆安装器

锚杆钻机不仅能钻凿锚杆孔，同时还应具有搅拌、安装树脂锚杆的功能，故锚杆钻机要附带有锚杆安装器。锚杆安装器的结构如图 3-6-25 所示，其规格尺寸见表 3-6-33。

表 3-6-31 常用液压顶板锚杆钻机主要技术性能

型 号	MYT-100S	MYT-140	MYT-100	MYT-140	MYT-120C	MYT-115	MZ-Ⅲ
额定压力/MPa	12	14	10	13	15	10	10
额定转矩/(N·m)	100	100	100	140	120	115	80
额定转速/($r \cdot min^{-1}$)	350	≥250	325	300±10	320	360	250
额定流量/($L \cdot min^{-1}$)	36+7	36	36	36	36	45	32
水压/MPa	0.6~2	0.6~2	0.6~2	0.6~2	0.6~2	0.6~2	0.6~2
推进力/kN	>20	≥8.0	17	17	1.5~1.3	6~6.7 (2~2.5MPa时)	9.5
推进速度/($m \cdot min^{-1}$)	0~4					0~4	
噪声/dB(A)	<92		<70		≤92	90	≤90
钻孔直径/mm	27~42						
适用钻杆/mm	B19、B22 中空六方		B19、B22			B19、B22 中空六方	B19、B22
岩石坚固性系数f	≤10	≤10	<10	<10	<10	≤8	≤8
钻机质量/kg	42	55~63	57	57	47~53	60	70
泵站电机功率/kW	11	11	11	11	11	7.5、11	7.5
电机电压/V	380/660						
泵站质量/kg	280	280	260	260	320	260	320
外形尺寸(泵站)/(mm×mm×mm)	1650×500×700	1620×500×800	1800×500×600		1480×570×890	1800×520×720	
工作高度/m	1050~3050	1200~3600	1420~3270		1270~3500	1100~3000	1800~3400

表 3-6-32 手持式气动帮锚杆钻机的主要技术参数

型 号	MQB-35J	MQ-30B(叶片式)	MQS-50	MQ-30B(齿轮式)	MQS-45C
工作压力/MPa	0.4~0.63	0.4~0.63	0.4~0.63	0.4~0.63	0.4~0.63
额定压力/MPa	0.5	0.5	0.5	0.5	0.5
额定转速/(r·min^{-1})	600	240~270	300	240~270	≥300
额定转矩/(N·m)	≥35	≥33	50	≥33	≥45
空载转速/(r·min^{-1})	≥1300	≥1200	>1900	1200	≥1000
输出功率/kW	1.7	1.5	1.8	1.5~1.8	1.5
耗气量/(L·min^{-1})	≤2000	1500~1800	2400	1500~1800	1600
噪声/dB(A)	≤95	≤90	≤90	≤85	≤90
质量/kg	9.8	10.2	8	9.8	10

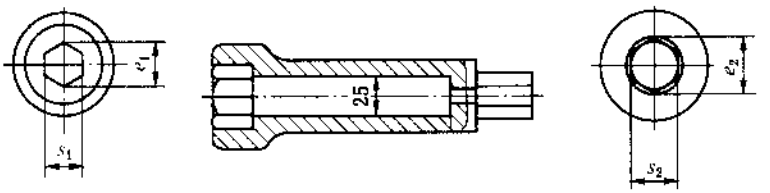


图 3-6-25 锚杆安装器结构图

表 3-6-33 锚杆安装器规格尺寸

项 目	尺寸/mm							
s_1	19				22			
s_2	21.9				25.4			
e_1	24	27	30	34	24	27	30	34
e_2	27.7	31.1	34.6	39.2	27.7	31.1	34.6	39.2
适用锚杆直径	M16	M18	M20	M22	M16	M18	M20	M22

5. 锚索钻机

国内大功率气动液压锚索钻机的主要技术参数见表 3-6-34。其使用和操作与气动顶板锚杆钻机相同。

6.3.7 反井钻机

反井钻机是目前煤仓等硐室施工的主要设备，其技术特征见表 3-6-35。

表3-6-34　大功率气动液压锚索钻机技术参数

型　号	MQT-110A	MQT-90A	MQT-120	MQT-85	MQT-240	MQT-90	MQT-110S	MQT-120C	MQT-140	MQT-100
额定压力/MPa	0.5	0.5	0.5	0.5	0.5	0.5	12（液压）	15（液压）	10~13（液压）	14（液压）
额定转矩/(N·m)	>110	90	120	85	240	90	100	120	100~140	100
额定转速/($r \cdot min^{-1}$)	240	≥300	175	240	>110	≥240	350	320	325~300	≥250
耗气量/($m^3 \cdot min^{-1}$)	3.6	3.6	2.9~3.6	3.8	3.2	3.2~3.5				
额定流量/($L \cdot min^{-1}$)							36+7	36	36	36
推进力/kN	≥9.0	≥9.8	9.5	9.5	≥90	7.7	20	1.5~13	17	8
电机功率/kW							11	11	11	11
岩石坚固性系数f	≤8	≤8	≤8	≤8	≤8	≤8	≤10	≤10	≤10	≤10
钻孔直径/mm	27~42									
钻杆尺寸/mm	B=19或22									
冲洗水压/MPa	0.6~2									
工作尺寸/mm	1318~3667	1143~3610	1090~3665	1110~3670	1155~3600	1120~3630	1050~3600	1526~3500	1420~3270	1200~3600
机重/kg	53~57	48~52	46~53	47~49	46~51	47.5~51	主机48 泵站280	主机47~53 泵站320	主机57 泵站260	主机55~63 泵站280

6.3.8　巷道掘进机

1. 全断面岩巷掘进机

部分国内生产的全断面岩巷掘进机技术特征见表3-6-36。部分国外生产的全断面岩巷掘进机技术特征见表3-6-37。

2. 部分断面掘进机

部分断面掘进机以AM-50型、S-100型掘进机为主，同时ELMB、EBJ系列掘进机也应用广泛。我国煤巷悬臂式掘进机主要技术性能见表3-6-38。

表3-6-35 反井钻机技术特征

型号		TYZ-1000	AF-2000	LM-90	LM-120	LM-200	ATY-1500	ATY-2500
扩孔直径/mm		1000	1500~2400	900	1200	1400~2000	1200 1500 1800	2000 2500 3000
导孔直径/mm		216	250	190	244	216	250	311
钻孔深度/m		120	80	90	120	200~150	200~100	250~100
钻孔倾角/(°)		60~90	0~27	0~45	0~34	0~27	0~36	0~36
钻孔转速/($r \cdot min^{-1}$)		0~40	0~27	0~45	0~34	0~27	0~36	0~36
扩孔转速/($r \cdot min^{-1}$)		0~20	0~12	0~27	0~22	0~18 0~9	0~18	0~18
钻孔推力/kN		245	392	150	250	350	488	941
扩孔拉力/kN		705	980	380	500	850	1155	1793
扩孔扭矩/(kN·m)	额定	24.1	69.4		19.6	40	42	68.6
	最大	29.9	62.2		31.8		66	107
总功率/kW		92	92	52.5	62.5	82.5	118.5	161
主机质量/kg		4000	8900	6000	8000	10000	5985	9300
外形尺寸(长×宽×高)/(mm×mm×mm)	工作时	2940×1320×2823	3046×1634×3327	2380×1275×2847	2977×1422×3277	3230×1770×3448	2180×1250×3700	2868×1505×4043
	运输时	1920×1000×1130	2200×1200×1592	1900×1950×1115	2290×1110×1430	2950×1370×1700	2530×1000×1775	2803×1310×1930

表3-6-36　部分国内生产的全断面岩巷掘进机技术特征

机　型	EJ-30型	TBM-32型	EJ-50型
直径/m	3.0	3.2	5.0
掘进断面/m^2	7.2	8.04	19.6
掘进岩石种类	石灰岩、页岩、砾岩、砂质页岩等	石灰岩、砾岩、凝页岩、砂质页岩等	石灰岩、砾岩、砂质页岩等
切割岩石单轴抗压强度/MPa	50~140	50~140	50~140
机组总功率/kW	300	364	750
刀盘（机头）功率/kW	220	250	600
刀盘直径/mm	300	300	350
刀具数量/把	29	31	36
刀盘转速/(r·min^{-1})	8	7.8	5
刀盘扭矩/(kN·m)	300	320	1000
掘进速度/(m·h^{-1})	1~2	1~2	0.9~1.8
总推力/kN	3000	3040	6500
支撑力/kN	8000	8000	19000
主机质量/t	60	78	240
主机长/m	15	13	17.5

表3-6-37　部分国外生产的全断面岩巷掘进机技术特征

型号及产地	美　国			原　西　德			瑞　典
	罗宾斯 104-121A	罗宾斯	卡威德	维尔特 TBI-300H/TBE300/600	TUM54-58/60H	维尔特 TB/SIH	FF4826
掘进直径/m	3~3.2	4.8~5.1	5.18	导硐3.0，扩孔5.0	5.4~6	3.0	矩形 4.88×2.6
刀具形式	盘形滚刀	盘形滚刀	盘形滚刀	多刃盘形滚刀	多刃盘形滚刀		截齿
工作头功率/kW	224	540		396	600		
机器总功率/kW	246		522	650	880		500
工作头转速/(r·min^{-1})		4.95	0~2.5	导硐0~12，扩孔0~5.4	6.1	约12	
推力/kN	1730	4000	5440	4500	6400	5500	
扭矩/(kN·m)	278		141	导硐255，扩孔594	约981	314	206
质量/t	60	180		200	270		105

表3-6-37（续）

型号及产地	美国			原西德			瑞典
	罗宾斯 104-121A	罗宾斯	卡威德	维尔特 TBI-300H/TBF300/600	TUM54-58/60H	维尔特 TB/SIH	FF4826
备注	该机在美国“奥沙”供水隧道，在软页岩岩石抗压强度为7~35MPa的条件下，曾创月进2089m的世界纪录	该机在原联邦德国“米尼斯特·斯坦”煤矿，在黏土页岩、砂岩，岩石抗压强度<160MPa的条件下，页岩月进最高达420m，砂岩月进最高达300m	该机曾在美国“伊利诺斯”煤矿17°30′斜井中使用	该机在原联邦德国“统一”煤矿，在砂岩、砂页岩，岩石抗压强度<150MPa的条件下，最高月进211m	该机在原联邦德国“德维克托里亚”1/2号井，创月进415.30m，日掘进机利用率37.9%，最高班进10.4m，最高日进21.86m的纪录		

表3-6-38 煤巷悬臂式掘进机主要技术性能

序号		1	2	3	4	5	6
标准型号		EL-90	AM-50	EBJ-65/48	EBH-132	EBH-160	
原型号							ELMB-55
生产能力/($m^3 \cdot h^{-1}$)		125	100	154	200	200	64
掘进断面积/m^2		8~22	6~18.1	5.7~15.5	4.5~24.8	22	6~12
切割高度/m		3.76	4	3.48	4/4.2	4	3.5
切割宽度/m		6.23	4.8	4.76	6.3	6	4.7
切割硬度系数f		≤6	≤7	≤6	≤8	≤8	≤4（局部为5）
适应坡度/（°）		±16	±16.2	±16	±18	±16	±12
接地比压/MPa		0.126	0.13	0.106	0.135	0.167	0.12
最小转弯半径/m		10	10	6	10	10	10
质量/t		37.2	26.8	17.2	35.5	50	22.5
截割部	切割头型式	纵轴式	横轴式	纵轴式	横轴式	纵轴式	横轴式
	电机功率/kW	90	100	65/48（双速电机）	132	160	55
	转速/($r \cdot min^{-1}$)	21.3/60.3	74.4	69/34.3	75.83	42	56
装运部	刮板输送机速度/($m \cdot s^{-1}$)	0.95	0.9	0.9	1.3	0.85	0.849
	铲板宽度/m	2.8	2.5（可供选择2或3）	2.5	3.0（可供选择2.5或3.5）	3.5	2；2.5

表3-6-38（续）

序　号		1	2	3	4	5	6
标准型号		EJ-90	AM-50	EBJ-65/48	EBH-132	EBH-160	
原型号							ELMB-55
行走部	电机功率/kW	11.4×2	15×2	10.2×2（液压马达）	19×2（液压马达）	液压马达	P=16MPa Q=42L/min 约9/16.6
	行走速度/（m·s^{-1}）	0.037	0.083	0.0305/0.0686	0.076/0.167（无级调速）	0.035/0.150	0.048/0.084
电气系统	电机总功率/kW	145.8	174	110	217	292	100
	电　压/V	660	660	660	660/1140	660/1140	660
序　号		7	8	9	10	11	12
标准型号				EBJ-132	EBZ-75	AM75-D	ABM20
原型号		ELMB-75	ELMB-75B		EZ-75		
生产能力/（m^3·h^{-1}）		64	60	69	煤80~100 岩最低15		
掘进断面积/m^2		6~12	6~16	8~24	4.7~16	8~32.5	10.78~18.2
切割高度/m		3.6	3.55	4.5	3.84	4.7	3.5
切割宽度/m		5.0	4.66	5.74	5.59	5.62	5.2
切割硬度系数f		≤5	<5	≤6（局部7~8）	≤7~8	<10	<5
适应坡度/（°）		±12	±12	±16	±16	±18	±16
接地比压/MPa		0.12	0.14	0.12	0.133	0.13	0.20
最小转弯半径/m		10	6.5	7.0		2.8（巷宽4.0）	6.0（巷宽4.9）
质量/t		21.6、23.5	23	36	26	50	75
截割部	切割头型式	纵轴式	纵轴式	纵轴式	轴向（横轴）切割外伸缩式	横轴式	滚筒式
	电机功率/kW	75	75	132	75	160/200	275
	转速/（r·min^{-1}）	50	50	47/30	48.37		
装运部	刮板输送机速度/（m·s^{-1}）	0.849	0.847	0.8	0.79	1.1	2.0
	铲板宽度/m	2、2.5	2、2.5	2.2、3.0	2、2.5	2.8~5.62	4.6~5.2
行走部	电机功率/kW	P=16MPa Q=42/Lmin 约9/16.6	P=16MPa Q=42L/min 约9/16.6	P=16MPa Q=2×110L/min 约50	15.5×2	26×2	36×2
	行走速度/（m·s^{-1}）	0.043/0.086	0.043/0.086	0.17	2~2.5	4.2~8.8	8~20
电气系统	电机总功率/kW	120	130	242	150	287/342	542
	电　压/V	660	660	660；1140	660	可选定	1000

表 3-6-38（续）

序号		13	14	15	16	17	18	19
标准型号		S-100	S-200M	EBJ-75	EBJ-160	EBH/J-132	EBJ-132A	EBJ-160SH
原型号								
生产能力/($m^3 \cdot h^{-1}$)		200	260	180	260			
掘进断面积/m^2		21	33	18	9~24	18		24
切割高度/m		4.5	5.1	3.6	4.35	4.4	4.5	4.2
切割宽度/m		5.1	6.5	4.7	5.78	5.8	6.0	5.8
切割硬度系数 f		≤6	≤8	≤6	≤8	≤6	≤6	100MPa
适应坡度/（°）		±16	±16	±16	±16	±16	±16	±16
接地比压/MPa		0.13	0.14	0.13	0.14		0.14	0.16
最小转弯半径/m			8		8			
质量/t		27	56	25	60	39	4.2	48
截割部	切割头型式	纵轴式	纵轴式	纵轴式	纵轴式	纵、横交换式	纵轴式	
	电机功率/kW	100/60	200/110	75	160	132	132	160
	转速/($r \cdot min^{-1}$)	46/55	23/46	46	33/66		33	27
装运部	刮板输送机速度/($m \cdot s^{-1}$)	0.817	1.0	0.9	1.0		0.8	
	铲板宽度/m	2.8		2.5/1.8				
行走部	电机功率/kW	17×2 液压马达	25×2 液压马达	30 液压马达	30×2 液压马达		NHM175A 液压马达	
	行走速度/($m \cdot s^{-1}$)	0.13	0.13	0.11	0.13		0.13	0.042/0.126
电气系统	电机总功率/kW	145	295.5	124	265	247	242	314
	电　压/V	660	1140	660	1140	1140	660/1140	1140

7　建井施工组织

矿井建设是集矿建、土建及机电安装三大工程于一体的综合施工工程。对一个矿井建设项目来说，其基本程序包括地质勘探、设计、施工准备、矿井建设、工程验收、交付生产等过程。

7.1　建井施工准备

矿山建设工程施工准备期是从办妥土地征购、施工人员进入现场起，到井筒正式开工之日止。一个井筒（主井或副井）正式开工的条件是：立井，要做好锁口，施工完成井架并安装好天轮平台、卸矸台及凿井吊盘；斜井与平硐，要完成井口（硐口）明槽掘砌。当井筒需要采用特殊施工方法通过表土层时，钻冻结孔和井筒开挖前的冻结工程、地面预注浆工程、沉井法的套井施工、钻井法的井筒锁口工程及钻井设备的安装调试、帷幕法的帷幕施工等，也要在施工准备期内完成。

从矿井第一个井筒开工之日起，至矿井按设计规定投产时所应完成的矿建工程、土建工程、设备安装工程、管线敷设工程和联合试运转所需要的时间，称为矿井建设投产前施工期，或称投产工期。

矿井移交投产，按我国现行办法，不是要求达到设计能力才能移交投产，而是按规定的投产标准移交。投产后按设计要求还有部分工程量，完成这些工程量的工期，称为投产后达到设计能力工期，或称投产后工期。

矿井建设总工期为施工准备期、投产工期与投产后工期之和。

7.1.1　建井施工准备内容

矿井开工前的准备工作，包括技术准备、工程准备、物资准备、人力资源准备及对外协作等。

1. 技术准备

（1）调查研究和收集资料。

（2）学习建设矿井的地质报告书和初步设计，以便全面掌握矿井的施工条件及设计要求。

（3）编制井筒的施工组织设计及全矿井的施工组织设计等。

（4）做好施工图供应。设计单位应及早供应以下施工图：水、电、公路、通信施工图，工业广场总平面布置图及场地土石方工程量计算图，主、副、风井井筒施工图，以及建井期间要利用的永久工程施工图。

2. 工程准备

（1）实测定位。根据矿区三角网，实测工业广场测量基点、工业广场导线和高程，并标定井筒中心基柱与十字中线基柱、地面建筑物位置及工业广场范围。

（2）平整工业广场。工业广场可以按工程开工的需要分区分批进行平整。

(3) 完成四通工作。供水、供电、通信及交通运输是矿井施工必不可少的条件，矿井开工前，必须做到水、电、公路及通信四通。

(4) 完成施工需用的生产设施。主要包括提升、运输、排矸、压风、机修、井口棚、矿灯房、锅炉房、材料设备仓库、炸药库等施工辅助系统、辅助厂房。

(5) 完成必要的生活福利设施。主要包括食堂、宿舍、浴室及办公室等。

(6) 完成井筒开工的工程准备。应在开工前尽可能早地完成井筒检查钻孔，安装好井筒开工所需的井架、提升机、凿井绞车等各种施工设备与设施。

当井筒采用特殊方法施工时，还要完成打钻、注浆、冻结、帷幕等工作所需设备、设施的安装和设置。

3. 物资准备

主要包括井筒开工需要的设备和钢材、木材、水泥、土产材料及二、三类物资等的供应。要以施工组织设计和施工图预算为依据，编制材料、设备供应计划，落实货源和供应渠道，组织按时到货。各种物资一般应有3个月需用量的储备，做到既保证施工的需要，又要避免积压浪费。

4. 人力资源准备

要按各施工阶段的需要，编制施工人力资源需用计划，开工前做好调配、培训工作，并根据施工准备期和矿井开工后各工程进展的需要组织进场。要先上土建安装队伍基本完成施工准备工作后，再上井巷施工队伍，避免一哄而上，造成窝工。

5. 对外协作工作

施工准备期内的一些施工和生活条件（如供水、供电、通信、交通运输、土产材料来源、生活物资供应、土地征购及拆迁障碍物等）需要地方政府、农业和其他工业部门的配合才能顺利实现。因此，争取外部支援，搞好对外协作是施工准备期的一项重要工作。

7.1.2 建井施工总平面布置

1. 施工总平面布置的原则

(1) 合理确定临时建筑物和永久建筑物的关系，临时建筑不能占用永久建筑位置，避免以后大量拆移，临时建筑物标高尽可能根据永久广场的标高施工。

(2) 施工器材设备的堆放尽量靠近使用地点，使搬运距离最短，避免多次倒运。

(3) 广场窄轨铁路、场内公路的布置，应满足需要并方便施工。窄轨铁路应以主、副井为中心，能直接通到材料场、坑木场、机修厂、水泥厂、混凝土搅拌站等。主要运输线路和人流线路尽可能避免交叉。

(4) 工业性建筑物与非生产性建筑物应分开布置，临时性工业建筑物要靠近井口。

(5) 各种建筑物布置要符合《煤矿安全规程》的有关规定和防火要求。要统一考虑火药库、油脂库、加油站与一般建筑物的最小距离。

2. 主要施工设施布置要求

(1) 凿井提升机房的位置，需根据提升机型式、数量、井架高度以及提升钢丝绳的倾角、偏角等来确定，布置时应避开永久建筑物的位置，不影响永久提升、运输、永久建筑的施工，并考虑提升方位与永久提升方位的关系，使之能适应井筒开凿、平巷开拓、井筒装备各阶段提升的需要。

（2）临时压风机房应靠近井筒布置，以缩短压风管路，减少压力损失，最好布置在距两个井口距离相差不多的地点。临时压风机房距井口一般为 50m 左右，但距提升机房不能太近，以免噪声影响提升机司机工作。

（3）临时变电所应设在工业广场引入线的一面，适当靠近提升机房、压风机房等用电量较大的设施，以缩短配电线路，并要避开人流线路和空气污染严重的地段。临时变电所要符合安全、防火要求，并不受洪水威胁。

（4）临时机修车间使用动力和材料较多，应布置在材料场地和动力车间附近且运输方便的地方，以便于机械设备检修和领运；应避开生活区，以减少污染和噪声。车间之间应考虑工艺流程，做到合理布置。铆焊车间要有一定的厂前区。

（5）临时锅炉房应尽量靠近主要用汽、供热区域，以减少汽、热损耗，缩短管路；布置在厂区和生活区的下风向，远离清洁度要求较高的车间和建筑；所处位置的交通运输要方便，周围应有足够的煤场、废渣充填及堆积的场地。

（6）混凝土搅拌站应设在井口附近，周围宽广且能满足生产要求的砂石堆放场地、水泥库也须布置在搅拌站附近，并须考虑冬季施工取暖、预热及供水、供电的方便。要尽量结合地形，创建砂、石、混凝土机械运输的流水线。

（7）临时油脂库设在交通方便的地方，以便于油脂进出库。为满足防火安全距离的需要，临时油脂库应设在远离厂区及生活区的广场边缘。

（8）临时炸药库应设在距工业广场及周围农村居民点较远的、有公路相通的偏避处。临时炸药库的设置要符合安全规程要求，并设置安全可靠的警卫和工作场所。

（9）矸石场和储煤场应设在广场边缘的下风向位置。设置临时储煤场时要考虑矿井建设期工程煤量的运输问题，还要考虑供锅炉房用煤的运输问题。

3. 永久建筑物与永久设备的利用

利用永久建筑物和设备是矿井建设的一项重要经验，它除了可以减少临时工程占地面积，简化平面布置外，还可以节约临时工程所用的器材，减少临时工程施工时间，缩短建井总工期，减少建筑安装工程量及其收尾工作量，同时，还可改善生产与建井人员的生活条件。

为了保证可利用的永久工程能在开工前部分或全部建成，所需的施工图、器材、设备要提前供应，土建及安装施工人员要提前进场。永久建筑物和设备的结构特征、技术性能与施工的需要不尽一致时，要采取临时加固、改造措施。

7.1.3　加快建井准备工作的措施

（1）矿井施工准备工作的主要内容是地面建筑与机电安装工程的施工准备。上述工程有条件在较短时间内全面展开的，要做到平行交叉作业，但对不能平行作业的工程，要按一定的先后顺序进行。因此，统筹协调安排好井巷、土建、安装三类工程的顺序，并进行科学管理，是缩短施工准备期的一个重要方面。

（2）活动房屋和移动装配式设备拆装速度快并可重复使用，施工技术简单，用工少，速度快。因此，采用活动房屋和移动装配式设备代替大型临时工程和设备，将可以简化施工准备工作，缩短施工准备期。

（3）注意做好四通一平、器材供应以及技术准备工作。技术准备工作是工程准备和其他各项准备的前提，应尽量在施工准备期之前完成。

（4）注意经常进行综合平衡，加强与外部的联系，搞好对外协作关系，以保证施工准备工作协调而有计划地进行。

7.2 建井施工组织主要内容

矿井建设应根据具体施工条件和工程缓急，分清主次进行施工。应以矿建为主，土建和机电安装服从矿建工程，同时矿建和土建应为机电安装工程的开展创造条件。

7.2.1 矿井施工方案

矿建工程包括井筒、井底车场巷道及硐室、主要石门、运输大巷及采区巷道等工程，其中部分工程是全矿井延续距离最长、施工需时最长的工程项目，这些项目在总进度计划图表上称为连锁工程或主要矛盾线，如井筒—井底车场重车线—主要石门—运输大巷—采区车场—采区上山—最后一个采区切割巷道或与风井贯通巷道等。连锁工程项目的施工顺序决定了矿井施工方案。矿井建设的施工方案有：

（1）单向掘进（顺序掘进主要矛盾线上的井巷工程），由井筒向采区单方向掘进的井巷连锁工程，即井筒掘进到底后，由井底车场水平通过车场巷道、石门、主要运输巷道直至采区上山、回风巷及准备巷道。

这种施工方案的优点是：建井初期投资少，需要劳动力及施工设备较少；建井施工组织及管理工作较简单；采区巷道容易维护、费用较省；测量技术要求相对较低。缺点是：建井工期较长；通风管理工作较复杂；安全施工条件较差。因此，这种施工方案主要适用于开采深度不大，井巷工程量小，采用前进式开拓，受施工条件限制，施工力量不足的中小型矿井。

（2）对头掘进（双向或多向掘进主要矛盾线上的井巷工程），井筒井凿与两翼风井平行施工，并由主、副井井底与两翼风井井底同时对头掘进。这种方案的特点是由风井提前开拓采区，由主、副井开拓井底车场、硐室，并且加快主、副井的装备安设，以适应整个矿井提前投产的需要。目前我国大多数矿井都采用这种施工方案。

其主要优点是：采用对角式通风的矿井，利用风井提前开拓采区巷道，可以缩短建井工期1年以上，提前移交生产，可节约总投资；主、副井与风井提前贯通，形成独立完整的通风系统，同时增加第三安全出口，为安全施工创造了条件；增大了提升能力，可以缓解后期收尾工程施工与拆除施工设备的矛盾；采区开拓时上下人员、材料设备很方便。缺点是：增加一部分施工设备及临时工程费，需要劳动力较多，采区巷道维护费较大，施工组织较复杂，测量技术要求较高。

对于多数矿井，为了使主、副井与风井提早贯通，当主、副井到底后，在短路贯通主、副井的同时，应用主要力量由车场重车线快速向风井掘进，同时在风井到底后集中力量施工回风巷、轨道上山及运输机上山。因为主、副井担负着车场及石门大巷的开拓，而风井一般担负着上山及采区掘进，所以主、副井与风井的贯通地点控制在采区下部车场附近较为适宜。主、副井与风井的贯通点取决于风井的开工时间，因此，风井开工时间一般不宜过迟或过早。

7.2.2 井筒施工顺序

矿井施工方案确定后，就可以进一步选择井筒开工顺序，其目的是要尽快完成井筒工程和尽快形成平巷快速施工的条件。常用的主、副井开工顺序有下列几种：

7.2.2.1　主、副井同时开工

在地质条件较好，岩层稳定，有充分的施工力量和施工准备，能保证顺利、快速施工的情况下，可以采用这种方式，但是准备工作量大，并且由于主井工程量大，将拖后完成，副井过早到底也形不成平巷快速施工的提升和通风条件。

7.2.2.2　主、副井交错开工

（1）主井在前，副井在后。我国多采用主井比副井先开工的方式。因为，主井比副井深，又有箕斗装载硐室，施工工期较长。主井提前开工可以提前改装临时罐笼，加大提升能力，以缩短主、副井交替装备的工期（先临时改装主井提升，然后再进行副井永久装备的安装）。

（2）副井在前，主井在后。它主要适用于副井有整套永久提升设备可提前利用的情况，如采用一次成井施工方案的矿井。

在我国采用主、副井交错开工的施工顺序比较普遍。主、副井错开施工的时间应根据网络图确定，大约为 1 ~4 个月。先开主井后开副井的方式，能使主、副井同时到底，利于主、副井贯通和主井及时改装临时罐笼提升，为车场巷道快速施工创造良好条件。

主、副井与各风井开工的顺序是：位于主要矛盾线上的风井，要求与主、副井同时或稍后于主、副井开工，非主要矛盾线上的风井，开工时间可适当推迟，推迟时间的长短，以不影响井巷工程总工期为原则。一般情况下，一个矿井的几个井筒（包括主、副、风井）最好能在十几个月内前后全部开工。各风井的开工间隔时间应控制在 6 ~8 个月之间。

主井井筒到底时间与箕斗装载硐室施工顺序有关。箕斗装载硐室有 3 种施工顺序：一是与主井井筒及其硐室一次施工完毕，工期较长；二是主井井筒一次掘到底，预留硐口，待副井罐笼投入使用后，在主井井塔施工的同时完成硐室工程；三是主井井筒一次掘砌到运输水平，待副井罐笼提升后施工下段井筒，箕斗装载硐室与该段井筒同时作完。这种方式一般很少采用。

施工经验证明，采用主井先开工、副井后开工的顺序，并且主井井筒一次到底，预留箕斗装载硐室，采用平行交叉施工的方案，对缩短建井总工期比较有利。但是，一般不采用这种方法，因为施工困难，很不安全。

7.2.3　井巷过渡期的改装

当井筒掘到井底之后，为了及时转入井底车场及主要巷道施工，必须对井上下掘进井筒所用的设备和施工组织等加以改变，以适应巷道施工的需要。现场把由井筒施工到底转入巷道施工的这段时期称为“井巷过渡期”。加速过渡期设备的改装，是保证建井巷道工程顺利施工和缩短建井总工期的关键之一。

井巷过渡期没有一个明显的时间界限，但是过渡期的主要施工工作是比较明确的，其中主要的有：主、副井的短路贯通；服务于井筒掘进用的提升、通风、排水和压气设备的改装；井下运输、供水及供电系统的建立；劳动组织的变换等等。

7.2.3.1　主、副井的短路贯通

主、副井井筒施工到井底车场水平后，应首先进行短路贯通，以便为提升、通风、排水等设施的迅速改装创造条件。施工单位为了创造短路，常在主、副井之间掘一条临时巷道。

选择临时贯通巷道时，应考虑的原则是：主、副井之间的贯通距离最短，弯曲最少，便于车场施工初期两井之间的运输调车；巷道位置要考虑主井临时改装时的提升方位和巷道工程重车主要出车方向；应充分利用矿井设计中原有的辅助硐室和巷道，如无辅助硐室和巷道可利用，则应注意所开临时巷道在今后生产期间的充分利用，以减少施工费用；在永久巷道或硐室之间应留有足够的安全岩柱。主、副井对头短路贯通一般需用半个月左右的时间。

7.2.3.2 提升设施的改装

由立井掘进过渡到井底车场掘进及开拓巷道时，提升矸石量增多，材料、设备及人员上下增多，需要的提升能力约为井筒掘进时期的3～4倍。另外，转入平巷施工时需用矿车运输，并要与吊桶提升相结合，困难很多，因此，一般情况下，必须先将1个井筒改装成临时罐笼，以加大提升能力。改装的主要原则是：缩短过渡期，使井底车场及主要巷道能顺利地早日开工；使主、副井井筒永久装备的安装和提升设施的改装互相衔接；改装后的提升设备应能保证井底车场及巷道开拓期的全部提升任务。提升设施的改装常用的有下列两种方案：

1. 主井—副井的改装顺序

两个井筒同时到底后，主井改装为临时罐笼。同时，副井向主井短路贯通，副井暂用V形矿车通过溜槽向副井吊桶内翻矸。改装工作1个月左右即可完成。一旦主井临时罐笼能正常运转，可以担负井下施工的提升任务后，副井即进行永久提升设施安装，包括换永久井架（或井塔）、安永久提升机、挂罐笼、进行试运转等，并同时建成井口房。等副井安装完毕能担负提升任务时，再拆去主井临时罐笼，进行永久提升设备安装。其中，副井投入使用的时间最迟应在主、副井与风井贯通前。

这种改装方案的特点是：随着主、副井提升的交替转换，提升能力在不断增加，副井吊桶提升为井下施工服务的时间很短，待主井换用临时罐笼后，基本上可以满足井底车场施工的需要。到车场施工全面展开，井下机电安装已经开始，需要更大的提升能力时，副井的永久罐笼就可以使用了。因此，在一般条件下，我国多数现场都选用这种提升改装方案。

另外，为了给主井提前改装临时罐笼创造条件，主井开工的时间一般应比副井早1～4个月。

2. 副井—主井的改装顺序

为了使改装工作简化，主、副井贯通后，首先把副井停下来进行永久提升设备安装，一次完成，一般需要半年左右的时间。在副井安装的这段时间内，井底车场施工提升任务由主井的吊桶负责。待副井安装完毕运转正常后，主井再停下来进行永久提升设备安装。

这个方案的最大不足之处是吊桶提升服务时间过长，提升仍受限制，大型设备下放不方便，人员上下不安全。因此，只有当主井原来使用两套单吊桶，提升能力较大时，才可考虑采用，但一般不提倡采用这种方案。

7.2.3.3 运输设施的改装

井巷过渡期运输系统的变换，按照主井改装临时罐笼来考虑时，一般可分为3个阶段：

（1）主、副井未贯通期。主、副井到底后，在进行主、副井贯通巷道掘进时，一般

仍用吊桶提升。当运输距离在6～25m时，可将矸石直接装入吊桶；当运输距离大于25m以上时，应铺设轨道。有的矿井采用前卸式矿车运输。因这一时期很短，所以采用的运输方法及设备应愈简单愈好。

（2）副井吊桶提升期。这一时期是指主、副井贯通后主井正进行改装，运输距离一般在30～100m，故多采用V形矿车。该矿车容积为0.6m³，运输轻便灵活。巷道的各直角交岔点处可铺设调车用的转盘。矸石用V形车翻装到吊桶内，地面的排矸运输系统与凿井时期相同。

（3）主井临时罐笼提升期。这一时期副井正进行永久改装，工作面个数一般为4～5个，运输距离在200～300m以上，这时已经使用了临时罐笼，故多采用1.0～1.5t固定式矿车。同时利用在地面设的临时翻罐笼进行翻矸，从翻罐笼到排矸场之间用V形矿车进行运输排矸。直到副井永久安装完毕，才停止主井的临时罐笼提升。

7.2.3.4　通风设施的改装

当主、副井未贯通前，仍然是利用原来凿井时的通风设备进行通风，但需将风筒接长到各掘进工作面。

主、副井贯通后，应迅速改装通风设施，使之形成主井进风、副井出风系统。通风设施的改装有两个方案：

（1）首先拆除主井的风筒，只保留副井的风筒，并将副井的风筒接长，在主、副井贯通联络巷内修建临时风门。这样改装工作很简单，便于通风管理，适用于井深200m以内的浅井。

（2）将主、副井内原有的风筒分别拆除，然后将主要通风机移到井下主、副井的贯通联络巷内，仍保持主井进风、副井出风的通风系统。这种方案，虽然增加改装工作，但便于密闭，能增加有效风量，两个井筒内均无风筒，通风阻力较小。它适用于深井条件。

在设计通风系统时，应注意同时串联通风的工作面数最多不超过1个。

7.2.3.5　排水设施的改装

由井筒掘进过渡到平巷掘进的排水工作是比较简单的，一般可分为3个主要阶段：

（1）主、副井联络巷未贯通前，仍然利用原有的凿井吊泵或卧泵，分别由主、副井水窝往外排水。

（2）主、副井贯通后，进入主井提升设备改装阶段。拆除主井排水吊泵或吊盘上的卧泵，主井涌水用卧泵排到副井井底，再利用副井吊泵往外排水，涌水量大则改用卧泵排水。这期间的涌水量按一般经验估计，为主、副井掘进时期最大涌水量的一半。

（3）主井临时罐笼提升，副井进行永久装备阶段。可在副井马头门外安设临时卧泵，从副井井底水窝吸水，经敷设在联络巷道和主井井筒中的排水管将水排出。这时，井底车场和平巷掘进的涌水都汇集到主、副井井底水窝内。

在副井永久装备安设完成进行主井永久装备安设时，一般井下中央水泵房和管子道已经完工，因而可以利用永久水仓、水泵房和副井井筒中的永久管道进行排水。主、副井井底的水，利用卧泵排到巷道水沟中再流入永久水仓。

7.2.3.6　其他设施的改装

在井底车场施工时，还要解决好井下的压气、供电、供水等工作。车场施工全面展开后，所用压风量大于两个井筒施工时的用量，而主、副井交替改装后，压气也只能由一趟

管路供应。所以立井施工选用的压风管道直径不小于150mm。在井筒掘进之前选择空压机时，也应考虑车场及采区巷道施工期间对压风的总需要量。

主、副井贯通后，井下耗电量大为增加，除要供应临时水泵、局部通风机和耙装机外，还要为施工水仓的设备和清理斜巷用的绞车等供电。为保证湿式钻眼，供水工作也不能忽视。若从地面供水，井内应设专门供水管路；若直接从井下取水，必须注意水的清洁，以免堵塞管路，影响正常钻眼或喷雾降尘工作。

7.3 井底车场施工安排

井底车场包括许多不同规格、形状和用途的巷道与硐室，需要开拓的工程量很大，施工比较复杂。因此，组织好井底车场施工是一项十分重要的工作。井底车场施工的关键在于合理安排井底车场内各项工程的施工顺序。

7.3.1 井底车场巷道施工安排

井底车场巷道施工顺序的安排除应保证主、副井短路贯通及连锁工程项目不间断地快速施工外，同时还必须积极组织力量，掘出一些为提高连锁工程的掘进速度和改善其施工条件所必需的巷道。如尽快形成环形运输系统，提高运输能力；沟通通风环路，改善通风条件，改变独头通风；沟通排水系统，改善工作面掘进条件等。

1. 施工顺序

（1）主、副井的短路贯通。应选择距离小、工期短的线路，必要时增加临时巷道以缩短主、副井贯通道的距离。

（2）主井（或副井）重车道、主要运输石门、运输大巷、采区上山与风井的贯通。这一组巷道是矿井的连锁工程（主要矛盾线上的工程），应作为主攻方向，组织快速施工。

（3）优先安排井底车场环行绕道的贯通，解决车场施工运输、调车的困难。

（4）主、副井空重车线的贯通。改善车场多头施工的通风条件。

（5）进行通向中央变电所、水泵房、内外水仓通道的施工。要尽早组织这些硐室的施工，为提前使用永久排水系统创造条件。

2. 组织井底车场巷道多头快速掘进时应注意的问题

（1）车场内掘进工作面个数的增减，必须考虑与工人数量及器材设备的平衡。在安排施工顺序时，应当使各个时期的工程量平衡，避免人力、器材和设备突增突减，并争取某些施工设备（局部通风机、混凝土喷射机等）能够为几个工作面共同使用。同时施工的几个工作面相距不应太远。

（2）确定井底车场的施工顺序和增减工作面数目时，必须考虑通风系统的合理改变，避免通风设施移动过于频繁；不要把风门设在运输频繁的巷道内，并保证各工作面有足够的风量。

（3）井底车场内工作面个数的增减，必须考虑井筒的提升能力。组织多工作面快速掘进时，必须考虑掘进、砌壁、运输和通风之间的相互配合。

7.3.2 井底车场硐室施工安排

在组织井底车场硐室施工时，应考虑下列因素：

（1）与井筒相毗连的各种硐室（马头门、装载硐室、井底水泵房、变电所等）在一

般情况下应与井筒施工同时进行，箕斗装载硐室安装应在井筒永久装备施工之前进行。

（2）各机械设备硐室的开凿顺序应根据使用先后和安装工程的需要来安排。为了早日利用永久排水设备，一般应尽早施工井下变电所、水泵房、水仓、煤仓和翻笼硐室等工程。其他如电机车库、消防列车库、炸药库等，应根据对它们的需要程度的不同而分别安排施工。

（3）服务性的硐室，如等候室、调度室和医疗室等，其施工先后对建井工期影响不大。一般情况下，在施工井筒两侧巷道时，都将等候室提前掘出，调度室和医疗硐室也随巷道一起带出。

7.4　采区巷道施工安排

组织采区巷道施工时，应考虑下列因素：

（1）应提前施工主、副井与风井贯通的采区上山工程，连锁工程的采区上山应先安排施工，工程量大的一般上山也要提前施工。

（2）一般应先施工轨道上山，以提前安装提升绞车，使之担负采区工程的提升任务。

（3）凡工程量大、距井筒远、直接影响建井工期的采区工程应提前安排施工。

（4）为了解决通风问题，高瓦斯矿井一般应在主、副井与风井贯通并形成负压通风系统后，再开拓采区煤巷。

（5）建井期间未探明地质情况的采区工程应先行施工。如同时施工两条上山时，可先施工布置在煤层中的上山，以提前探清采区煤层的赋存情况。工作面煤巷，一般应先施工上部巷道，沿煤层走向探清等高线以及上部水文地质条件，为掘进下部巷道探明地质情况。

（6）有煤与瓦斯突出危险的矿井，一般应先施工岩石巷道，然后施工溜煤眼、联络眼，从岩石巷中揭开煤层，预抽瓦斯，然后进行煤巷施工。

（7）涌水量大的上下山，最好采用上山掘进的方法。

（8）煤巷地压较大，施工过早，则维修量会增大。

第 4 篇

矿井开拓与开采

主　编　屠世浩
副主编　林在康　黄日恒　刘长友　张　农　邓喀中

1 矿井开拓与准备

1.1 矿井开拓

矿井开拓是矿井中最重要的环节之一，是关系煤矿生产建设全局的重要环节，决定着矿井井采总的战略部署。煤矿开拓方式的合理确定，不仅可以减少煤矿基本建设工程量，缩短建设工期，降低吨煤投资，而且可以为煤矿生产和发展创造良好的条件，使其具有良好的安全生产环境。

矿井开拓是从地面向地下开掘一系列井巷，通达采区，以便形成采煤、运煤、辅助运输、通风、排水等全矿的生产系统。

矿井开拓涉及很多方面，一般要求在一定的矿井地质和开采技术条件下，根据总体设计的原则规定，并合理确定开拓方式和开拓系统，井硐形式、数目及其配置，井硐及工业场地的位置，开采水平高度和数目，阶段、盘区和采区的合理划分，大巷及井底车场的布置，矿井开采程序、开采水平和采区接续，矿井开拓延深、深部开拓等。

煤炭资源赋存条件是确定矿井开拓方式和开拓系统的重要依据。井筒（硐）形式与开采水平数目、上下山开采和不同的大巷布置方式交叉组合，形成多种类型的矿井开拓方式，而井筒（硐）形式是矿井开拓方式中最重要的标志。

1.1.1 立井开拓

立井开拓是利用直通地面的垂直井巷作为主副井的开拓方式。

根据井田斜长或垂高、煤层倾角、可采煤层数目及层间距等，立井开拓分为单水平开拓和多水平开拓两大类。水平内可以采用采区式、盘区式或带区式准备方式。

单水平开拓一般使用一段运输设备，完成上山阶段或下山阶段的运输任务。当局部斜长过大时，可用两段或多段运输设备或设辅助水平来完成运输任务。

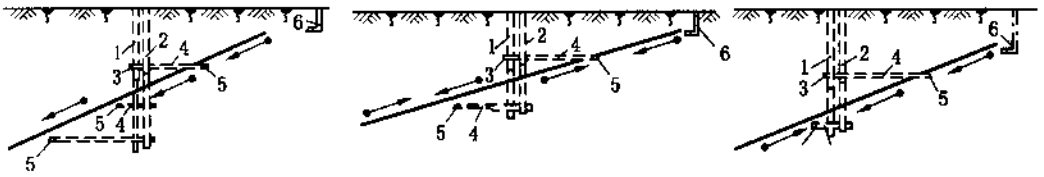
在开采近水平煤层群时，视煤层的间距不同，可以布置一条或多条运输大巷。在布置多条运输大巷的条件下，煤层之间可采用主石门或主暗井联系。

井田斜长太大，或可采煤层间距大而倾角小，或急（倾）斜煤层条件下，利用一个开采水平开采全井田有困难时，则需要设置两个或两个以上的开采水平，形成多水平开拓方式。生产矿井一般以一个开采水平保证矿井产量。

根据煤层倾角、瓦斯、涌水量及阶段划分等条件，一个开采水平可能只开采上山阶段的煤炭，也可能开采上、下山两个阶段的煤炭；多水平开拓分为上山式、上下山式和上山及上下山混合式开拓，如图 4－1－1 所示。

井田内赋存近水平煤层群且煤组间距较大（一般大于 100m）时，可采用立井多水平分煤组开拓方式，如图 4－1－2 所示。

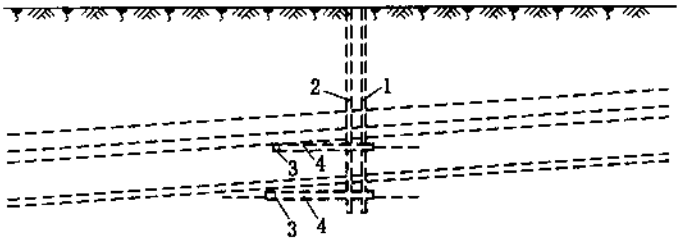
急（倾）斜煤层采用立井多水平上山式开拓时，井筒多布置在煤层底板岩层中，各阶段都采用上山式开采，一般每一个阶段都设一个开采水平。



(a) 上山式　　(b) 上下山式　　(c) 上山及上下山混合式

1—主立井；2—副立井；3—井底车场；4—主石门；5—水平运输大巷；6—回风井

图 4－1－1　立井多水平开拓



1—主立井；2—副立井；3—水平运输大巷；4—主石门

图 4－1－2　近水平煤层群立井多水平分煤组开拓

采用立井开拓时，一般在井田中部开凿一对圆形断面的立井，装备两个井筒。井筒断面根据提升容器类型、数量、外形尺寸、井筒内装备及通风要求确定。按技术标准化要求，井筒断面直径按 0.5m 进级，直径 6.5m 以上的井筒和采用钻井法、沉井法施工的井筒可不受此限制。

1.1.2　斜井开拓

斜井开拓是利用直通地面的倾斜井巷作为主副井的开拓方式。按井田内是否分采区及开采布置的特点，可分为集中斜井和片盘斜井两大类。集中斜井与立井一样，也分单水平、多水平、上山式、上下山式和混合式等多种开拓方式。

1.1.2.1　斜井开拓方式类型

1. 集中斜井多水平开拓

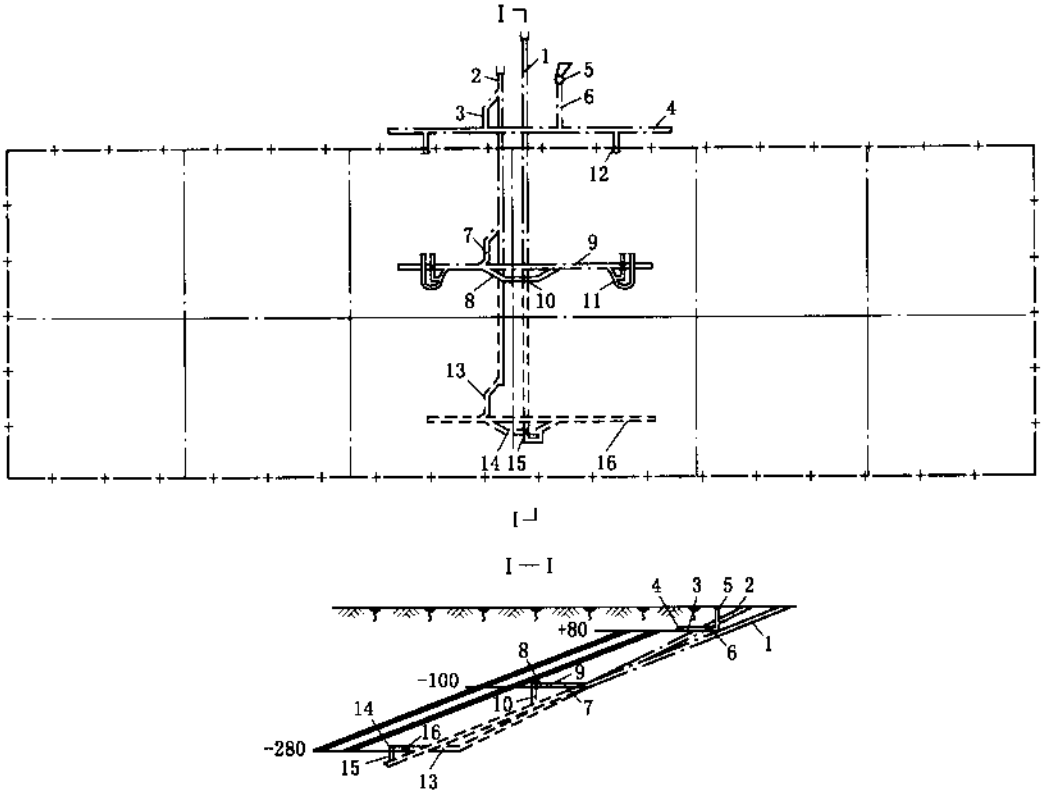
集中斜井多水平上山式开拓如图 4－1－3 所示，井田内赋存有缓（倾）斜可采煤层两层，煤层埋藏不深，地表为平原，表土层不厚，且水文条件简单。井田沿倾斜划分为两个阶段，阶段下部标高为 －100m 和 －280m，设置两个开采水平，每个阶段内划分 6 个采区。

2. 集中斜井单水平开拓

当煤层倾角较小、瓦斯及涌水量较小时，可采用集中斜井单水平上下山式开拓，如图 4－1－4 所示。

集中斜井单水平上下山式开拓与多水平上山式开拓的区别：不延深主副斜井，利用原水平开采下山阶段；下山采区生产期间，可利用对应的上山采区中的一条上山回风。

近水平煤层埋藏不深时，采用斜井单水平开拓，自地面向地下开掘穿岩斜井至开采水



1—主斜井；2—副斜井；3—+80m 辅助车场；4—+80m 总回风巷；5—回风井；6—总回风石门；7—一水平轨道石门；8—一水平井底车场；9—一水平运输大巷；10—一水平井底煤仓；11—采区运输石门；12—采区回风石门；13—二水平轨道石门；14—二水平井底车场；15—二水平井底煤仓；16—二水平运输大巷

图 4-1-3 集中斜井多水平上山式开拓

平后，根据井田延伸的主要方向，布置开采水平大巷，在大巷两侧采用盘区或带区准备。

3. 片盘斜井开拓

片盘斜井开拓是最简单的井田开拓方式之一，在小型矿井中应用较广。

1.1.2.2 井筒的数目和断面

采用斜井开拓时，一般开掘的井筒数目较多。新建矿井一般在井田走向中部开凿一对斜井作为主井和副井，也可根据需要开掘两个副斜井。

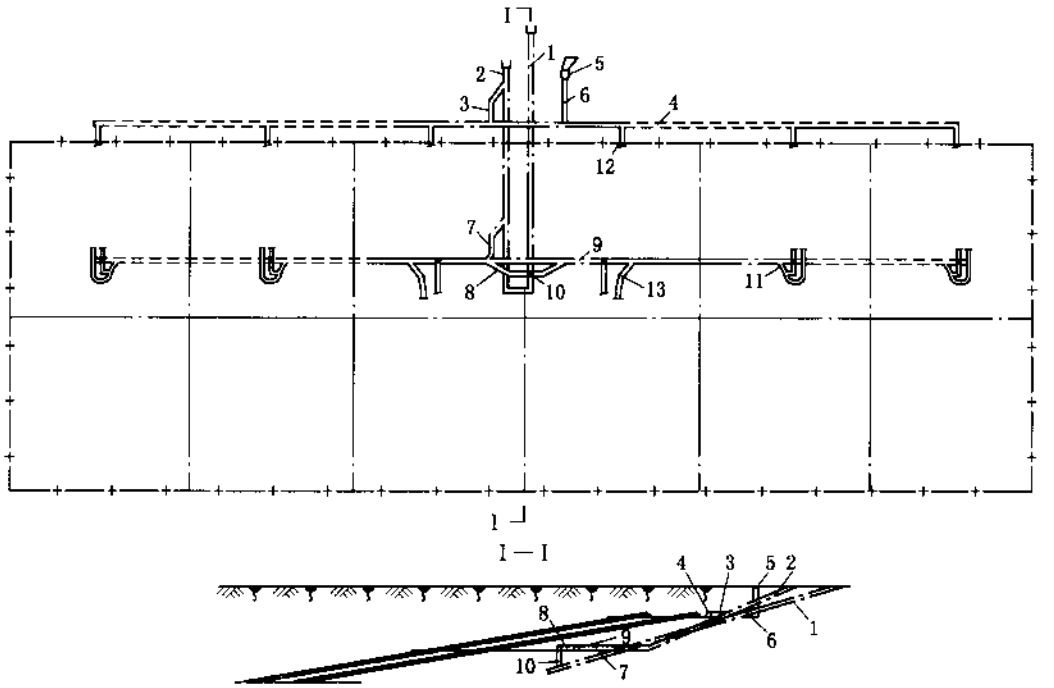
斜井断面多为拱形，也有些小型矿井采用梯形断面。断面大小应根据提升运输设备类型、下井设备外形最大尺寸、管缆布置、人行道宽度、操作维修要求及所需通风量确定。装有带式输送机的斜井井筒兼作回风井时，风速不得超过 6m/s；兼作进风井时，风速不得超过 4m/s，并需采取必要的安全技术措施。

用斜井开拓的生产矿井，随生产发展及开采向深部扩展，可以增开副斜井或主斜井。

1.1.2.3 斜井井筒的倾角和方向

1. 井筒倾角

斜井井筒的倾角由井巷布置和提升设备的要求确定。



1—主斜井；2—副斜井；3—辅助车场；4—总回风巷；5—回风井；6—总回风石门；7—开采水平轨道石门；8—井底车场；9—水平运输大巷；10—井底煤仓；11—采区运输石门；12—采区回风石门；13—下山采区上部车场

图 4-1-4　集中斜井单水平上下山式开拓

采用普通带式输送机运输的斜井，井筒倾角一般不超过 16°；采用大倾角带式输送机时，井筒倾角上限可扩大到 25°～28°；采用箕斗提升的斜井，井筒倾角一般取 25°～35°；采用串车提升的斜井，井筒倾角不宜大于 25°；采用无极绳运输的斜井，井筒倾角一般不大于 10°。为了便于井口工业广场及井底车场的布置，满足建井时的通风要求，主副井筒的倾角宜大体一致。

2. 井筒方向

根据矿井地形、煤层赋存状况和采用的提升方式的不同，以煤岩层为参照，井筒方向有沿层斜井、穿层斜井和反斜井 3 类。

1.1.3　平硐开拓

利用直通地面的水平巷道作为矿井主要井硐的开拓方式称为平硐开拓方式。

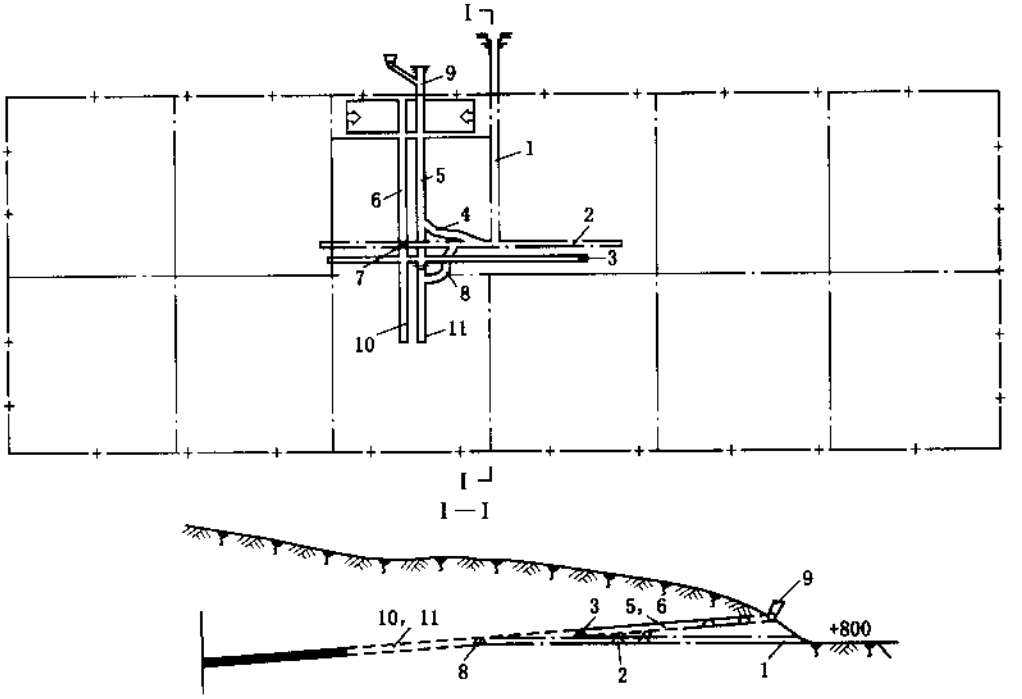
平硐开拓系统简单，施工方便，在我国地形为山岭和丘陵的一些矿区应用比较广泛。平硐开拓可分为垂直走向平硐开拓、走向平硐开拓和阶梯平硐开拓。

1. 垂直走向平硐开拓

与煤层走向垂直开掘的平硐称为垂直走向平硐。如图 4-1-5 所示，井田范围内开采一层煤层，倾角近于水平，有波状起伏，煤层赋存于山岭地区，地形复杂，井田划分为 12 个盘区。在标高为 +800m 处选定的工业广场内，垂直煤层走向开掘主平硐，平硐掘至煤层底板岩层后掘主要运输大巷，平行于该大巷在煤层内掘其副巷，两者掘至首采盘区中

部后，即可进行盘区准备。

采用上下山盘区准备方式，依次掘进盘区车场、上山或下山、区段平巷和开切眼。盘区运输上山通过回风平硐或风井（斜井或立井）直通地面。



1—主平硐；2—主要运输大巷；3—副巷（后期回风巷）；4—上山下部车场；5—轨道上山；6—运输上山；7—煤仓；8—下山上部车场；9—风井；10—运输下山；11—轨道下山

图 4-1-5 垂直走向平硐开拓

2. 走向平硐开拓

沿煤层走向开掘的平硐称为走向平硐，如图 4-1-6 所示。该平硐承担运煤、运料、行人、进风和排水等任务，具有井下运输大巷的功能。

走向平硐开拓是最简单的开拓方式，一般具有初期工程量较少、投资少、施工容易、建井期短、井下生产系统简单等特点。

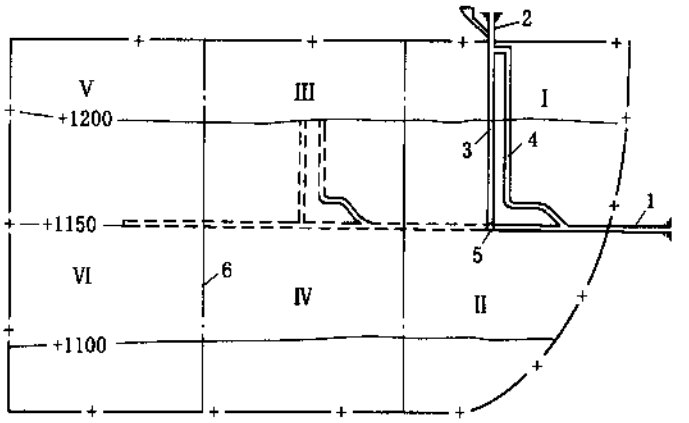
3. 阶梯平硐开拓

阶梯平硐开拓是用上下标高不同的主平硐开拓井田的方式，是典型的平硐多水平开拓方式，如图 4-1-7 所示。

如地形条件适宜，可在井田内按煤层标高划分为若干个开采水平（阶段），每一开采水平开掘一条主平硐，服务于该水平的煤炭开采。

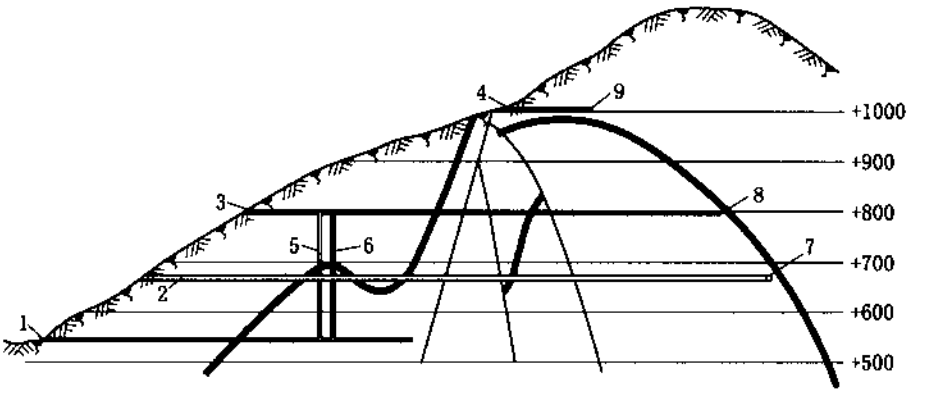
1.1.4 综合开拓

采用立井、斜井、平硐等任何两种或两种以上的开拓方式称为综合开拓。按井硐的组合方式，综合开拓可分为斜井—立井、平硐—斜井、平硐—立井 3 种基本类型，也可有单水平、多水平、上山、上下山等多种布置方式。



1—主平硐；2—风井；3—运输上山；4—轨道上山；5—煤仓；6—盘区边界线；Ⅰ～Ⅵ—盘区

图 4-1-6　走向平硐开拓



1—主平硐；2，3—阶梯平硐；4—回风平硐；5—集中轨道上山；6—集中运煤上山；
7，8—阶段运输大巷；9—回风大巷

图 4-1-7　阶梯平硐开拓

联合矿井是我国许多矿区广泛采用的一种多井筒生产的布置方式。这种矿井在井下有两个或两个以上相对独立的生产系统，但在地面共用一套工业广场。

联合矿井常采用不同井硐的组合方式，即综合开拓方式。而组成联合矿井的井田又常称为新矿井的分区。因此，综合开拓、联合矿井开拓、分区开拓常结合在一起使用。

1.1.4.1　斜井—立井综合开拓

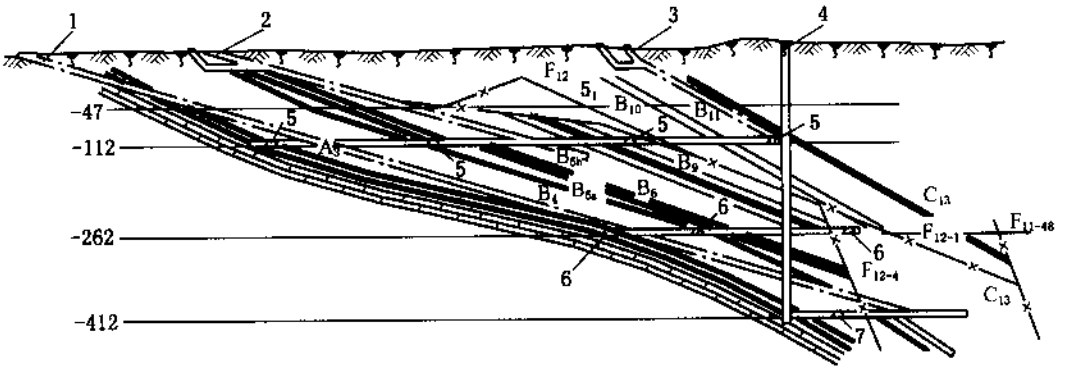
1. 主斜井—副立井开拓

主斜井—副立井开拓具有主辅提升能力大、系统简单、通风量大、技术经济效果好等优点，是大型、特大型矿井比较合理的开拓方式。

大多数主斜井—副立井开拓方式是在生产矿井扩建后逐步形成的，其形成过程主要有：

（1）原为斜井开拓的矿井，特别是采用带式输送机提煤的斜井，进入深部开采后，为解决辅助提升和通风问题，在井田深部新打副立井，形成主斜井—副立井开拓。

我国某大型矿井采用斜井开拓，矿井转入深部开采后，瓦斯涌出量增加，为解决辅助提升和通风问题，在井田深部位置新打一立井（图4-1-8），生产能力扩大至2.4Mt/a。

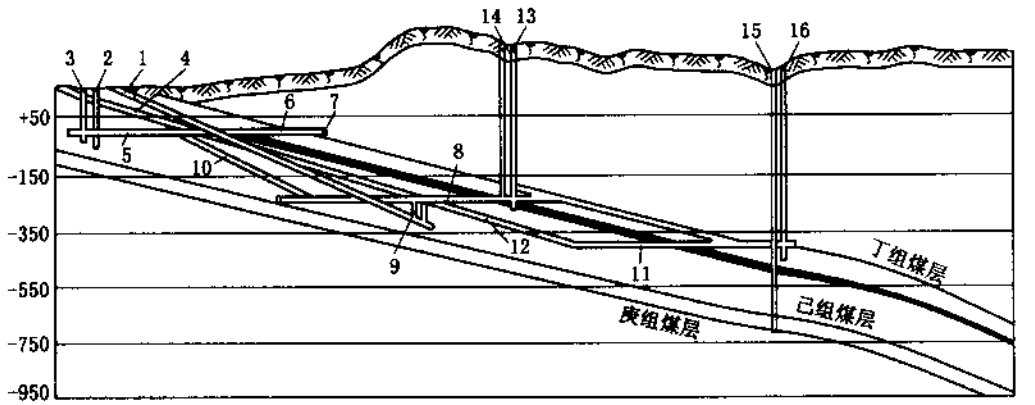


1—主斜井；2—副斜井；3—斜风井；4—新打副立井；5，6，7—水平运输大巷

图4-1-8 大型矿井深部开采时形成的主斜井—副立井综合开拓

（2）原为立井开拓的矿井，井型扩大后原有立井不能满足增产的要求，新开主斜井，形成主斜井、副立井或主斜井、主立井与副立井相组合的开拓方式。

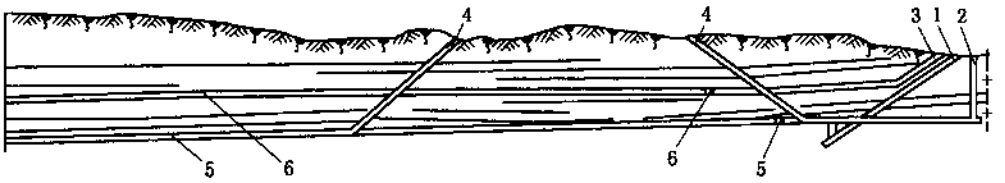
我国某煤矿原采用立井多水平上下山开拓，第二水平延深时，重新开掘了主斜井和副立井（图4-1-9），延深改扩建完成后，核定生产能力为4.0Mt/a。



1—主斜井；2—主立井；3—副立井；4—戊组采区回风井；5，6—水平戊组和丁组主石门；
7—水平分组运输大巷；8—二水平主石门；9—二水平井底煤仓；10—二水平暗斜井；
11—三水平主石门；12—三水平暗斜井；13—二水平材料立井；14—二水平回风立井；
15—三水平材料立井；16—三水平回风立井

图4-1-9 大型矿井水平延深时主斜井—副立井综合开拓

（3）采用主斜井—副立井开拓的新建矿井，大多具有良好的煤层地质条件和开采条件。矿井开采井田一般是煤层赋存不深、倾角平缓、构造简单、储量丰富的井田。这类条件下的综合开拓如图4-1-10所示。



1—主斜井；2—副立井；3—副斜井；4—回风井；5—水平运输大巷；6—辅助水平运输大巷

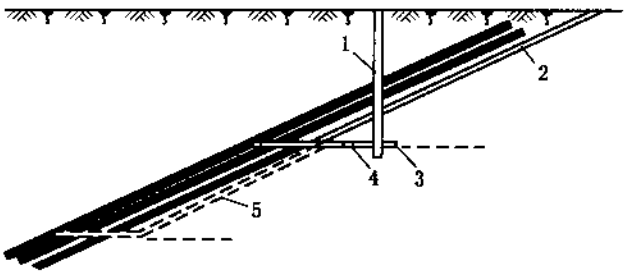
图 4－1－10　大型矿井主斜井—副立井、副斜井综合开拓

（4）原为浅部开采的若干个片盘斜井，转入深部开采后，集中合并为一个矿井，新掘或改造原有的斜井井筒，装备带式输送机作为主斜井，再在深部新开掘副立井。

2. 主立井—副斜井开拓

主立井—副斜井开拓用于开采煤层赋存不深的矿井。

（1）为减少立井井筒掘进数量，节约矿井建设投资，加快矿井建设，加速矿井开拓，在开发浅部井田时，只在井田中部开凿一个立井，担负提煤或混合提升任务。另外，从煤层露头向下开掘一个斜井，担负辅助提升，并作为安全出口，如图 4－1－11 所示。这种开拓方式系统简单，基建工程量少，投资省，建设工期短，见效快，适用于浅部煤田的小型矿井。



1—主立井；2—副斜井；3—井底车场；4—水平运输大巷；5—下山

图 4－1－11　主立井—副斜井综合开拓

（2）采用立井开拓的大型矿井，在开采赋存浅的近水平煤层时，为加大辅助提升能力，增设矿井安全出口，可再打一个副斜井，形成主立井—副立井、副斜井的开拓方式。

（3）原来采用立井开拓的小型矿井，扩大矿井生产能力后，新开掘一个副斜井，或在关闭和整合小煤矿的过程中，将相邻的若干小煤矿合并重组，并充分利用原有开拓系统，从而形成主立井—副斜井综合开拓方式。

1.1.4.2　平硐—斜井综合开拓

按主、副井（硐）配置的不同，平硐—斜井综合开拓有主平硐—副斜井、主斜井—副平硐和主平硐、主斜井—副平硐、副斜井 3 种基本形式。

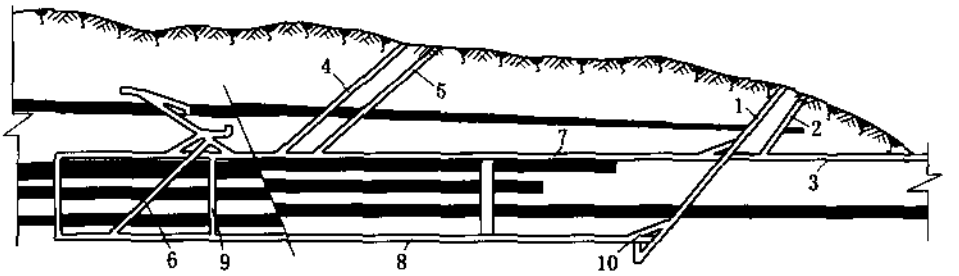
1. 主平硐—副斜井开拓

一般主平硐兼有副井的大部分功能，如辅助运提、通风和行人等，采用主平硐开拓的

矿井可归入平硐开拓。在特殊情况下，当平硐上山部分斜长很大，又有合适的地形条件时，可将平硐上山划分为若干水平，在上部水平适当位置开凿斜井，担负上部水平掘进施工的排矸任务（经斜井提出并舍弃在上部山区）和人员、材料提升任务，起副井的作用。井下煤炭经上山下运至主平硐，由主平硐运出。另外，原采用平硐开拓的矿井，为满足改扩建的需要，可在适当位置新掘副斜井，增加矿井辅助提升能力，从而形成主平硐—副斜井的开拓方式。

2. 主斜井—副平硐开拓

对于开采赋存浅的近水平煤层的大型矿井，当有适宜的煤层和地形条件时，可开掘一条平硐作为副平硐，开掘一条斜井用作主井，由此形成主斜井—副平硐综合开拓方式，如图4－1－12所示。这种综合开拓方式具有生产系统简单、连续，辅助运输简便、可靠的优点。

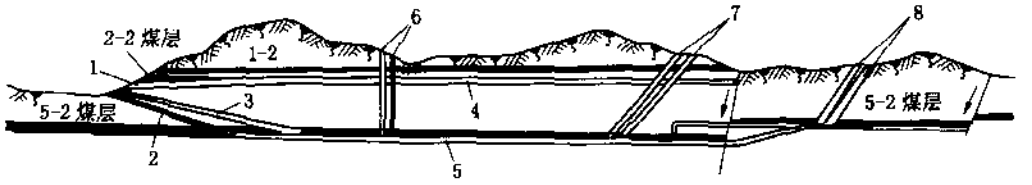


1—主斜井；2—副斜井；3—副平硐；4—排矸井；5—回风井；6—暗斜井；7—轨道大巷；8—带式输送机大巷；9—盘区煤仓；10—车场

图4－1－12 主斜井—副平硐开拓

3. 主平硐、主斜井—副平硐、副斜井综合开拓

主平硐、主斜井—副平硐、副斜井综合开拓如图4－1－13所示，上组煤层采用平硐开拓，下组煤层采用斜井开拓。在上组煤层布置3条平硐，一条铺设带式输送机，用于运煤，另两条设无轨胶轮车，运送材料、设备。为下组煤层服务的主副斜井分别开掘在3条平硐两侧，使平硐和斜井共用工业广场。这种分煤组开拓方式，可充分发挥两种开拓方式的优势，且上下煤组工作面生产互不干扰，有利于管理和安全生产工作。



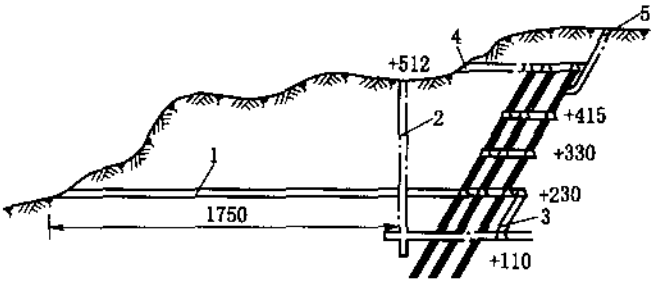
1—平硐；2—主斜井；3—副斜井；4—2－2煤层中央大巷；5—5－2煤层中央大巷；6，7，8—进回风井

图4－1－13 主平硐、主斜井—副平硐、副斜井综合开拓

1.1.4.3 平硐—立井综合开拓

平硐—立井开拓一般为主平硐—副立井开拓。一些主平硐很长的矿井（多为垂直走向平硐），特别是高瓦斯矿井，井下需要的风量大，长平硐通风的风阻大，难以满足矿井

通风的需要。因此，当地形和煤层条件适宜时，可在平硐接近煤层的适当地点，开凿一个立井，作进风井用，并担负辅助提升的任务，如图 4－1－14 所示。这种条件下的副立井往往具有暗立井的某些性质，其绞车房设在地面，但提升上界只到平硐水平。开采平硐水平以下煤层时，副立井承担全部辅助提升任务。



1—主平硐；2—副立井；3—暗斜井；4—回风平硐；5—回风井

图 4－1－14　平硐—立井综合开拓

对于煤层倾角较大、用平硐开拓的矿井，当其转入平硐水平以下煤层进行开采时，可以新打立井，原有主平硐与暗立井或暗斜井配合，担负辅助运输提升任务，可形成主立井—副平硐、暗立（斜）井开拓方式。

1.1.4.4　综合开拓应用与选择的主要原则

（1）应结合矿井煤层赋存特征和开采要求，发挥不同井硐形式的优越性，建立简单、有效、安全可靠的开拓系统，以取得良好的技术效果和经济效益。

（2）做好不同形式的井硐井上下联系和配合。对斜井—立井开拓的矿井，如果斜井、立井的井口相距较近，则可共用一个工业广场，但井底可能相距较远；如斜井与立井的井底相距较近，可共同布置井底车场，这样井下联系方便，但井口可能相距较远，地面工业广场布置也可能比较分散。

对于平硐与斜井、立井综合开拓的矿井，关键是充分利用特殊的地形和煤层条件，做出特殊条件下的合理安排。

（3）主斜井—副立井开拓是大型矿井比较理想的开拓方式，可用于开采赋存浅、近水平煤层的矿井，或井田斜长大、下部煤层深的矿井。

对于井田倾斜延展宽、下部采深大、用斜井开拓的矿井，当其转入深部开采时，可在井田深部适当位置增打立井，以改善矿井辅助提升和通风条件，形成合理的主斜井—副立井开拓。

（4）主立井—副斜井开拓方式，只适用于井田斜长不大，能以一个水平开采（包括上下山开采）的小型矿井。

（5）应用平硐与斜井（立井）的综合开拓，要深入研究煤层赋存特征和地形条件，选择合适的工业广场及井（硐）口位置，做好平硐水平上山部分和下山部分开采的工程布置和生产过渡，使井上下工程能协调、衔接，地面设施能充分利用，并应处理好矿井前后期的生产建设关系。

1.1.4.5　联合矿井开拓

1. 联合矿井开拓的类型

经过近50多年的发展，联合矿井开拓有了很大的发展。各矿区因地制宜地采用了片盘斜井群联合开拓、山区地形复杂致使工业广场位置选择非常困难的联合开拓、分煤层（组）建井的联合开拓、深浅部分别建井的联合开拓、因煤种分采分运或因瓦斯治理需要的联合开拓、相邻矿井合并共用工业广场的联合开拓等多种形式。

2. 联合矿井开拓的应用实例

1）神东煤炭集团补连塔煤矿联合矿井开拓实例

补连塔煤矿由原补连塔、上湾、尔林兔、呼和乌素4井田联合组成（联合后称分区），其分区式开拓平面图如图4－1－15所示。井田走向长为13.61～19.7km，倾斜长为6.1～14.3km，井田面积为232km^2。井田内共有5个煤组，其中1－2、2－2、3－1煤层为井田内主采煤层，平均煤厚为4～6m，煤层倾角0°～3°。井田划分为4个分区（均为单翼分区），分别为补连塔分区、上湾分区、尔林兔分区、呼和乌素分区。分区几何尺寸为（4500～6000）m×（6800～10000）m。4井田的联合开采主要依托于补连塔煤矿和上湾煤矿已形成的井下开拓系统及地面生产、外运装车系统，并在此基础上进行改造、扩建。具体开拓系统如下：

补连塔煤矿已建成的井筒有一号主斜井（倾角为15°）、副斜井（倾角为22°）和辅助运输斜硐（倾角为3.5°）、工业广场回风斜井（倾角为30°）、南进风井（倾角为22°）和南回风井（倾角为22°）。改扩建时，新增加二号主斜井（倾角为14°），将南进风井改

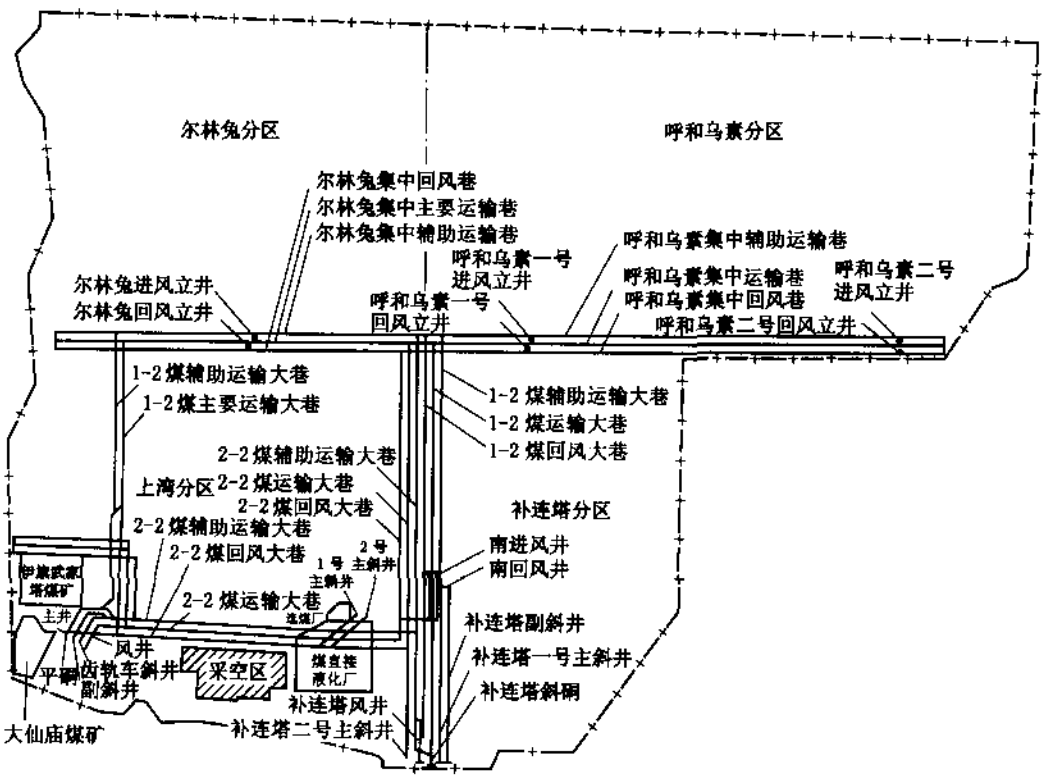


图4－1－15 改扩建后的补连塔煤矿分区式开拓平面图

为回风井，与原来的南回风井并联使用，作为矿井的主要回风井，并将工业广场回风斜井改为进风井。在 1－2 煤层和 2－2 煤层内，沿煤层倾向各布置一组煤层大巷（主要运输大巷、辅助运输大巷、回风大巷），沿煤层走向布置分区集中巷，通过分区集中巷，将综采工作面各生产系统与大巷各系统相连接。

上湾煤矿利用已建成的主斜井、辅助运输斜硐、副斜井、工业广场回风井、北进风井、北回风井，实现上湾分区的开拓布置。沿煤层走向在 1－2 煤层和 2－2 煤层内分别布置本煤层开拓大巷，沿倾向条带式布置综采工作面。

呼和乌素分区与尔林兔分区，分别以补连塔煤矿和上湾煤矿已形成的开拓系统为基础，延伸各煤层大巷，在尔林兔与呼和乌素分区内沿煤层走向布置集中巷，沿煤层倾向布置综采工作面。

在煤制油厂西边界中部掘进两条主斜井，井下沿 2－2 煤层走向布置一组大巷与上湾煤矿、补连塔煤矿的主要大巷连通，实现 4 井田为煤液化项目供应原料煤。

4 井田联合开拓的主要运输、辅助运输系统主要利用上湾煤矿、补连塔煤矿现有的主要运输、辅助运输系统，同时利用煤液化厂一号、二号主井作为煤液化项目供应煤炭原料的主要运输通道。在各分区深部设置进风立井和回风立井，形成各分区独立的通风系统。

4 井田联合开采的设计生产能力为 50Mt/a。其中，补连塔煤矿布置 3 套综采设备，生产能力为 30Mt/a；上湾煤矿布置 2 套综采设备，生产能力为 20Mt/a。

2）晋城煤业集团寺河煤矿联合矿井开拓实例

寺河煤矿新区井田由原寺河、大宁二号、潘庄一号、潘庄二号井田合并后组成，井田南北走向长约 12km，东西倾斜宽约 23km，井田面积约为 230km^2，地质储量为 1.5Gt，矿井合并后按 10.8Mt/a 核定能力计算，矿井服务年限为 67 年。

寺河煤矿新区采用联合矿井开拓方式，即把寺河井田范围东井区、西井区划分为独立的生产井区（井下提升、通风、排水、压风、供电等生产系统独立）。工业广场位于嘉峰站东侧、沁河西岸的殷庄村附近，两井共用一个工业广场、一套储装运和洗选加工地面生产系统、一条铁路专用线。

寺河煤矿达到 8.0Mt/a 生产能力时，共布置 12 个井筒，即在现有 9 个井筒的基础上，新增 3 个井筒。其中矿井工业广场现有 3 个井筒，即主斜井、西斜井、东副斜井，新增西副斜井。东井区现有 5 个井筒，即上庄进回风井、东进回风井、胡家掌回风井；西井区现有 1 个井筒，即西风井，新增三水沟进回风井。

寺河煤矿开拓平面图如图 4－1－16 所示。

1.1.4.6　分区开拓

1. 多井筒分区开拓

多井筒（硐）分区域开拓（以下简称分区开拓）是指大型、特大型矿井井田划分为若干个具有除运煤系统以外的独立生产系统的开采区域，并共用主井运煤系统的井田开拓方式。

分区开拓是随着矿井生产集中化和井型大型化而发展起来的。20 世纪 60 年代以来，国内外相继出现了一批年产数百万吨到千万吨的特大型矿井，这些矿井的井田面积都很大，相应的通风线路和井下运输距离加长，辅助提升任务加重，人员上下井时间加长，为避免以上生产环节方面的弊端，将井田划分成若干个分区，分区内部采用采区式、盘区式

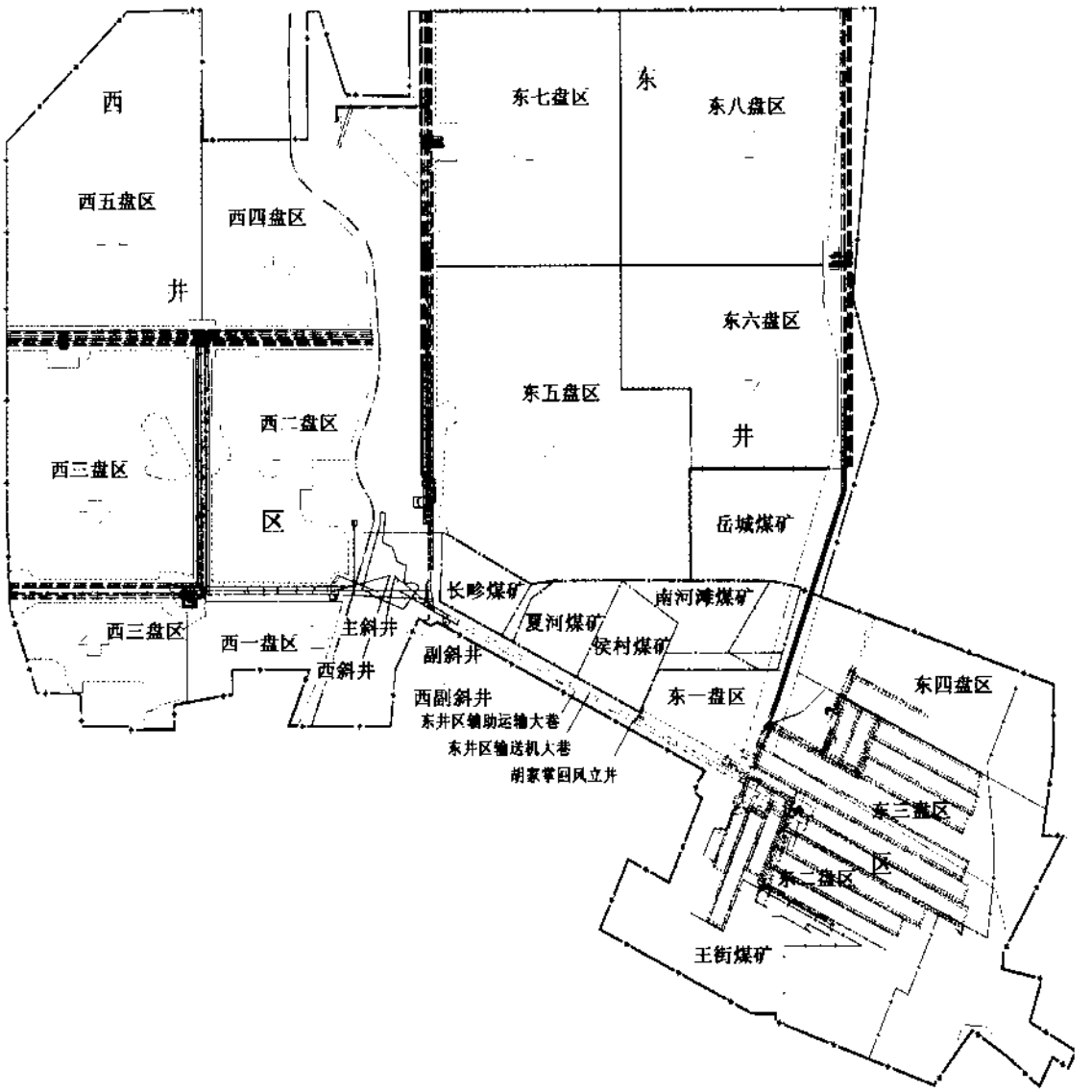


图 4-1-16 寺河煤矿开拓平面图

或带区式准备，各分区内开凿井筒，担负分区通风、辅助提升或其他任务。各分区的煤炭集中由全矿井的主井运出，由此形成了多井筒分区开拓方式。另外，对一些生产矿井进行改扩建，或者对生产矿井与相邻矿井进行合并，井型和井田尺寸扩大时，也可采用多井筒分区开拓。

2. 分区开拓类型

按功能划分，多井筒分区开拓有以下几种形式：

（1）集中出煤，分区通风。分区内有进风井和回风井，实现分区内独立通风。

（2）集中出煤，分区通风与排矸。分区内有进风井和回风井，并安装有提升设备，在实现分区独立通风的同时，可由分区井筒提升矸石，再就近排弃。

（3）集中出煤，分区通风与辅助提升。分区有完备的功能，除独立通风外，还可以

提升矸石、下放材料和升降人员。

分区划分多以断层、保护煤柱和适宜的通风范围等作为依据，其开拓类型依据井田范围、矿井生产能力、井上下地质条件、矿井建设及扩建的具体情况确定。

3. 分区开拓实例

1）神东煤炭集团大柳塔煤矿分区开拓实例

大柳塔煤矿由大柳塔井和活鸡兔井合并组成。

大柳塔井开拓方式为平硐—斜井综合开拓，分煤层建井，上组煤用平硐开拓，下组煤用斜井开拓。平硐开拓原设计的 2－2 煤层大巷布置为南北两组大巷，沿大巷再布置南北集中巷，将井田划分为 7 个盘区。通过优化后，矿井以 1 组（3 条）平硐及 4 条大巷开拓上组煤，开采 1－2、2－2 煤层。其中，主平硐及大巷铺设大运量、高带速的钢芯带式输送机，承担大巷及平硐的运煤任务；两条辅助运输平硐用于行走无轨胶轮车，进行辅助运输（一进一出）；一条总回风巷用于回风。所有大巷均布置在煤层中。井田划分改为无盘区的采煤工作面沿大巷两侧条带式布置。矿井生产组织模式为“一井一面”，生产布局为“一综两连”，即装备一个综采工作面和两个连续采煤机掘进工作面。改造前与改造后的大柳塔井开拓系统布置如图 4－1－17 和图 4－1－18 所示。

通过改造，大柳塔井的综采工作面的优化推进长度为 5890m，工作面长度为 240m，综采工作面储量由原来的 1.23Mt 增加到了 7.3Mt，大大增加了综采工作面的可采储量，延长了工作面连续生产的时间，减少了搬家次数，为工作面稳产、高产创造了条件。

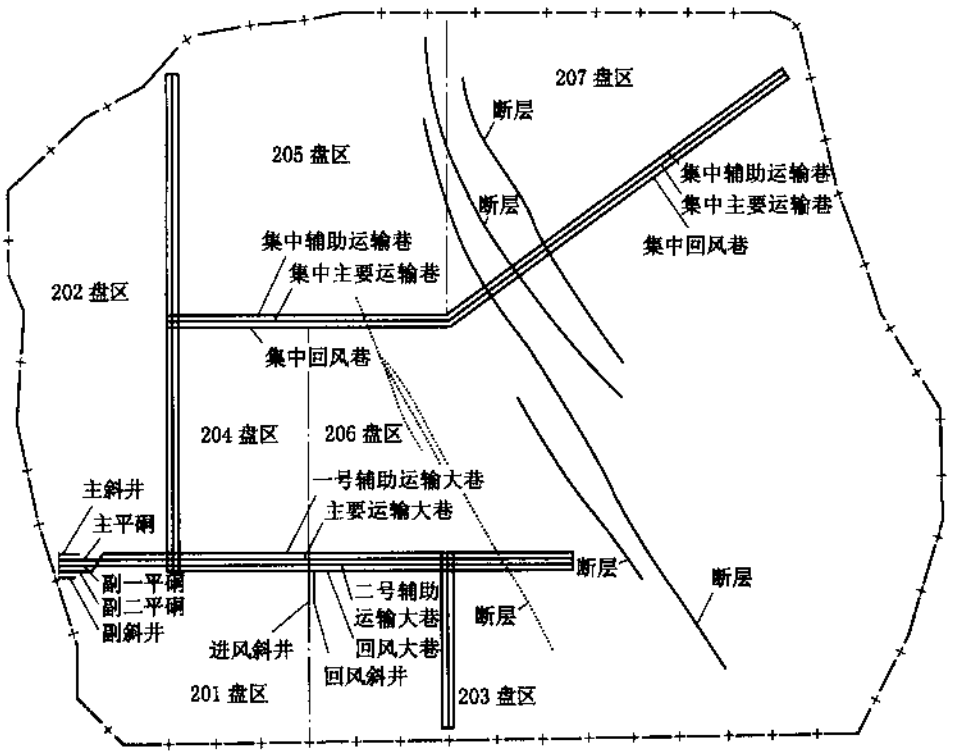


图 4－1－17　大柳塔井技术改造前的开拓系统平面布置图

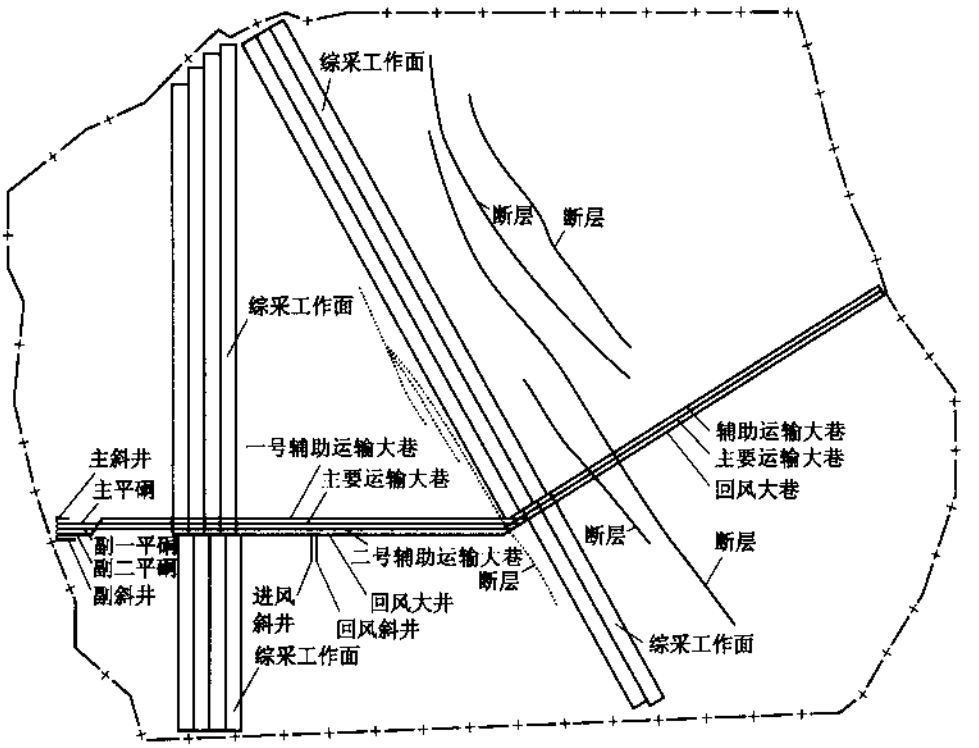


图 4－1－18 大柳塔井技术改造后的开拓系统平面布置图

1999—2000 年，矿井在一期平硐 3.6Mt/a 生产能力的基础上，通过技术改造，生产能力达到了 10Mt/a。近几年来，该矿的生产技术指标再创新高，综采工作面单产 8.743Mt，全员工效 123.19t/工，采煤工效 595.31t/工，掘进最高月进尺 3272m。

大柳塔煤矿活鸡兔井原初步设计有 6 个盘区，盘区巷道长 20000m。通过设计优化，采煤工作面沿大巷两侧条带式布置，矿井实现无盘区布置，工作面开切眼直接布置到井田边界，加大了工作面推进长度，进一步提高了集约化生产水平。同时，优化了矿井开拓布局，加快了矿井建设速度，减少了基建投资。活鸡兔井技术改造前后的开拓系统布置如图 4－1－19 和图 4－1－20 所示。

2）淮南矿业集团张集煤矿分区开拓实例

张集煤矿具有井田面积大、煤层埋藏深、表土层厚、可采煤层多、储量丰富、煤层倾角平缓、构造较简单、瓦斯大、地层压力大和地温高等特点。根据矿井的具体条件，设计采用了立井分区开拓方式。全井田划分为中央区、北区、西区和东区 4 个分区，其中一水平（－600m）划分为中央区、北区和西区 3 个分区，矿井达到 4Mt/a 设计生产能力时，集中开发中央区。工业广场内布置主井、副井和中央区回风井 3 个井筒。

张集煤矿采用立井分区开拓的优点：

（1）解决了高瓦斯、高地温条件下通风线路长的问题。张集煤矿一水平相对瓦斯涌出量为 18.06m^3/t，最大绝对瓦斯涌出量为 167.25m^3/min。即使抽放瓦斯后，矿井最大风量也达到了 343m^3/s。由于风量较大，矿井用于保证通风需要的巷道占了相当大的比例，

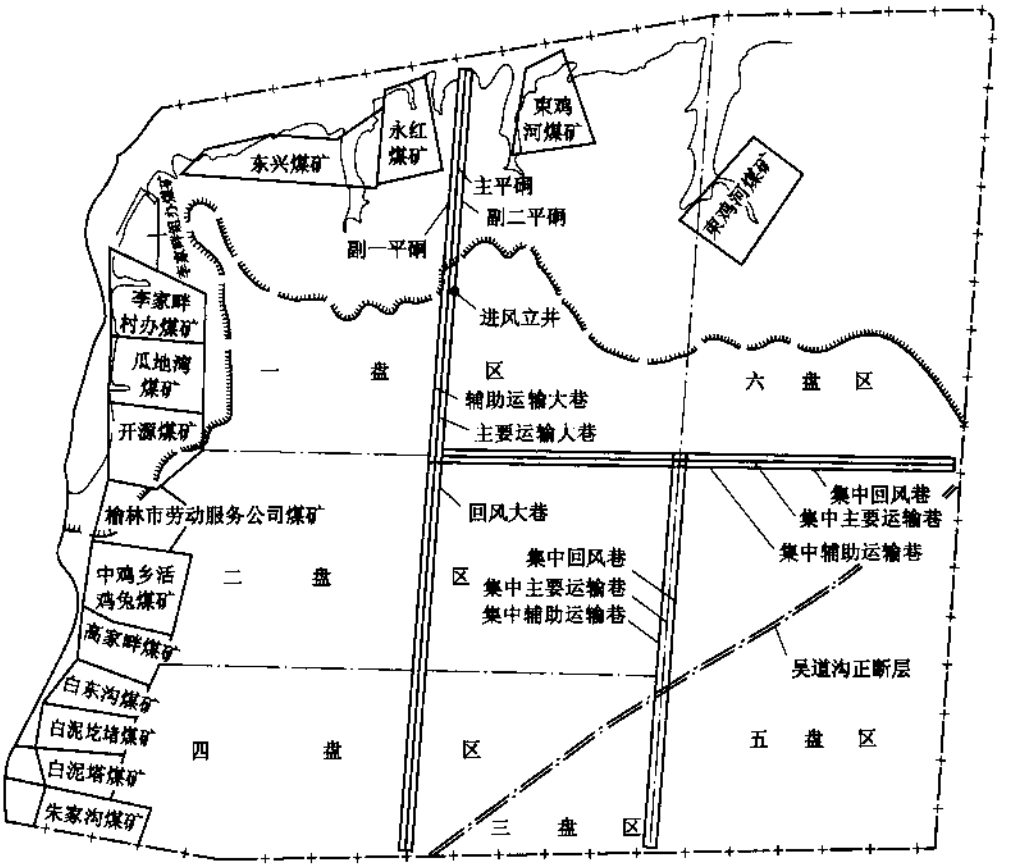


图 4-1-19　活鸡兔井技术改造前的开拓系统平面布置图

而且巷道断面大，通风负压高。采用分区开拓、分区通风方式后，每个分区的通风线路长度一般不超过 13km，这样既缩短了通风线路，降低了通风负压和通风费用，也有利于通风安全。该矿井地温较高，一水平下山块段地温均高于 31℃，部分块段高于 37℃，采用分区通风缩短了进风线路，有利于降低采掘工作面温度。

（2）缩短了井下辅助运输距离。张集煤矿井下最大运输距离为 10km，采用分区开拓后，缩短为 6.5km。由于井深地压大，再加上煤层群开采等原因，很大一部分开拓巷道是岩巷，井下矸石运输量大。采用分区开拓方式、各分区进风井装备提升设备后，矸石和部分材料可就近提升，有利于减少生产期间的运输费用。

（3）有利于在条件适宜时扩大生产能力。张集煤矿可采煤层多，储量丰富，开采条件较好。当市场销售情况好、建设资金有保障时，采用分区开拓方式，可扩大生产能力，充分发挥煤层群的优势，形成规模效益。由于各分区均有进风井和回风井，可形成独立的提升、通风系统，有利于加快施工进度，且矿井扩建对生产的影响很小。

（4）在井筒布置方式上，设计采用了中央并列式通风系统，即初期在工业广场内布置主井、副井和中央区回风井 3 个井筒，且中央区回风井井底位于井底车场水平。实践证明，3 个井筒同时位于工业广场内，对加快矿井建设速度起到了非常重要的作用。为了进

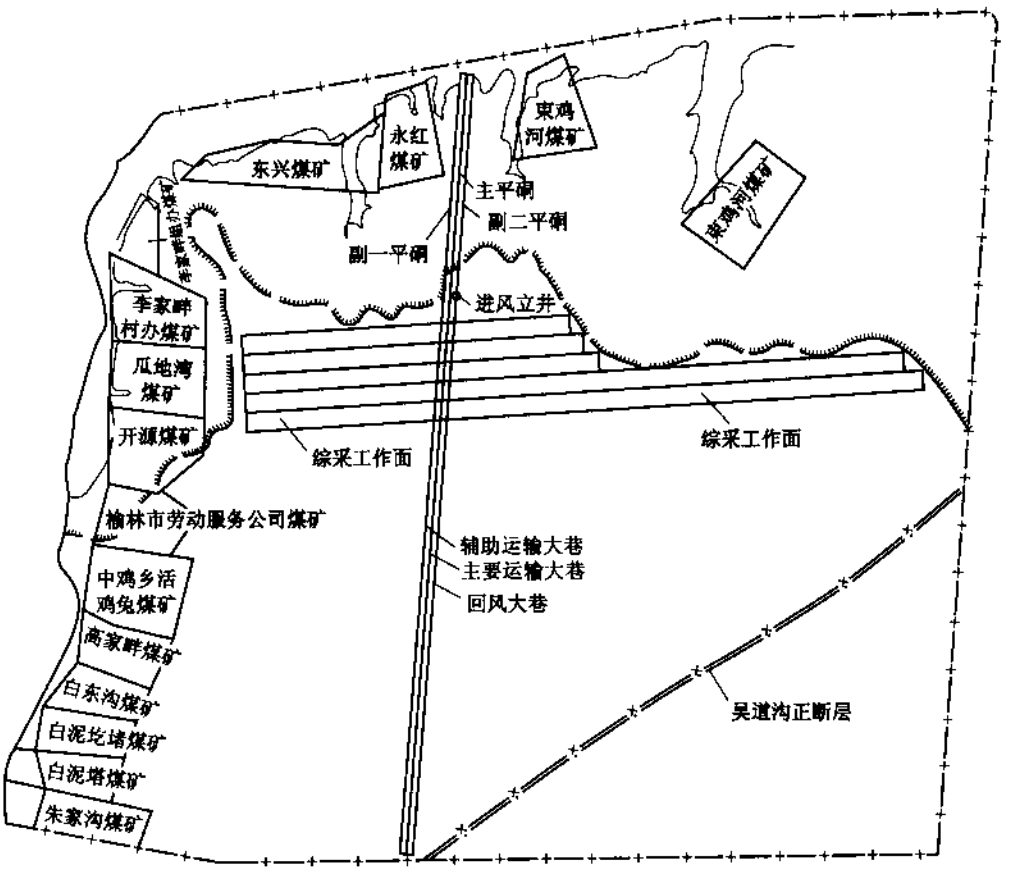


图4-1-20 活鸡兔井技术改造后的开拓系统平面布置图

一步缩短工期，张集煤矿主副井均采用钢井架（其中副井为永久凿井两用井架），主井提升系统和井下大巷带式输送机运输系统在工作面巷道掘进前投入使用，并使用煤巷综掘机掘进工作面巷道，工作面巷道施工进度由200m/月提高到500m/月，使工作面巷道掘进工期缩短了3.5~6个月。

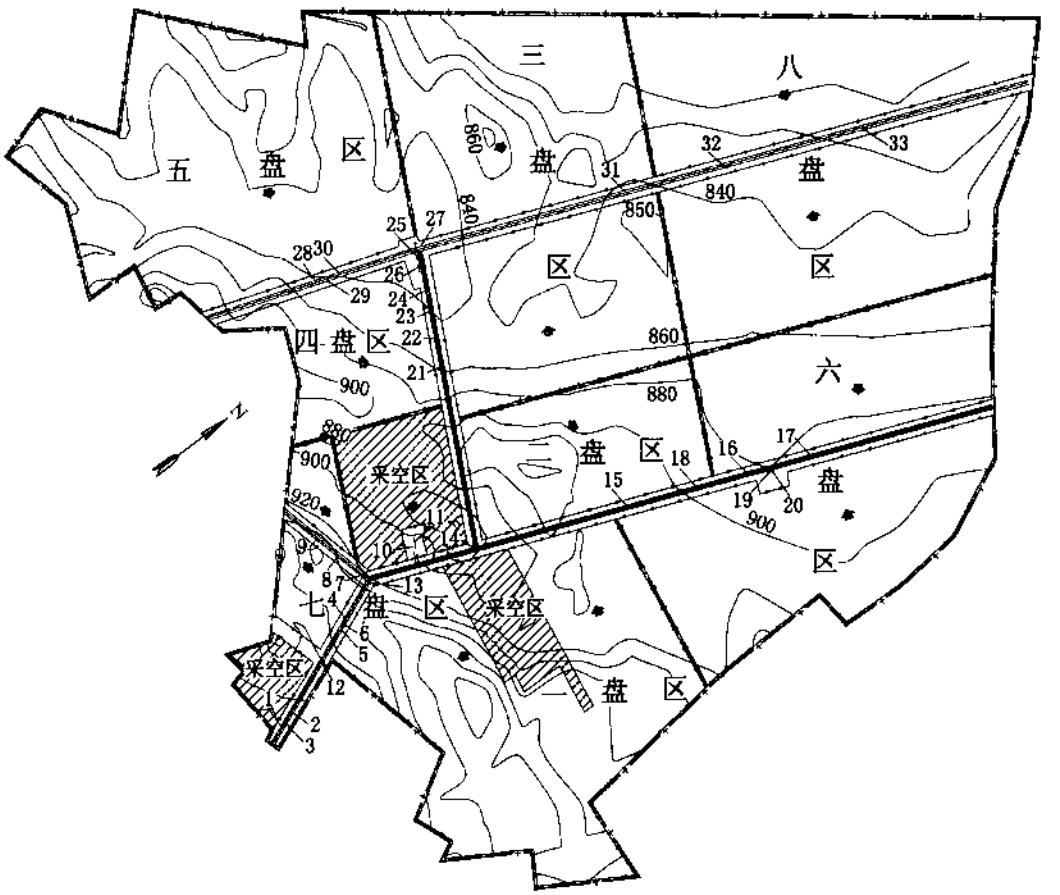
3）陕西煤业化工集团黄陵一号煤矿分区开拓实例

黄陵一号煤矿井田南北长12~24km，东西宽11~16km，储量计算面积209.85km^2。

井田内主采2号煤层，煤层倾角为3°~5°，煤层厚度为0.05~5.65m，平均厚度为2.02m。截至2006年底，全井田剩余可采储量463.73Mt，矿井生产能力为6.0Mt/a，矿井服务年限为60年。

全矿井采用单水平平硐多井筒开拓，如图4-1-21所示。全矿井共有9个井筒，分别为主平硐；1号、2号副平硐，2号进风、回风斜井，3号进风、回风斜井，4号进风、回风立井。

全井田划分为8个盘区。全井田共布置4组大巷和2组盘区巷道，其中2号进风、回风斜井主要服务一盘区、二盘区、七盘区，3号进风、回风斜井主要服务三盘区、四盘区、五盘区及八盘区，4号进风、回风立井主要服务六盘区。



1—主平硐；2—1号副平硐；3—2号副平硐；4—中央带式输送机大巷；5—中央1号辅助运输大巷；6—中央2号辅助运输大巷；7，8—七盘区带式输送机巷；9—七盘区回风巷；10—2号进风斜井；11—2号回风斜井；12—1号煤仓；13—2号煤仓；14—3号煤仓；15—北一带式输送机大巷；16—北一1号辅助运输大巷；17—北一2号辅助运输大巷；18—北一回风大巷；19—4号进风立井；20—4号回风立井；21—西一1号辅助运输大巷；22—西一带式输送机大巷；23—西一2号辅助运输大巷；24—西一回风大巷；25—3号进风斜井；26—3号回风斜井；27—4号煤仓；28—五盘区带式输送机巷；29—五盘区辅助运输巷；30—五盘区回风巷；31—北二回风大巷；32—北二辅助运输大巷；33—北二带式输送机大巷

图4-1-21　黄陵一号煤矿平硐多井筒开拓布置图

井下大巷组基本沿煤层底板布置，大巷组由带式输送机大巷、辅助运输大巷和回风大巷组成。井下主运输采用带式输送机连续运输，各区域带式输送机大巷与矿井集中带式输送机大巷搭接处，通过区域集中煤仓相连。辅助运输采用无轨胶轮车从地面到工作面进行直达运输。

矿井开拓巷道以煤巷为主，除平硐和分区立井为岩石巷道外，其他主要运输巷道、分区巷道和盘区内巷道全部为煤层巷道，煤层巷道开拓约占矿井井巷工程总量的90%。

1.1.5　井底车场及其布置

井底车场是矿井开拓系统中的一个重要组成部分。合理的井底车场应具有以下特点：

足够的通过能力，满足矿井生产的要求；调车系统简单，管理方便，尽可能减少弯道及交岔点；井巷工程量省，施工容易，便于维护，生产成本低，建设时间短。

由于各种原因，相当一部分矿井仍采用传统的以翻车机为主要卸煤方式的井底车场。

1970 年，晋城矿区凤凰山煤矿采用了轨距为 900mm、容积为 $6m^3$ 的底卸式矿车，使井底车场的通过能力大为提高，效益显著。随之在我国许多矿井开始推广使用 3t 和 5t 的底卸式矿车。目前，许多大中型矿井仍在使用底卸式矿车。

随着矿井井下运输方式连续化的实现，井底车场已简化为仅作为矿井辅助运输的转运站，如 20 世纪 80 年代投产的兖州矿区兴隆庄煤矿、鲍店煤矿等矿井的井底车场。

在 20 世纪 80 年代后期，随着矿井辅助运输方式的进一步改革，我国某些矿井采用了单轨吊、卡轨车、齿轨车和无轨胶轮车等新型辅助运输设备，其车辆调度方式与矿车大不相同。例如，西山矿区东曲煤矿使用了齿轨车辅助运输系统，潞安矿区漳村煤矿使用了从地面到井下工作面的单轨吊车辅助运输系统，开滦矿区唐山煤矿、兖州兴隆庄煤矿等都在井下部分地段使用了卡轨车辅助运输系统。

近年来，条件适宜的矿井广泛采用了无轨胶轮车辅助运输，使井底车场布置进一步简化。如神东煤炭集团大柳塔煤矿（平硐）、晋城煤业集团寺河煤矿（斜井）、兖州煤业公司济三煤矿（立井）等矿井采用了无轨胶轮车辅助运输，并设置了相应的井底车场。

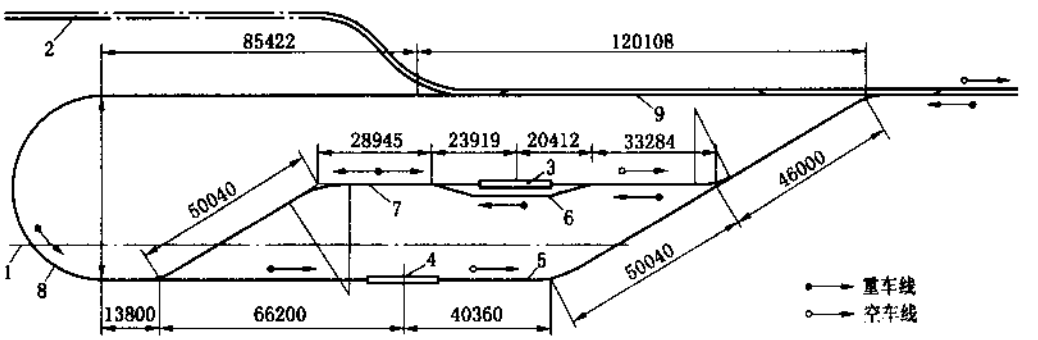
1.1.5.1 *底卸式和侧底卸式矿车井底车场*

与固定式矿车相比，底卸式矿车卸载速度快，可明显提高井底车场通过能力。

1. 晋城矿区王台铺煤矿底卸式矿车井底车场

王台铺煤矿 1960 年开工建设，1964 年 8 月投产，矿井设计生产能力为 0.6Mt/a。后经两次矿井改扩建，设计生产能力扩大到 2.1Mt/a，1989 年产量超过了 3Mt/a。

王台铺煤矿采用斜井多水平大巷石门盘区开拓，大巷运输采用 10t 架线式电机车牵引 3t 底卸式矿车。主斜井采用 Dx5－Gx300 强力带式输送机提升，副斜井采用双钩串车提升。井底车场为折返尽头式车场，其布置如图 4－1－22 所示。



1—主井；2—副井；3，4—卸载站；5—空车线；6—通过线；7—重车线；8，9—调车线

图 4－1－22 王台铺煤矿井底车场布置图

2. 西山矿区马兰煤矿侧底卸式矿车井底车场

马兰煤矿设计生产能力为 4Mt/a，采用主斜井、副立井、副斜井多水平分区式开拓方

式。主斜井装备有宽度为1400mm 的强力带式输送机；副立井装备有一对1.5t 的双层4 车罐笼，担负提矸和升降人员任务；副斜井采用双钩串车提升，担负大型设备和长材料的提放任务。大巷运输采用5t 侧底卸式矿车，辅助运输采用1.5t 固定式矿车，铺设24kg/m 型钢轨，轨距600mm。马兰煤矿+910m 水平井底车场布置如图4－1－23 所示。

侧底卸式矿车与底卸式矿车的不同之处：侧底卸式矿车的车底是从矿车的一侧开启，铰接销轴在车厢的另一侧帮下面，卸载坑中也布置一根曲轨，该曲轨呈对称布置，曲轨两翼所对应的曲率半径相同，从而实现了双向卸载，与单侧卸载的底卸式矿车相比，卸载更加灵活方便。

1.1.5.2　带式输送机运输的井底车场

随着矿井生产能力的不断加大和运输自动化程度的提高，矿井煤炭运输方式出现了由采煤工作面经井底煤仓或斜井（或平硐）直接到地面的单一带式输送机运输的运输系统。由于井下主运输使用了带式输送机连续运输，井底车场主要服务于矿井的辅助运输。

例如，兖州矿区兴隆庄煤矿设计生产能力为3Mt/a，矿井开拓方式为立井单水平开拓，开采水平标高为－350m。主要运输大巷和井底车场布置在煤层底板岩石中，以利维护。矿井设置一条带式输送机大巷，用于担负矿井煤炭运输任务，并设置一条轨道大巷，担负井下物料和掘进煤矸的运输任务。在井底车场水平上部设置3 个上装式井底煤仓，分别储存来自矿井东翼、西翼和中一采区输送来的煤炭。主井采用一对12t 箕斗提升，副井采用一对双层四车罐笼和一个单车宽罐提升。井底车场采用环形卧式车场，其线路布置如图4－1－24 所示。

由于该矿井采用了带式输送机大巷直接与井底煤仓相连接的布置方式，因此，井底车场仅与轨道大巷相连接。

这种由带式输送机将煤直接运入井底煤仓的井底车场，采用了上装式井底煤仓，使井底清理撒煤工作变得容易，且井底车场通过能力不再受主井线路布置和卸载方式等因素的影响。

1.1.5.3　单轨吊车辅助运输的井底车场

下面以潞安矿区漳村煤矿斜井单轨吊车井底车场为例，进行简要介绍。

该煤矿选用单轨吊车作为矿井辅助提升和运输的主要依据为：

（1）斜井坡度小，行人斜井最大坡度为10°，满足单轨吊车运行的要求。

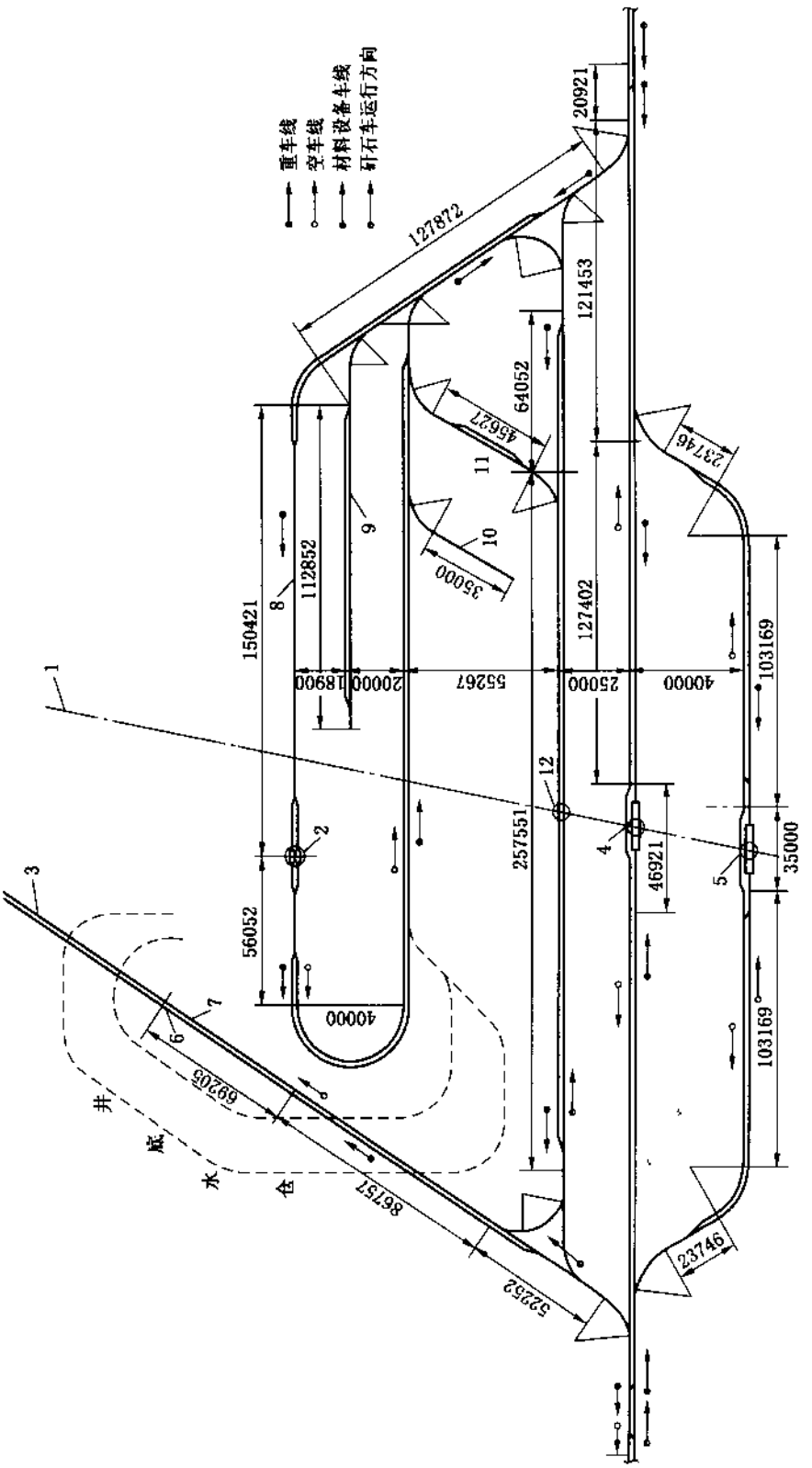
（2）单轨吊车机车牵引力为60kN，最大载重为14t，可满足铺底网液压支架整体吊运和大型设备运输的要求，可从地面吊装站起吊后不需转载直达采煤工作面。

（3）使用单轨吊车在巷道段单线运送支架时，所需巷道断面为2.4m×2.8m（宽×高），漳村煤矿原有巷道基本适应，改造工程量不大，安装时对生产影响较小。

（4）该煤矿属低瓦斯矿井，供给风量能满足对机车废气稀释的要求。

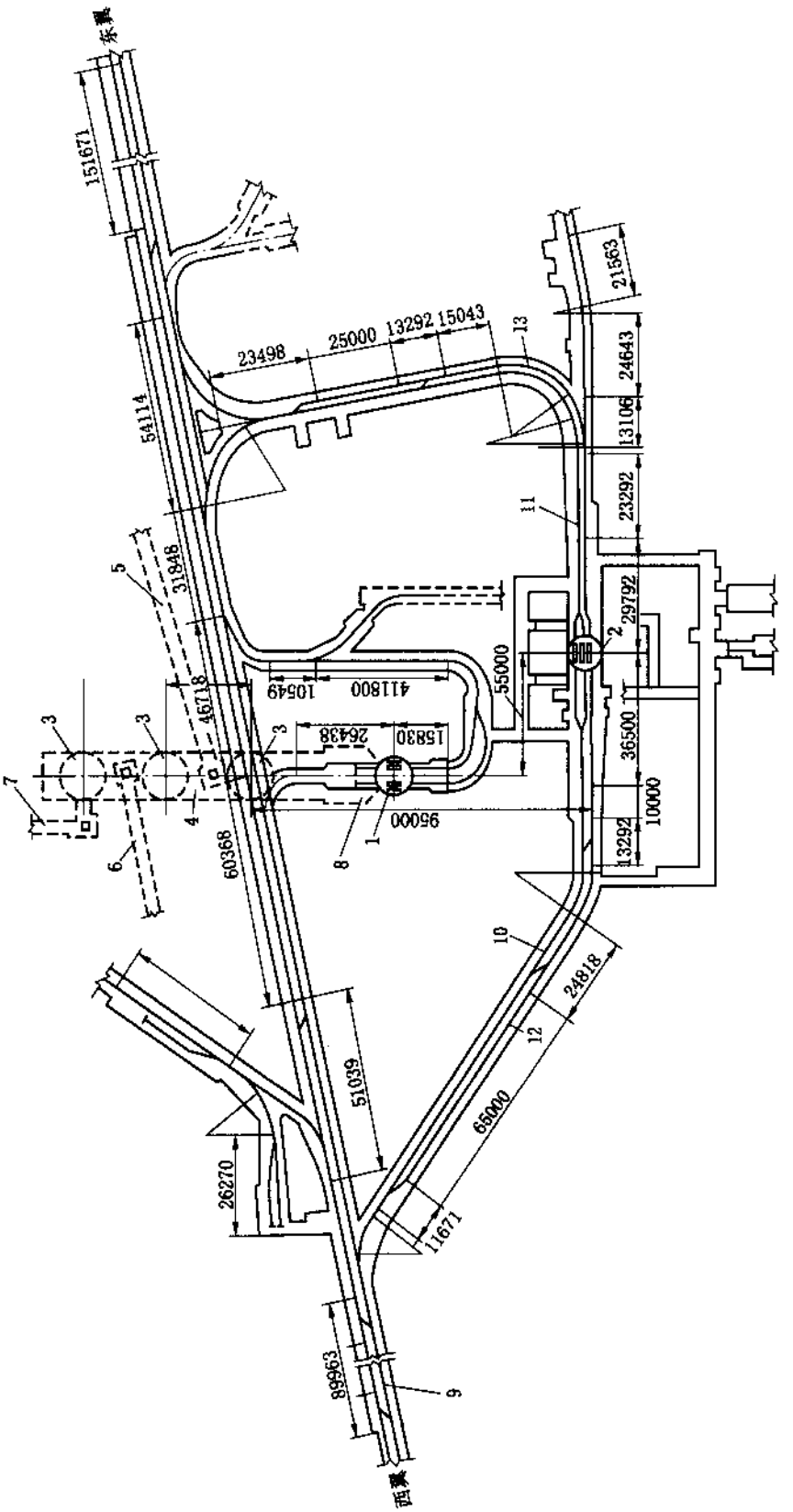
（5）HL－90HP/3－H 型单轨吊车为国产设备，零配件供应充足。

漳村煤矿主斜井和运输大巷均采用带式输送机运输，在井底车场设有两个井底煤仓，分别储存南北两翼和西翼带式输送机下山大巷输送来的煤炭。副斜井和行人斜井与井底车场均设置单轨线路复线，其余线路全部采用单线。在地面设有材料和设备转载站、候车室、机车库和加油站等，地面由无轨胶轮车将设备和材料从各库房运到单轨吊车吊装站后，单轨吊车在吊装站起吊重载货物，沿行人斜井经联络巷至副斜井，将设备、材料直接



1—主斜井；2—副立井；3—副斜井；4—1号卸载站；5—2号卸载站；6—长材料车线；7—长材料空车线；8—矸石车存车线；9—入车场；10—消防材料库；11—电机车修理间；12—掘进煤籍车机硐室

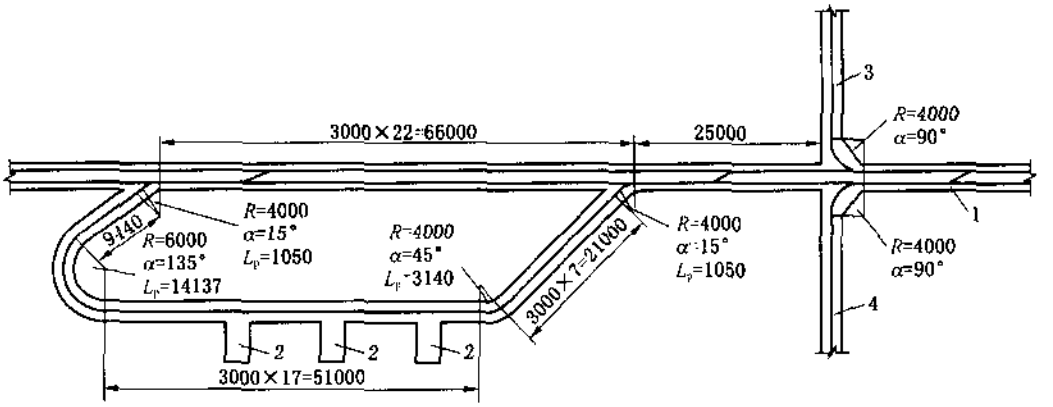
图 4-1-23 马兰煤矿+910m水平井底车场布置图



1—主井；2—副井；3—煤仓；4—装载输送机巷；5—东翼带式输送机巷；6—西翼带式输送机巷；7—中一采区运输上山；8—翼斗装载硐室；9—调车线；10—罐笼重车存车线；11—罐笼空车存车线；12—宽罐重车存车线；13—宽罐空车存车线

图4-1-24　兴隆庄煤矿立井井底车场布置图

运到井下使用地点，不再像绞车—矿车运输系统需在井底车场调度车辆。因此，使用带式输送机运煤，单轨吊车运输材料设备的井底车场布置非常简单，只要求在车场弯道和起坡处的平面和纵面曲率半径满足单轨吊车运行要求即可，从而使井底车场工程量减少。漳村煤矿单轨吊车井底车场布置如图4－1－25所示。



1—行人斜井；2—候车室；3—北翼轨道巷；4—南翼轨道巷

图4－1－25 漳村煤矿单轨吊车井底车场布置图

1.1.5.4 无轨胶轮车辅助运输的井底车场

近年来，条件适宜的矿井广泛采用了无轨胶轮车辅助运输，使井底车场布置进一步简化。如同煤集团塔山煤矿（平硐）、晋城煤业集团寺河煤矿（斜井）、兖州煤业公司济三煤矿（立井）等矿井采用了无轨胶轮车辅助运输，并设置了相应的井底车场。

1. 同煤集团塔山煤矿（平硐）井底车场

同煤集团塔山煤矿矿井设计生产能力15Mt/a，采用平硐开拓方式。矿井主运输采用带式输送机，辅助运输采用无轨胶轮机车，井底车场布置简单。主平硐内设有输送带驱动硐室；主平硐底与+1070m水平带式输送机大巷交叉处设有+1070m水平带式输送机机头及电控硐室；副平硐底设有调车场；主、副平硐底设有中央变电所、水泵房；盘道进、回风联巷口处设有炸药发放硐室；主、副平硐底设有消防器材库；雁崖风井井底设有变电所及水泵房。塔山煤矿+1070m水平井底车场如图4－1－26所示。

2. 晋城煤业集团寺河煤矿（斜井）井底车场

晋城煤业集团寺河煤矿矿井设计生产能力为4Mt/a，核定生产能力为10.8Mt/a。

煤炭运输采用带式输送机运输方式，初期向东区开拓，设一条带式输送机大巷，沿煤层布置。

井下辅助运输采用无轨胶轮车运输系统。鉴于以轨道运输方式为基础设计的副斜井（15°）、井底车场和到首采区的运输大巷已经完工，为有效利用既有巷道，经分析确定保留副斜井辅助提升，由地面至井底车场维持轨道运输，井下大巷及盘区采用胶轮车运输，中间换装工作在+350m水平井底车场换装站进行。

人员乘斜井架空乘人器下井，在井底车场换乘站换乘胶轮人车，由其送达各工作地点。材料及一般设备用平板车装运（砂石等散料用集装箱盛放）下井，在井底车场换装

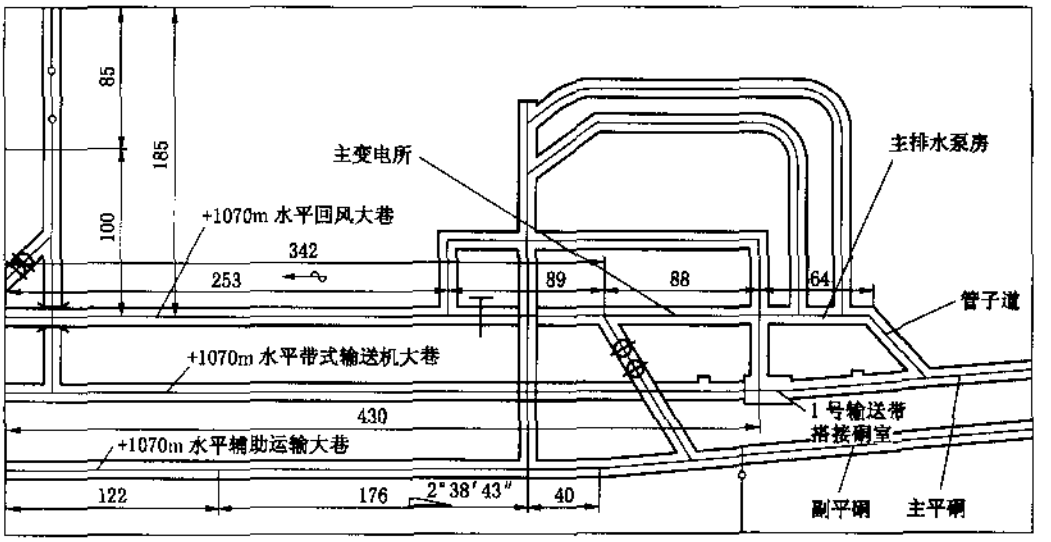


图4-1-26　塔山煤矿+1070m水平井底车场平面图

站用起吊设备集中装到大巷运输胶轮平板车（载重量15t）上，由胶轮牵引车送到各盘区供料点，然后由盘区内的材料铲运车转运到各使用点。

寺河煤矿井底车场平面布置如图4-1-27所示。

3. 兖州煤业公司济三煤矿（立井）井底车场

济三煤矿井底车场采用最为简洁的环形车场布置。车场及主要硐室位于较稳固的3下煤层底板岩层中。

车场内设有主井煤流装载系统，汇集东、西、北3个方向的带式输送机运来的煤炭，成为装载提升的枢纽。主井井底设3个直径为10m的煤仓，总容量约3000t。主井井底还设有清理撒煤的斜巷和装置。

井底车场巷道线路布置，既能满足无轨胶轮车辆的运行，又能兼顾轨道运输的需要。运送小型设备、材料的无轨车辆可直接进出副井罐笼，实现井底至使用地点的往返直达运输。

对于综采支架等大型设备的运输，则经大型轨道平板车运至车场换装站后，转装大型无轨胶轮机车运达采煤工作面；人员运送同样由无轨胶轮车来承担；矸石运输基本由轨道运输系统来完成。济三煤矿井底车场示意图如图4-1-28所示。

井底车场硐室主要有主水泵房、主变电所、大型设备换装硐室、无轨车辆存放硐室、无轨车辆检修及加油硐室、消防器材库、炸药发放硐室、油脂库、调度室、等候室、医疗站及中央水仓等。中央水仓可容纳8h矿井正常涌水量。

1.1.6　特殊条件下的矿井开拓

1.1.6.1　煤与瓦斯突出危险煤层的矿井开拓

随着我国矿井开采深度的不断加大，防治煤与瓦斯突出工作越来越重要。一是煤矿突出危险性越来越严重，经煤矿瓦斯等级鉴定，2008年，全国煤与瓦斯突出矿井共计754处，比2007年增加了55处；二是煤与瓦斯突出事故仍时有发生，2008年，全国煤矿发

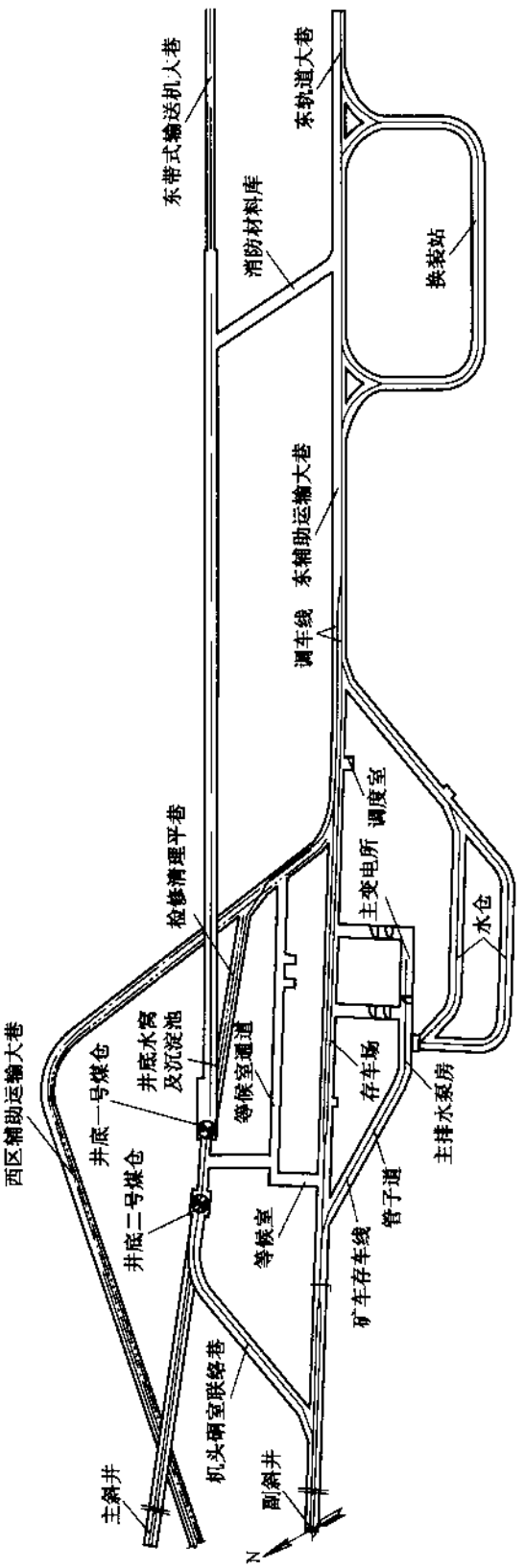
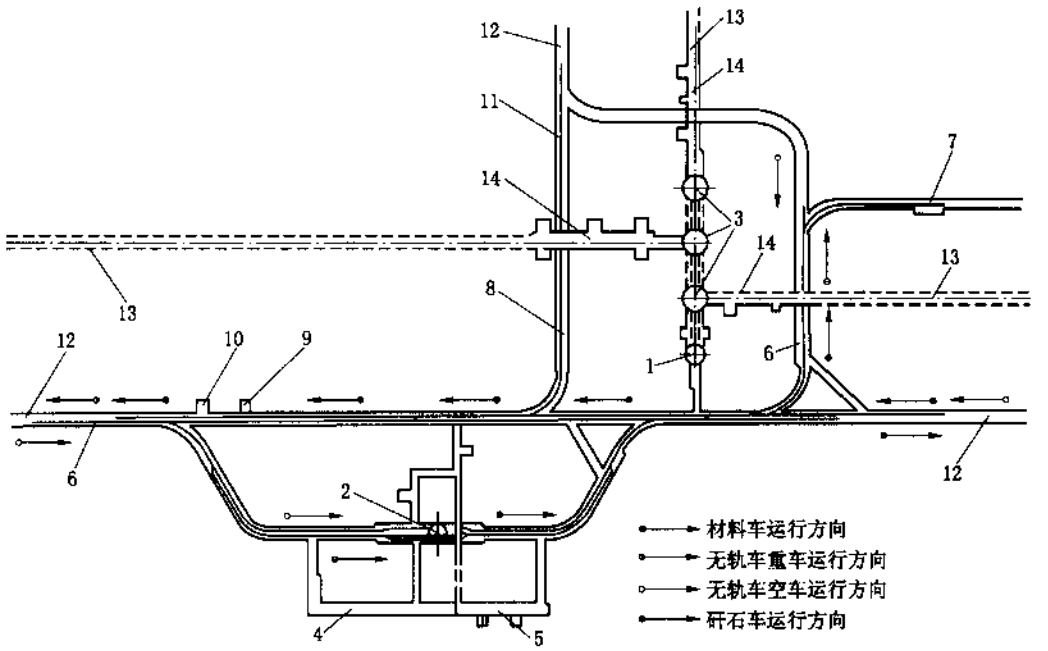


图 4-1-27 寺河煤矿井底车场平面布置图



1—主井；2—副井；3—井底煤仓；4—主变电所；5—主水泵房；6—换装硐室；7—无轨车检修及加油硐室；8—消防材料列车库；9—井下医疗室；10—调度室；11—无轨车存放硐室；12—辅助运输大巷；13—带式输送机大巷；14—带式输送机机头硐室

图4-1-28　济三煤矿井底车场示意图

生重大突出事故10起，占重特大瓦斯事故的55.6%。为体现煤矿防突技术、装备和管理的进步，并与近年来一批煤矿安全生产新法规和标准相衔接，进一步加强防突工作，国家安全生产监督管理总局颁布了总局第19号令，即《防治煤与瓦斯突出规定》。该规定自2009年8月1日起实施。

1. 双突矿井的开拓、准备与巷道布置的相关规定

对于双突矿井的开拓、准备与巷道布置，国家和地方相关部门出台了一系列规定。

1)《防治煤与瓦斯突出规定》的有关规定

《防治煤与瓦斯突出规定》第十六条规定，突出矿井的巷道布置应当符合下列要求和原则：

(1) 运输和轨道大巷、主要风巷、采区上山和下山（盘区大巷）等主要巷道布置在岩层或非突出煤层中。

(2) 减少井巷揭穿突出煤层的次数。

(3) 井巷揭穿突出煤层的地点应当合理避开地质构造破坏带。

(4) 突出煤层的巷道优先布置在被保护区域或其他卸压区域。

《防治煤与瓦斯突出规定》第三十三条规定，突出矿井应当对突出煤层进行区域突出危险性预测（以下简称区域预测）。经区域预测后，突出煤层划分为突出危险区和无突出危险区。

未进行区域预测的区域视为突出危险区。

区域预测分为新水平、新采区开拓前的区域预测（以下简称开拓前区域预测）和新采区开拓完成后的区域预测（以下简称开拓后区域预测）。

2）《煤矿安全规程》的有关规定

突出矿井中布置采掘工作面应符合《煤矿安全规程》规定。

2. 突出矿井开拓巷道的布置特点

煤与瓦斯突出的发生，除受客观地质构造及煤层地质因素影响外，主要与开采技术有关，不适合突出煤层开采特点的巷道布置、准备方式及开采程序等形成的应力集中，是发生煤与瓦斯突出的主要动力条件之一。因此，突出矿井的井巷布置显得十分重要。

（1）主要开拓巷道、准备巷道应布置在岩层或非突出煤层中。

（2）主要开拓井巷布置应避开突出煤层和地质构造带，在尚未构成矿井全风压通风之前不揭煤或尽量少揭煤。

（3）开拓巷道布置应形成独立的通风系统，建立多风井，实现分区通风。

（4）开拓巷道布置应尽可能结合瓦斯抽放考虑，以有利于抽放站及抽放系统的建立。

（5）尽量取消采区煤柱和上山煤柱，消除煤柱产生的集中应力，以改善突出煤层的开采条件。

（6）在一些煤与瓦斯突出严重的矿区，凡是具备保护层开采条件的煤层，坚决实施保护层开采，应通过布置煤层顶底板瓦斯抽采巷，进行打钻预抽瓦斯。

3. 黔西县绿化乡四方井煤矿实例

黔西县绿化乡四方井煤矿井田南北走向长 1.9km，东西倾斜宽 0.7km，面积为 1.33km^2。开采深度为 +800 ~ +1350m。井田内可采煤层有 M5、M8 共两层，可采煤层特征见表4－1－1。按《矿井瓦斯涌出量预测方法》（AQ 1018—2006）进行了瓦斯涌出量的预测，其矿井相对瓦斯涌出量为 44.58m^3/t，属高瓦斯矿井。另外，M5、M8 煤层按有爆炸性和一类（容易自燃）煤层设计。

表4－1－1 黔西县绿化乡四方井煤矿可采煤层特征

序号	含煤地层	煤层名称	煤层厚度/m			煤层间距/m	煤层夹矸数	稳定性	煤层倾角/(°)	煤类	顶底板岩性	
			最小	最大	平均						顶板	底板
1	P31	M5	1.13	4.23	2.40	18 ~ 38m，平均 28m	0	较稳定	25 ~ 45	无烟煤	粉砂质黏土岩、黏土岩	黏土岩
2		M8	1.26	2.15	1.63		1	较稳定	25 ~ 45	无烟煤	黏土岩、粉砂质黏土岩、炭质黏土岩	灰色黏土岩、炭质黏土岩

矿井采用斜井两水平开拓方式。主斜井倾角 25°，全岩井，长度为 615m，净断面面积为 7.8m^2，采用锚喷支护。副斜井倾角 25°，全岩井，长度为 615m，净断面面积为 8.9m^2，采用锚喷支护。回风斜井倾角 27°，全岩井，长度为 618m，净断面面积为 10.06m^2，采用锚喷支护。

主井、副井、风井布置于 M5 煤层顶板，伪斜布置，其他上山或下山均布置在顶板或底板岩石中。

矿井第一水平为 +1050m 水平，包括 3 个区段。矿井第二水平为 +800m 水平，采用 3 条采区下山（或暗斜井）延深方式。矿井采用中央并列式通风，主、副井进风，风井回风。四方井煤矿开拓布置图如图 4 - 1 - 29 所示。

1.1.6.2　受承压水威胁矿井的矿井开拓

受承压水威胁的矿井延深除要满足一般矿井对延深的要求外，还应针对承压水的特点和受威胁情况，在延深中采取相应的措施。下面结合肥城矿区的实际情况，对受承压水威胁的矿井开拓延深的有关问题作一探讨。

肥城煤田位于鲁西台背斜肥城断陷盆地内，是第四系全覆盖的隐蔽式煤田，含煤地层为石炭二叠纪，是全国受承压水严重威胁的大水矿区之一，水文地质条件极其复杂。由于煤系地层底部的奥陶系石灰岩岩溶发育，含水丰富，其上距徐家庄灰岩较近（最小 1.41m），而徐家庄灰岩与可采煤层的隔水层薄，约 16 ~ 18m，再加上断层多、构造复杂，因而开采下组煤以来造成多次突水，且突水量较大，突水量大于 1000m^3/h 的有 8 次，最大水量为 32970m^3/h。

延深受承压水威胁的矿井，在延深设计与施工中必须充分考虑防水、排水、治水的需要。

1. 延深方式和延深水平的确定

（1）为便于施工，应充分利用上水平的排水、提升、运输设施，一般采取暗斜井（或暗立井）延深方式，布置轨道、输送带和人行 3 条暗斜井。排水管路可铺设在人行或轨道暗斜井内，或者通过钻孔直接将水排到地面。如果为了增加通风能力和辅助提升能力，则采用新打副立井和暗斜井相结合的延深方式较为适宜，如曹庄煤矿二水平新打一个副立井，既解决了辅助提升能力和通风能力不足的问题，也解决了排水管路和下井电缆的布设问题；主运输则采取暗斜井延深。

（2）在条件允许的情况下，应尽量加大延深段高，这样既延长了水平服务年限，又充分发挥了延深水平中央泵房排水设施的作用和抗灾能力，有利于矿井的稳产和安全生产。

（3）延深水平硐室和大巷的层位要选在构造简单、围岩稳定、不受水威胁的岩层或煤层中。

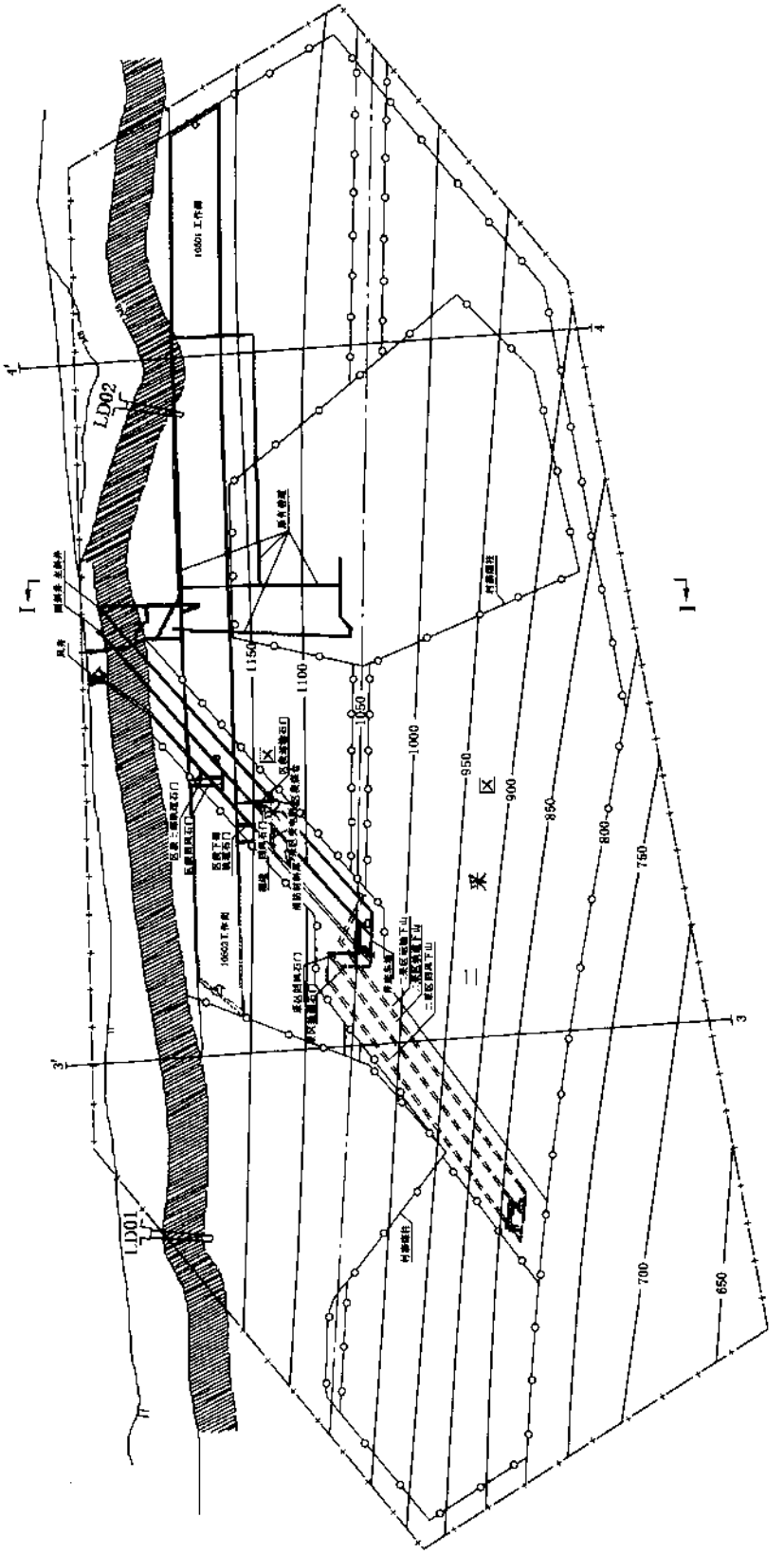
2. 开拓方式和开采顺序的确定

受承压水威胁矿井延深水平的开拓方式和开采顺序，要体现安全可靠和留有余地的原则。

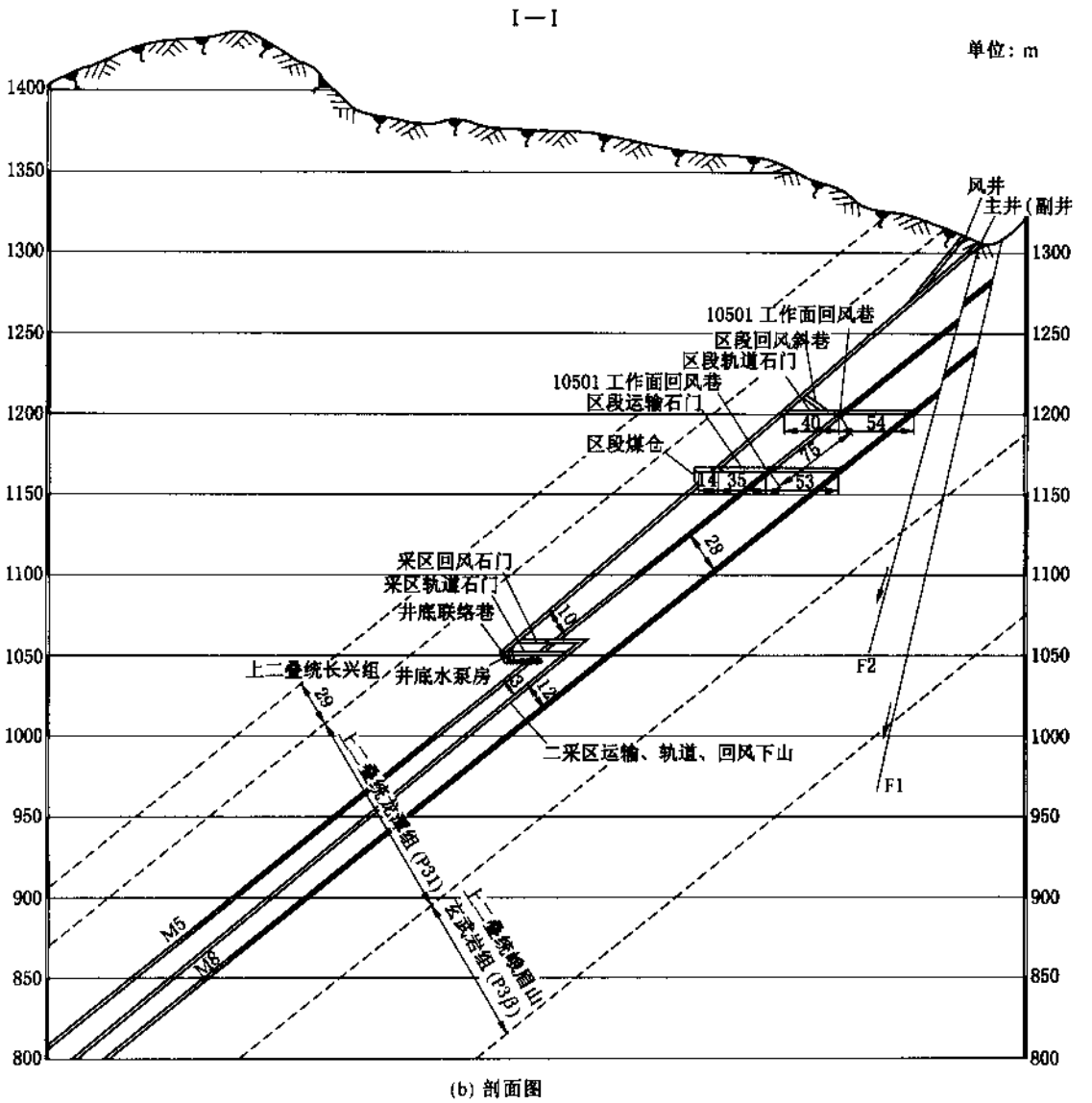
（1）开拓方式：通过大巷石门与受水威胁煤层联络，上山开拓。一般情况下，受水威胁的煤层不宜进行下山开拓。如需进行下山开拓，可根据具体情况，将相邻的采区进行集中联合排水，集中建立一套排水系统。

（2）开采煤炭时，应先采上山采区不受水威胁的煤层，并通过不受水威胁的煤层，布置水文补勘工程，进一步查清上山采区水文条件，并采取相应措施，开采受水威胁的其他煤层。

（3）为了最大限度地减少突水造成的损失，在开拓掘进中要及时建立可靠的隔离设施。根据肥城矿区的特点，实现了上下组煤隔离、同一水平两翼隔离及井底车场与生产采区的隔离。另外，在通往水仓的专用泄水巷中设置了水闸墙，并安设闸阀，控制过水量，在紧急情况下，可关闭水闸墙。



(a) 平面图



(b) 剖面图

图 4－1－29　四方井煤矿开拓布置图

3. 防排水系统的建立

防排水系统的建立是受承压水威胁矿井延深的重要工作内容，是保证矿井安全生产的关键。该系统必须保证在突水的紧急情况下迅速、持续发挥正常的排水能力。

（1）建立适应受承压水威胁矿井的排水能力。矿井要有容量足够大的水仓，且矿井延深水平排水能力不小于 3000m^3/h。

（2）设置专用的泄水巷。根据矿井实际情况，布置通向水仓的泄水巷。泄水巷的平缓处设沉淀池，以利于及时清挖，减少流入水仓的煤泥等杂物。

（3）每个吸水小井均设闸阀，以便发生紧急情况时，进行抢修。

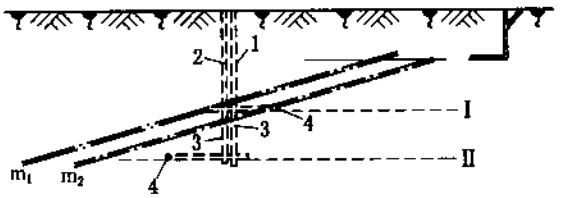
1.2 矿井开拓延深和技术改造

1.2.1 矿井开拓延深方式

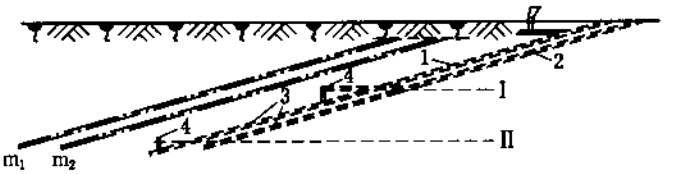
1. 主、副井直接延深

主、副井直接延深如图4-1-30所示，这种延深方式是将主、副井直接延深至下一开采水平。

直接延深主、副井，可以充分利用原设备、设施，投资少，提升系统单一，转运环节少，车场工程量相对减少，但延深后矿井提升能力相对降低。



(a) 立井直接延深



(b) 斜井直接延深

1—主井；2—副井；3—延深的主副井；4—运输大巷；Ⅰ，Ⅱ—水平

图4-1-30 主、副井直接延深

对原有水平为主、副立井的直接延深，施工与生产之间干扰大，施工组织比较复杂；延深井筒时，需要破坏保安岩柱或拆除保护盘；安装罐梁罐道，技术安全要求严格，要在一段时间内停止该井筒的提升，影响矿井生产。另外，为延深井筒需掘进一些辅助巷道，这些临时工程在施工后难以利用。

对于原有水平为主、副斜井的直接延深，延深施工容易，基本上不影响矿井的正常生产。

主、副井直接延深方式的适用条件：

(1) 地质构造及水文地质等条件不影响井筒直接延深及井底车场布置。

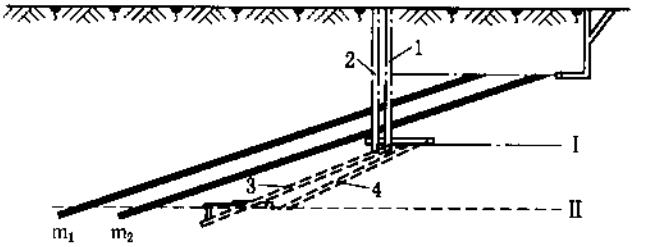
(2) 井筒断面和提升设备能力均能满足延深水平的生产要求。

(3) 若提升设备能力满足不了延深水平的要求，但经过论证更换提升设备合理时，也可采用。

2. 暗井延深

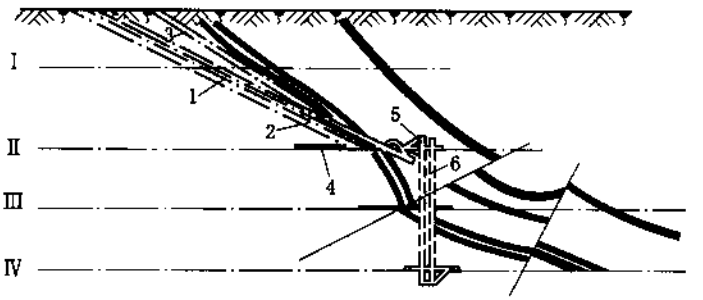
当原有井筒因某种原因不能延深，或延深原有井筒在技术经济上不合理时，可采用暗斜井或暗立井延深（图4-1-31）。

开采中斜或急（倾）斜煤层的矿井，当井筒不宜延深时，可采用暗立井延深。图4-1-32所示的矿井，因下部煤层倾角变大，斜井继续延深将穿至煤组上部，且提升能力不足，因而采用了暗立井延深。



1—主井；2—副井；3—延深的主暗斜井；4—延深的副暗斜井；Ⅰ，Ⅱ—水平

图 4－1－31　主、副暗斜井开拓延深



1—箕斗主斜井；2—副斜井；3—副斜井；4—主石门；5—主暗立井；6—副暗立井；Ⅰ～Ⅳ—水平

图 4－1－32　主、副暗立井开拓延深

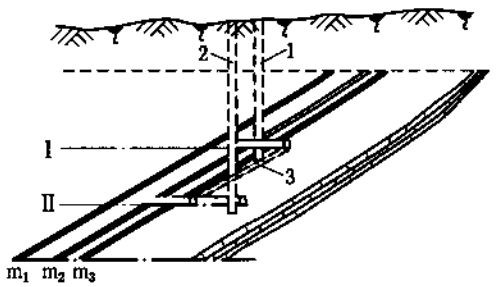
暗井延深一般适用于下列条件：

（1）原井筒受地质条件限制，无法向下延深，如华北地区一些矿井，煤层底板有含水较大的奥陶纪石灰岩，因此，多采用暗井延深。

（2）提升设备能力满足不了新水平的要求，又没有条件更换设备。

（3）原有井筒延深至新水平的位置不合理，难以布置井底车场，或石门长度过大，或穿入顶部煤层，所压煤柱太多等。

（4）山岭地带，煤层浅部为平硐开拓，平硐标高以下有较多煤炭储量。一般多采用暗斜井延深，也有采用主暗斜井和副暗立井延深的，但主暗立井延深使用较少。



1—主井；2—副井；3—主暗斜井；Ⅰ，Ⅱ—水平

图 4－1－33　直接延深与暗井延深相结合的开拓延深

3. 直接延深与暗井延深相结合

根据地质条件和主、副井提升能力，可采用副井直接延深、主井暗斜井延深，或主井直接延深、副井暗井延深的混合方式。

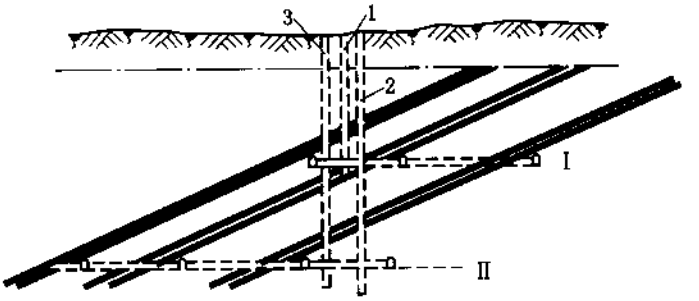
直接延深与暗井延深相结合的开拓延深方式如图 4－1－33 所示，施工时先开凿暗井，然后自下而上反接主井或副井。这样，对现有水平的生产影响较小，施工也比较方便。

一些主井采用箕斗提升的大中型矿井，由于装载硐室工程量较大，以及上下水平过渡期间通过箕斗提升安全可靠性较差，因此，主井多数不直接延深，而采用主暗斜井延深的方式。

4. 新开凿井筒与延深井筒相结合

新开凿井筒与延深井筒相结合的开拓延深方式，往往与矿井改扩建相结合，以增加矿井生产能力。另外，在瓦斯涌出量增加的情况下，原有井筒延深后，提升能力或通风能力不能满足需要，则需新开凿一个主井或副立井，以弥补原有井筒提升或通风能力不足。

我国煤矿既有新开凿副井、延深主井的情况，也有新开凿主井、延深副井的情况，如图4－1－34所示。



1—原主井；2—原副井；3—新主井；Ⅰ，Ⅱ—水平

图4－1－34 新开凿主井与延深副井相结合的开拓延深

新开凿一个副井与主暗斜井相结合，进行新水平开拓延深的情况较多，在某些特殊的情况下，也可以采用新开凿一对斜井或一对立井的方案进行开拓延深。显然，这时的开拓延深工程几乎与新建矿井相同，但也可以利用一部分原有的井巷工程、设施及工业广场。

新开凿井筒与延深井筒相结合的开拓延深方式能大幅度提高矿井的生产能力，便于采用先进的技术装备，开拓延深与生产相互影响小。但要改造原地面生产系统，增加基建费用。

5. 多矿井深部联合集中开拓延深

当煤田浅部以小井群开发时，随着开采向深部发展，如果每个小井都各自向下延深，将形成井口多，占用设备多，每个井的生产环节多，生产分散的局面。因此，可以将几个矿井在深部联合在一起，集中开拓延深。多矿井深部联合集中开拓延深示意图如图4－1－35所示。

这种开拓延深的基本要点：将各小井的深部合并为一个井田，并建立统一的开采水平，改造原有井筒或新开凿井筒作为统一的出煤井，集中提升全矿的煤炭。根据条件，可利用原有的部分井筒作为副井，以担负部分辅助提升及通风任务，改造地面生产系统，设立统一的运煤系统，尽可能地利用原有设备和设施。

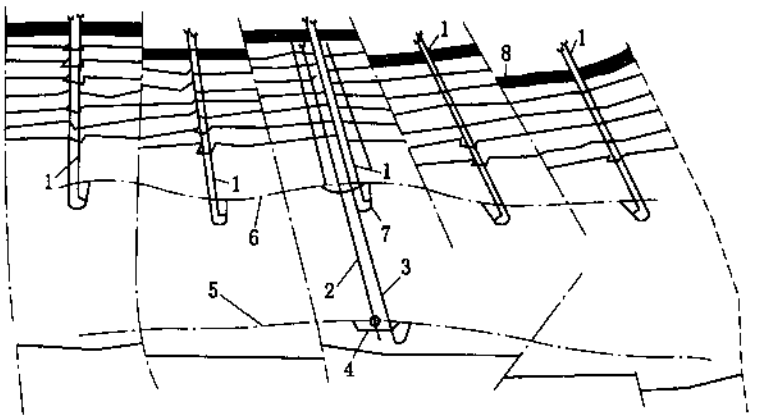
1.2.2 矿井技术改造与改扩建

1.2.2.1 技术改造的内容与要求

1. 矿井技术改造的内容和目的

1）矿井技术改造及改扩建的内容

（1）提高提升、运输、通风、排水、供电、压风和地面设施等各生产环节的机械化



1—原有片盘小井群；2—新建箕斗斜井；3—新建副斜井；4—新建井底车场；5—新建运输大巷；6—新建回风大巷；7—原有斜井井底车场；8—煤层露头风化带

图4-1-35　多矿井深部联合集中开拓延深示意图

和自动化水平。

（2）改革井巷布置与开采部署，使其有利于集中生产，以适应生产条件和现代采矿装备的要求，同时，对井下生产系统和地面设施进行改建或扩建。

（3）改善井下生产条件和生产环境，对矿井各生产环节和井下环境进行监测和控制，特别是要利用计算机自动监测系统，进行信息的收集和处理，以提高安全生产的可靠程度。

2）矿井技术改造的目的

（1）保持或增加煤炭产量，提高效益，增加企业收入。

（2）改善煤矿生产技术经济指标。

（3）提高资源采出率。煤炭是不可再生的矿产资源，提高资源采出率，可以延长矿井服务年限，降低吨煤的基建投资和万吨掘进率。

（4）提高环境保护和安全技术水平，为职工创造一个良好的工作环境和工作条件，最大限度地减少人身伤亡事故。

（5）提高原煤的洗选加工水平，增加煤炭品种供应，提高煤炭质量。

（6）降低能源消耗，更新改造效率低、能耗大的旧式设备和系统。

2. 矿井技术改造的要求

为使矿井技术改造能够达到预期效果，应满足以下要求：

（1）查明矿井储量和地质条件，要求煤炭储量和地质条件，准确可靠。

（2）有足够的资金，并能合理使用，使技术改造在较短时间内完成。

（3）尽量采用先进的技术和装备。围绕综合机械化，通过技术改造，大幅度提高综合机械化程度和工作面单产水平，在此基础上，改革井巷布置，更新提升、运输、通风设备，使地面辅助生产实现专业化和集中化。

（4）充分利用原有井巷、系统和设施。为了减少技术改造的工程量，节约资金，缩短工期，要充分利用矿井原有生产条件。

（5）各环节的生产能力要配套。经技术改造后的矿井各环节的生产能力必须相互适

应,即采掘、运输、提升、通风和地面设施的能力要配套,有的环节上还要留有适当余地。

(6) 选取适宜的技术改造内容和范围。根据矿井条件,合理选取单个矿井全面技术改造、邻近矿井合并改造或矿井主要生产系统薄弱环节的单项技术改造等内容。

1.2.2.2 技术改造的主要措施和途径

1. 提高矿井生产的机械化和集中化水平

(1) 更新工艺、装备,提高采掘机械化水平。矿井技术改造时,应力求提高掘进工作面机械化水平,同时改革巷道支护方式,积极发展锚杆支护新工艺,提高掘进工作面单产水平。

(2) 提高矿井生产集中化程度,建设高产高效矿井。在提高采掘工作面机械化水平,提高单产、单进水平的基础上,力求减少矿井同时生产的采煤工作面数目,提高矿井生产的集中化程度,简化矿井生产系统。生产条件好的矿井,力求基本实现用1~2个采煤工作面生产,来保证矿井产量。

2. 改进巷道布置

(1) 加大工作面、采区、盘区或带区几何尺寸。

(2) 降低岩石巷道比重,尽量取消或减少区段岩石集中平巷或分带岩石集中斜巷。

(3) 区段间或分带间无煤柱开采,尽量采用沿空掘巷和沿空留巷技术。

(4) 由原来的单组中央上下山或石门布置改为多组上下山或石门布置,其中一组可布置在采区或盘区边界,由双翼开采改为跨上下山或石门的单向连续推进开采,这样可增加采煤工作面的连续推进长度,减少工作面搬家次数。

(5) 设置较大容量的煤仓。技术改造中多设置较大容量的采区、盘区或带区煤仓,综采工作面的采区煤仓容量应不小于200t。同时,在矿井技术改造中,还应增加井底缓冲煤仓,或扩大井底煤仓容量。

值得注意的是,有些生产矿井不设采区、盘区或带区煤仓,而是将采区、盘区或带区带式输送机直接与大巷带式输送机搭接,也取得了较好的技术经济效果。

3. 矿井改扩建

矿井改扩建也是矿井技术改造的一种类型。生产矿井进行改扩建,原则上应具备以下条件:

(1) 煤层开采条件好,有足够的探明储量,改扩建后能够保持较长的服务年限,或者地处缺煤地区,迫切需要近期就地解决煤炭供应的矿井。

(2) 生产矿井已经达到设计生产能力,部分生产环节仍有较大的潜力,扩建所需要增加的工程、设备和投资较少。

(3) 改扩建完成后,矿井能够很快达到扩建的生产规模,能够提高效率,降低生产成本。

(4) 改扩建施工过程中,基本不影响矿井的正常生产。

1.2.2.3 生产系统技术改造

1. 提升系统的改造

在矿井产量或开采深度增加后,主副井提升能力不足,往往成为技术改造后矿井增加产量的瓶颈。为提高矿井提升能力,需要对矿井提升系统进行改造。对提升系统的改造措施有:加大箕斗容量或更换大容量箕斗;罐笼提升改为箕斗提升;斜井串车提升改为箕斗提升或带式输送机运输;提升绞车由单机拖动改为双机拖动;加大提升速度或减少辅助时

间；缩短一次提升的时间或增加每日的提升时间；增加井筒数目和提升设备，以及斜井单钩提升改双钩提升，立井罐笼单层改双层，单车提升改双车提升等。

2. 井底车场的改造

对于大巷采用矿车运输的矿井，其井底车场的通过能力就是井底车场运输线路的通过能力和翻笼卸载能力。

运输线路通过能力的提高，主要是通过缩短列车进入井底车场的间隔时间来完成。为此，可改进调车方式，增设行车复线，增设井底缓冲煤仓等。

另外，也可改进井下运输方式，采用底卸式矿车运煤，为此需对井底车场进行较全面的改造。

3. 大巷运煤系统的改造

对于采用矿车轨道运输的大巷，提高大巷运输能力的措施有：改善轨道维护质量，提高行车速度，减少运输事故；对采用单轨大巷的矿井，可增设错车场，减少调车时间；增加电机车的工作台数；加大电机车黏着重量或改用重型电机车；改用载重量大的矿车或底卸式矿车。

对于采用带式输送机运输的大巷，提高水平大巷运输能力的措施有：改换或增加电机，加快带式输送机运行速度；改用能力大、强度高的带式输送机；采用大巷运输自动控制系统等。

4. 辅助运输环节的改造

辅助运输可采用新型的单轨吊车、卡轨车、齿轨车及无轨胶轮车，实现煤炭运输一条龙。

5. 通风安全系统的改造

当矿井改扩建增产幅度较大需增加风量，或通风系统不合理时，应根据不同情况，采取适当的措施。如采取增加进、回风井，改造回风巷道，以降低通风网路的通风阻力；改变通风方式；改换能力大、效率高的风机等措施。

为保证矿井安全生产，技术改造中还应根据需要，对防火灌浆、洒水降尘、预防煤与瓦斯突出、降低井下温度等采取相应的措施。为提高矿井通风安全管理水平和可靠程度，矿井技术改造中宜增设自动监控系统。

6. 地面生产系统的改造

地面生产系统的改造，主要是对煤炭地面运输、存储和装车，以及矸石排放系统进行改造，使井上下各生产环节的能力相配套。如改矿车运输为输送带运输，井口调车自动滚行，采用道岔联动化，扩建地面煤仓和储煤场，增加同时装车的线路数等。

设有选煤厂的矿井，洗选能力及矿井压气供应、供电、排水或充填能力不足时，也应根据需要，进行相应的技术改造。

1.3　采区、带区准备

1.3.1　准备方式分类

准备方式可按煤层赋存条件、开采方式及巷道布置方式进行分类。

按煤层赋存条件，准备方式可分为采区式准备、盘区式准备、带区式准备与条带式准备。按开采方式，可分为上（下）山采区准备与上（下）山盘区准备。按区内巷道布置，

可分为单翼采区准备、双翼采区准备和跨多上山采区准备。按煤层开采联系，可分为单层布置准备与联合布置准备。

准备方式分类如图4-1-36所示。按其不同组合，可有更多种准备方式。

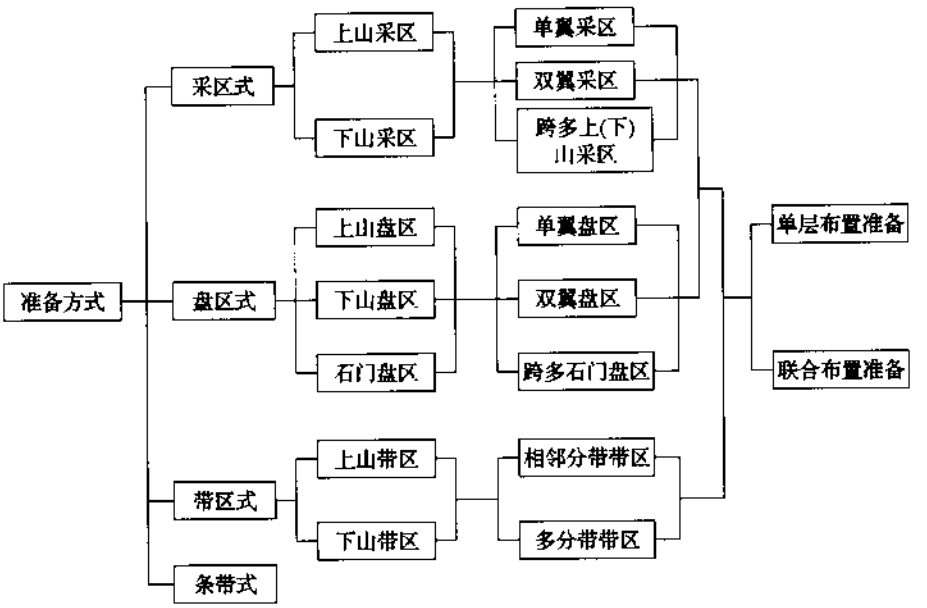


图4-1-36 准备方式分类

1.3.1.1 采区准备

煤层群开采时，开采水平大巷时，每隔一定距离（采区走向长）开掘采区石门，为各煤层服务。根据各煤层的间距不同，采区准备方式可分为煤层群采区单层布置和煤层群采区联合布置两类。根据采区内煤层数目和层间距离不同，联合布置又可分为集中联合布置和分组集中联合布置。

确定单层布置、集中联合布置和分组集中联合布置的主要因素是煤层间距。当煤层间距较小、层间联系巷道的工作量不太大、采区生产能力较大的情况下，可以采用集中联合布置。矸石量少，而运煤上山工作量较大时，可集中布置轨道上山，分组布置运煤上山，集中联合布置辅助运输，出煤分组联合布置。图4-1-37所示为集中上山联合准备方式。

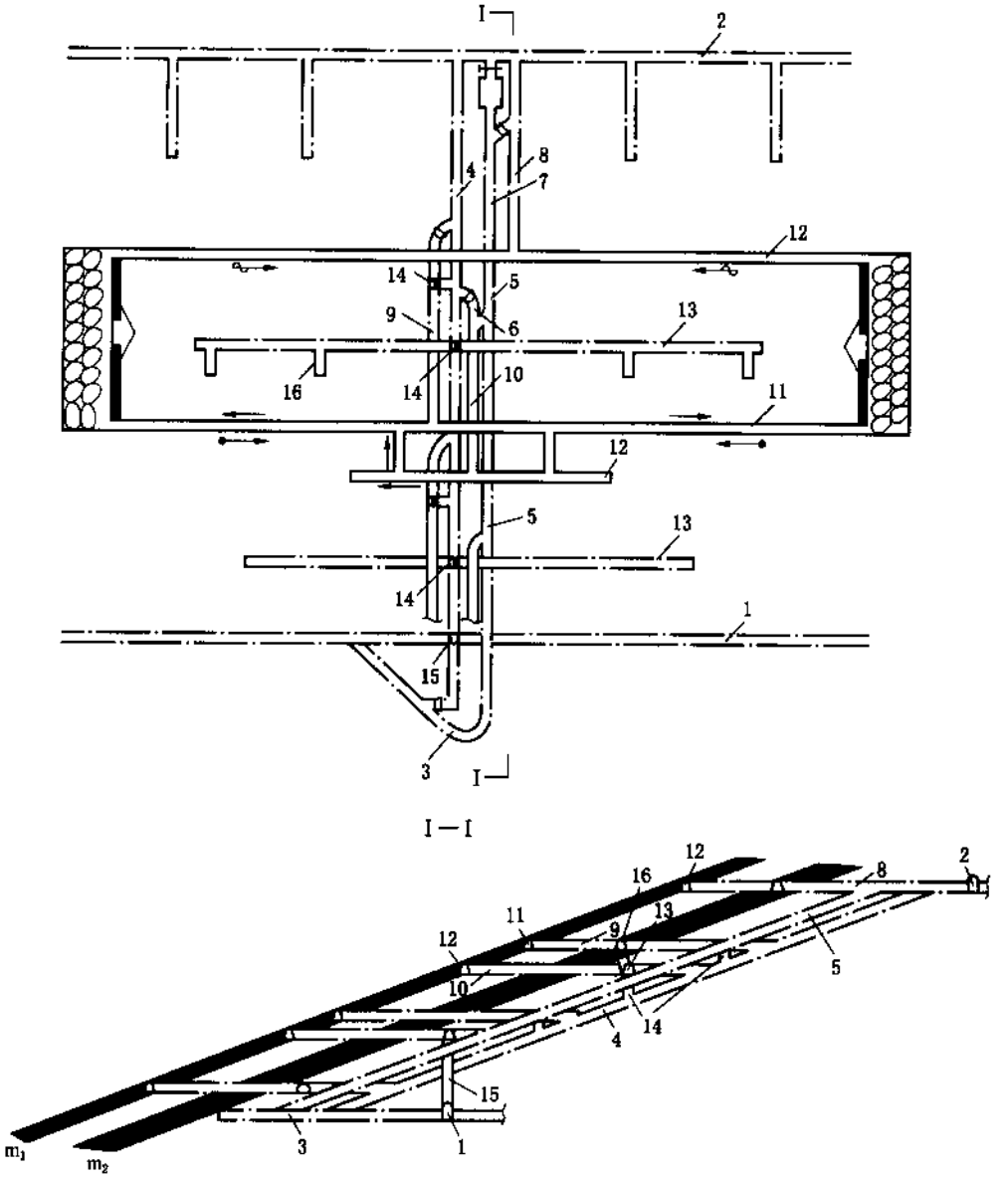
采区巷道联合布置的优点：生产集中，多煤层联合准备的采区可以布置较多的工作面同时生产；改善巷道维护条件，减少维护费用；改善运输条件，减少了运输环节；提高采出率，减少煤炭损失。

采区巷道联合布置的缺点：岩石巷道掘进工程量大；准备新采区时间长；巷道之间联系和通风系统复杂，要求煤炭企业具有较高的生产管理水平。

20世纪70年代以来，综采技术得到快速发展，单产迅速提高，矿井实现一矿一面或一矿两面高度集中化生产，采区又有单层布置的发展趋势。

1.3.1.2 盘区准备

开采近水平煤层的采区，习惯上称为盘区。盘区巷道布置类型主要有上（下）山盘区和石门盘区。根据盘区内可采煤层数目的多少及层间距大小，又分为单层布置盘区和联



1—运输大巷；2—回风大巷；3—采区下部车场；4—运输上山；5—轨道上山；6—中部车场；7—上部车场；8—采区回风石门；9—区段运输石门；10—区段轨道石门；11—m_1 区段运输平巷；12—m_1 区段回风平巷；13—m_2 区段岩石集中运输平巷；14—溜煤眼；15—采区煤仓；16—联络斜巷

图4-1-37　集中上山联合准备

合布置盘区。

1. 盘区巷道布置特点

（1）由于煤层倾角小，区段一般不按等高线划分，而布置成规则的矩形。区段平巷沿中线掘进，使工作面长度保持不变。

（2）盘区内同一煤层开采顺序不受限制，可以采用上行、下行开采或跳采。

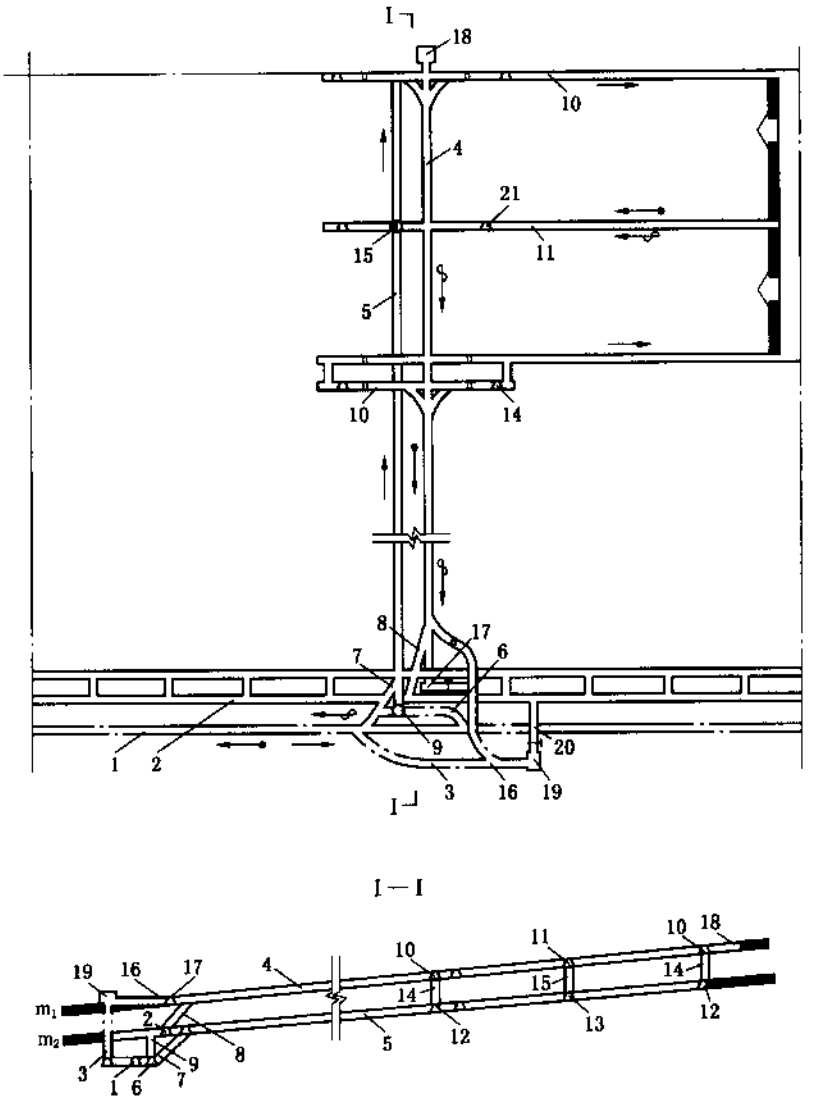
（3）对瓦斯涌出量大的矿井，可在适当位置增设一条或多条通风巷道。

（4）由于辅助运输上山角度小，在条件合适时，可采用无轨胶轮车运输；也可根据情况，采用无极绳、齿轨车、卡轨车、小绞车提升。

（5）盘区中联络巷多采用立眼和斜巷联系。

2. 上山盘区

图 4－1－38 所示为上山盘区集中上山联合准备示意图。盘区内开采两层煤，均为中厚煤层，层间距 10～15m，煤层倾角 5°，地质构造简单，瓦斯涌出量小，两煤层之间为砂页岩和砂岩互层。由于两层煤间距不大，盘区巷道采用联合布置，双翼开采。



1—岩石运输大巷；2—总回风巷；3—盘区材料斜巷；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 区段进风巷；11—m_1 区段运输巷；12—m_2 区段进风巷；13—m_2 区段运输巷；14—区段材料眼或斜巷；15—区段溜煤眼；16—甩车道；17—无极绳绞车房；18—无级绳尾轮；19—盘区材料斜巷绞车房；20—绞车房回风巷；21—下层煤回风巷

图 4－1－38 上山盘区集中上山联合准备

当开采的近距离煤层群煤层层数较多，为厚煤层开采时，根据条件可将盘区上（下）山布置在煤层底板岩石中，采用盘区集中上（下）山和区段集中平巷联合布置的方式。

3. 石门盘区

用盘区石门代替盘区运输上山，这种盘区称石门盘区。石门盘区的区段平巷布置、层间联系等问题与上山盘区基本相同。

石门盘区布置方式与上山盘区布置方式的差别主要是：将盘区运煤上山的倾斜运输改为盘区的水平运输。盘区石门内可采用电机车运输，各工作面采出的煤炭通过区段煤仓在石门内装车外运。

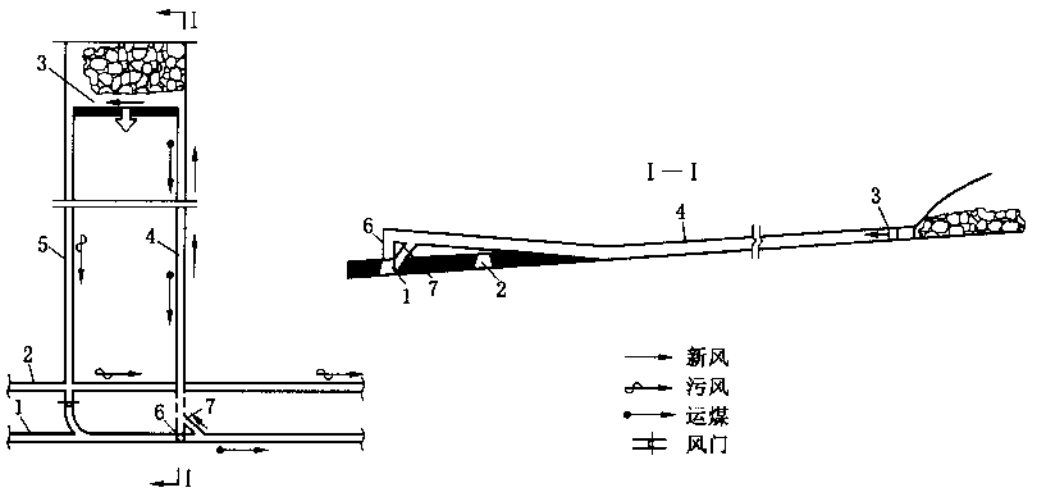
石门盘区布置方式的缺点：石门和溜煤眼的岩石工作量大，盘区准备时间长。

1.3.1.3　带区准备

开采近水平煤层还可采用带区准备。将阶段或井田按地质开采条件划分成若干个区域，在每个区域内布置两个或多个分带，组成一个统一的采准系统，该区域称为带区。带区准备有两种形式，即分带准备和划分一定区域多分带准备方式。分带准备是将工作面沿煤层走向布置，沿倾斜推进，即采用倾斜长壁采煤法时的一种准备方式。

1. 分带准备

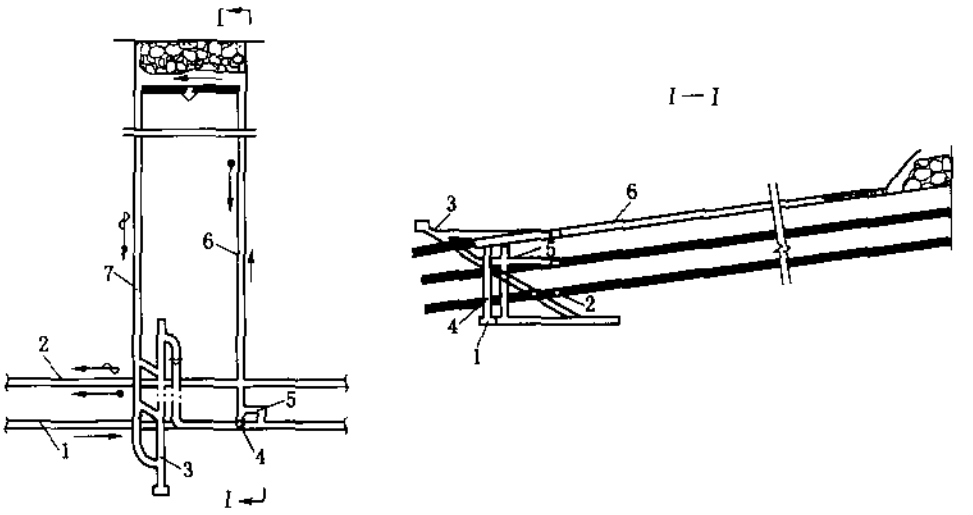
（1）单一薄及中厚煤层带区巷道布置。单一薄及中厚煤层带区巷道布置十分简单，图4－1－39所示是一倾斜长壁工作面，采用俯斜开采的巷道布置图。



1—水平运输巷；2—水平回风大巷；3—采煤工作面；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

图4－1－39　单一薄及中厚煤层倾斜长壁采煤法巷道布置

（2）近距离煤层群联合布置带区。近距离煤层群联合布置带区，各煤层回采巷道与水平运输大巷的联系方式有两种，一种是在大巷装车站附近开掘一套煤仓和材料斜巷，联系各煤层的回采巷道，如图4－1－40所示；另一种是开掘为各煤层共用的集中巷道，由集中巷道每隔一定距离开掘联络巷，联系各煤层的回采巷道。近距离煤层群巷道布置与厚煤层分层开采的巷道布置相似。



1—运输大巷；2—回风大巷；3—材料斜巷；4—煤仓；5—行人进风斜巷；
6—分带运输斜巷；7—分带回风斜巷

图4-1-40 近距离煤层群联合布置带区

由于第一种联系方式，巷道掘进工程量小，掘进费用低。当工作面单产较高时，不需要多工作面同时生产，比较容易解决采掘衔接问题，而且生产系统简单，管理方便，因此被多数矿井采用。各煤层可依次开采，也可以保持一定错距同时开采。

2. 多分带组成带区

图4-1-41所示为多分带带区巷道布置图。运输大巷和回风大巷布置在带区同一边界的煤层底板中。

3. 带区准备方式的适用条件

带区准备方式不需要开掘上山，大巷掘出后便可掘运输斜巷、回风斜巷、开切眼和必要的硐室、车场，因此，巷道系统简单。

目前，我国带区准备方式一般用于煤层倾角小于12°的缓斜煤层，尤其是在开采近水平煤层时，技术经济效益比较显著。当对采煤工作面设备采取有效的技术措施后，带区准备方式可应用于12°~17°的煤层，也有少数矿井在倾角为20°的煤层中试用该方法。

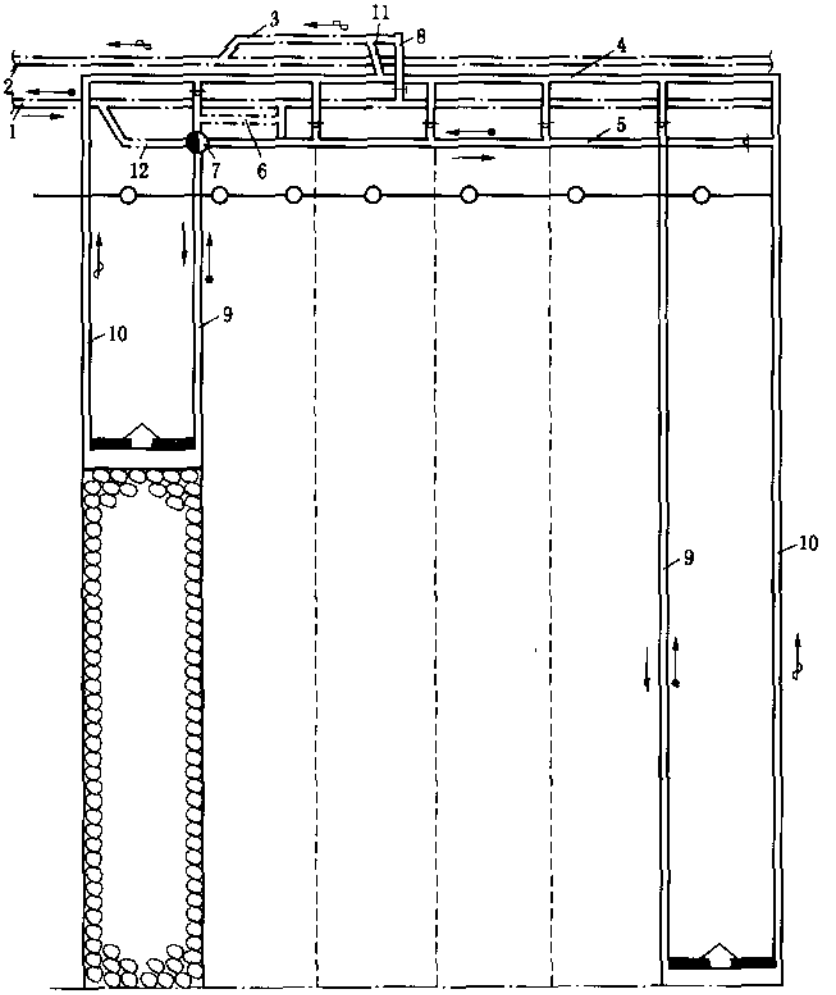
1.3.1.4 条带准备

近年来，设计或投产的特大型矿井，因地质、煤层、开采、装备等条件优越，采用从大巷两翼直接布置长条带的方式，在条件允许的情况下，工作面推进长度直达井田开采边界，省去了大量的岩石开拓巷道和采区准备巷道，这种方式称为条带准备方式。例如，神东煤炭集团榆家梁煤矿、康家滩煤矿技术改造后的工作面就采用了条带准备方式。

1. 神东煤炭集团榆家梁煤矿

榆家梁煤矿是在原生产能力为0.21Mt/a小矿井的基础上改建的。新建的榆家梁煤矿设计生产能力为8Mt/a，矿井采用长壁式综合机械化采煤工艺。矿井主要生产系统均重新布置，建设工期为10个月，吨煤投资为49.3元。

根据井田主采煤层赋存标高与工业广场标高一致的特点，结合所选定的工业广场位



1—运输大巷；2—回风大巷；3—运料斜巷；4—煤层运料平巷；5—煤层运煤平巷；6—进风行人斜巷；7—带区煤仓；8—绞车房风巷；9—分带运输巷；10—分带回风巷；11—回风石门；12—车场

图 4－1－41　多分带带区巷道布置图

置，矿井采用斜硐—斜井联合开拓方式。即在榆树口西岸开凿主斜井，在榆树沟里约 500m 处的原矿井工业广场上开凿一条副斜硐，延伸到大巷位置后再开凿小坡度辅助运输下山，进入主采煤层。一号回风平硐利用原矿井巷道，并在井口新增风硐及安全出口，形成完善的通风系统。榆家梁煤矿开拓系统平面布置如图 4－1－42 所示。

2. 神东煤炭集团康家滩煤矿

康家滩煤矿是在原生产能力为 0.24Mt/a 小矿井基础上改建的。该矿井是神东煤炭集团继大海则煤矿和榆家梁煤矿之后快速建起的又一座特大型矿井。矿井设计生产能力为 8Mt/a，采煤方式为长壁式综合机械化采煤。矿井开采石炭二叠系山西组的 8 号煤层和太原组的 11 号煤层。煤层开采地质条件较神东矿区侏罗纪煤田复杂。建井工期为 8.5 个月，吨煤投资为 60.62 元。

矿井采用斜硐—斜井联合开拓方式，主斜井井筒长 884m，倾角 15°，为全岩巷道。

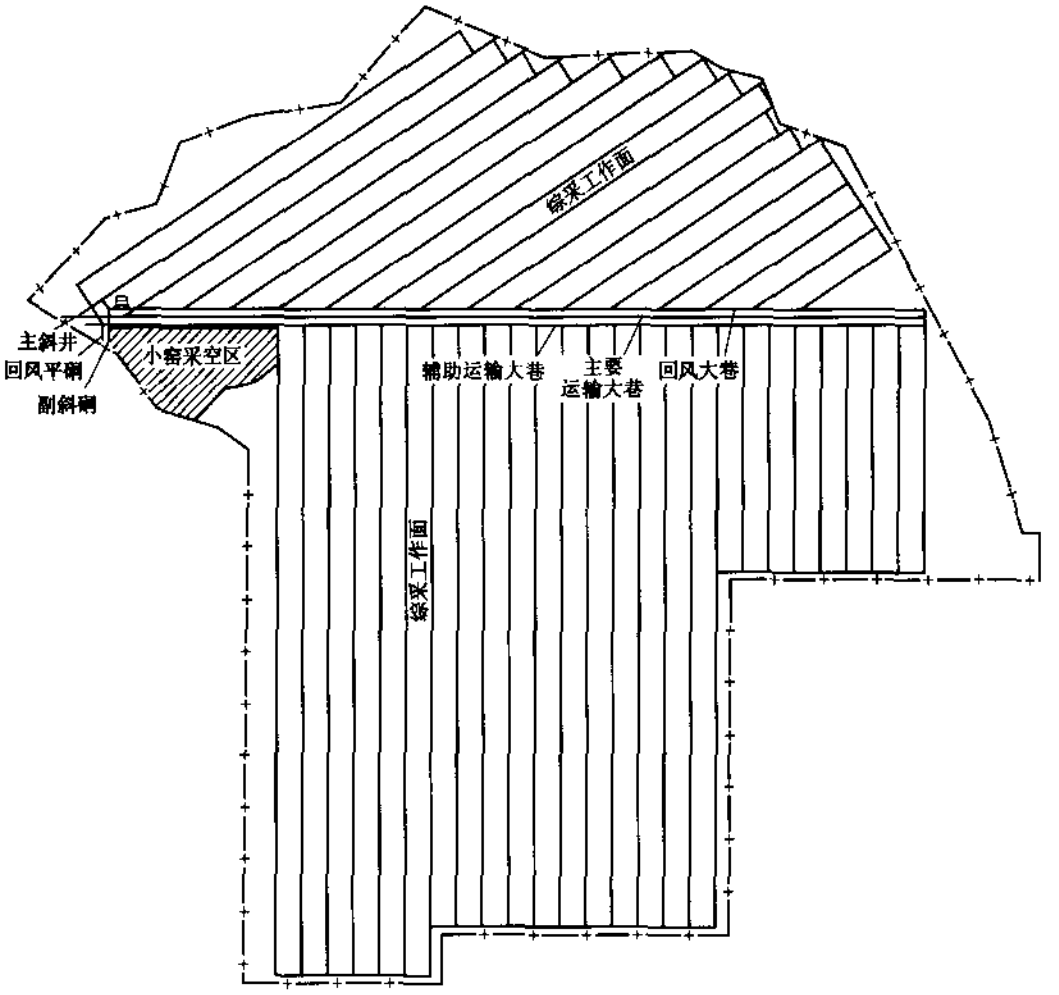


图 4-1-42 榆家梁煤矿开拓系统平面布置图

辅助运输斜硐长 545m，倾角 5°，为全岩巷道。回风斜井井长 133m，倾角 30°，这条回风斜井是利用原小矿的井筒而建成的。康家滩煤矿开拓系统平面布置如图 4-1-43 所示。

1.3.2 准备巷道布置及参数分析

1.3.2.1 采区上山布置

1. 上山位置

单一煤层的采（盘）区上山可布置在煤层中或岩层中。对于煤层群联合布置的采区，可布置在煤组的上部、中部和下部。

上山类型有煤层上山、岩石上山两类。

为改善煤层上山的维护情况，可采取以下措施：适当安排工作面开采顺序，避免两翼工作面采煤时同时接近上山；适当留设上山煤柱，上山煤柱的宽度越大，所受的采动影响越小，巷道维护条件越好，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 20m，厚煤层中上山一侧至少要留 30m 的煤柱宽度。

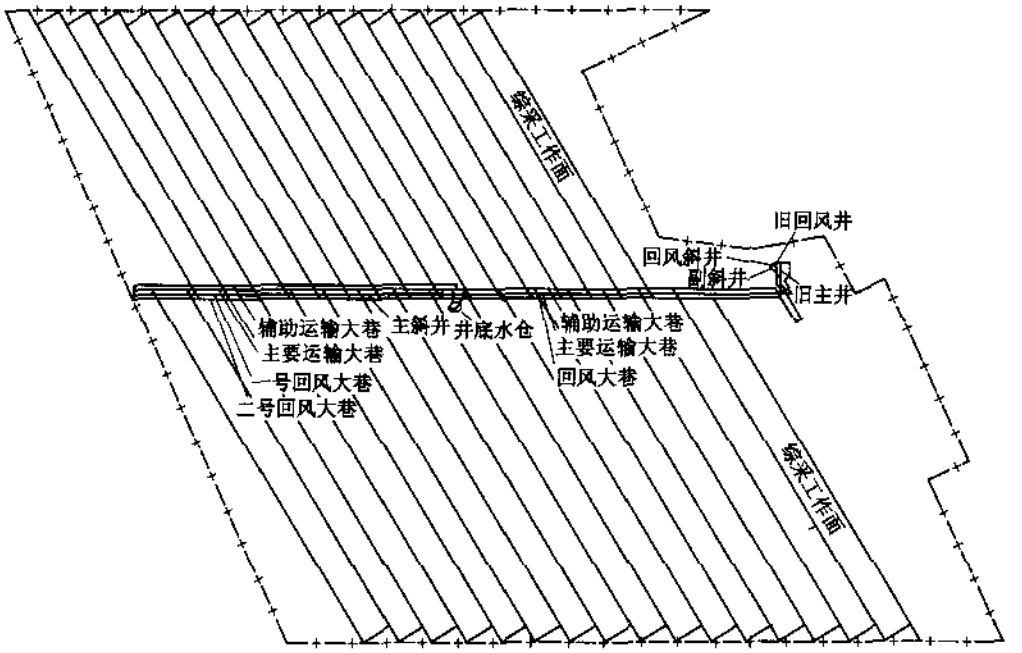


图4-1-43　康家滩煤矿开拓系统平面布置图

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，应把采区集中上山布置在煤层底板岩石中。

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，一般岩石上山与煤层底板间法线距离为10～20m，但也要根据底板岩层情况，使岩石上山布置在较稳定的岩层中。

联合布置的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。当下部煤层的底板岩层距涌水量特别大的岩层很近时，可考虑将集中上山布置在煤组的中部或上部。

2. 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。但在下列生产条件下，可以增设第三条上山：

（1）生产能力大的厚煤层采区或联合布置区。

（2）煤炭产量大，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）需要探明煤层变化或为了便于准备其他巷道时，应将运输上山、轨道上山均布置在煤层底板岩石中。

3. 上山布置的类型

采区上山位置的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，通过比较后确定。一般有两煤、一岩一煤、两岩、两岩一煤、三岩或两岩两煤、三岩一煤等多种类型。

4. 设置采区边界上山

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

在下列情况下，需设置采区边界上山：

（1）当采区瓦斯涌出量大，采区采用Z型、Y型等通风方式时，采区边界需要设置一条回风上山。

（2）当采用往复式开采，又无应用沿空留巷条件时，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。

如，开滦范各庄煤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，取得了较好的效果。

5. 采区上（下）山的运输

1）煤炭运输

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，选用带式输送机、刮板输送机、自溜运输、绞车或无极绳运输。

一般情况下，带式输送机用于上山倾角在15°（下山17°）以下，运输能力视设备而定，小时运输能力为350～800t。条件优越的矿井，常铺设大型带式输送机，小时运输能力可达2200t。新型带式输送机适用于下山（斜井）倾角25°左右时，由下向上运煤。

自溜运输设备简单，运输费用低，生产能力较大，适用于上山倾角大于30°的情况。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，倾角不宜小于30°。

绞车串车或无极绳牵引的矿车运输方式，仅适用于工作面煤炭产量低，采区生产能力小，煤层倾角不大的采区。

2）辅助运输

采区辅助运输应与矿井辅助运输统一考虑。一般情况下，当辅助运输上山角度小于或等于6°时，可采用无轨胶轮车运输；辅助运输上山角度大于6°时，可采用绞车串车运输，也可根据情况，采用无极绳、齿轨车、卡轨车运输。

6. 煤层群区段集中平巷的布置及层间联系方式

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机轨分煤岩巷布置、机轨双岩巷布置、机轨合一巷布置、机轨双煤巷布置4种。

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，其联系方式有石门、斜巷和立眼3种。

1.3.2.2 采（盘）区参数

1. 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。工作面长度应有一合理的范围。

在矿井开拓、确定开采水平垂高时已经考虑采区斜长，所以采区斜长基本上是个定值。划分区段时，应沿采区斜长划分整数个区段，并力求采区内各工作面都处于合理长度范围内。

2. 采区生产能力

1）采区生产能力的确定

采区生产能力是指采区在单位时间内，同时生产的采煤工作面和掘进工作面产量总和，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映，同时也直接关系到矿井的生产、技术水平。

在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，然后合理统筹采区产量。

近年来，我国采煤机械化程度不断提高，综采工作面平均月产可达 0.8Mt 以上。如神东煤炭集团大柳塔矿活鸡兔井，采用全部引进的采掘设备，2003 年 10 月 28 日，综采工作面产量达 44986t，榆家梁煤矿（一井一面）采用全部引进的采掘设备，2003 年，单井年产量达到 11.88Mt，2005 年，神华神东公司的哈拉沟煤矿、上湾煤矿、补连塔煤矿综采队年产量分别达到 10.64Mt、10.48Mt 和 10.00Mt。

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条件。

2）采区生产能力验算

采区生产能力 A_B 的计算公式为

$$A_B = K_1 K_2 \sum_{i=1}^{n} A_i \tag{4-1-1}$$

式中　A_i——第 i 个采煤工作面单独生产时的产量，t/h；

n——同时生产的采煤工作面数；

K_1——采区掘进出煤系数，大约为 1.1；

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。

需要对 A_B 进行各环节通过能力验算。A_B 应由必要的采区上（下）山运输设备生产能力来保证，即

$$A_B \leqslant (T\eta_0 A_n / K) \times 300 \tag{4-1-2}$$

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要求，即

$$A_B \leqslant (300 \times 24 \times 60 vS) / CC_1 \tag{4-1-3}$$

式中　S——巷道净断面面积，m^2；

v——巷道内允许的最大风速，m/s；

C——日产 1t 煤的供风量，$m^3/(min \cdot t)$；

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定的需要，即

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

式中　Z——采区开采储量，t；

T_n——新采区准备时间，a。

采用综合机械化采煤时，采区生产能力一般为0.8～1Mt/a，采用大功率综采设备时，可达2～3Mt/a；采用普采采煤时，一般为0.45～0.6Mt/a；爆破采煤时，一般为0.3～0.45Mt/a。条件优越的矿井，采（盘）区设计生产能力有很大提高。例如，神华万利布尔台煤矿2-2煤层采煤工作面，平均煤厚1.2m，最大采高2.2m，盘区生产能力2.31Mt/a；3-1煤层采煤工作面平均煤厚3.0m，最大采高3.6m，盘区生产能力6.95Mt/a；5-1煤层采煤工作面平均煤厚5.9m，最大采高6.0m，盘区生产能力11.58Mt/a。

3. 采区走向长度

确定采区走向长度，需要考虑地质、开采、生产技术条件和经济因素。

煤矿地质构造对采区走向长度的划分影响很大，常以较大的地质构造作为采区边界。确定采区走向长度时，还要综合考虑煤层自然发火、瓦斯、水文地质等因素。

生产技术上的因素，主要考虑区段巷道的运输、掘进和供电问题。当区段平巷或集中巷采用带式输送机运煤时，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。条件优越的矿井，采（盘）区的走向长度可达3000～6000m。

区段平巷采用单巷掘进时，受掘进通风的影响，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。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，必须采取升高电压的措施或采用移动变电站供电系统。

合理的采区走向长度，不仅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。

采区走向长度还应考虑因某种原因暂不能开采的块段，如保护煤柱、“三下”压煤等，可暂不划分采区，作为呆滞煤量。

考虑到我国各地煤矿的地质、煤层、开采技术、装备等条件，差异十分巨大这一实际情况，参考的采（盘）区走向长度取值如下：缓斜煤层双翼采区，走向长度一般不小于800～1000m；地质构造简单，煤层稳定的普采、炮采双翼采区，走向长度一般为1000～1200m，综采采区走向长一般为1600～2000m，甚至达2000m以上；条件优越的矿井，采区走向长度可达3000～6000m；当采用跨上山开采时，其走向长度一般为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，以及机械化装备水平低的小型矿井，采区走向长度应适当缩短。

4. 采区采出率

采区内留设的煤柱，有一部分往往不能完全回收，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

$$\text{采区采出率}=\frac{\text{采区工业储量}-\text{开采损失}}{\text{采区工业储量}}\times 100\% \qquad (4-1-5)$$

工作面采出率可用下式表示，即

$$\text{工作面采出率}=\frac{\text{工作面实际采出煤量}}{\text{工作面实际煤炭储量}}\times 100\% \qquad (4-1-6)$$

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

5. 采区煤柱尺寸

保护煤柱尺寸，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，但都不能全面而准确地反映所有因素对煤柱尺寸的影响。因此，必须通过对矿井进行实际观测和总结大量现场实测资料，来确定采区煤柱尺寸。以下所列的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：薄及中厚煤层为 20m，厚煤层为 30 ~ 40m。

（2）区段一侧煤柱宽度：薄及中厚煤层为 8 ~ 15m，厚煤层为 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，缓倾斜煤层为 25 ~ 40m，倾斜煤层为 15 ~ 25m，急斜煤层为 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。

6. 煤仓容量

采区煤仓是采区巷道布置的组成部分，是采区运输的重要环节，对保证采区稳产高产起重要作用。

为保证采区正常生产，采区煤仓容量可按以下产量计算：

（1）按采煤机连续作业割一刀煤的产量计算。

（2）按运输大巷中的列车间隔时间内采区高峰产量计算。

（3）按采区高峰生产延续时间计算。

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

近年来，设计或投产的特大型矿井，由于采用了可靠性较高的带式输送机运输，部分矿井取消了采区煤仓、井底煤仓，而把带式输送机之间直接搭接，从而最大限度地减少了岩石工程量。例如，同煤塔山煤矿井下煤炭运输通过带式输送机运输方式，从井下工作面到运输巷，然后利用带式输送机转载到 +1070m 运输大巷（上述巷道均为煤巷），通过主平硐底输送带搭接硐室与主平硐带式输送机搭接，运输至露天区贮煤场，中间不设置煤仓。

1.3.2.3　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，后采下煤层称为下行式开采顺序，反之称为上行式开采顺序。

开采缓斜及倾斜煤层时，通常用下行式开采顺序，因为下行式有利于下层煤的开采和巷道维护。但当煤层间距较小时，上层煤开采后形成的支承压力有可能传递到下层煤中，因此，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。

开采近距离煤层群时，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）上层煤放顶煤开采不影响下层煤开采。

（3）上层和下层采掘作业相互间没有影响和干扰。

开采急倾斜煤层时，除顶板移动之外，底板岩层也可能移动。如果两层煤间距较小，不仅要考虑下层煤开采对上层煤的影响，而且还要考虑上层煤开采对下层煤的影响。

1.3.3 井田内条带式准备特点

神东矿区利用自身煤层赋存的有利条件，大幅度简化矿井的生产环节，广泛采用条带式准备方式，从而提高了矿井的集中化生产程度。

1. 无盘区划分特点及优越性

（1）高效的连续采煤机采掘及其配套的运输设备，使条带的几何尺寸有了根本性的改变（增大）。条带中辅助运输巷应用无轨胶轮车后，不但对巷道坡度有很强的适应性，而且扩大了巷道长度，为加大工作面推进长度创造了条件，彻底解决了过去辅助运输平巷的长度主要受辅助运输设备能力和巷道坡度限制的问题。

神东煤炭集团引进先进的综采设备，并将连采设备运用于煤巷掘进中。工作面推进速度达612m/月（大柳塔煤矿），掘进速度一般为2200m/月，最高达4656m/月（上湾煤矿）。因此，神东矿区将条带工作面推进长度，由过去的1000～2000m加大到3000～6000m，采煤工作面的长度为300m左右。

（2）工作面推进长度加大，减少了工作面搬家次数。与过去相比，推进长度增加1倍，综采面搬家次数减少。同时，采煤工作面的连续快速推进，为工作面年产超10Mt提供了保障。

（3）系统简单，工程量少，费用低。大巷条带式布置方式，使矿井减少了生产环节，降低了岩巷、井巷工程量，从而降低了吨煤投资，提高了建井速度。并且生产系统简单，降低了生产经营费用，提高了矿井效益。

2. 全煤巷布置特点及效果分析

（1）神东矿区煤质坚硬，围岩稳定，煤层为近水平煤层，煤层倾角变化小，适宜布置煤层巷道，且巷道易维护。

（2）神东煤炭集团将连续采煤机应用于煤巷掘进中，提高了成巷速度。2003年，大柳塔煤矿年产煤10.5Mt，其中，综采工作面产煤8.5Mt，掘进出煤2Mt。从投入和产出分析比较可知，巷道布置在煤层中，吨煤收入大于支出，而且还给快速采煤准备了必要的巷道。

（3）由于快速采煤，巷道维护时间短，降低了巷道维护费用。

（4）与岩石大巷相比，煤层大巷不出矸石，省去了地面排矸占地。

2　采煤工艺与方法

2.1　采煤方法的分类

采煤方法通常按采煤工艺、矿压控制特点，将采煤方法分为壁式体系和柱式体系两大类，如图 4－2－1 所示。

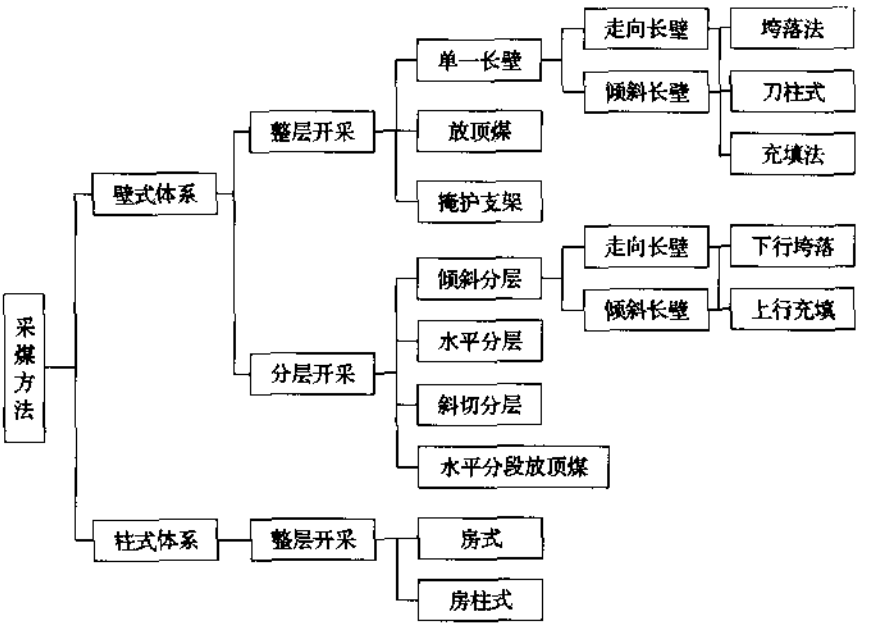


图 4－2－1　采煤方法分类

壁式体系采煤法按采煤工艺不同，可分为炮采工艺、普采工艺和综采工艺；按采空区处理方法的不同可分为垮落式采煤法、煤柱支撑采煤法、充填采煤法；按煤层倾角和采煤工作面推进方向可分为走向长壁采煤法和倾斜长壁采煤法；按工作面推进方向与运输巷、回风巷的关系分为前进式和后退式采煤法；按采煤工作面是否将煤层全厚一次开采，可分为整层采煤法和分层采煤法。

根据开采煤层厚度，长壁综采可分为分层综采工艺、一次采全高综采工艺、放顶煤综采工艺等。一次采全高综采工艺分为薄及中厚煤层长壁综采工艺和大采高综采工艺两种。

倾斜分层长壁综采工艺与薄及中厚煤层综采工艺相比，倾斜分层长壁综采工艺增加了铺金属网或再生顶板工序，由于存在铺设假顶工作量大、材料消耗量大、巷道布置复杂和维护困难、生产组织管理复杂等问题；在对自然发火煤层开采时，自燃问题比较严重；分层厚度不易控制，造成煤炭采出率低；工作面单产、工效提高幅度小等问题，已逐渐被大采高综采和放顶煤综采所替代。

大采高综采工艺是指对3.5m以上的厚煤层一次采全高的综采工艺。大采高综采工艺与薄及中厚煤层综采工艺相比，工艺过程基本相同。其主要特点是：矿压显现强烈，支架高度大，稳定性差，工作面及顶板管理难度大；采煤机稳定性差；煤壁片帮的可能性增加，片帮块度大、片帮煤量不均匀，易造成输送机事故；设备吨位重、外形尺寸大、综采工作面的安装、拆卸及综采设备的运输等较困难。在条件适宜的煤层，配套使用合适的综采设备，采用合理的工艺方式，可取得很好的技术经济效果。

放顶煤综采工艺是在开采煤层的底部（沿底板或在煤层中某一高度范围的底部）布置一个综采工作面，用常规的综采方法进行开采，利用矿山压力的作用或辅以人工松动方法使工作面上方的顶煤破碎，并随工作面推进在其后方放出的工艺方式。放顶煤综采工艺具有生产系统简单，巷道掘进和维护工程量少，出煤点多，工作面单产和效率高，动力和材料消耗少，生产成本低等优点。

倾斜长壁综采工艺主要适用于煤层倾角小于12°的综采工作面。

2.2 单一长壁采煤工艺

2.2.1 爆破采煤工艺

爆破采煤工艺过程包括打眼、爆破落煤和装煤、人工装煤、刮板输送机运煤、移置刮板输送机、人工支架和回柱放顶等工序。

1. 炮眼布置

常用的炮眼布置有以下3种：

（1）单排眼（图4-2-2a），一般用于薄煤层或煤质软、节理发育的煤层。

（2）双排眼（图4-2-2b），其布置形式又有对眼、三花眼及三角眼等，一般适用于采高较小的中厚煤层。煤质中硬时可用对眼，煤质软时可用三花眼，煤层上部煤质软或顶板较破碎时可用三角眼。

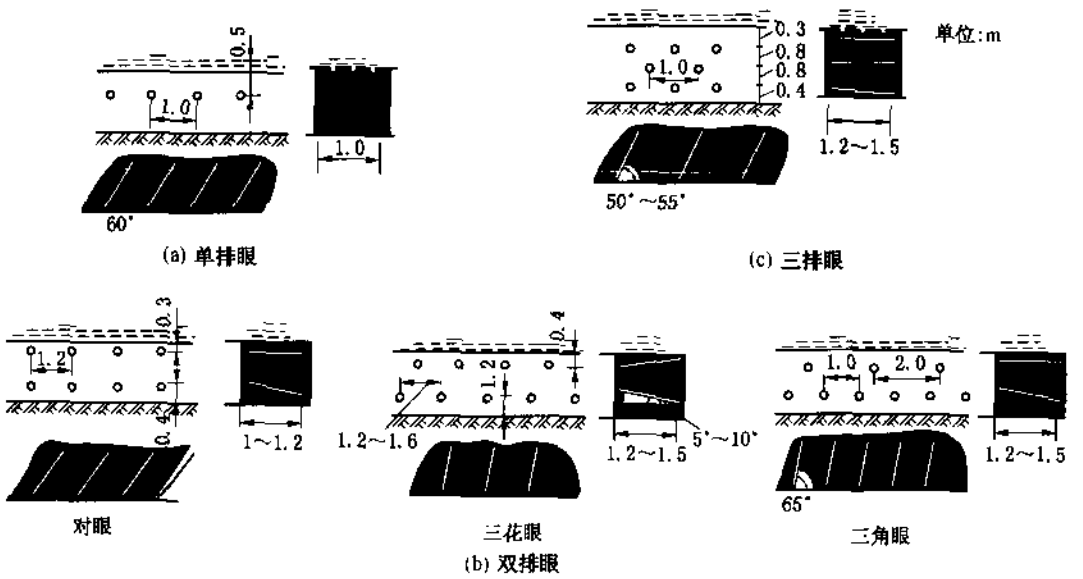


图4-2-2 炮眼布置图

（3）三排眼（图 4－2－2c），也称五花眼，用于煤质坚硬或采高较大的中厚煤层。

炮眼角度应满足的要求：

（1）炮眼与煤壁的水平夹角一般为 50°～80°，软煤取大值，硬煤取小值。为了不崩倒支架，应使水平方向的最小抵抗线朝向两柱之间的空当。

（2）顶眼在垂直面上向顶板方向仰起 5°～10°，要视煤质软硬和黏顶情况而定，应保证不破坏顶板的完整性。

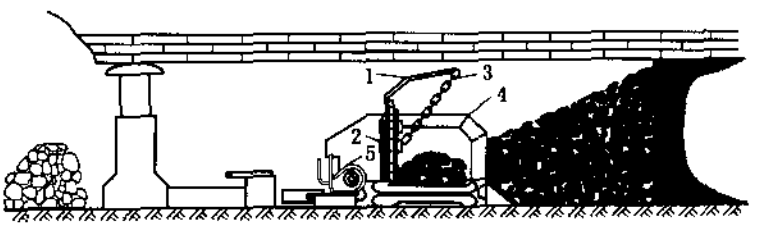
（3）底眼在垂直面上向底板方向保持 10°～20°的俯角，眼底接近底板，以不丢底煤和不崩翻输送机为原则。

炮眼深度根据每次的进度而定。一般每次进度有 0.8、1.0、1.2m 三种，与单体液压支架顶梁长度相适应。每个炮眼的装药量根据煤质软硬、炮眼位置和深度以及爆破顺序而定，通常为 150～600g。

2. 爆破采煤新工艺

采用毫秒爆破与抗炮崩单体液压支柱、双速或大功率刮板输送机 3 项技术（设备）相配套，并辅以相应的劳动组织管理，形成了新的炮采工艺。在徐州、平顶山、峰峰等几个矿区试验和部分推广，提高工效 10%～30%，装煤率可提高 20%～30%，并提高了爆破安全性，改善了顶板管理条件，取得了明显的技术经济效益。

近年来，随着大功率带铲煤板、挡煤板的可弯曲输送机和液压移输送机器及液压切顶支柱的发展，爆破采煤技术又有了新的进展。兖州和枣庄矿区根据所采煤层赋存硫化铁、坚硬夹矸的特点，试验成功炮采输送机铲装工艺，装煤效果较好，不剩浮煤，实现了全部机械化装煤的要求。枣庄矿区枣庄煤矿开采 16 层煤，工作面设备由输送机、铲煤板、挡煤板、移输送机器和切顶支柱（墩柱）组成，挡煤板为全封闭刚柔结合移动式挡煤板（图 4－2－3），共有两节，每节长 3m，节间用锚链连接，上部用具有弹性的胶带制成，由可调节长度的锚链与下部挡煤板相连，可根据煤层变化调整高度，使挡煤板始终与顶板紧密接触，不会翻向采空区，有效地起到挡煤作用。下部挡煤板有两架刚性支架，高 400mm，能适应最低采高，既达到了竖向限制的目的，又使挡煤板牢靠稳固。挡煤板底部装有导向爪，利用导向管作行走导轨，上行时用绞车牵引，绞车连在输送机上，随输送机推进而移动；下行时用输送机链条牵引。每节挡煤板上装有 2 个洒水喷头，由专用水泵供水，在爆破和推移装煤时均可喷雾洒水。爆破装煤结束后，可启动千斤顶推动带铲板的输送机前移装煤，直到铲煤板靠近煤壁为止。



1—上部挡煤板；2—下部挡煤板；3—锚链；4—刚性支架；5—导向管、导向爪

图 4－2－3　全封闭移动式挡煤板