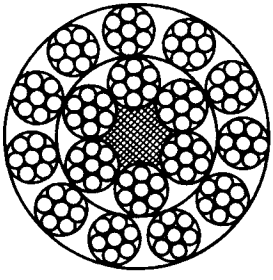
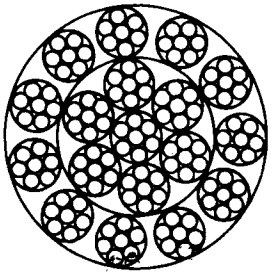
钢丝绳公称直径		钢丝绳近似重量	钢丝绳公称抗拉强度（MPa）				
			1470	1570	1670	1770	1870
d（mm）	允许偏差（%）	（kg/100m）	钢丝绳最小破断拉力（kN）				
13		65.90	81.40	87.00	92.50	98.10	103.00
14		76.40	94.50	100.00	107.00	113.00	120.00
16		99.80	123.00	131.00	140.00	148.00	157.00
18	+6	126.00	156.00	166.00	177.00	188.00	198.00
20	0	156.00	192.00	205.00	219.00	232.00	245.00
22		189.00	233.00	249.00	265.00	280.00	296.00
24		225.00	277.00	296.00	315.00	334.00	353.00
26		264.00	325.00	348.00	370.00	392.00	414.00
28		306.00	378.00	403.00	429.00	455.00	480.00
(30)		351.00	433.00	463.00	492.00	522.00	552.00
32		399.00	493.00	527.00	560.00	594.00	628.00
(34)		451.00	557.00	595.00	633.00	671.00	709.00
36		505.00	624.00	667.00	709.00	752.00	794.00
(38)		563.00	696.00	743.00	790.00	838.00	885.00
40		624.00	771.00	823.00	876.00	928.00	981.00
(42)		688.00	850.00	908.00	966.00	1020.00	1080.00
44		755.00	933.00	996.00	1060.00	1120.00	1180.00

注：1. 最小钢丝破断拉力总和 = 钢丝绳最小破断拉力 × 1.283 其中 17 × 7 为 1.250。

2. 新设计设备不得选用括号内的钢丝绳直径。

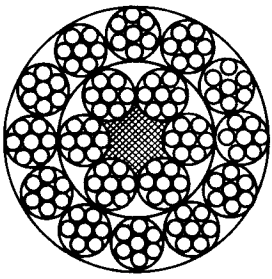


17 × 7 + FC

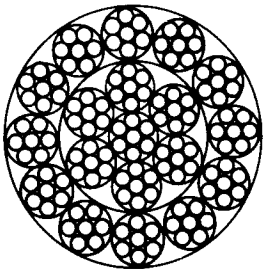


17 × 7 + IWS

直径 6～44mm

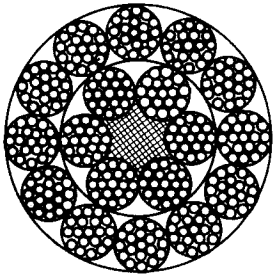


18×7+FC

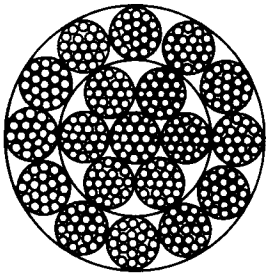


18×7+IWS

直径 6～44mm

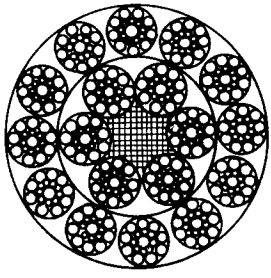


18×19W+FC

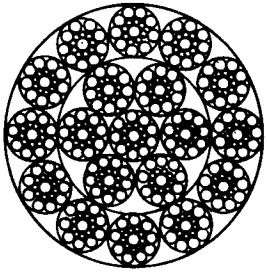


18×19W+IWS

直径 14～44mm

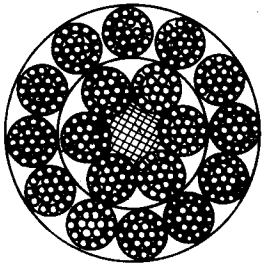


18×19S+FC

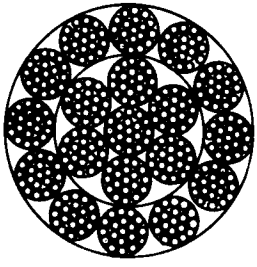


18×19S+IWS

直径 10～44mm



18×19+FC



18×19W+IWS

直径10～44mm

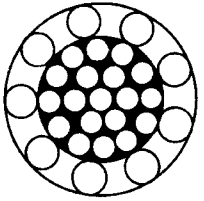
图 1－5－13

3．**密封钢丝绳**（GB352—88 **表** 1－5－31）

表 1-5-31 密封钢丝绳力学性能

典型结构	钢丝绳公称直径(mm)	参考重量(kg/100m)	钢丝绳公称抗拉强度 (N/mm²)					
			1180	1270	1370	1470	1570	1770
			钢丝实测破断拉力总和（kN）（不小于）					
一层Z型丝的密封钢丝绳	16	139	200.5	216	233	250	267	301
	17	156	225.5	242.5	261.5	280.5	300	338
	18	174	251.5	270.5	292	313.5	334.5	377.5
	19	194	279	300.5	324	348	371.5	419
	20	219	315	339	365.5	392.5	419	472.5
	21	240	346	372.5	401.5	431	460	519
	22	263	378.5	407	439	471	503.5	567.5
	24	310	447	481.5	519	557	595	671
	25	336	484	520.5	561.5	602.5	643.5	725.5
	26	362	522	561.5	606	650	694.5	782.5
	28	425	612	658.5	710.5	762.5	814	918
	30	485	699	752	811.5	870.5	929.5	
	32	549	791.5	851.5	918.5	986	1055	
	34	614	885	952.5	1025	1100	1175	
	36	686	989	1065	1150	1230	1315	
一层Z型和一层梯型丝的密封钢丝绳　两层Z型钢丝的密封钢丝绳	24	327	467.5	503	542.5	582.5	622	701
	25	353	505.5	544	587	630	672.5	758.5
	26	381	545	586.5	633	679	725.5	817.5
	28	448	641	690	744	798.5	853	961.5
	30	512	732	788	850	912	974	
	32	579	828.5	892	962	1030	1105	
	34	650	931	1000	1080	1160	1240	
	36	725	1040	1120	1205	1295	1380	
	38	819	1170	1260	1360	1460	1560	
	40	903	1295	1390	1500	1610	1720	
	42	991	1420	1530	1650	1770	1890	
	45	1131	1620	1745	1880	2020	2155	
	48	1276	1830	1970	2125	2280	2435	
	50	1381	1980	2130	2300	2465	2635	

典型结构	钢丝绳公称直径 (mm)	参考重量 (kg/100m)	钢丝绳公称抗拉强度 (N/mm²)					
			1180	1270	1370	1470	1570	1770
			钢丝实测破断拉力总和（kN）（不小于）					
一层Z型和两层梯型　两层Z型一层梯型	48	1323	1890	2035	2195	2355	2515	
	50	1430	2045	2200	2370	2545	2720	
	53	1608	2295	2470	2665	2860	3055	
	56	1786	2555	2750	2965	3180	3395	
	60	2036	2910	3135	3380	3625		
	63	2234	3195	3440	3710	3980		
	67	2512	3595	3870	4175	4480		
	71	2805	4020	4325	4665	5005		
三层Z型一层梯型　两层Z型和两层梯型	60	2082	2970	3195	3450	3700		
	63	2287	3265	3515	3790	4065		
	67	2572	3670	3950	4265	4575		
	71	2873	4105	4420	4765	5115		

典型结构	钢丝绳公称直径(mm)	参考重量(kg/100m)	钢丝绳公称抗拉强度 (N/mm²)					
			1180	1270	1370	1470	1570	1770
			钢丝实测破断拉力总和（kN）（不小于）					
半密封钢丝绳	20	219	315.0	339.0	365.5	316.0	419.0	472.5
	21	241	345.5	372.0	401.0	430.5	460.0	518.5
	22	263	377.5	406.0	438.0	478.0	502.0	566.0
	24	311	448.0	482.5	520.5	558.5	596.5	672.5
	25	332	476.5	513.0	553.0	593.5	634.0	715.0
	26	364	525.0	565.0	609.5	654.0	698.5	787.5
	28	465	611.0	657.5	709.5	761.0	813.0	
	30	489	695.0	748.0	806.5	865.5	924.5	
	32	547	788.0	848.0	915.0	981.5	104.5	
	34	611	880.0	947.0	1020	1095	117.0	
	36	693	997.0	1070	1155	1240	1325	
	38	771	1105	1190	1285	1380	1475	
	40	853	1225	1320	1425	1530	1630	
	42	936	1345	1450	1565	1680	1790	
	45	1078	1550	1665	1800	1930	2060	
	48	1231	1770	1905	2055	2205	2355	
	50	1324	2020	2175	2350	2520	2690	

注：1. 标记举例：公称直径为 20mm，由一层 Z 型钢丝和线接触绳芯构成的，强度级别为 1470N/mm²，密封绳韧性为 T 级的右捻镀锌密封钢丝绳标记为，密封钢丝绳 20Zn－18Z＋6/6＋6＋1－1470TZ、GB352－88 或 20Zn－Z－1470TZ、GB352－88。

2. 密封绳捻向按最外层钢丝捻向确定，分为左捻（S）和右捻（Z）两种。如无特殊要求，均按右捻供货。

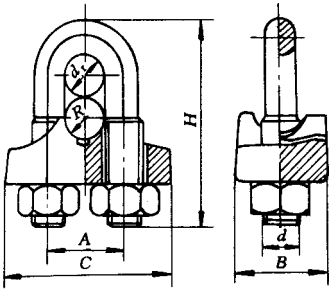
3. 密封钢丝绳适用于架空索道及矿井罐道。

(二)绳具(表 1－5－32)

1. **钢丝绳夹**(GB5976—86)

2. **船用索具开式螺旋扣**(GB561—65 表 1－5－33)

表 1－5－32　钢丝绳夹规格尺寸



U 型螺栓材料:Q235－A

标记示例:钢丝绳为右捻 6 股,公称尺寸为 20mm(钢丝绳公称直径 d_r > 18～20mm),夹座材料为 KTH350—10 的钢丝绳夹:

绳夹 20KTH　GB5976—86

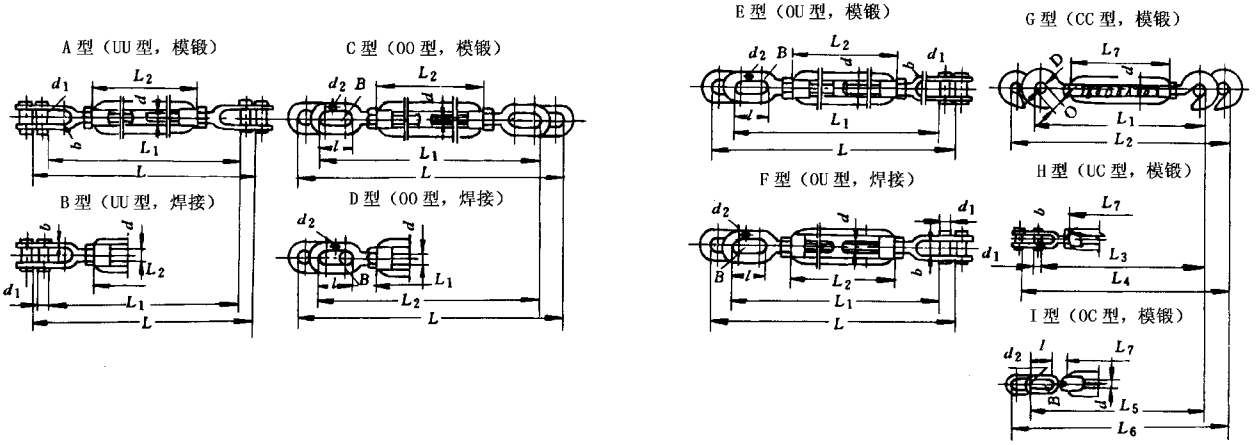
钢丝绳为左捻 8 股时 绳夹 20—8 左 KTHGB5976—86

钢丝绳为右捻 8 股时 绳夹 20—8KTHGB5976—86

绳夹公称尺寸(钢丝绳公称直径 d_r)(mm)	尺寸 (mm)					螺母 GB6170—86	单组重量(kg)
	A	*B*	*C*	*R*	*H*	*d*	
6	13.0	14	27	3.5	31	M6	0.034
8	17.0	19	36	4.5	41	M8	0.073
10	21.0	23	44	5.5	51	M10	0.140
12	25.0	28	53	6.5	62	M12	0.243
14	29.0	32	61	7.5	72	M14	0.372
16	31.0	32	63	8.5	77	M14	0.402
18	35.0	37	72	9.5	87	M16	0.601
20	37.0	37	74	10.5	92	M16	0.624
22	43.0	46	89	12.0	105	M20	1.122
24	45.5	46	91	13.0	113	M20	1.205
26	47.5	46	93	14.0	117	M20	1.244
28	51.5	51	102	15.0	127	M22	1.605
32	55.5	51	106	17.0	136	M22	1.727
36	61.5	55	116	19.5	151	M24	2.286
40	69.0	62	131	21.5	168	M27	3.133
44	73.0	62	135	23.5	178	M27	3.470
48	80.0	69	149	25.5	196	M30	4.701
52	84.5	69	153	28.0	205	M30	4.897
56	88.5	69	157	30.0	214	M30	5.075
60	98.5	83	181	32.0	237	M36	7.921

注 本标准适用于起重机、矿山运输、船舶和建筑业等重型工况中,使用的 GB1102—74 圆股钢丝绳的绳端固定或连接。

表 1-5-33　船用索具开式螺旋扣规格尺寸



材料：Q255A

标记示例：许用负荷为 27500N 的 E 型开式索具

螺旋扣：E2.7GB651－65

型号		许用负荷 (N)	最大钢索直径	左右螺纹 d	L (mm)			L_1 (mm)			L_2	b	d_1	d_2	B	l	重量 (kg)					
A、C、E	B、D、F				A、B 型	C、D 型	E、F 型	A、B 型	C、D 型	E、F 型	(mm)						A	C	E	B	D	F
0.1	—	1000	3.3	M6	230	244	237	155	169	162	100	10	6	4	10	19	0.15	0.12	0.14	—	—	—
0.2	—	2500	4.8	M8	324	344	334	212	232	222	150	12	8	5	12	24	0.38	0.33	0.36	—	—	—
0.4	—	4000	6.6	M10	341	365	353	229	253	241	150	14	10	7	14	28	0.52	0.4	0.46	—	—	—

型号		许用负荷 (N)	最大钢索直径 (mm)	左右螺纹 d (mm)	L (mm)			L_1 (mm)			L_2	b	d_1	d_2	B	l	重量 (kg)					
A、C、E	B、D、F				A、B型	C、D型	E、F型	A、B型	C、D型	E、F型	(mm)						A	C	E	B	D	F
0.6	—	6000	8.5	M12	421	449	435	281	309	295	190	16	12	8	16	34	0.9	0.73	0.82	—	—	—
0.9	—	9000	9.5	M14	434	466	450	294	326	310	190	18	14	9	18	40	1.07	0.84	0.96	—	—	—
1.2	—	12500	11	M16	524	558	541	356	390	373	230	22	16	11	22	47	1.81	1.56	1.69	—	—	—
1.7	—	17500	13	M18	542	582	562	374	414	394	230	25	18	12	24	55	2.24	1.76	2.0	—	—	—
2.1	2.1	21000	15.5	M20	603	653	628	418	468	443	260	27	20	14	26	60	3.07	2.61	2.82	3.56	3.06	3.31
2.7	2.7	27500	17.5	M22	629	681	655	444	496	470	260	30	23	16	30	70	3.67	2.94	3.28	4.1	3.44	3.77
3.5	3.5	35000	19.5	M24	719	787	753	507	575	541	310	32	26	18	32	80	5.75	4.81	5.28	6.14	5.22	5.69
4.5	4.5	45000	22.5	M27	757	821	789	545	609	577	310	36	30	20	36	90	6.88	5.53	6.21	7.29	5.95	6.71
6	6	60000	26	M33	881	949	915	633	701	667	370	40	32	23	40	100	12	10.4	11.8	12.7	11.1	11.9
—	7.5	75000	28.5	M36	900	976	938	652	728	690	370	44	36	26	44	105	—	—	—	15.1	12.5	13.7
—	9.5	95000	31	M39	987	1033	1035	722	818	770	410	49	40	29	48	120	—	—	—	21.3	18.1	19.3
—	11	110000	35	M45	1027	1121	1074	762	856	809	410	52	45	32	52	130	—	—	—	25.6	20.2	22.2
—	14	140000	39	M48	1133	1231	1182	843	941	892	460	58	50	36	56	140	—	—	—	35.9	29.9	32.9
—	17.5	175000	43.5	M56	1159	1261	1210	869	971	920	460	63	55	39	62	150	—	—	—	43.8	36	40.9
—	21	210000	48.5	M60	1247	1391	1319	939	1083	1011	500	68	60	43	66	170	—	—	—	57.2	46.2	52.1

型号	许用负荷 (N)	最大钢索直径 (mm)	左右螺纹 d (mm)	L_1	L_2	L_3	L_4	L_5	L_6	L_7	D	O	重量 (kg)		
G、H、I				(mm)									G	H	I
0.1	1000	3.3	M6	161	236	158	233	165	240	100	10	8	0.15	0.14	0.15
0.2	2500	4.8	M8	248	360	230	342	240	352	150	16	13	0.44	0.42	0.5
0.4	4000	6.6	M10	271	383	250	362	262	374	150	20	16	0.6	0.54	0.68
0.6	6000	8.5	M12	321	461	301	441	315	455	190	22	18.5	1.04	0.95	1.17
0.9	9000	9.5	M14	332	472	313	453	329	469	190	24	20	1.18	1.06	1.29
1.2	12500	11	M16	390	558	373	541	390	553	230	28	24	1.99	1.86	2.16

注：1. 用于起重设备时，螺旋扣型号自 0.9 开始，应加大一档选用。

2. G、H、I 型中 b、d_1、B、l、d_2 尺寸同 A、C、E 型。

第二节　石、砂材料

一、石料

(一)石料种类

砌筑用石料分为毛石、料石两类。

毛石又分乱毛石、平毛石。乱毛石系指形状不规则的石块;平毛石系指形状不规则,但有两个平面大致平行的石块。

料石按其加工面的平整程度分为细料石、半细料石、粗料石和毛料石四种。

料石各面的加工要求,应符合表 1－5－34 的规定。

表 1－5－34　料石各面的加工要求

项次	料石种类	外露面及相接周边的表面凹入深度	叠砌面和接砌面的表面凹入深度
1	细料石	不大于 2mm	不大于 10mm
2	半细料石	不大于 10mm	不大于 15mm
3	粗料石	不大于 20mm	不大于 20mm
4	毛料石	稍加修整	不大于 25mm

注:1. 相接周边的表面系指叠砌面、接砌面与外露面相接处 20～30mm 范围内的部分。

2. 如设计对外露面有特殊要求,应按设计要求加工。

料石加工的允许偏差应符合表 1－5－35 的规定。

表 1－5－35　料石加工的允许偏差

项　次	料石种类	允　许　偏　差	
		宽度、厚度(mm)	长度(mm)
1	细料石、半细料石	±3	±5
2	粗料石	±5	±7
3	毛料石	±10	±15

注 如设计有特殊要求,应按设计要求加工。

料石规格一般为 300mm×250mm×200mm 或 350mm×200mm×200mm。

(二)石料技术要求

1. 质量密度

石料按其质量密度大小分为轻石和重石两类:质量密度不大于 1800kg/m³ 者为轻石;质量密度大于 1800kg/m³ 者为重石。

2. 强度等级

根据石料的抗压强度值,石料强度等级有 MU100、MU80、MU60、MU50、MU40、MU30、MU20、MU15 和 MU10。

3. 抗冻性

石料抗冻性指标是用冻融循环次数表示,在规定的冻融循环次数(15、20 或 50 次)时,无贯穿裂缝,重量损失不超过 5%,强度减少不大于 25%时,则抗冻性合格。

二、石子

由天然岩石或卵石经破碎、筛分而得的,粒径大于 5mm 的岩石颗粒,称为碎石或碎卵石。

岩石由于自然条件作用而形成的,粒径大于 5mm 的岩石颗粒,称为卵石。

普通混凝土用石子的技术要求:

1. 颗粒级配

碎石或卵石的颗粒级配,一般应符合表 1-5-36 的要求。

表 1-5-36　碎石或卵石的颗粒级配

级配情况	公称粒级(mm)	累计筛余,按重量计(%)											
		筛孔尺寸(圆孔筛)(mm)											
		2.5	5	10	15	20	25	30	40	50	60	80	100
连续粒级	5~10	95~100	80~100	0~15	0								
	5~15	95~100	90~100	30~60	0~10	0							
	5~20	95~100	90~100	40~70		0~10	0						
	5~30	95~100	90~100	70~90		15~45		0~5	0				
	5~40		95~100	75~90		30~65			0~5	0			

级配情况	公称粒级(mm)	累计筛余,按重量计(%)											
		筛孔尺寸(圆孔筛)(mm)											
		2.5	5	10	15	20	25	30	40	50	60	80	100
单粒级	10 ~ 20		95 ~ 100	85 ~ 100		0 ~ 15	0						
	15 ~ 30		95 ~ 100		85 ~ 100			0 ~ 10	0				
	20 ~ 40			95 ~ 100		80 ~ 100			0 ~ 10				
	30 ~ 60				95 ~ 100			75 ~ 100	45 ~ 75		0 ~ 10	0	
	40 ~ 80					95 ~ 100			70 ~ 100		30 ~ 60	0 ~ 10	0

注:1. 公称粒级的上限为该粒级的最大粒径。单粒级一般用于组合成具有要求级配的连续粒级。它也可与连续粒级的碎石或卵石混合使用,以改善它们的级配或配成较大粒度的连续粒级。

2. 根据混凝土工程和资源的具体情况,进行综合技术经济分析后,在特殊情况下允许直接采用单粒级,但必须避免混凝土发生离析。

混凝土用的粗骨料,其最大颗粒粒径不得大于结构截面最小尺寸的 1/4,同时不得大于钢筋间最小净距的 3/4。

混凝土实心板,允许采用最大粒径为 1/2 板厚的颗粒级配,但最大不得超过 50mm。

2. 针、片状颗粒含量及含泥量

碎石或卵石中针、片状颗粒含量,应符合表 1 – 5 – 36 的要求。碎石及卵石中的含泥量(即颗粒小于 0.080mm 的尘屑、淤泥和粘土的总含量)也应符合表 1 – 5 – 37 的规定,但不宜含有块状粘土。

表 1 – 5 – 37　碎石或卵石中的含泥量

混凝土强度等级	高于或等于 C30	低于 C30
针、片状颗粒含量(按重量计)不大于(%)	15	25
含泥量(按重量计)不大于(%)	1.0	2.0

注:1. 针、片状颗粒的定义是:凡颗粒的长度大于该颗粒所属粒级的平均粒径 2.4 倍者称为针状颗粒;厚度小于平均粒径 0.4 倍者称为片状颗粒;平均粒径是指该粒级上下限粒径的平均值。

2. 对有抗冻、抗渗或其他特殊要求的混凝土,其所用碎石或卵石的含泥量不应大于 1%。

3. 如含泥基本上是非粘土质的石粉时,其总含量可由 1.0%及 2.0%分别提高到 1.5%和 3.0%。

4. 对 C10 或低于 C10 的混凝土用碎石或卵石,其针、片状颗粒含量可放宽到 40%;其含泥量可酌情放宽。

3. 强度

碎石或卵石的强度,可用岩石立方体强度和压碎指标两种方法表示。在选择采石场

或对粗骨料强度有严格要求或对质量有争议时，宜用岩石立方体强度作检验，对经常性的生产质量控制则用压碎指标值检验较为简便。

用立方体强度作检验时，碎石或卵石制成的 5cm × 5cm × 5cm 立方体（或直径与高均为 5cm 的圆柱体）试件，在水饱和状态下，其极限抗压强度与所采用的混凝土强度等级之比不应小于 1.5，但在一般情况下，火成岩试件的强度不宜低于 78.4N/mm²（800ksf/cm²），变质岩不宜低于 60N/mm²，水成岩不宜低于 30N/mm²。

碎石或卵石的压碎指标值按表 1－5－38 的规定采用。

表 1－5－38　碎石或卵石的压碎指标值

岩石品种	混凝土强度等级	压碎指标值（%）	
		碎　石	卵　石
水成岩	C60～C40 C30～C10	10～12 13～20	<9 10～18
变质岩或深成的火成岩	C60～C40 C30～C10	12～19 20～31	12～18 19～30
喷出的火成岩	C60～C40 C30～C10	<13 不限	不限 不限

注：1. 水成岩包括石灰岩、砂岩等。变质岩包括片麻岩、石英岩等。深成的火成岩包括花岗岩、正长岩、闪长岩和橄榄岩等。喷出的火成岩包括玄武岩和辉绿岩等。

2. 压碎指标值中，接近较小值者，适用于较高强度等级混凝土；接近较大值者，适用于较低强度等级混凝土。

4. 坚固性

当采用硫酸钠溶液法作坚固性检验时，其指标应符合表 1－5－39 的规定。

表 1－5－39　石子的坚固性检验指标

混凝土所处的环境条件	在硫酸钠溶液中的循环次数	循环后的重量损失不宜大于（%）
在干燥条件下使用的混凝土	5	12
在寒冷地区室外使用，并经常处于潮湿或干湿交替状态下的混凝土	5	5
在严寒地区室外使用，并经常处于潮湿或干湿交替状态下的混凝土	5	3

注：1. 严寒地区系指最寒冷月份里的月平均温度低于－15℃的地区。寒冷地区则指最寒冷月份里月平均温度处在－5～－15℃之间的地区。

2. 在干燥条件下使用，但有抗疲劳、耐磨、抗冲击等要求，或混凝土在 C40 以上时，其骨料的坚固性要求应是经 5 次循环后的重量损失不应大于 5%。

3. 除注 2 要求外，一般在干燥条件下使用的混凝土，仅在发现粗骨料有显著缺陷（指风化状态及软弱颗粒过多）时，方进行坚固性检验。

4. 对同一产源的碎石或卵石，在类似的气候条件下，使用已有可靠的经验时，可不作坚固性检验。

5. 有害物质含量(表 1－5－40)

表 1－5－40　石子中的有害物质含量

项　目	质　量　标　准
硫化物和硫酸盐含量(折算为 SO_3)按重量计,不宜大于(%)	1
卵石中有机质含量(用比色法试验)	颜色不应深于标准色,如深于标准色,则应以混凝土进行强度对比试验,予以复核

注　碎石或卵石中如含有颗粒状硫酸盐或硫化物,则要求经专门检验,确认能满足混凝土耐久性要求时方能采用。

当怀疑碎石或卵石中因含有无定形二氧化硅而可能引起碱—骨料反应时,应根据混凝土结构或构件的使用条件,进行专门试验,以确定是否可用。

骨料应按品种、规格分别堆放,不得混杂。骨料中严禁混入煅烧过的白云石或石灰块。

三、砂

(一)砂的分类

由自然条件作用而形成的,粒径在 5mm 以下的岩石颗粒,称为天然砂。按其产源不同,天然砂可分为河砂、海砂和山砂。按砂的粒径又可分为粗砂、中砂、细砂和特细砂四种,目前均以平均粒径或细度模数(M_x)来区分:

粗砂:平均粒径为 0.5mm 以上,细度模数 M_x 为 3.7～3.1。

中砂:平均粒径为 0.35～0.5mm,细度模数 M_x 为 3.0～2.3。

细砂:平均粒径为 0.25～0.35mm,细度模数 M_x 为 2.2～1.6。

特细砂:平均粒径为 0.25mm 以下,细度模数 M_x 为 1.5～0.7。

(二)混凝土用砂的技术要求

1. 颗粒级配

对细度模数为 3.7～1.6 的砂,按 0.63mm 筛孔的累计筛余量(以重量百分率计)分成三个级配区,见表 1－5－41。砂的颗粒级配应处于表 1－5－41 中的任何一个级配区以内。

砂的实际颗粒级配与表中所列的累计筛余百分率相比,除 5 和 0.63mm 筛号(表中黑体字所标数值)外,允许稍有超出分界线,但其总量不应大于 5%。

表 1－5－41　砂颗粒级配区

筛孔尺寸(mm)	级配区		
	1区	2区	3区
	累计筛余(%)		
10.00	0	0	0
5.00	**10～0**	**10～0**	**10～0**
2.50	35～5	25～0	15～0
1.25	65～35	50～10	25～0
0.63	**85～71**	**70～41**	**40～16**
0.315	95～80	92～70	85～55
0.16	100～90	100～90	100～90

2. 含泥量

砂的含泥量(即粒径小于 0.080mm 的尘屑、淤泥和粘土的总含量)应符合表 1－5－42 的规定。

表 1－5－42　砂的含泥量

混凝土强度等级	高于或等于 C30	低于 C30
含泥量,按重量计不大于(%)	3	5

注：1. 对有抗冻、抗渗或其他特殊要求的混凝土用砂,其含泥量不应大于 3%；
2. 对 C10 或 C10 以下的混凝土用砂,其含泥量可酌情放宽。

3. 坚固性

砂的坚固性,用硫酸钠溶液法检验,试样经 5 次循环后,其重量损失应不大于 10%。

当同一产源的砂、在类似的气候条件下使用已有可靠的经验时,可不作坚固性检验。

4. 有害物质含量

砂中如含有云母、轻物质(视比重小于 2.0,如煤和褐煤等)、有机物、硫化物及硫酸盐等有害物质,其含量应符合表 1－5－43 的规定。

表 1－5－43　砂中有害物质含量指标

项目	质量指标
云母含量,按重量计,不宜大于(%)	2
轻物质含量,按重量计,不宜大于(%)	1
硫化物及硫酸盐含量,按重量计(折算成 SO_2),不大于(%)	
有机质含量(用比色法试验)	颜色不应深于标准色,如深于标准色,则应配成砂浆,进行强度对比试验,予以复核

注：1. 对有抗冻、抗渗要求的混凝土,砂中云母含量不应大于 1%。
2. 砂中如含有颗粒状的硫酸盐或硫化物,则要求经专门检验,确认能满足混凝土耐久性要求时方能采用。

第三节　注浆材料

一、无机系浆液

(一)水泥浆类

1. 纯水泥浆的基本性能(表 1－5－44)

表 1－5－44　纯水泥浆的基本性能

水灰比(质量比)	粘度(s)	密度(g/cm³)	结石率(%)	凝胶时间		抗压强度(MPa)				备　注
				初凝(h:min)	终凝(h:min)	3d	7d	14d	28d	
0.5:1	139	1.86	99	7:41	12:36	4.14	6.46	15.3	22	采用 500 号普通硅酸盐水泥,测定数据为平均值
0.75:1	33	1.62	97	10:47	20:33	2.43	2.6	5.54	11.27	
1:1	18	1.49	85	14:56	24:27	2.0	2.4	2.42	8.9	
1.5:1	17	1.37	67	16:52	34:47	2.04	2.33	1.78	2.22	
2:1	16	1.30	56	17:7	48:15	1.66	2.56	2.1	2.8	

2. 单液水泥浆液基本性能(表 1－5－45)

表 1－5－45　单液水泥浆液基本性能

水灰比	附　加　剂		凝胶时间		抗压强度(MPa)				备　注
	名　称	掺量(%)	初凝(h:min)	终凝(h:min)	1d	3d	7d	28d	
1:1	0	0	14:56	24:27	0.8	2.0	5.9	8.9	1. 水泥用 500 号普通硅酸盐水泥 2. 附加剂用量为占水泥质量的百分数 3. 氯化钙用量一般为水泥量的 5%以下 4. 水玻璃用量一般为水泥量的 3%以下
1:1	水玻璃	3	7:20	14:30	1.0	1.8	5.5	—	
1:1	氯化钙	2	7:10	15:04	1.0	1.9	6.1	9.5	
1:1	氯化钙	3	6:50	8:13	1.1	2.0	6.5	9.8	
0.4:1	“711”	3	0:1	0:2	15.1	—	30.9	47.8	
0.4:1	“711”	5	0:4	0:5	19.8	—	35.9	47.1	
0.4:1	阳泉一型	2	0:3	0:6	0.6	—	—	34.1	
1:1	三乙醇胺/氯化钠	0.05/0.5	6:45	12:35	2.4	3.9	7.2	14.3	
1:1	三乙醇胺/氯化钠	0.1/1.0	7:23	12:58	2.3	4.6	9.8	15.2	
1:1	三异丙醇胺/氯化钠	0.05/0.5	11:03	18:22	1.4	2.7	7.4	12	
1:1	三异丙醇胺/氯化钠	0.1/1.0	9:36	14:12	1.8	3.5	8.2	13.1	

3. 水泥浆可注性试验数(表 1－5－46)

表 1－5－46　水泥浆可注性试验数据

水灰比	0.6	0.8	1.0	2.0	4.0	6.0	8.0	10.0	12.0
可注入的平均缝宽(mm)	0.53	0.47	0.48	0.43	0.39	0.39	0.38	0.33	0.28

4. 水泥浆液的现场配制(表 1－5－47～表 1－5－51)

表 1－5－47　纯水泥浆(无附加剂)现场配制表

水灰比	水　泥(袋)	水(L)	制成浆量(m^3)	备　注
0.5∶1	24	600	1.000	每袋水泥 50kg，水以〈L〉计
0.6∶1	22	600	1.026	
0.75∶1	19	712	1.029	
1∶1	15	750	1.000	
1.25∶1	13	812	1.029	
1.5∶1	11	825	1.008	
2∶1	9	900	1.050	

表 1－5－48　水泥浆(加 3%氯化钙)现场配制表

水灰比	水　泥(袋)	50%氯化钙溶液(桶)	水(L)	制成浆量(m^3)	备　注
0.5∶1	25	5	525	1.000	水泥每袋 50kg 氯化钙溶液每桶 15L
0.6∶1	22	4.5	593	1.026	
0.75∶1	19	4	652	1.029	
1∶1	15	3	705	1.000	
1.25∶1	13	2.5	774	1.029	
1.5∶1	11	2	795	1.008	
2∶1	9	2	870	1.056	

表 1－5－49　水泥浆(加 4.5%水玻璃)现场配制表

水灰比	水　泥(袋)	40Be′水玻璃(桶)	水(L)	制成浆量(m^3)	备　注
0.5∶1	24	2.5	563	1.000	水泥每袋 50kg 水玻璃每桶 15L 水泥浆加入水玻璃后有变稠现象影响可注性
0.6∶1	22	2	630	1.026	
0.75∶1	19	2	682	1.029	
1∶1	15	1.5	727	1.000	
1.25∶1	13	1.5	790	1.029	
1.5∶1	11	1	810	1.003	
2∶1	9	1	885	1.005	

表 1－5－50　水泥浆(加三乙醇胺与氯化钠混合溶液)现场配制表

水灰比	水　泥(袋)	三乙醇胺与氯化钠混合液(L)	水(L)	制成浆量(m^3)	备　注
0.5:1	24	30	570	1.000	水泥每袋 50kg 混合液浓度为 20% 氯化钠与 2% 三乙醇胺
0.6:1	22	28	632	1.026	
0.75:1	19	24	688	1.029	
1:1	15	19	731	1.000	
1.25:1	13	16	796	1.029	
1.5:1	11	14	811	1.008	
2:1	9	11	889	1.050	

表 1－5－51　水泥粘土浆液的配比、用量及性能表

水灰比	粘土用量(占水泥的%)	粘度(s)	重度(g/cm^3)	凝胶时间		结石率(%)	抗压强度(MPa)			
				初凝(h:min)	终凝(h:min)		3d	7d	14d	28d
0.5:1	5	滴流	1.84	2:42	5:52	99	11.85	—	33.2	13.6
0.75:1	5	40	1.65	7:50	13:1	93	4.05	6.96	7.94	7.89
1:1	5	19	1.52	8:30	14:30	87	2.41	5.17	4.28	8.12
1.5:1	5	16.5	1.37	5:11	23:50	66	1.29	3.45	3.24	7.36
2:1	5	15.8	1.28	13:53	51:52	57	1.25	2.58	2.58	7.85
0.5:1	10	不流动	—	2:24	5:29	100	—	—	20.3	—
0.75:1	10	65	1.68	5:15	9:38	99	2.93	6.96	5.12	—
1:1	10	21	1.56	7:24	14:10	91	1.68	4.55	2.88	—
1.5:1	10	17	1.43	8:12	20:25	79	1.56	2.79	3.3	—
2:1	10	16	1.32	9:16	30:24	58	1.25	1.58	2.52	—
0.75:1	15	71	1.70	4:35	8:50	99	0.4	2.4	2.95	—
1:1	15	23	1.62	6:20	14:13	95	1.3	1.56	2.18	—
1.5:1	15	19	1.51	7:45	24:5	80	0.85	0.97	1.4	—
2:1	15	16	1.34	9:50	29:16	60	0.73	1.13	2.24	—

注：1. 采用 500 号普通硅酸盐水泥。

2. 采用峰峰粘土配成 50%浓度粘土浆使用。

(二)水泥－水玻璃类浆液

水泥－水玻璃浆液亦称 CS 浆液。C 代表水泥,S 代表水玻璃。

水泥－水玻璃浆液是以水泥和水玻璃为主剂,两者按一定的比例配制而成,采用双液方式注入,必要时加入速凝剂或缓凝剂。水泥—水玻璃浆液组成及配方见表 1－5－52～表 1－5－53。

双液注浆适宜于 0.2mm 以上裂隙和 1mm 以上粒径的砂层使用。

表 1－5－52　水泥－水玻璃浆液组成及配方

原料	规格要求	作用	用量比例	主要性能
水　泥	400 号或 500 号普通或矿渣硅酸盐水	主　剂	1	1. 凝胶时间可控制在几秒至几十
水玻璃	泥模数 2.4～3.4 浓度 30～45Be′	主　剂	0.5～1	分钟范围内
氢氧化钙	工　业　品	速凝剂	0.05～0.2	2. 抗压强度为 5～20MPa
磷酸氢二钠	工　业　品	缓凝剂	0.01～0.03	3. 结石体渗透系数为 10^{-3}cm/s

表 1－5－53　配制 $1M^3$ 低浓度水玻璃的加水量和高浓度水玻璃用量表

原水玻璃浓度(Be′)		45		50		51		52		53		54		55		56	
原水玻璃比重 d		1.450		1.526		1.543		1.559		1.571		1.593		1.611		1.630	
预制水玻璃浓度(Be′)	预制水玻璃比重 d	水(L)	水玻璃(L)	水(L)	水玻璃(L)	水(L)	水玻璃(L)	水(L)	水玻璃(L)	水(L)	水玻璃(L)	水(L)	水玻璃(L)	水(L)	水玻璃(L)	水(L)	水玻璃(L)
25	1.208	588	462	605	395	617	383	629	371	639	361	650	350	660	340	670	330
30	1.261	420	580	504	496	582	418	534	466	548	452	560	440	572	428	586	414
35	1.318	294	706	395	605	415	585	432	562	449	551	464	536	480	520	495	505
36	1.330	277	723	372	628	392	608	410	590	428	572	443	557	460	540	476	524
37	1.342	240	760	350	650	370	630	389	611	407	593	423	577	440	560	457	543
38	1.355	211	789	325	675	346	654	366	634	385	615	402	598	420	580	437	563
39	1.368	182	818	302	698	322	678	343	657	362	638	379	621	400	600	417	583
40	1.381	153	847	276	724	298	702	319	681	340	660	357	643	379	621	396	604

(三)CL－C 型粘土水泥浆

CL－C 型粘土水泥浆由粘土、水泥、添加剂(S 水玻璃)和水组成。

粘土是该浆液的主要成分,粘土矿物有:高岭土、蒙脱石和伊利石。配制 CL－C 型粘土水泥浆可以用高岭土、多种粘土矿物的粘土和含大量高岭土的亚粘土。

水泥采用 425 号、525 号普通硅酸盐水泥。

CL－C 型粘土水泥浆的浆液配方范围为：

粘土浆比重：1.13∶1.30

水泥用量：100～200kg（$1m^3$ 浆液中水泥的重量）

粘土的物理化学性质、比重、主要技术参数及经济效果等见表 1－5－54～表 1－5－60。（其资料由煤科总院建井所提供）

表 1－5－54　粘土的物理化学性质测定结果

pH 值	蒙脱石（%）	液限（%）	塑限（%）	塑性指数	交换阳离子成分（me/100g±）				盐基总量（me/100g）
					Ca^{++}	Mg^{++}	K^{+}	Na^{+}	
8.03	29.82	74.0	37.5	36.5	40.50	5.53	0.53	1.36	47.92

表 1－5－55　配制 $1m^3$ 粘土浆所需粘土用量

粘土浆比重	1.13	1.15	1.18	1.21	1.24	1.27	1.30
粘土用量（kg）	220	275	330	385	440	495	550
用水量（L）	900	875	850	825	800	775	750
粘土浆粘度（s）	15.5	16	17	18	18.3	20	35

表 1－5－56　CL－C 型粘土水泥浆的比重

CL－C 浆的比重 / 粘土浆比重 / $1m^3$ 浆水泥用量（kg）	1.13	1.15	1.18	1.21	1.24	1.27	1.30	1.35
100	1.19	1.21	1.24	1.27	1.30	1.33	1.36	1.41
125	1.21	1.23	1.26	1.28	1.31	1.34	1.37	1.42
150	1.22	1.24	1.27	1.30	1.33	1.36	1.39	1.43
200	1.25	1.27	1.30	1.33	1.36	1.39	1.41	1.46

表 1－5－57　试验台主要技术参数

性能指标	最大注浆压力（MPa）	模拟静水压力（MPa）	耐压试验最大水压（MPa）	裂隙特征			测压距离（m）
				开度（mm）	宽度（mm）	长度×节数（m×n）	
数值	16.0	0～10.0	16.0	0.3～15	93	0.5×20	0.5～3.25
备注	可调	可调	可调	可调	不可调	可调节数	
	注浆流量 1.25～4800ml/h，可计量						

表 1－5－58　CL－C 型粘土水泥浆模型注浆试验结果

裂隙开度(mm)	浆液配方			注浆压力(MPa)	浆液注入量(ml)	浆液承受水压能力(MPa)		备注
	粘土浆比重	水泥用量(kg/m^3)	S 型添加剂掺量(L/m^3)			裂隙开始渗水时的反压压力	最大反压压力	
0.5	1.15	100	25	15	1056	9.4	9.4	在试验压力条件下浆液均未被挤出裂隙
0.7	1.15	100	25	15	2530	未见渗水	大于 15	
1.5	1.15	100	25	15	4664	13.5	14.5	
3.0	1.15	100	25	15	5412	未见渗水	大于 14	
8.0	1.17	150	25	15	4006	11.0	14.5	

表 1－5－59　节约水泥计算表

项目 \ 浆液名称	单液水泥浆	CL－C 型粘土水泥浆
$1m^3$ 浆液水泥用量(kg)	750	100～200
$1m^3$ 浆液节约水泥(kg)		550～650
每米井筒水泥用量(kg)	9750	1300～2600
每米井筒节约水泥(kg)		7150～8450
水泥节约率(%)		73.3～86.7
备注	①单液水泥浆水灰比取 1∶1；②每米井筒浆液注入量取 $13m^3$	

表 1－5－60　采用粘土水泥浆注浆部分井筒注浆效果

矿井名称	注浆时间	起止深度(m)	注浆量(m^3)	水泥用量(t)	节约水泥(%)	注浆前/后涌水量(m^3/h)
枣庄西风井	1991.5～12	110～269	1796	235.65	80.87	238.13/9.6
高庄井	1991.5～12	135～277	1921	260.70	79.76	153/1.0
谢李主井	1992.7～1993.8	40～490	7380	1260.53	79.10	800/3.67
峰峰大淑村副井	1992.12～1993.12	22～703.5	12879			388.94/8.85
冷泉主井	1993.6～1994.3	245～743	6357	1153.5	73.34	250/7.97
冷泉副井	1993.6～1994.3	238～754	6835	1196.59	73.3	270/4.39
张集主井	1993.8～1995.2	340～732	8466	1383		
副井	1993.8～1994.9	340～674	7711	1347		

矿井名称	注浆时间	起止深度（m）	注浆量（m^3）	水泥用量（t）	节约水泥（%）	注浆前/后涌水量（m^3/h）
风井	1993.11～1994.8	345～650	7882	1485		
平顶山十三矿主井	1993.1～9	98～132.8	5067	926.85		227/3.05
副井	1992.12～1993.6	20～134	5843	1058.15		225/1.69
梁北矿主井	1993.9～1994.5	40～125.2	5773	1195		282/5.9
副井	1993.9～1994.4	40～125.5	4807	1026		358/5.8

二、有机化学浆液材料

（一）丙烯酰胺类浆液

丙烯酰胺类浆液亦称 MG－646 化学浆液，其组成、配方及主要性能见表 1－5－61。

表 1－5－61　MG－646 化学浆液组成、配方及主要性能表

体系	原料名称	作用	简称	配方重量（%）	主要性能			备注
					粘度	凝胶时间	抗压强度	
甲液	丙烯酰胺	主剂	AAM	9.5	1.2cp	十几秒至几十分	0.4～0.6 MPa	凝胶体渗透系数为 10^{-5}～10^{-6}cm/s
	NN′－亚甲基双丙烯酰胺	交联剂	MBAM } MG－646	0.5				
	β－二甲氨基丙腈	还原剂	DMAPN	0.3～1.2				
	硫酸亚铁	强还原剂	Fe	0～0.16				
	铁氰化钾	缓凝剂	KFe	0～0.05				
乙液	过硫酸铵	氧化剂	AP	0.3～1.2				

（二）铬木素类浆液

铬木素类浆液由纸浆废液和一定量的固化剂组成。浆液组成及配方见表 1－5－62～表 1－5－65。

表 1－5－62　纸浆废液－重铬酸钠浆液组成、配方及主要性能

体系	原料	作用	分子式	浓度（%）	用量（体积比）	注入方式	凝胶时间	抗压强度（MPa）
甲液	纸浆废液	主剂		20～45	1	双液	几分至几小时	0.4～1.0
乙液	重铬酸钠	固化剂	$Na_2Cr_2O_7$	100	0.1～1			

注：1. 甲、乙两液等体积注入。
2. 重铬酸钠用量不足部分加入。

表 1－5－63　纸浆废液－三氯化铁－重铬酸钠浆液组成及性能

体系	原料	作用	分子式	浓度（%）	用量（体积比）	注入方式	凝胶时间	抗压强度（MPa）
甲液	纸浆废液	主剂		20～45	1	双　液	十几秒至几十分	0.4～1.0
乙液	重铬酸钠	固化剂	$Na_2Cr_2O_7$	100	0.1～0.5			
	三氯化铁	促进剂	$FeCl_3$	100	0.1～0.5			

注：1. 甲、乙两液等体积注入，乙液不足部分加水。

2. $FeCl_3$ 量增加会降低强度。

表 1－5－64　纸浆废液－铝盐及铜盐－重铬酸钠浆液组成及性能

体系	原料	作用	分子式	浓度（%）	用量（体积比）	注入方式	凝胶时间	抗压强度（MPa）
甲液	纸浆废液	主　剂		40～50	1	双　液	几分～几十分钟	<2.0
乙液	重铬酸钠	固化剂	$Na_2Cl_2O_7$	100	0.15～0.2			
	硫酸铝	促进剂	$Al_2(SO_4)_4$	50	0.2～0.4			
	硫酸铜	促进剂	$CuSO_4$	20	0.1～0.25			

注：1. 甲、乙液等体积注入，不足部分用水代替。

2. 采用氯化铝、硫酸铜亦可。

表 1－5－65　铬渣木素配方

序号	原　料	配　比（100mL）	基本性能
配方Ⅰ	废液（43%） 铬渣上澄液（g/mL） 三氯化铁（50%） 水	50 25 10～20 加至 100	1. 室温 14℃时初凝 1min25s～41min 终凝 1min40s～48min 2. 固砂强度最大为 0.65MPa 3. 粘度为 45s
配方Ⅱ	废液（40%） 酸化铬渣上澄液（g/mL） 三氯化铁（50%） 水	50 30～56 10～20 加至 100	1. 室温 8.5℃时初凝 1min40s～2h30min，终凝 2min～3h15min 2. 固砂强度最大为 0.88MPa 3. 粘度 47s

（三）聚氨酯类浆液

聚氨酯是一种粘结强度高，可用于钻井护壁，封堵漏水的新型化学注浆材料。聚氨酯类浆液分为非水溶性（简称 PM 型浆液）和水溶性（简称 SPM 型浆液）两种。

1. PM－311 型和 PM－21 型浆液配方（表 1－5－66 和表 1－5－67）

表 1－5－66　PM－311 浆液配方

原　　料	用　　量 （质量比）	发泡灵用量 （占总体系重）	三乙胺用量 （占总体系重）
甲苯二异氰酸酯	3		
丙二醇聚醚 N－204	1		
丙三醇聚醚 N－303	1	0.1%～0.5%	0.1%～3.0%
邻苯二甲酸二丁酯	1		
丙　　硐	1		

表 1－5－67　PM－21 浆液配方

原　　料	用　　量 （质量比）	发泡灵用量 （占总体系重）	三乙胺用量 （占总体系重）
甲苯二异氰酸酯	2		
丙三醇聚醚 N－303	1	0.1%～0.5%	0.1%～3.0%
邻苯二甲酸二丁酯	0.4		
丙　　酮	0.4		

2. SPM 浆液（表 1－5－68）

表 1－5－68　SPM 浆液组成、配方及主要性能

原　　料	作　　用	用　　量 （质量比）	凝胶时间	抗压强度 （MPa）
甲苯二异氰酸酯聚醚	制成预聚体为主剂	1		
邻苯二甲酸二丁酯	溶　剂	0.15～0.5		
丙　　酮	溶剂	0.5～1		
2，4－二氨基甲苯	催化剂	适　量	<2min 可调节	<1.0
水	反应剂 兼溶剂	5～10		

（四）常用糊缝粘结材料

在注浆前对渗漏水缝必须进行糊堵，以便获得理想的注浆效果。

常用糊缝粘结材料有塑胶泥、石膏－水泥、环氧沥青水泥砂浆，其配制及主要性能，见表 1－5－69～表 1－5－71。

表 1－5－69　塑胶泥的配制及主要性能

原料	规格要求	操作方法	硬化时间 （min）	一天强度（MPa）		
				抗压	抗拉	粘结力
水　泥 水玻璃	500 号普通硅酸盐水泥 模数：2.6～2.7 浓度＞50Be′	人工搅拌 调成泥状	3～5	28.2	1.7	1.32

表 1－5－70　石膏－水泥配方表

名　称	比　例	备　注
500 号普通硅酸盐水泥 石膏粉 水	100 100 80	初凝时间为 3～5min

表 1－5－71　环氧沥青水泥砂浆的配制及主要性能

原　料	规　格	配　比 (质量比)	主要性能	操作方法
环氧树脂 煤沥青 邻苯二甲酸二丁酯 乙二胺 水泥砂(1:3)	6101 软化点 35～40℃	100 15 10～15 7～12 300～400	硬化时间 0.5～1.0h 抗压强度 30～40MPa	先将环氧树脂与沥青加热至 70～80℃，搅拌均匀，待温度降至 40℃时加入邻苯二甲酸二丁酯和乙二胺，搅拌均匀，最后加入水泥和砂子，再搅拌均匀即可

三、注浆材料的选择

注浆材料的选择和成分、性能等见表 1－5－72～表 1－5－74。

表 1－5－72　各种浆液材料适用范围

类别	浆液名称	砾　石			砂　粒			粉粒	粘粒
		大	中	小	粗	中	细		
无机系	单液水泥类	———	———	———	———				
	水泥粘土类	———	———	———	———				
	水泥－水玻璃类	———	———	———	———				
	水玻璃类	———	———	———	———	———	———		
有机系	丙烯酰胺类	———	———	———	———	———	———	———	
	铬木素类	———	———	———	———	———	———	———	
	脲醛树脂类	———	———	———	———	———	———	———	
	聚氨酯类	———	———	———	———	———	———	———	
	糠醛树脂类	———	———	———	———	———	———	———	
粒径(mm)		10	4		2	0.5	0.25	0.05	0.005
渗透系数(cm/s)			10^{-1}		10^{-2}		10^{-3}	10^{-4}	10^{-6}

表 1－5－73　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）＋水泥粘土浆			—	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				充填注浆可掺加粘土、炉渣等

表 1－5－74　各种注浆材料的基本成分、性能、适应范围综合参考表

浆液名称	粘度	注入最小粒径（mm）	渗透系数（cm/s）	凝胶时间	抗压强度（MPa）	注入方式	扩散半径（mm）	适用范围	主要成分
单液水泥浆	15～140（s）	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、其他附加剂
水泥水玻璃	15～140（s）	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
水玻璃类	3～4（cp）	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
铬木素类	3～4（cp）	0.03	10^{-3}～10^{-5}	十几秒～几十分	0.4～2	单或双液	300～400	冲积层注浆壁内或壁后注浆	亚硫酸盐纸浆废液、重铬酸钠、过硫酸铵、其他
丙烯酰胺	1.2（cp）	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、NN′－亚甲基双丙烯酰胺、β－二甲氨基丙腈

浆液名称	粘度	注入最小粒径（mm）	渗透系数（cm/s）	凝胶时间	抗压强度（MPa）	注入方式	扩散半径（mm）	适用范围	主要成分
PM 型浆液	十几～几百（cp）	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	甲苯二异氰酸脂、聚醚树脂、溶剂催化剂、表面活性剂等
糠醛树酯类	<2（cp）	0.01	10^{-4}～10^{-5}	十几秒～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
脲醛树脂	5～6（cp）	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

第四节　水泥及水泥砂浆

一、水泥

（一）各种水泥的适用范围（表 1－5－75）

表 1－5－75　各种水泥的适用范围

项次	水泥名称	水泥标准编号	基本用途	可用范围	不适用范围	使用注意事项
1	硅酸盐水泥	GB175—85	混凝土、钢筋混凝土和预应力混凝土的地上、地下和水中结构		受侵蚀水（海水、矿物水、工业废水等）及压力水作用的结构	使用加气剂可提高抗冻能力
2	普通硅酸盐水泥	GB175—85				
3	矿渣硅酸盐水泥	GB1344—85	混凝土和钢筋混凝土的地上、地下和水中的结构以及抗硫酸盐侵蚀的结构		需早期发挥强度的结构	加强洒水养护，冬期施工注意保温
4	火山灰质硅酸盐水泥	GB1344—85		高湿条件下的地上一般建筑	1. 受反复冻融及干湿循环作用的结构 2. 干燥环境中的结构	加强洒水养护，冬期施工注意保温
5	粉煤灰硅酸盐水泥	GB1344—85	混凝土和钢筋混凝土的地上、地下和水中的结构；抗硫酸盐侵蚀的结构 大体积水工混凝土		需早期发挥强度的结构	加强洒水养护，冬期施工注意保温

项次	水泥名称	水泥标准编号	基本用途	可用范围	不适用范围	使用注意事项
6	抗硫酸盐水泥	GB748—83	受硫酸盐水溶液侵蚀、反复冻融及干湿循环作用的混凝土及钢筋混凝土结构	受硫酸盐（SO_4^- 离子浓度在 2500mg/L 以下）水溶液侵蚀的混凝土及钢筋混凝土结构		配制混凝土的水灰比应小些
7	高抗硫酸盐水泥			受硫酸盐（SO_4^- 离子浓度在 2500～10000mg/L）水溶液侵蚀的混凝土及钢筋混凝土结构		严格控制水灰比
8	快硬硅酸盐水泥	GB199—79	要求快硬的混凝土、钢筋混凝土和预应力混凝土结构			
9	高强硅酸盐水泥		要求快硬、高强的混凝土、钢筋混凝土和预应力混凝土结构			1. 贮存过久，易风化变质 2. 需强烈搅拌，并最好采用预报和加压振捣
10	矾土水泥（高铝水泥）	GB201—63（GB201—81）	1. 耐热（<1300℃）混凝土 2. 抗腐蚀（如弱酸性腐蚀、硫酸盐、镁盐腐蚀）的混凝土和钢筋混凝土	1. 特殊需要的抢修抢建工程 2. 在 -5℃以上施工的工程	1. 蒸汽养护的混凝土 2. 连续浇筑的大体积混凝土 3. 与碱液接触的工程	1. 后期强度有下降。混凝土应以最低强度稳定值作为设计强度（可以 50℃热水养护 14d 确定该值，或以公式 $R=\frac{179}{W/C}-195$ 估算，式中 R 为混凝土强度；W/C 为水灰比） 2. 不得与硅酸盐水泥、石灰及碱性物质混合 3. 未经试验不得使用外掺剂 4. 钢筋混凝土结构的钢筋保护层应加大 1～2cm 5. 不宜制作薄壁构件 6. 在混凝土硬化过程中，环境温度不得超过 30℃

项次	水泥名称	水泥标准编号	基本用途	可用范围	不适用范围	使用注意事项
11	硅酸盐膨胀水泥	建标 55—61	1. 有抗渗性要求的混凝土及砂浆 2. 预制构件的接缝及接头 3. 浇灌地脚螺栓及修补加固		环境温度高于 40℃的结构	1. 加强早期养护，养护期不少于 14d 2. 易风化，贮存期不宜过长
12	石膏矾土膨胀水泥	JC56—68			1. 与碱性介质接触的结构 2. 环境温度高于 80℃的结构 3. 受反复冻融循环的结构	1. 不得在负温下施工 2. 不得与石灰及各种硅酸盐水泥混用 3. 贮存时严格防潮 4. 施工时养护期不少于 14d 5. 施工温度超过 30℃时，凝固时间显著缩短，应采取相应措施
13	无收缩性不透水水泥	建标 58—61	喷射砂浆防水层		非潮湿环境中的结构	
14	石膏矿渣水泥	建标 31—61	1. 水中或潮湿环境中的混凝土结构 2. 地下、水中或井下的抗硫酸盐侵蚀的混凝土结构 3. 大体积混凝土		1. 受反复冻融作用的混凝土结构 2. 需早期发挥强度的结构 3. 钢筋混凝土结构	1. 不得与各种硅酸盐水泥混合使用 2. 加强养护，养护期至少 14～21d，在最初 7d 内不得受水浸泡或受水冲刷 3. 宜选用较小的坍落度（1～5cm），严格控制水灰比 4. 不宜在 10℃以下的温度中施工 5. 贮存期不宜过久
15	浇筑水泥		1. 钢筋混凝土预制构件之间的锚固连接（浆锚法） 2. 抢修及修补工程的灌孔、接缝、填充补强等		要求膨胀量大的混凝土不宜使用浇筑水泥	1. 未经试验不得掺入其他外加剂 2. 可与硅酸盐水泥混合，但混合后即失去其原有特性，不得与其他水泥混用 3. 使用温度不得低于 5℃，不得高于 40℃ 4. 水泥严防受潮

（二）常用水泥的标号和各龄期的强度要求（表 1－5－76）

表 1－5－76　常用水泥的标号和各龄期的强度要求

品　种	标　号	抗压强度 kgf/cm²（MPa）			抗折强度 kgf/cm²（MPa）		
		3d	7d	28d	3d	7d	28d
硅酸盐水泥	425	180(17.7)	270(26.5)	425(41.7)	34(3.3)	45(4.5)	64(6.3)
	425R	224(22.0)	—	425(41.7)	42(4.1)	—	64(6.3)
	525	230(22.6)	340(33.3)	525(51.5)	42(4.1)	54(5.3)	72(7.1)
	525R	275(27.0)	—	525(51.5)	50(4.9)	—	72(7.1)
	625	290(28.4)	430(42.2)	625(61.3)	50(4.9)	62(6.1)	80(7.8)
	625R	326(32.0)	—	625(61.3)	56(5.5)	—	80(7.8)
	725R	377(37.0)	—	725(71.1)	63(6.2)	—	88(8.6)
普通水泥	275	—	160(15.7)	275(27.0)	—	33(3.2)	50(4.9)
	325	120(11.8)	190(18.6)	325(31.9)	25(2.5)	37(3.6)	55(5.4)
	425	160(15.7)	250(24.5)	425(41.7)	34(3.3)	46(4.5)	64(6.3)
	425R	214(21.0)	—	425(41.7)	42(4.1)	—	64(6.3)
	525	210(20.6)	320(31.4)	525(51.5)	42(4.1)	54(5.3)	72(7.1)
	525R	265(26.0)	—	525(51.5)	50(4.9)	—	72(7.1)
	625	270(26.5)	410(40.2)	625(61.3)	50(4.9)	62(6.1)	80(7.8)
	625R	316(31.0)	—	625(61.3)	56(5.5)	—	80(7.8)
	725R	367(36.0)	—	725(71.1)	63(6.2)	—	88(8.6)
矿渣硅酸盐水泥 火山灰质硅酸盐水泥 粉煤灰硅酸盐水泥	275	—	130(12.8)	275(27.0)	—	28(2.7)	50(4.9)
	325	—	150(14.7)	325(31.9)	—	33(3.2)	55(5.4)
	425	—	210(20.6)	425(41.7)	—	42(4.1)	64(6.3)
	425R	193(19.0)	—	425(41.7)	41(4.0)	—	64(6.3)
	525	—	290(28.4)	525(51.5)	—	50(4.9)	72(7.1)
	525R	234(28.0)	—	525(51.5)	47(4.6)	—	72(7.1)
	625R	285(28.0)	—	625(61.3)	53(5.2)	—	80(7.8)

二、水泥砂浆

（一）砂浆强度等级

砌筑砂浆强度等级用尺寸为 7.07cm × 7.07cm × 7.07cm 立方体试块，经 20 ± 5℃及正常湿度条件下的室内不通风处养护 28d 的平均抗压极限强度（MPa）而确定的。砂浆强度等级有 M15、M10、M7.5、M5、M2.5、M1 和 M0.4。相应的强度指标见表 1－5－77。

表 1－5－77　砌筑砂浆的强度指标

强度等级	抗压极限强度（MPa）
M0.4	0.4
M1	1.0
M2.5	2.5
M5	5.0
M7.5	7.5
M10	10.0
M15	15.0

（二）砂浆配合比的计算

砂浆配合比应采用重量比，也可折算成体积比。

砂浆配合比计算步骤如下：

1. 确定水泥用量

当砂浆强度等级和水泥标号已知时，每立方米砂浆中的水泥用量可按下式计算：

$$Q_c = \frac{M}{KR_c} \times 10^4$$

式中　Q_c——每立方米砂浆中的水泥用量，kg；

M——砂浆强度等级；

R_c——水泥标号；

K——调整系数，其值随砂浆强度等级与水泥标号而变化，可按下列经验公式计算：

$$K = 1.1\frac{\lg(10M)}{\lg R_c} + 4\frac{M}{R_c}$$

其值列于表 1－5－78 中。

表 1－5－78　K 值

水泥标号	砂浆强度等级			
	M10	M5	M2.5	M1
425	0.953	0.811	0.632	0.480
325	0.989	0.842	0.690	0.495
275	1.048	0.890	0.732	0.524
225	—	0.932	0.766	0.550

2. 确定石灰膏用量

每立方米砂浆中的石灰膏用量可按下式计算：

$$D = 350 - Q_c$$

式中　D——每立方米砂浆中石灰膏用量，kg；

Q_c——每立方米砂浆中水泥用量，kg。

3. 确定砂用量

对于含水率为 2% 左右的中砂，每立方米砂浆用 $1m^3$ 砂。如用含水率为零的砂，则每立方米砂浆用 $0.9m^3$ 砂。

4. 确定用水量

为满足砂浆的稠度要求，可用逐次加水的办法确定。

如换算为体积配合比，则分别用水泥质量密度（1200 ~ 1300kg/m^3）、石灰膏质量密度（1300 ~ 1500kg/m^3）、砂质量密度（1400 ~ 1600kg/m^3）除砂浆的重量配合比，即得砂浆的体积配合比。

例：用 325 号普通水泥，含水率为 2% 的砂配制 M2.5 水泥混合砂浆，试计算每立方米砂浆中水泥、石灰膏和砂的用量。

(1)水泥用量

$$Q_c = \frac{M}{KR_c} \times 10^4 = \frac{2.5}{0.690 \times 325} \times 10^4 = 112kg$$

(2)石灰膏用量

$$D = 350 - Q_c = 350 - 112 = 238kg$$

(3)砂用量

砂用量 $1m^3$，设砂质量密度为 1500kg/m^3，则砂重量为 1500kg。

重量配合比为：

$$\text{水泥}:\text{石灰膏}:\text{砂} = 112:238:1500$$

以水泥比值为 1，则配合比为：

$$\text{水泥}:\text{石灰膏}:\text{砂} = \frac{112}{112}:\frac{238}{112}:\frac{1500}{112} = 1:2.1:13.4$$

体积配合比的换算：

设水泥质量密度为 1300kg/m^3，石灰膏质量密度为 1350kg/m^3。则：

$$\text{水泥体积} = \frac{112}{1300} = 0.086$$

$$\text{石灰膏体积} \frac{238}{1350} = 0.176$$

体积配合比为：

$$\text{水泥}:\text{石灰膏}:\text{砂}=\frac{0.086}{0.086}:\frac{0.176}{0.086}:\frac{1}{0.086}=1:2.1:11.2$$

水泥用量也可根据已知水泥标号和所需配制的砂浆强度等级，由表 1－5－79 查得。

表 1－5－79　水泥用量、水泥标号与砂浆强度等级关系

水泥用量(kg)	水泥标号										
	275	300	325	340	360	380	400	425	445	465	480
	砂浆强度等级										
100	1.5	1.6	1.7	1.8	1.9	2.0	2.1	2.2	2.3	2.4	2.5
110	1.7	1.8	2.0	2.1	2.2	2.3	2.4	2.5	2.6	2.7	2.9
120	1.9	2.1	2.2	2.3	2.5	2.6	2.7	2.8	3.0	3.1	3.2
130	2.2	2.3	2.5	2.6	2.8	2.9	3.1	3.2	3.3	3.5	3.6
140	2.4	2.6	2.8	2.9	3.1	3.3	3.4	3.6	3.7	3.9	4.1
150	2.7	2.9	3.1	3.2	3.4	3.6	3.8	4.0	4.1	4.3	4.5
160	3.0	3.2	3.4	3.6	3.8	4.0	4.2	4.4	4.6	4.8	5.0
170	3.3	3.5	3.7	3.9	4.1	4.4	4.6	4.8	5.0	5.2	5.5
180	3.6	3.8	4.0	4.3	4.5	4.8	5.0	5.2	5.5	5.7	6.0
190	3.9	4.1	4.4	4.7	4.9	5.2	5.4	5.7	5.9	6.2	6.5
200	4.2	4.5	4.8	5.0	5.3	5.6	5.9	6.2	6.4	6.7	7.0
210	4.5	4.8	5.1	5.4	5.7	6.0	6.3	6.6	6.9	7.2	7.5
220	4.9	5.2	5.6	5.8	6.2	6.4	6.8	7.2	7.5	7.8	8.1
230	5.3	5.6	5.9	6.3	6.6	7.0	7.3	7.7	8.1	8.4	8.7
240	5.6	6.0	6.4	6.8	7.1	7.5	7.9	8.2	8.6	9.0	9.4
250	6.0	6.4	6.8	7.2	7.6	8.0	8.4	8.8	9.2	9.6	10.0
260	6.4	6.8	7.2	7.7	8.1	8.5	9.0	9.4	9.8	10.2	10.6
270	6.8	7.3	7.7	8.2	8.6	9.1	9.5	10.0	10.5	10.9	11.3
280	7.2	7.7	8.2	8.7	9.1	9.6	10.1	10.6	11.0	11.5	12.0
290	7.6	8.2	8.7	9.2	9.7	10.2	10.7	11.2	11.7	12.2	12.8
300	8.1	8.6	9.2	9.9	10.2	10.8	11.3	11.9	12.4	13.0	13.5

注 表中所列数值是根据实践经验整理出来的，因此它与公式计算出来的数值有些差异。

根据上列公式计算所得砂浆配合比，往往水泥用量偏低，因此，在实际应用时应通过试验进行调整。

常用砌筑砂浆重量配合比列表（表 1－5－80～表 1－5－82）。

表 1－5－80　水泥砂浆配合比

水泥标号	砂浆强度等级			
	M10	M7.5	M5	M2.5
425	1:5.5	1:6.7	1:8.6	1:13.5
325	1:4.8	1:5.7	1:7.1	1:11.5
275		1:5.2	1:6.8	1:10.5

注 砂的质量密度按 1500kg/m³ 计。

表 1－5－81　水泥石灰砂浆配合比

水泥标号	砂浆强度等级			
	M10	M7.5	M5	M2.5
425	1:0.3:5.5	1:0.6:6.7	1:1:8.6	1:2.2:13.6
325	1:0.1:4.8	1:0.3:5.7	1:0.7:7.1	1:1.7:11.5
275		1:0.2:5.2	1:0.6:6.8	1:1.5:10.5

表 1－5－82　水泥粉煤灰砂浆参考配合比

砂浆强度等级	水泥标号	重量配合比 水泥:粉煤灰:砂
M5	325 425	1:1.5:8.34 1:1.5:10.02
M7.5	325 425	1:1.1:5.96 1:1.1:7.29
M10	325 425	1:0.8:4.63 1:0.8:5.62

（三）井下常用砂浆强度等级（表 1－5－83）

表 1－5－83　井下常用砂浆强度等级

使用条件	喷射砂浆	注眼砂浆	井入砌筑砂浆
常用强度等级	≥M10	≥M20	M5，M7.5，M10

第五节　混凝土及钢筋混凝土

一、混凝土与钢筋应用要求

(一)结构用混凝土的强度等级(表 1－5－84)

(二)钢筋应用要求(表 1－5－85)

表 1－5－84　混凝土强度等级应用要求

	应　用　场　合	常用强度等级	规范规定最低等级
1	非受力部位,如基础垫层	C7.5　C10	
2	小型工程现浇钢筋混凝土构件	C10　C15	
3	非受力部位,如板间填缝混凝土	C15	
4	大块式基础	C20　C15	
5	一般工程现浇钢筋混凝土构件如圈梁、构造柱、芯柱等	C15	宜≥C15
6	钢筋混凝土扩展基础	C15　C20	宜≥C15
7	钢筋混凝土带形、格形、筏形、箱形、壳体基础	C20　C25	
8	一级抗震等级现浇钢筋混凝土结构梁、柱、核心区	C30　C40	宜≥C30
9	二、三、四抗震等级现浇钢筋混凝土结构板、梁、柱、核心区,一级抗震等级现浇钢筋混凝土结构板	C20　C25	应≥C20
10	多层工业厂房、高层民用建筑	C20　C25　C30	
11	特种结构,如烟囱、水塔、筒仓、通廊、井塔、井架等	C20　C25　C30	
12	预制钢筋混凝土结构构件	C20　C25　C30	
13	预应力混凝土结构,一般情况	C30	宜≥C30
14	预应力混凝土结构,当采用碳素钢丝、钢绞线、热处理钢筋作预应力钢筋时	C40	宜≥C40
15	采用Ⅲ级钢筋或承受重复荷载的构件		应≤C20
16	采用Ⅱ级钢筋的构件		宜≥C20

表 1－5－85　钢筋应用要求

	应　用　场　合	常用钢筋类别	规范规定类别
1	一般钢筋混凝土构件主要受力钢筋	Ⅱ、Ⅲ级	宜采用左栏所列各钢筋类别
2	圈梁、构造柱、芯柱、小型构件主要受力钢筋	Ⅰ、Ⅱ级	
3	独立柱基础受力钢筋	Ⅰ、Ⅱ级	
4	钢箍、架立钢筋	Ⅰ、Ⅱ级，乙级冷拔低炭钢丝	
5	预应力钢筋	碳素钢丝、刻痕钢丝	
		钢绞线、热处理钢筋	
		冷拉Ⅱ、Ⅲ、Ⅳ级	
6	中小型构件中的预应力钢筋	可采用甲级冷拔低碳钢丝	

二、混凝土保护层最小厚度(表 1－5－86)

表 1－5－86　混凝土保护层最小厚度　　单位：mm

环境条件	构件类别	混凝土强度等级		
		≤C20	C25 及 C30	≥C35
室内正常环境	板、墙、壳	15		
	梁和柱	25		
露天或室内高湿度环境	板、墙、壳	35	25	15
	梁和柱	45	35	25

注：1. 处于室内正常环境由工厂生产的预制构件，当混凝土强度等级不低于 C20 时，其保护层厚度可按表中规定减少 5mm；处于露天或室内高湿度环境的预制构件，当表面另作水泥砂浆(≥M10)抹面层且有质量保证措施时，保护层厚度可按表中室内正常环境中构件的数值采用；

2. 预制钢筋混凝土受弯构件，钢筋端头的保护层厚度宜为 10mm；预制的肋形板，其主肋的保护层厚度可按梁考虑；

3. 处于露天或室内高湿度环境中的结构，其混凝土强度等级不宜低于 C25，当非主要承重构件的混凝土强度等级采用 C20 时，其保护层厚度可按表中 C25 的规定值取用；

4. 板、墙、壳中分布钢筋的保护层厚度不应小于 10mm；梁、柱中箍筋和构造钢筋的保护层厚度不应小于 15mm；

5. 要求使用年限较长的重要建(构)筑物和受沿海环境侵蚀的建(构)筑物的承重结构，当处于露天或室内高湿度环境时，其保护层厚度应适当增加；

6. 有防火要求的建(构)筑物，其保护层厚度尚应符合国家现行有关防火规范的规定；

7. 建(构)筑物遭受腐蚀性介质作用时，其保护层厚度尚应符合国家现行有关防腐蚀设计规范的要求。

三、钢筋混凝土构件纵向钢筋最小配筋百分率(表 1－5－87)

表 1－5－87　钢筋混凝土构件纵向受力钢筋最小配筋百分率

类　　别	混凝土强度等级	
	≤C35	C40～C60
轴心受压构件全部受压钢筋	0.4	0.4
偏心受压及偏心受拉构件的受压钢筋	0.2	0.2
受弯构件、偏心受压构件、大偏心受拉构件的受拉钢筋,小偏心受拉构件每一侧的受拉钢筋	0.15	0.2

注:1. 受压钢筋和偏心受压构件的受拉钢筋的最小配筋百分率按构件的全截面面积计算;其余的受拉钢筋的最小配筋百分率按全截面面积扣除位于受压边或受拉较小边翼缘面积$(b'_f-b)h'_i$后的截面面积计算;

2. 当温度,收缩等因素对结构产生较大影响时,构件的最小配筋百分率应适当增加。

四、常用混凝土配合比参考表(表 1－5－88～表 1－5－90)

表 1－5－88

使用材料:325 号水泥、碎石、中砂

混凝土强度等级	石子粒径(mm)	坍落度(cm)	每立方米混凝土材料用量(kg)				
			水	水　泥	砂	石　子	木　钙
C15	5～40	4～6	192	315	665	1238	—
	5～40	4～6	177	290	679	1264	0.725
	5～40	7～9	202	331	639	1238	—
	5～40	7～9	184	302	655	1271	0.755
C20	5～25	4～6	203	390	659	1166	—
	5～25	4～6	185	356	716	1164	0.890
	5～25	7～9	215	413	644	1148	—
	5～25	7～9	194	373	636	1167	0.933
	5～40	4～6	193	371	612	1243	—
	5～40	4～6	177	340	646	1256	0.85
	5～40	7～9	203	390	585	1240	—
	5～40	7～9	185	356	619	1260	0.89

表 1－5－89

使用材料:425 号水泥、碎石、中砂、二级粉煤灰

混凝土强度等级	石子粒径(mm)	坍落度(cm)	每立方米混凝土材料用量(kg)					
			水	水　泥	粉煤灰	砂	石　子	木　钙
C15	5～40	4～6	191	262	—	702	1247	—
	5～40	7～9	201	275	—	693	1232	—

混凝土强度等级	石子粒径(mm)	坍落度(cm)	每立方米混凝土材料用量(kg)					
			水	水　泥	粉煤灰	砂	石　子	木　钙
C20	5～25	4～6	202	326	—	714	1167	—
	5～25	4～6	184	297	—	754	1176	0.743
	5～25	7～9	213	344	—	705	1149	—
	5～25	7～9	194	313	—	742	1161	0.783
	5～40	4～6	192	310	—	667	1240	—
	5～40	4～6	177	285	—	684	1255	0.713
	5～40	7～9	202	326	—	639	1242	—
	5～40	7～9	184	297	—	656	1274	0.743
	5～40	14～16	200	323	—	785	1101	0.808
	5～40	14～16	200	291	48	736	1101	0.808
C30	5～25	4～6	204	434	—	625	1163	—
	5～25	4～6	185	394	—	686	1166	0.985
	5～25	7～9	216	460	—	593	1159	—
	5～25	7～9	195	415	—	658	1165	1.038
	5～40	4～6	194	413	—	566	1260	—
	5～40	4～6	178	379	—	618	1258	0.948
	5～40	7～9	204	434	—	583	1254	—
	5～40	7～9	185	394	—	591	1261	0.985
	5～40	14～16	203	432	—	691	1101	1.080
	5～40	14～16	203	389	65	622	1101	1.080

表 1－5－90

使用材料：525 号水泥、碎石、中砂、二级粉煤灰

混凝土强度等级	石子粒径(mm)	坍落度(cm)	每立方米混凝土材料用量(kg)					
			水	水　泥	粉煤灰	砂	石　子	木　钙
C20	5～25	4～6	201	283	—	747	1169	—
	5～25	7～9	212	299	—	736	1154	—
	5～40	4～6	191	269	—	697	1243	—
	5～40	7～9	201	283	—	691	1225	—
	5～40	14～16	199	280	—	820	1100	0.70
	5～40	14～16	199	238	63	781	1100	0.70

混凝土强度等级	石子粒径(mm)	坍落度(cm)	每立方米混凝土材料用量(kg)					
			水	水　泥	粉煤灰	砂	石　子	木　钙
C30	5～25	4～6	203	369	—	683	1162	—
	5～25	4～6	185	336	—	722	1179	0.84
	5～25	7～9	214	389	—	654	1159	—
	5～25	7～9	194	352	—	711	1182	0.88
	5～40	4～6	193	351	—	639	1239	—
	5～40	4～6	177	322	—	654	1269	0.805
	5～40	7～9	203	369	—	609	1240	—
	5～40	7～9	185	336	—	645	1257	0.84
	5～40	14～6	200	364	—	757	1099	0.91
	5～40	14～16	200	309	82	690	1099	0.91

注：1. 本表适用于粗骨料为连续级配的混凝土配合比设计。若粗骨料为间断级配，则细骨料和粗骨料的比例(重量比)可按 3:7、4:6 的比例配制。具体情况可根据粗细骨料的级配曲线分析予以试配而定。

2. 表中坍落度为 4～6cm 的混凝土适用于浇筑预制构件；7～9cm 适用于一般现场混凝土搅拌浇筑；14～16cm 适用于泵送混凝土。

3. 配制大流动性泵送混凝土时，砂率应提高为 40～43%(中砂)，用水量增加至 210～220kg；石子用量应为石子与水泥加砂子之比为 103%左右，即$\frac{石子}{水+砂子}\times 100\% = 103\%$。一般为 1050kg/m³，不超过 1100kg/m³。

4. 表中材料均为干料，标准应符合有关技术规程。

5. 粉煤灰超量系数取 $k = 1.5$。

五、常用混凝土外掺剂及其配方

(一)早强剂(表 1－5－91)

表 1－5－91　早强剂配方参考表

项次	早强剂名称	使用掺量(占水泥重量的%)	适用范围	使用效果
1	氯化钙($CaCl_2$)	2	低温或常温硬化	7d 强度与不掺者对比均可提高 20%～40%
2	硫酸钠	1～2	低温硬化	7d 强度可提高 23%～24%
3	硫酸钾	0.5～2	低温硬化	7d 强度可提高 20%～40%
4	三乙醇胺[$N_2C]2H_4OH)_3$]	0.05	常温硬化	3～5d 可达到设计强度的 70%
5	三异丙醇胺[$N(C_3H_6OH)_3$] 硫酸亚铁($FeSO_4\cdot 7H_2O$)	0.03 0.5	常温硬化	5～7d 可达到设计强度的 70%
6	硫酸钠(Na_2SO_4) 亚硝酸钠(N_2NO_2)	3 4	低温硬化	在－5℃条件下，28d 可达到设计强度的 70%

项次	早强剂名称	使用掺量（占水泥重量的%）	适用范围	使用效果
7	三乙醇胺 硫酸钠 亚硝酸钠	0.03 3 6	低温硬化	在 -10℃条件下，1～2 月可达到设计强度的 70%
8	硫酸钠 石膏（$CaSO_4 \cdot 2H_2O$）	2 1	蒸汽养护	蒸汽养护 6h，与不掺者对比，强度均可提高 30%～100%
9	硫酸钠 亚铁·钙（$C_{12}H_{22}O_{11} \cdot C_2O_2$）	2 0.05	常温硬化	3～5d 可达设计强度的 70%

注：1. 以上配方均可用于混凝土及钢筋混凝土工程中。

2. 使用氯化钙或其他氯化物作早强剂时，尚应遵守施工验收规范的有关规定。

（二）减水剂（表 1－5－92）

表 1－5－92　常用减水剂的种类及掺量参考表

种类	主要原料	掺量（占水泥用量的%）	减水率（%）	提高强度（%）	增加坍落度（cm）	节约水泥（%）	适用范围
木质萘磺酸钠	纸浆废液	0.2～0.3	10～15	10～20	10～20	10～15	大体积混凝土、普通混凝土
MF 减水剂	聚次甲基萘硫酸钠	0.3～0.7	10～30	10～30	2～3 倍	10～25	早强、高强、耐碱混凝土
N 系减水剂	工业萘	0.5～0.8	10～17	10		8～12	
NNO 减水剂	亚甲基二萘硫酸钠	0.5～0.8	10～25	20～25	2～3 倍	10～20	增强、缓凝、引气
NF 减水剂	精萘	1.5	20			5～25	高强混凝土
UNF 减水剂	油萘	0.5～1.5	15～20	15～30	10～15	10～15	
FDN 减水剂	工业萘	0.5～0.75	16～25	20～50		20	早强、高强、大流动性混凝土
JN 减水剂	萘残油	0.5	15～27	30～50	8～11	10～17	
SN－Ⅱ减水剂	萘	0.5～1.0	14～25	15～40	15～20	15～20	
磺化热油减水剂	煤焦油	0.5～0.75	10	35～37		5～10	
糖密减水剂	废油	0.2～0.3	7～11	10～20	4～6	5～10	
AU 减水剂	蒽油	0.5～0.75	15～20	10～36		10～15	
HM 减水剂	纸浆废液	0.2	5～10	≥10		5～8	
SM 减水剂	密胶树脂	0.2～0.5	10～27	30～50			高强混凝土
建减水剂		0.5～0.7	10～30			10～25	

注　技术经济效果指相对而言，在水泥用量、坍落度保持不变时，可减少用水量和提高强度；在水灰比和强度保持不变时，可增大坍落度；在强度和坍落度保持不变时，可节约水泥用量。

（三）速凝剂

常用速凝剂技术指标与性能见表 1－5－93 和表 1－5－94。

表 1－5－93　技术指标

项目 \ 型号		BR－1～4	BR－C	
			BR－CA	BR－CE
细　度		0.08mm 标准筛时筛余量＜10%		
颜　色		灰白色粉末		
含水量		＜2%		
结石率			96%～100%	
流动度			增加 70%	
凝固时间	缓凝型	初凝：3h30min 终凝：8h	凝胶时间： 10min～7h50min	凝胶时间： 30min～13h20min
	速凝型	初凝：20min 终凝：8h		
抗压强度（与混凝土基准件比）		7d 增强 40% 28d 增强 8%	24h 增加 100% 28d 增加 20%	
抗渗标号（混凝土基准件为 B4）		掺量为水泥重量 20% 时混凝土试件≥B15	B15（用标准混凝土试模做净浆试验）	
耐腐蚀性		盐酸浸泡 28d 损失 5%	无腐蚀	
抗折强度（与混凝土基准件比）			24h 增加 100% 28d 增加 80%	

表 1－5－94　BR 系列增强防水剂性能及适用条件

型号		施用范围	BR 防水剂占水泥重量比（%）			水灰比	凝固时间		抗压强度（比混凝土基准件）		抗渗标号（混凝土基准件）	生产厂
			BR	溶液	专用粉		初凝	终凝	7d	28d		
1 型		堵漏	20			干法施工	2～4min	5～7min	5min 锚固力 8t		≥B_{15}	山西建华化工厂（山西万荣县）
2 型		锚喷砂浆	10～15		2～3.5	0.3～0.4	3～5min	6～8min	增 40%	增 10%	≥B_{15}	
			16～20		2	0.4～0.5	4～7min	10～15min	增 57%	增 23%	≥B_8	
		净灰	16～20		3.5	0.25～0.3	1.5～2min	5～7min	增 40%	增 10%	≥B_{10}	
		混凝土	18		3	干法施工	3～5min	4～10min	增 40%	增 10%	≥B_{15}	
3 型		混凝土	10～20	0.05		0.45～0.55	2h30min	4h30min	增 40%	增 20%	≥$B_{15\sim20}$	
		砂浆	10～20	0.05		0.3～0.4	2h30min	4h30min	增 40%	增 20%	≥$B_{8\sim12}$	
4 型		混凝土	10～20	0.05		0.5～0.6	5h40 分	8h40min	增 50%	增 34%	≥$B_{15\sim25}$	
		砂浆	10～20	0.05		0.35～0.4	5h40 分	8h40min	增 50%	增 34%	≥$B_{8\sim12}$	
C 型	CA	注浆封水	10～20		1～5	0.6～1	凝胶时间 10min～7h50min		1d 增 100%	增 20%	B_{15}	
	CE		10～20	0.05	2～6	0.6～1	凝胶时间 30min～13h20min		1d 增 100%	增 20%	B_{15}	

六、矿用菱镁混凝土制品

表 1－5－95　矿用菱镁混凝土技术要求及物理化学性能表

类　别	项　目		指　标
化学成分	氧化镁 MgO		≥75%
	活性氧化钙 CaO		≤2%
	烧失量		≤12%
物理性能	细度(125μm 筛通过率)		>97%
	凝结时间	初凝	≥40min
		终凝	≤7h
	安定性	无翘曲 无龟裂	
力学性能	净浆试件 3d 抗压强度		≥29MPa
技术要求	抗压强度		≥22MPa
	视密度		$\leqslant 1.9\times10^3 kg/m^3$
	锈蚀指数		$\leqslant 3mg/cm^2$

(一)梯形支架(MT/T375·2—94)

菱镁混凝土梯形支架由配筋菱镁混凝土顶梁和柱腿组成。其技术性能及适用条件见表 1－5－96。

表 1－5－96　菱镁混凝土梯形支架技术性能及适用条件

项　目	名　称	指　标	适用条件	生　产　厂
抗弯破坏荷载(kN/m)	顶梁	≥35	矿压小于 0.025MPa 的矿山静压巷道支护	肥城矿务局曹庄矿多种经营公司菱镁制品厂
	柱腿	≥25		
破坏荷载极限	挠度(配钢筋)	>L/50		
	挠度(配竹筋)	>L/40		

(二)拱形支架(MT/T375·4—94)

菱镁混凝土拱形支架由配筋菱镁混凝土顶梁和柱腿组成,其技术性能及适用条件见表 1－5－97。

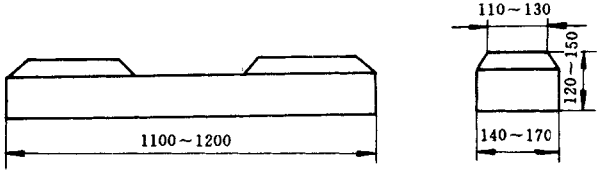
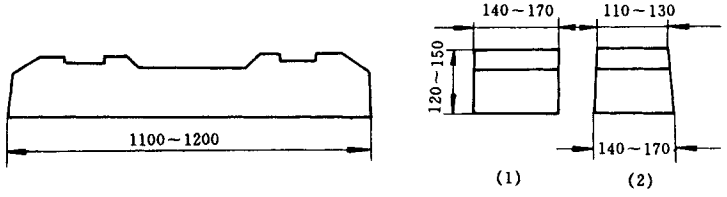
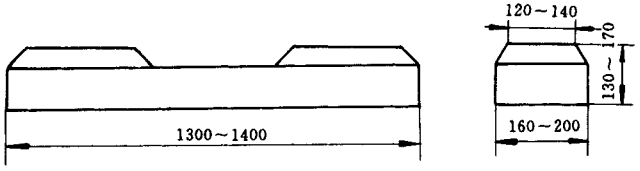
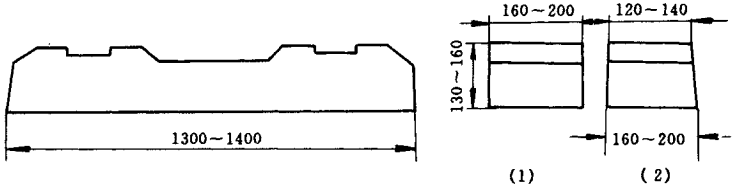
表 1－5－97　菱镁混凝土拱形支架技术性能及适用条件

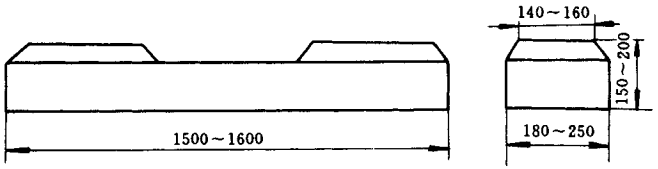
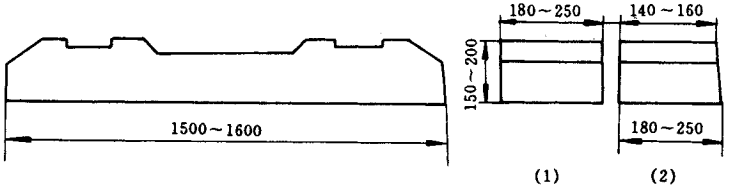
项　目	名　称	指　标	适用条件	生产厂
抗弯破坏荷载（kN/m）	顶梁	≥40	矿压小于0.03MPa、侧压小、无底鼓的矿山静压巷道支护	铁法矿务局大兴矿劳动服务公司菱镁制品厂
	柱腿	≥25		
破坏荷载极限	挠度(配钢筋)	> L/50		
	挠度(配竹筋)	> L/40		

(三)窄轨轨枕(MT/T375·3—94)

菱镁混凝土窄轨轨枕由配筋菱镁混凝土制成，按轨距分为三类，即600mm、762mm、900mm轨枕，按形式分为六种，其各类尺寸范围见表1－5－98。

表 1－5－98　菱镁混凝土轨枕系列规格尺寸

名　称	轨枕类型	形状及尺寸范围（mm）
600mm窄轨菱镁混凝土轨枕	A_1	
	A_2	
762mm窄轨菱镁混凝土轨枕	B_1	
	B_2	

名　称	轨枕类型	形状及尺寸范围（mm）
900mm 窄轨菱镁混凝土轨枕	C_1	
	C_2	

（四）背板、沟盖板和挡煤板

菱镁混凝土背板、沟盖板和挡煤板均由配筋菱镁混凝土制成，分别用于巷道支架护帮，覆盖巷道水沟和井下带式输送机阻挡煤滑落。

七、铁钢砂混凝土

（一）铁钢砂性质（表 1－5－99）

表 1－5－99　铁钢砂性质

特　性	
显微硬度：1250～1300kg/mm³	空隙率：47.6%～43.2% 最高使用温度：1300℃
密度：2.15～2.33t/m³	颜色：灰红色

（二）铁钢砂混凝土及砂浆（高强度）的级配、水灰、砂灰配合比（表 1－5－100）

表 1－5－100　铁钢砂混凝土及砂浆配合比

材料名称	砂粒级配比（%）						配合比（重量）			流动量（mm）	密度（t/m³）
	20～10（mm）	10～6（mm）	5～3（mm）	3～2（mm）	2～1（mm）	1～0.5（mm）	水	水泥	铁钢砂		
铁钢砂砂浆			45	35	10	10	0.35	1.00	3.00	100	3.21
铁钢砂砂浆		35	35	30			0.35	1.00	3.00	100	3.21

材料名称	砂粒级配比(%)						配合比(重量)			流动量(mm)	密度(t/m^3)
	20~10(mm)	10~6(mm)	5~3(mm)	3~2(mm)	2~1(mm)	1~0.5(mm)	水	水泥	铁钢砂		
铁钢砂混凝土	20	30	20	30			0.35	1.00	3.00	105	3.29
生产厂	安徽省当涂县砂制品厂、安徽省无为县蛟矶磨料磨具厂										

(三)铁钢砂混凝土及砂浆(高强度)各项强度试验(表 1-5-101)

(四)掺减水剂的铁钢砂砂浆性能(表 1-5-102)

表 1-5-101　铁钢砂混凝土及砂浆各项强度试验

材料名称	抗压强度(MPa)		抗劈拉(MPa)	抗冲磨试验		抗冲击试验		磨光度
	28d $7.07cm^3$	28d $15cm^3$	28d	耐磨强度(h/cm)	磨损率(g/cm^2h)	抗冲击($kgcm/cm^3$)	脆度	摩擦系数 f
铁钢砂砂浆	96		3.55	1.613	1.956			0.295
铁钢砂混凝土		84	4.95	1.724	1.952	0.69	1217	

表 1-5-102　掺减水剂的铁钢砂砂浆性能

外加剂掺量(%)	流动度(mm)	配合比	每方材料用量(kg)			抗压强度(MPa)	抗折强度(MPa)	抗冲磨强度(h/cm)	密度(t/m^3)
		水:水泥:砂	水	水泥	砂	28d	28d	28d	
0	120	0.32:1:2	298	931	1862	96.7	13.0	1.57	3.09
0.5	120	0.32:1:3	240	750	2250	103.1	13.22	1.64	3.24

八、喷射混凝土

(一)喷射混凝土原料及配合比

水泥 喷射混凝土常用的是普通硅酸盐水泥,也可采用矿渣硅酸盐水泥或火山灰质硅酸盐水泥,必要时采用特种水泥,水泥标号不低于 32.5MPa。

骨料 砂子宜用中或粗砂,细度模数宜大于 2.5。干法喷射时,砂的含水率宜控制在 5%~7%;当采用防粘料喷射机时,砂的含水率可为 7%~10%。

石子可采用卵石或碎石,以卵石较好,粒径不宜大于 15mm;当使用碱性速凝剂时,不得使用含有活性二氧化硅的石材。

喷射混凝土用水应使用与普通混凝土要求的非污水,不得使用污水及 pH 值小于 4

的酸性水和含硫酸量 SO_4 计算超过水重 1%的水。

混合料的配合比：干法喷射水泥与砂、石之重量比为 1.0∶4.0～1.0∶4.5，水灰比宜为 0.4～0.45；湿法喷射水泥与砂、石之重量比宜为 1.0∶3.5～1.0∶4.0，水灰比宜为 0.42～0.50，砂率宜为 50%～60%。

喷射混凝土常用配比：水泥∶砂∶石子为 1∶2∶2 或 1∶2.5∶2，初喷时可适当减少石子掺量。

速凝剂掺量应根据产品性能通过试验确定，一般常用外加剂见表 1－5－103。

表 1－5－103　煤矿常用喷射混凝土外加剂

项目 / 名称	掺量（占水泥重量的%）	初凝（min）	终凝（min）	pH	与不掺速凝剂的混凝土比抗压强度（%）		一次喷层厚度（mm）	回弹量	粉尘降低（%）	减水率（%）	对钢材腐蚀性	生产厂
					R1 保存率	R28						
8604－2 速凝剂	3～5	2～4	4～10	7～8		94～116	拱 130 帮 200	少	37		无	河南巩义特种建材厂
Fa－92 速凝剂	3～6	≤3	≤8	10～11	>100	>90	150～200					锦西市南票水泥速凝剂厂
XPM 外加剂	Ⅰ型 11 Ⅱ型 5.7				Ⅰ型>5MPa Ⅱ型>8MPa	≥30MPa	拱≥200 帮≥300	<15%	40～50	28～33	无	太原混凝土新型材料厂
N93 无碱速凝剂	4～6	3～5	5～10			100			10～20	10～20	无	煤科总院南京研究所
FP 增强剂	0.25～0.75				R7 27～44			降 7～11%	10	19～22		兖州矿务局济东指挥部土建科

（二）喷射混凝土的强度等级

一般井巷工程采用 C15，重要工程不应低于 C20。

（三）喷射混凝土的抗压强度（表 1－5－104）

表 1－5－104　喷射混凝土的试验抗压强度

水泥品种	配比 水泥∶砂∶石子	速凝剂掺量（%）	抗压强度（MPa）		
			28（d）	60（d）	150（d）
普硅 425 号	1∶2∶1.5	0	35～43	40～48	45～53
普硅 425 号	1∶2∶2	0	30～40	35～45	40～50
矿渣 325 号	1∶2∶2	0	25～30	30～35	35～40
普硅 425 号	1∶2∶2	2.5～4.5	20～25	22～28	

(四)喷射混凝土的抗拉强度(表 1－5－105)

表 1－5－105　喷射混凝土的抗拉强度

(试验值)

水　泥	配　比 水泥:砂:石子	速凝剂掺量 (%)	抗拉强度(MPa)	
			28(d)	150(d)
普硅 425 号	1:2:2	0	2.0～3.5	3.0～4.0
矿渣 325 号	1:2:2	0	1.8～2.5	2.5～3.0
普硅 425 号	1:2:2	2.5～4.0	1.5～2.0	2.0～2.5

(五)喷射混凝土的抗剪强度(表 1－5－106)

表 1－5－106　喷射混凝土的抗剪强度

(试验值)

水　泥	配　比 水泥:砂:石子	速凝剂掺量 (%)	抗剪强度 (MPa)
普硅 425 号	1:2.5:1.5	2	3.68
普硅 425 号	1:2:2	3	3.67
普硅 425 号	1:2:2	2.5～4.0	3.0～4.0

(六)喷射混凝土的弹性模量(表 1－5－107)

表 1－5－107　喷射混凝土的弹性模量

(试验值)

喷射混凝土的抗压强度 (MPa)	弹　性　模　量 (MPa)
20.0	$2.0\sim2.3\times10^4$
25.0	$2.3\sim2.5\times10^4$
30.0	$2.5\sim2.7\times10^4$
35.0	$2.7\sim3.0\times10^4$

九、冻结井壁低温早强高强硅粉混凝土

几种高强混凝土物理力学性能比较详见表 1－5－108～表 1－5－111。

表 1－5－108　硅粉－高效减水剂对应掺量

编号	水泥用量（kg/m³）	W/C	坍落度范围（cm）	硅　粉（%）	0	2.5	5	7.5	10	15
1	340	0.532	3.1～3.8	高	0	0.16	0.31	0.43	0.69	0.98
2	340	0.477	3.0～3.6	效	0.38	0.62	0.83	0.95	1.19	1.55
3	340	0.413	3.0～4.0	减	0.86	1.16	1.38	1.57	2.06	
4	460	0.388	3.2～4.0	水	0	0.24	0.43	0.57	0.74	1.09
5	460	0.323	3.0～4.0	剂	0.48	0.78	0.97	1.09	1.41	1.85
6	460	0.287	3.0～4.2	（%）	1.14	1.38	1.71	1.85	2.20	

表 1－5－109　硅粉混凝土强度

单位：MPa

编号	水泥用量（kg/m³）	W/C	坍落度范围（cm）	硅　粉　（%）					
				0	2.5	5	7.5	10	15
1	340	0.532	3.1～3.8	35.2	38.7	41.9	43.9	44.0	45.4
2	340	0.477	3.0～3.6	41.4	43.6	43.5	44.2	49.2	52.8
3	340	0.413	3.0～4.0	41.7	48.2	54.6	52.8	57.0	63.3
4	460	0.388	3.2～4.0	49.8	49.3	55.9	57.8	61.5	61.7
5	460	0.323	3.0～4.0	59.2	60.8	66.7	72.4	75.0	77.4
6	460	0.287	3.0～4.2	65.6	70.3	72.1	73.5	77.5	85.6

表 1－5－110　工地试浇硅粉高强混凝土强度

编号		Si－66（任楼工地）	Si－117（任楼工地）	Si－217（济宁Ⅱ号井）
水泥用量（kg/m³）		403	400	420
硅粉/NF（%）		5/1.0	7/1.0	7/1.2
坍落度（cm）		6.0	6.0	4.4
抗压强度（MPa）	R_1	27.6	32.3	/
	R_3	40.8	39.5	41.2
	R_7	57.6	61.9	/
	R_{28}	71.0	71.0	67.7

表 1－5－111　几种高强混凝土物理力学性能比较

编　　号	Si－315	Si－316	Si－128	Si－129	Si－443	Si－441
水泥标号 实际强度(kg/cm²)	525 565	525 565	525 629	525 629	525 576	525 576
水泥用量 (kg/m³)	550	350	430	430	460	460
硅粉/SN－Ⅱ (%)	0 0	7.5 1.25	0 0	10 1.5	0 1.75	7.5 1.75
坍落度(cm)	3.5	3.4	3.8	3.3	5.0	5.5
R_{28}(MPa)	62.5	66.0	67.3	94.3	65.2	87.9
轴压强度(MPa)	48.3	58.5	61.4	84.3	54.5	73.0
抗折强度(MPa)	6.42	6.30	5.71	8.55	7.09	11.97
劈拉强度(MPa)	3.78	4.58	3.02	5.77	3.78	4.80
钢筋粘结强度 (MPa)	4.46	5.66	5.46	5.52	6.15	6.43
静弹性模量 (MPa)	3.64×10^4	3.74×10^4	4.60×10^4	4.81×10^4	4.22×10^4	4.35×10^4

第二篇

矿区整体设计

第一章　矿区整体设计依据与设计内容

第一节　计划任务书及设计的审批决定

一、计划任务书

(一)计划任务书的性质及编制

计划任务书是确定矿区开发决策、编制设计文件的主要依据。所有的新建、改扩建项目,都要根据国家发展国民经济的长远规划和建设布局,按照项目的隶属关系,由主管部门组织计划、设计、建设等单位,提前编制计划任务书。列入国家长远规划的重点专业化协作和挖潜改造项目,也要编制计划任务书。

编报建设项目(如矿区)计划任务书的主管部门是省、市、自治区煤炭工业局(厅),编报单项工程(如矿井、选煤厂)计划任务书的主管部门是建设单位(矿务局或筹备处)。

在计划任务书编制前,建设主管部门应当向设计单位提出设计委托书。设计单位根据委托书和基础资料进行广泛深入的调查研究,搜集必要的资料和数据,编制矿区开发总体设计方案,提出开发矿区的总布局、包括城镇在内的总规划、开发规模、电源、运输等外部协作关系、产销平衡、技术经济指标,以及矿井(露天矿)开拓开采、机械化程度、劳动力来源等方面的意见。在设计方案的基础上,再与编报计划任务书的主管部门共同编制计划任务书。

编制矿井初步设计计划任务书可参照上述程序。

煤炭工业部规定，经过正式批准的矿区总体设计，其所属单项工程可不再编可行性研究报告和计划任务书。

上报计划任务书时，应附经国务院主管部门或省、市、自治区批准的矿产资源储量报告，水文、地质资料，以及生产所需原材料、协作产品、运输、水源、电源、通讯等协作关系的意见书或协议文件。

（二）计划任务书的内容

大中型建设项目计划任务书的主要内容如下：

1. 建设目的。说明该项目在国民经济中的作用。

2. 建设规模。主要产品的产量品种，全部和分期建设的规模。

3. 建设根据。地质资源条件，原材料、设备、动力的供应和运输条件，技术人员和劳动力来源，生活资料的供应条件，生产方法（包括产品加工方式）和产品的使用对象（包括煤的流向用户）。

4. 主要协作条件。关于生产所需原料、材料的数量、运输量和供应关系的协议（或建议），资源的综合利用和‘三废’治理要求，关于建设所需的特殊材料和设备供应的建议，交通运输、供电、供水方式、铁路接轨、供电接线的协议（或建议）以及城镇建设等设施。

5. 建设地点和占地面积，地形利用情况及占用农田面积。

6. 防空、防洪、抗震等要求。

7. 要求达到的设备装备水平、机械化程度等。

8. 劳动定员、建设进度和投资估算，建设进度、总工期、建设吨煤投资和总投资估算、经济效益等。

改扩建的大中型项目计划任务书还应包括原有和现有地质资源情况、当前生产情况以及原有固定资产的利用程度和现有生产潜力发挥情况。自筹基建大中型项目的计划任务书，还应注明资金、材料、设备的来源，并附有同级财政和物资部门签署的意见。

小型项目计划任务书的内容，可以参考上述内容，由各部门和省、市、自治区另行规定。

矿区总体设计和矿井初步设计的计划任务书参考附表，见表 2－1－1 及表 2－1－2。

二、设计的审批决定

矿区总体设计方案（或矿区开发可行性研究报告）的审批决定是进行矿区总体设计的依据。

表 2-1-1　××矿区总体设计设计计划任务书附表

矿区名称			
设计阶段			
建设目的			
建筑根据	资源条件	地质报告名称	
		勘探程度	
		批准储量	
		批准机关及文号	
	总体设计方案①	名称	
		批准机关及文号	
	外部条件	原材料供应	
		设备供应	
		动力供应	
		劳动力来源	
		生活资料来源	
		产品用途、用户	
协作条件	资源综合利用		
	“三废”治理		
	运输		
	供电		
	供水		
	城镇建设		

主要设计原则	开发方式	露天(处) 矿井(对)
	矿区规模	
	建设期限	
	煤的加工	
	矿务局局址	
	接轨点及编组站	
	供电	
	供水	
	防洪、抗震	
	环境保护	
	建设投资	
	经济效益	

设计完成时间		矿区开发时间			
设计单位		施工单位		建设单位	
编制部门	年　月　日	审批机关	年　月　日		
备注					

①或矿区开发可行性研究报告。

表 2-1-2 ××矿井初步设计设计计划任务书附表

矿井名称				开拓方式	
设计阶段				井筒(硐)位置	
建设目的				生产能力	
建筑根据	资源条件	地质报告名称		采掘机械装备	
		勘探程度		通风方式	
		批准储量		煤的加工	
		批准机关及文号		地面运输	
	总体设计	名称		供电	
		批准机关及文号		居住区位置	
	外部条件	原材料供应		供水	
		设备供应		防洪、抗震	
		动力供应		环境保护	
		劳动力来源		建设工期	
		生活资料来源		建筑投资	
		产品用途、用户		经济效益	

主要设计原则

协作条件	资源综合利用		设计完成时间		矿井开工时间	
	“三废”治理		设计单位		施工单位		建设单位	
	运输		编制部门	年 月 日	审批机关	年 月 日
	供电		备注			
	供水					
	城镇建设					

矿区总体设计的审批决定，是单项工程——矿井（露天矿）、选煤厂、机电修配厂、预制构件厂、总材料库、总火药库等辅助、附属企业进行初步设计的依据。

各单项工程设计的审批决定是进行单位工程施工图设计的依据。

凡涉及计划任务书的主要内容，如建设规模、井田划分、井筒（平硐）位置、开拓方式等主要技术原则以及主要协作关系等方面的修改，需经原计划任务书审批机关批准。

第二节　地质报告

地质报告是全面反映相应阶段地质工作成果的重要技术文件。它是在指定任务全部完成或告一阶段后，根据各种资料的系统整理和综合分析研究编制的。一般由报告正文及各种图件、表格、附件等组成。

一、地质报告的类型

按地质工作的目的，地质报告可分为区域地质调查报告、矿产地质报告、水文地质或工程地质报告、物化探报告等。煤炭资源地质勘探报告属矿产地质报告的范畴。

煤炭资源地质勘探中，按勘探阶段有找煤地质报告、普查地质报告、详查地质报告和精查地质报告。若勘探区地质条件复杂，虽进行较详细的地质勘探工作也不能达到精查的控制和地质研究程度时，则可提交详查最终或普查最终地质报告，作为小型矿井设计和生产的地质依据。

矿井建设竣工移交生产时，要提交矿建地质报告。经一定时期的采掘生产，需根据勘探、建井和生产中积累的地质资料，编制矿井地质报告。矿井收尾时，要提交矿井收尾阶段地质总结。

二、井田精查地质报告的主要内容及其使用

井田精查地质报告是在精查勘探结束后，为反映井田地质和煤炭资源状况而提交的地质报告。它是矿井初步设计、建井和矿井生产的重要地质依据。为满足矿井设计和生产部门对精查地质报告的要求，地质勘探部门在井田精查设计和施工中，都要不断听取矿井设计和生产部门的意见，尽可能提高对影响设计和生产主要地质问题的控制和研究程度。提交精查地质报告后，上级有关部门还要组织地质勘探、矿井设计和生产部门的

工程技术人员对报告进行全面的审阅、评议，并对报告是否获准通过作出决议。评审通过的精查地质报告才能提供矿井设计、建设和生产部门使用。

（一）井田精查地质报告的主要内容

精查地质报告应包括报告正文、各种图件、表格、对有关地质问题的专题研究报告以及原始资料、岩心等。

1. 报告正文

报告正文一般分八章，每章再按需要分节。

第一章　概　　况

说明勘探工作的目的、任务；勘探区位置与交通概况，包括地理位置、坐标、勘探区边界和面积；扼要说明经过或邻近勘探区的现有或拟建的铁路、公路、水路等（附交通位置略图）；勘探区自然地理，包括地形地貌、地表水体、气象和地震资料等；勘探区及其附近生产或已停闭矿井和小窑的情况；以往地质工作及其评价。

第二章　勘探区地质

扼要叙述区域地层、构造、火成岩及其特点。

详细叙述勘探区内地层时代、层序和化石；叙述含煤地层厚度、岩性、岩相、标志层特征及其沿走向、倾向的变化。

分别叙述区内重要褶曲、断层的分布和控制程度。说明断层性质、断距、断层面产状，构造线的延展方向和长度、生成顺序及对煤层、煤质的影响，综合叙述区内地质构造的规律性。

叙述火成岩体的名称、产状、侵入时代、分布范围及对煤层、煤质的影响。

第三章　煤层、煤质及其它有益矿产

综合叙述煤层总层数、总厚度和可采煤层层数、总厚度。自上而下地详细叙述各可采煤层的层位、间距、厚度、结构及变化规律，煤岩层对比的依据和可靠程度。

叙述各煤层煤的物理性质，煤质和煤岩特征，煤的工业牌号及沿走向、倾向的变化规律，并列表说明煤质指标的两级值及平均值，多煤种的勘探区应分煤种加以统计。

煤中有害组分（灰分、硫、磷等）及其变化规律。煤的可选性及工艺特征（炼焦、化工等），煤的合理利用方向。

煤层风、氧化带的确定方法及依据。

对勘探区内其它有益矿产，如铁矿、油页岩、铝土矿、耐火粘土等的勘探程度、分布、规模、质量、储量以及煤中稀散、放射性元素的赋存情况及含量（若达到工业品位，则另编资料），进行综合评价。

第四章　勘探区水文地质

扼要叙述区域水文地质特征。

勘探区水文地质条件 叙述各含水层及隔水层的岩性、厚度、埋藏深度、分布范围及其变化，裂隙与溶洞发育程度及其规律，地下水的埋藏类型及水力性质，含水层的富水性（钻孔单位涌水量、渗透系数）、水位标高、水质、水温及地下水动态资料，含水层间及与地表水的水力联系，隔水层隔水条件的评价。

与邻近生产矿井水文地质条件对比情况 :现有生产矿井的能力、井型、开采最深水平，各水平和整个矿井的月涌水量、水质、水温，充水的主要来源及地下水出露情况，巷道突水的原因，勘探区与邻近生产矿井水文地质条件的比较。

矿井初采区及第一水平涌水量预计 涌水量预计公式的选择及所采取的各种计算方法的依据，不同方法预计结果的比较。

供水水源 勘探区现有供水情况，可能供水水源的水质、水量评价。

第五章　开采技术条件

勘探区内或邻近矿区的生产矿井（包括生产小窑）有关开采技术条件方面的资料。已封闭或停采的矿井及其原因。

详细叙述区内松散覆盖层及各可采煤层顶底板岩性及其变化规律，并叙述其物理机械性质、特征。露天开采时，还应评述上覆岩层的工程地质特征。

瓦斯含量、煤尘和煤的自燃倾向性，实验室分析结果及邻近生产矿井的有关资料及评价，矿井瓦斯等级确定的依据。

第六章　地质勘探工作

地形测量工作方法及质量评述。勘探工程的测量方法及其质量。

地质测量工作方法、工作量及成果的质量评述。

地表工程工作量及其质量评述。

物探（包括地面物探及测井）的工作方法、工作量及其质量评述。物探与钻探相结合的综合方法及其效果评述。

钻探工程量及其质量(岩、煤心采取率,孔斜,封孔等)评述。

水文地质工作及其质量评述。

各种样品采取地点、方法、数量及其确定的依据,采样工作质量及化验质量的评述。

勘探类型及其确定的依据,勘探方法、勘探程度及勘探工作的经济效果。

第七章储量计算

储量计算边界及工业指标确定的依据。

储量计算的方法和计算参数选定的依据。

划分各级储量的条件,与一般划分原则不同的特殊块段的处理方法。

勘探区内各级储量及总储量的计算结果。储量计算的检查方法和准确程度的评价。

有关储量计算其它方面的说明。

第八章　结　　论

对勘探成果总的评价(主要是对勘探程度、地质报告资料的完备程度及其质量作出结论)。

简要总结勘探工作的主要经验与教训。提出今后建井、矿井生产应注意的问题。勘探区远景评价及对今后工作的意见和建议。

2. 图件

交通位置图;

区域地质图(附地层综合柱状及地质剖面),1:50000 ~ 1:200000;

井田地形地质图(隐伏区为基岩地质图),1:5000 ~ 1:10000(露天开采用 1:2000 ~ 1:5000);

井田地层综合柱状图,1:500 ~ 1:1000;

钻孔柱状图,1:200 ~ 1:500。附简易水文地质观测曲线、测井曲线及解释成果;

岩煤层对比图,1:200 ~ 1:1000(当煤层层数少、间距大、对比标志明显、在勘探线剖面图上可以看清对比关系时,可以少做或不做);

勘探线剖面图(含走向剖面图),1:2000 ~ 1:5000;

水平切面图;

各可采煤层底板等高线及储量计算图,比例尺同地形地质图。当煤层倾角大于 60°时,应附煤层立面投影图或立面展开图;

井田水文地质图(水文地质条件简单的井田,可与井田地形地质图合并),比例尺同

井田地形地质图；

水文地质剖面图(水文地质条件简单时,可与勘探线剖面图合并),比例尺同勘探线剖面图(第四系剖面图的比例尺可适当放大)。

其它图件：区域水文地质图、抽水试验综合成果图、地震时间剖面图等。

3. 表格、附件资料

测量成果表(包括控制测量及工程测量)；煤层综合成果汇总表；煤质分析成果汇总表；煤的可选性试验及工艺性能试验成果汇总表；储量计算表及汇总表；地表及地下水水质分析报告表；各含水层抽水试验综合表；土壤、岩石及煤的物理机械性质试验报告表；老窑或生产矿井调查材料等。

根据勘探区的地质情况和工作需要,为提高地质报告的研究程度和质量而进行的专题研究报告。

4. 可不必复制的原始资料

槽(井)探展开图、钻孔的原始记录、长期水文动态原始记录、物探的实际资料、钻孔的封孔、止水报告等,以及主导勘探线上钻孔、水文孔、井筒检查孔、基准孔等特殊钻孔的全部岩心和一般钻孔的部分代表性岩心。

(二)对精查地质报告的审核及评价

精查地质报告资料的可靠程度直接关系到矿井建设与采掘生产能否安全高效地进行。因此,矿井工程技术人员应具备审核及评价地质资料的能力。在审核及评价地质报告时,可从两方面入手,一是注意资料是否齐全,核准原始资料的可靠程度；二是从影响矿井建设和生产的主要地质问题的控制和查明程度,评价报告的勘探程度是否满足矿井设计、建设和生产的要求。

1. 对原始资料和综合资料进行系统审核

(1)钻孔资料应检查：钻孔坐标；见煤深度、煤层厚度、结构和顶末底初及煤心采取率；煤层底板标高；煤层对比和层位确定的依据；钻孔测斜和封孔质量；钻探和测井工程质量等级,钻孔综合评定等级；煤质化验资料等。

(2)勘探线剖面图应核对：钻孔孔口坐标、孔间距与平面图是否相符；煤层、标志层的深度和厚度；煤层对比的可靠性；褶曲、断层在剖面上确定的依据和可靠程度等。

(3)根据经核查的勘探线剖面图和线间钻孔资料,检查煤层底板等高线图。

(4)核实区内生产小窑、已停闭老窑资料；在有露头地区,还要对主要构造线和煤层露头线加以核实。

(5)按设计水平、采区核实地质储量,看能否满足矿井设计能力、服务年限的要求。

2. 从几个主要方面评价勘探程度

(1)勘探工作　从井田构造基本形态看勘探线布置系统的合理性;从构造发育情况和主要可采煤层稳定性看勘探线距选择是否合理。

(2)地质构造　对大、中型断层位置、产状、性质、落差的控制程度,尤其是对边界断层、第一水平或先期开采地段较大断层的控制程度能否达到规定的要求(构造线平面位置应控制在 250m 以内);煤层产状的控制程度,尤其是第一水平内煤层底板等高线急剧变化处,有无检查控制;煤层倾角小于 10°时,初采区内较大的波状起伏是否控制;预定水平运输大巷位置的煤层底板等高线的加密控制程度能否满足设计需要。

(3)储量　储量计算方法、参数选择的合理性;煤层可采边界、高灰分界限、煤质牌号界限以及层状火成岩分布界限、煤层风氧化带界限等的控制程度;高级储量比例及分布是否合理;储量计算的可靠程度。

(4)水文地质条件　矿井涌水量预计的依据是否充分,预算的可靠程度;在水文地质条件较复杂的井田,还要注意主要含水层的富水性、导水性及其变化规律,地下水的补、径、排条件,断层导水性等是否查明。

(5)其它开采技术条件　煤层顶底板岩性及其变化;对煤层瓦斯、煤尘、自燃倾向性等方面的研究工作是否达到规定要求。

(三)井田精查地质报告的使用

精查地质报告的使用贯穿于矿井设计、建井和采掘生产的全过程。其中,使用最为广泛的是各种图件,现重点介绍图件的使用。

地质报告的图件很多,按用途一般可分为三类:

第一类是反映区域概貌的图件。包括交通位置图、区域地形地质图(附综合地层柱状图及地质剖面图)。

这类图件的比例尺小,反映的面积大。其作用主要是介绍井田所在区域的概况,如井田的地理位置、交通、地形、区域地质等情况。可作为供电、供(排)水、铁路、公路运输等设计方案的参考图件。

第二类是矿井设计、生产中常用的主要图件。包括井田地形地质图、勘探线剖面图、水平切面图、煤层底板等高线及储量计算图。

这四种图件是井筒、硐口及地面建筑物和井下巷道布署的设计底图。矿井设计时应经过现场实地踏勘,并提出多种设计方案进行比较、优化。设计方案的合理性,从图上可一目了然。同时,它们又是指导矿井采掘布署和生产的重要图件,并需在使用过程中不断修正和补充,消除地质误差,以便正确指导下一步的巷道设计和采掘生产。

第三类是矿井设计、生产的参考图件。包括钻孔柱状图、井田综合柱状图、煤(岩)层对比图、井田水文地质图、水文地质剖面图及其它图件。

巷道系统设计和采、掘施工中,除侧重考虑地质构造、煤层厚度变化和储量等因素外,还要考虑岩石性质、地下水及其它开采技术条件等因素的影响,这就需要参考此类图件。且钻孔柱状图属原始资料,它是综合性、分析性图件的基础资料,所以又是审核这些图件的依据。

在审核、使用各种图件的同时,还应参阅报告文字中相关章节的论述,以加深对一些主要地质问题的认识,了解勘探阶段对这些问题的勘探、研究程度,资料的可靠程度。

第三节　整体设计内容

采矿专业在矿区总体设计中的主要内容如下:

1. 阐明矿区特点及总体设计的依据,矿区开发的必要性和合理性。

2. 概述矿区基本情况,包括地理位置、交通、气象、水文及经济情况。

3. 分析矿区的煤田地质特征及地质勘探程度,核算矿区储量,对地质工作加以评述。

4. 概述矿区内或邻近矿区的生产、建设矿井(露天矿)的基本情况。

5. 矿区井田划分,主要方案及其技术经济比较,推荐方案的论证。

6. 井田开拓方式等主要技术原则,包括井田境界、设计生产能力、服务年限、井筒(平硐)及工业场地位置、井田开拓方式、水平划分、运输大巷布置、通风方式、采煤方法及主要安全措施等。

7. 矿区建设规模及建设顺序,各方案的技术经济比较,推荐方案的论证。矿区设计服务年限、达到设计规模的时间及均衡生产年限。矿区开发强度的论证和储量利用的分析。

第二章　矿区井田划分及尺寸计算

井田划分是矿区总体设计的一项重要任务。

第一节　井田划分的原则

一、从地质条件出发

根据矿区的煤层赋存条件、构造形态、煤质分布、开采技术条件及地形地物特征等因素来划分井田。这是划分井田最基本的原则。

例如，潘谢矿区、宿县矿区和兖州矿区都具有煤层层数多，煤质好，储量丰富，煤层倾角平缓，第四系冲积层厚度大，涌水量大等特点，加上地处华东经济发达的缺煤区，既适合于建大井也需要建大井。所以在这几个矿区都是划分为面积较大的大型、特大型矿井的井田。

二、与开发强度相适应

根据地质条件和国家对煤炭的需要量可以初步确定矿区的开发强度。在一般情况下，矿区开发强度大则意味着矿井数目多，井田尺寸小，储量动用系数大，服务年限短；反之开发强度小则意味着矿井数目少、井田尺寸大，储量动用系数小，服务年限长。

井田尺寸决定了划分采区的数目，而采区数目、产量、服务年限又是保证矿井正常生

产和衡量采区接替紧张与否的依据。淮南新庄孜及谢家集一、二、三号井，虽然煤层生产能力较大，采区储量较多，但井田走向长度（新庄孜矿 2.6 公里，谢一矿 4.4 公里，谢二矿 2.6 公里，谢三矿 1.8 公里）过短，生产被动。又如大同矿区口泉沟 22 公里长的距离内，共划分了十对矿井，各矿普遍存在倾斜方向太窄、走向一翼太短的问题。又如肥城矿区走向长 23 公里，倾斜宽 3～6 公里，面积 80 平方公里。原来划分的十八对大、中型矿井，走向长度都很短（2～3 公里）。后来修改矿区总体设计时，将走向过短的矿井适当合并，划为九对大中型井及三对地方小井，大中型井之走向长度达到 3.6～8.8 公里，平均井田面积为 9.7 平方公里，修改后的井田尺寸基本合理。

三、照顾全局

划分井田时，必须处理好与相邻井田的关系，包括矿井与露天矿、生产井与新建井、浅部井与深部井以及新建井相互之间的关系，不要因为一个井田的划分而影响另一个井田的合理境界（如形成单翼开采，或上下煤层开采的相互影响等），应该使所有的井田划分都是合理的或比较合理的。

1. 决定矿井与露天矿境界的关键是最大经济合理剥采比。根据我国目前露天煤矿开采的技术条件和实际经验，最大经济合理剥采比如表 2－2－1。

表 2－2－1　最大经济合理剥采比

煤种	最大经济合理剥采比，n（米^2/吨）
褐煤	7
烟煤	10

我国部分露天煤矿设计的最大经济合理剥采比如表 2－2－2。

表 2－2－2　部分露天矿最大经济合理剥采比

名称	最大经济合理剥采比，n（米^3/吨）	名称	最大经济合理剥采比，n（米^3/吨）
抚顺西露天矿	10（东西部搭配）	霍灵河露天矿	6
阜新海州露天矿	7	朔县露天矿	8
平庄西露天矿	7	准格尔露天矿	8

实际上，每个露天煤矿的最大经济合理剥采比都是根据地质条件（岩石性质、煤质及煤的牌号、水文地质条件等），生产工艺和国家技术政策，通过调查、试验、研究和比较，综合确定的。

露天矿深部境界剥采比确定后，露天矿与矿井的境界即可划定。

2. 划定生产井与新建井、浅部井与深部井的境界时，应该适当考虑留有矿井发展的余地。目前国内外普遍认为用改建（扩建）生产矿井增加生产能力的办法，不仅投资省（比新建同等生产能力的矿井投资省 30～40%），而且能在短时间内提高产量，因而越来越被人们所重视。以往有的设计考虑不周，存在一定的问题。如峰峰东大井、铜川三里洞立井，在新旧井田划分上，均未很好考虑原有矿井的充分利用，没有划给原有矿井足够的储量。

3. 划分井田，应该考虑井筒（平硐）位置的选择，使其有利于井田开拓、采区准备及生产管理，尽量使每个井田都有比较合理的井筒（平硐）位置及工业场地，不要因为井田划分不合理而给井筒（平硐）位置的选择和工业场地的布置带来困难。这个原则在山区、尤其是地形复杂的高山区特别值得注意，因为有时会成为划分井田的决定性因素之一。如二号矿区，地形十分复杂，只有 F 河、TLC 河几条河流的阶地可以作为井筒（平硐）及工业场地位置的方案。在这里，井筒（平硐）及工业场地位置则成了井田划分的一个重要因素。又如阳泉一矿等四个矿的后备区，因为地形复杂，无工业场地可选，所以都没有单独建新井。韩城、焦坪、松藻及西南一些矿区也可见到类似情况。

4. 划分井田时，应尽可能将地质条件好的与差的搭配开。以便保证每个矿井都能较快地达到设计产量并有足够的均衡生产时间。

四、留出后备区

在有条件的矿区，可划出一部分备用储量，作为后备区，以适应地质情况的变化，或将来单独建井，或扩大邻近矿井的生产能力。近年来所做的矿区总体设计，很多都已注意到了这一点。例如，三号矿区留有后备区，储量达 9034 万吨；LK 矿区留有三个后备（远景）区，储量达 24000 万吨（见图 2－2－4）；PS 矿区留有四个接续区和远景区，储量达 130000 万吨以上。

五、直（折）线原则

划分井田时，井田境界线应尽量取直线或折线，不取或少取曲线，尤其是不要取小曲率曲线，以方便设计和生产管理工作。一号矿区一井与三井两矿井之间原来是以 3 煤层－500 米底板等高线为界，在平面上呈波浪形曲线。后来认识到近水平煤层的底板等高线平面位置变化很大，且不易掌握，所以改为以鲍 61 号钻孔与 204 号钻孔所连直线作为井田境界，如图 2－2－1。这是一项值得注意的经验。

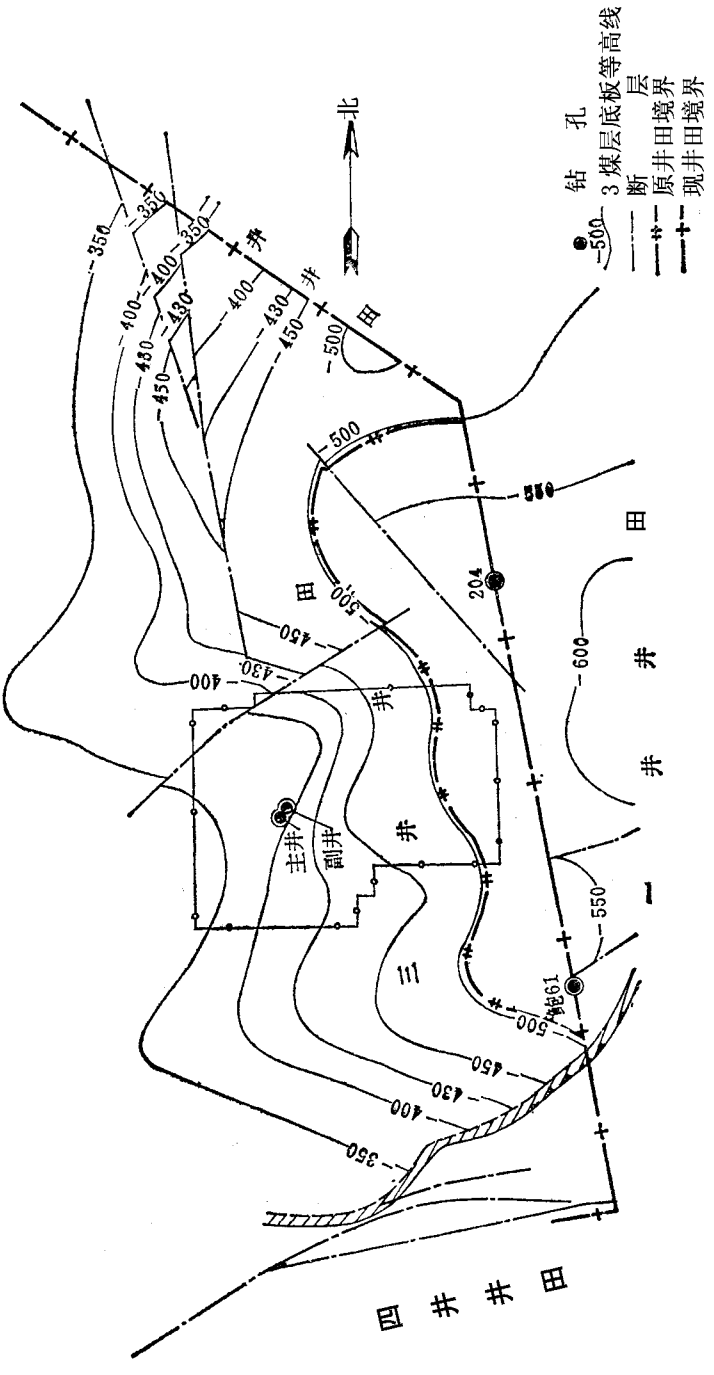


图 2-2-1　一井与三井井田境界

六、经济效果好

划分井田时，应力求使各矿井的井巷工程量少、投资省、建设工期短，达到设计产量的时间短、生产作业环境好、安全性好、企业利润大。

第二节　井田划分的方法

一、按地质构造划分

利用断层（尤其是活动断层）、褶曲轴、岩浆岩侵入带等地质构造作为井田的自然境界，是最常用的方法。如铁法矿区、沈阳矿区、龙口矿区、兖州矿区、丰沛矿区、宿县矿区、潘谢矿区、峰峰矿区、平顶山矿区、盘江矿区等都广泛地利用断层作为井田境界；湖南五亩冲井田与竹山塘井田、松藻逢春井田与打通二井井田、新汶协庄二号井井田与协北井田、林东冒沙井田与敖凡冲井田之间均利用向斜轴作为井田境界，如图 2－2－2。

二、按煤层赋存形态划分

1. 按煤层赋存深浅划分

由于受到开采水平阶段高度和同时生产水平数的限制，一般需沿倾斜将煤田划分为深浅不同的井田。如三号矿区南部的七井井田与六井井田、四井井田，蛟河煤矿的奶子山立井与六井，一号矿区的四井井田与九井井田、一井井田与三井井田，都是按深浅不同划分的井田。

2. 按构造形态划分

为了尽量减少一个矿井内的巷道布置形式及采煤方法，一般需将产状不同的区域分别划分为几个井田。如 HY 矿区北部为一向斜，属于倾斜～急倾斜煤层，中部为一单斜，属于倾斜煤层，分别划分为一井与二井；中西部为一宽缓背斜，划归三井，如图 2－2－3。

三、按储量分布情况划分

煤层生产能力高、储量多而且集中的区域一般适合于建设大型或特大型矿井，煤层生产能力低、储量少而分散的区域一般适合于建设中小型矿井。根据储量的分布情况即可考虑井田的划分。

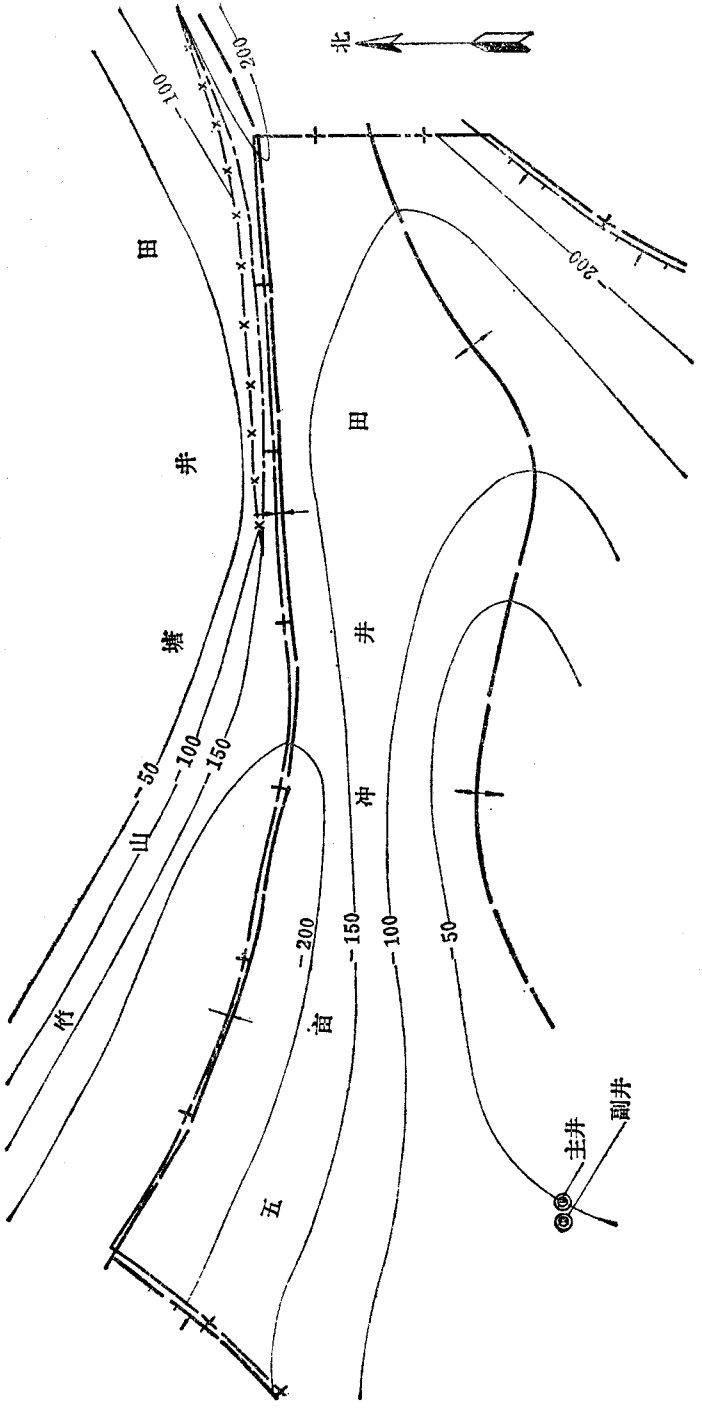


图 2-2-2　五亩冲井田与竹山塘井田境界

例如，一号矿区根据平均厚度达 8 米的‘大槽’煤的分布，首先划分了两个大区，即煤层厚且储量多的大槽区和煤层薄且储量少的小槽区。然后根据地质构造的特点，将大槽区进一步划分为四对年产 210～400 万吨的特大型矿井，将小槽区划分为七对中型矿井。

又如 LK 矿区，ZC 河以西为煤田聚煤中心，煤层层数多，厚度大，储量丰富，适合于建设大型矿井，所以划分了三对年产 90～240 万吨的大型矿井。ZC 河以东至 HS 河地区，煤层层数减少，厚度变薄，储量相对减少，宜建设中型矿井，所以划分了两对年产 60 万吨的中型矿井。煤田最东部的东部区，可采煤层仅一层，且为薄煤层，储量少，适这宜于建设小型矿井，所以划归年产 21 万吨的八井井田，如图 2－2－4。

淮北矿区朱庄与杨庄井田则以局部无煤区作为井田境界。

四、按煤质、煤种分布规律划分

在煤质及煤种变化较大的矿区，为了减少同一矿井煤质及煤种的类别，应尽量考虑利用煤质、煤种分界线作为井田境界。

例如，HY 矿区北部主要可采层多数为肥煤，中部为焦煤、瘦煤，南部为无烟煤。根据这一特点及地质构造、煤层赋存特点，分别将矿区北部划为一井，中部划为二井、三井，南部划为四井。西北部 YL 煤田为褐煤区，单独划为五井，如图 2－2－3 所示。

又如，抚顺龙凤井田与北龙凤井田也是以气煤与长焰煤的分界线（－400 米）作为井田境界的，如图 2－2－5 所示。

五、按地形地物界线划分

当地面有河流、铁路、城镇等需要留设安全煤柱时，应尽量利用此类安全煤柱作为井田境界，以降低煤炭损失，减少开采技术困难。

抚顺胜利矿北部的地面是抚顺市市区，包括抚顺发电厂等重要建筑及设施。为了保护地面建筑设施，胜利矿的北部即以抚顺发电厂等城市建筑的安全煤柱边界线作为井田境界，如图 2－2－6 所示。

二号矿区构造比较简单、产状平缓。一井井田与二井、三井、四井井田之间，二井井田与四井井田之间，分别是以 F 河及 DC 河作为井田境界的。

四号矿区一井与二井之间，三井、六井与四井、五井之间，则分别以 SK 河、YC 河作为井田境界。

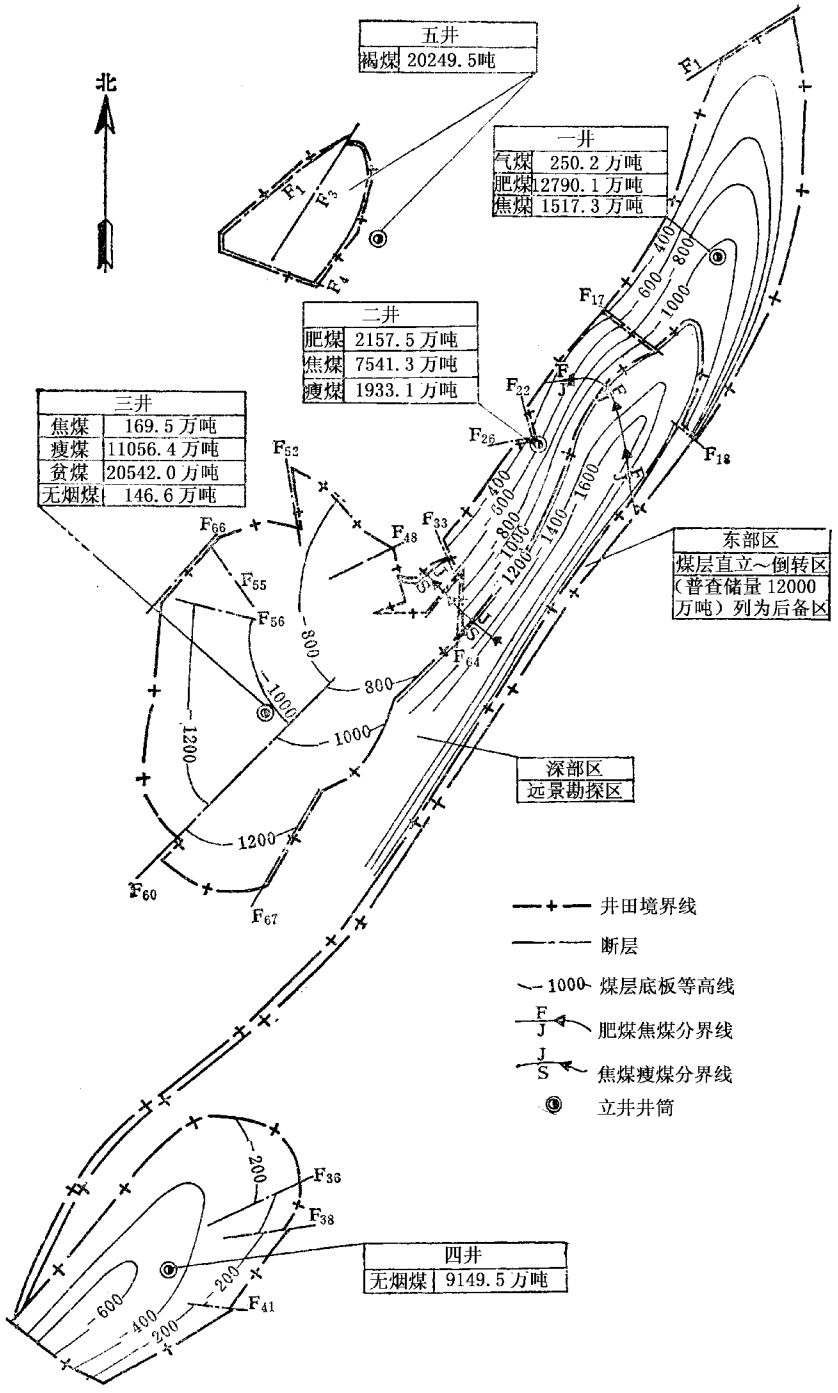


图 2－2－3　HY 矿区井田划分

该矿区的井田划分，主要是根据地质构造、煤层赋存形态、煤质三大因素确定的。一井为一倾伏向斜，肥煤为主；二井为一单斜，焦煤为主；三井为一宽缓背斜，贫煤、瘦煤为主；四井为一倾伏向斜，全为无烟煤；五井为一构造盆地，全为褐煤

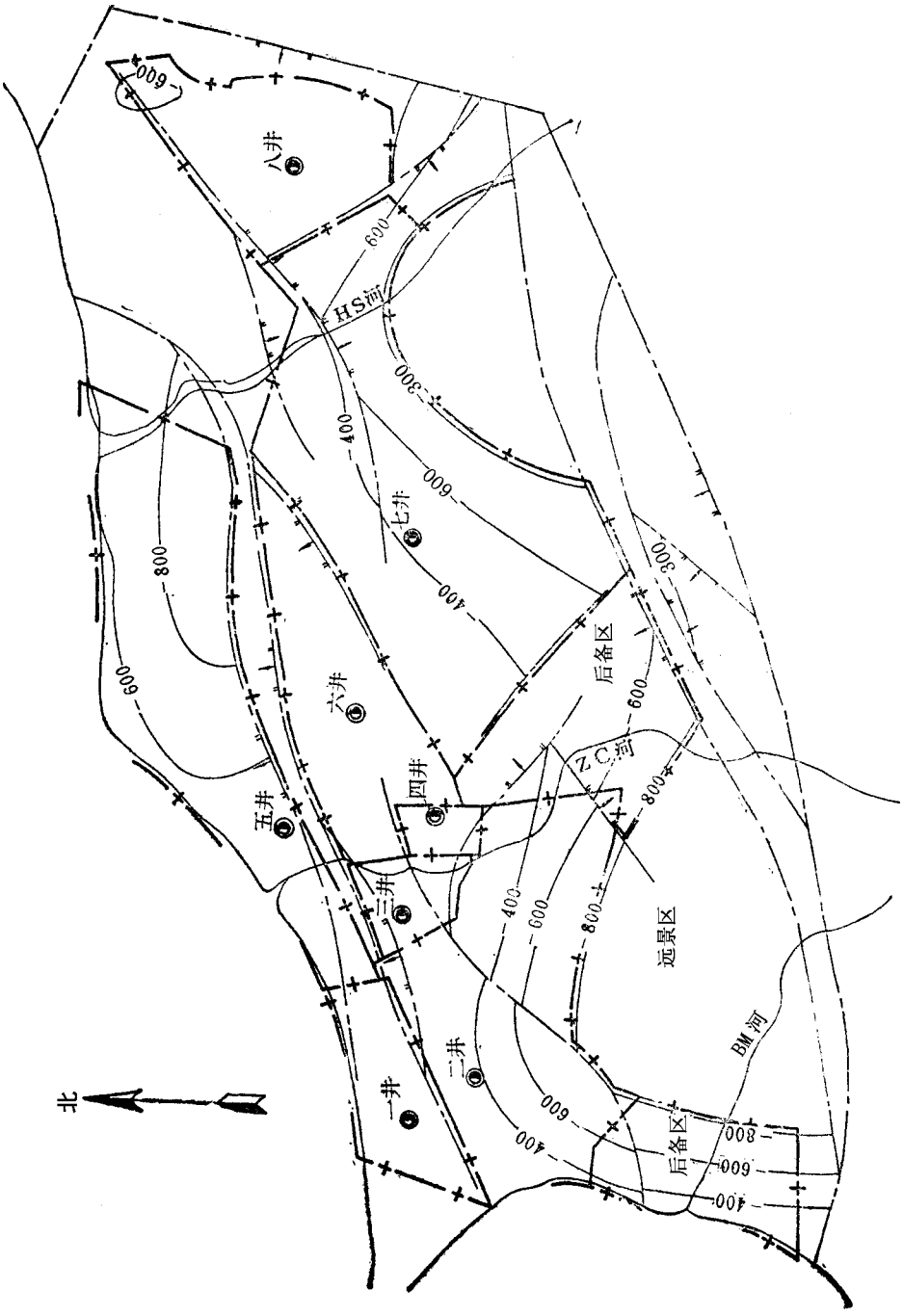


图 2-2-4　LK 矿区井田划分

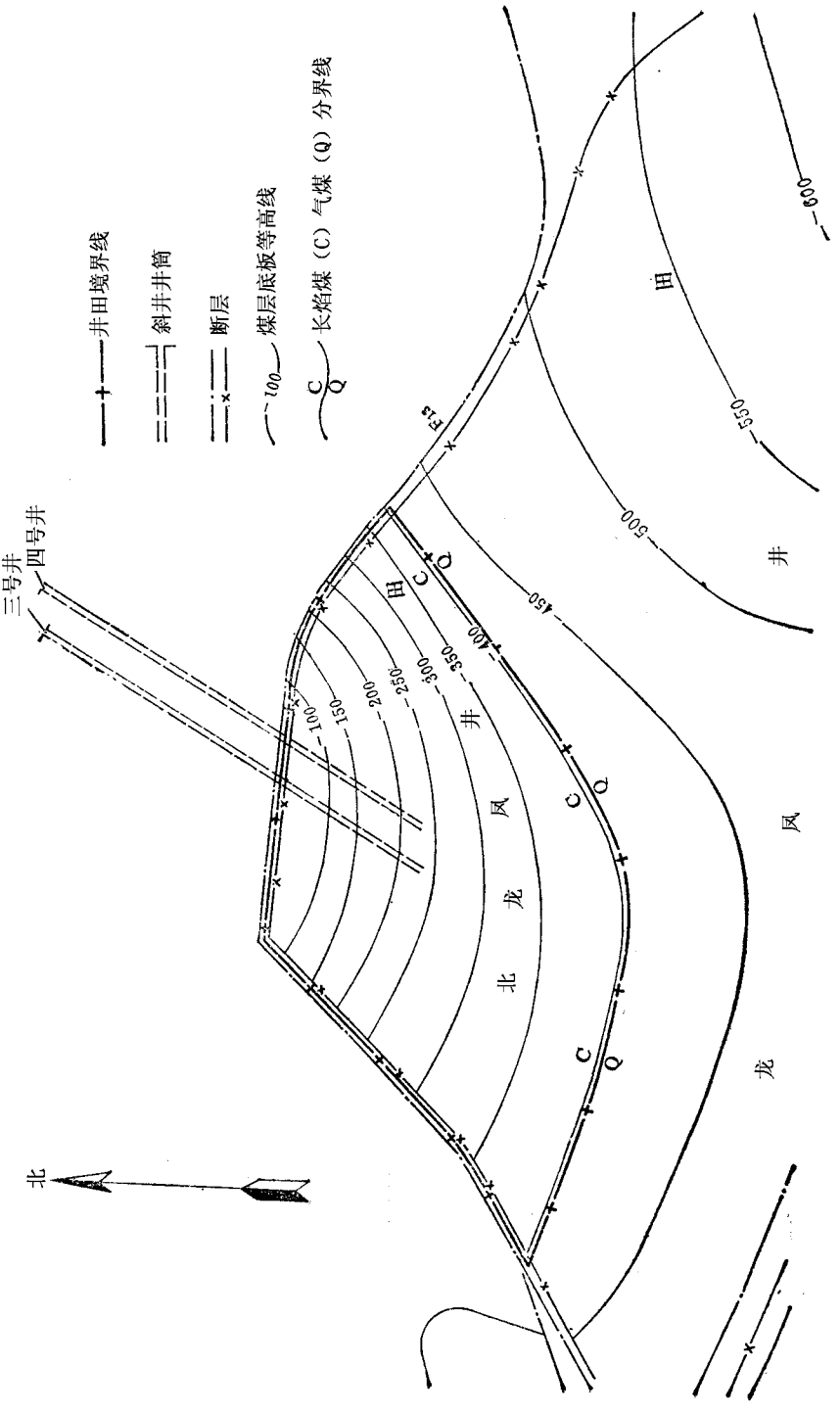


图 2-2-5　抚顺龙凤井田与北龙凤井田境界

-400 米以上为长焰煤（C），划归北龙风井田；-400 米以下为气煤（Q），划归龙凤井田

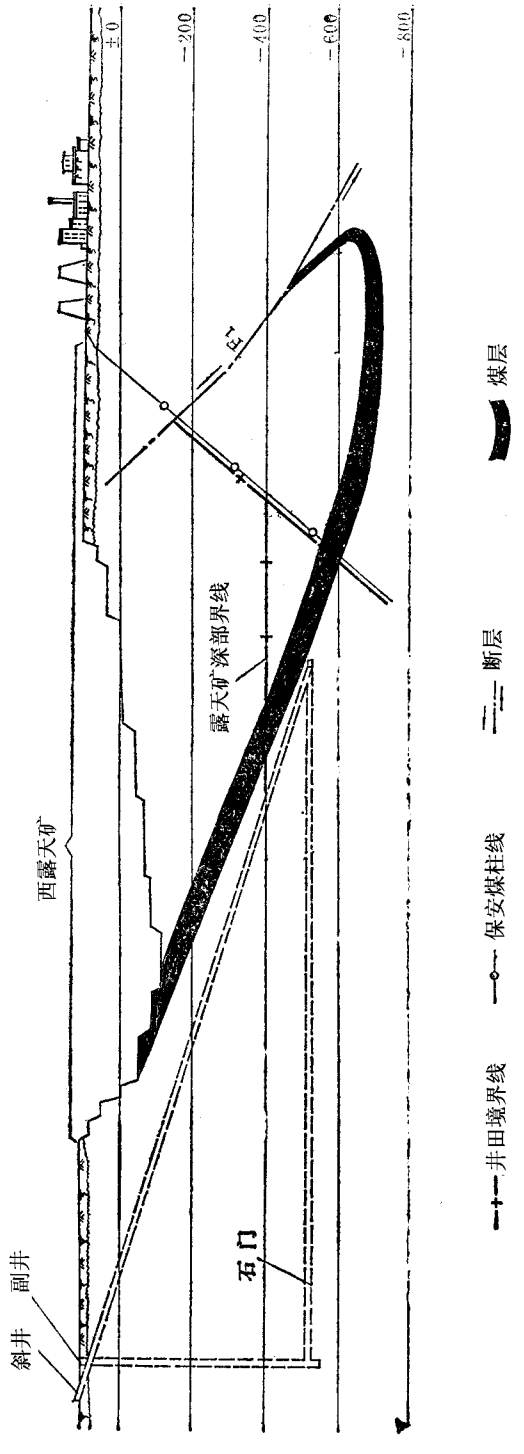


图 2-2-6　抚顺胜利矿北部境界

六、按其他条件划分

矿区开采技术条件(瓦斯、地温等)、伴生有益矿产富集带的分布等特征,也可以作为划分井田的一些因素加以考虑。如阳泉某矿上部为四尺煤层,属超级瓦斯,下部为丈八煤层属三级瓦斯,其层间距仅 40 米,也将这两层煤沿倾斜划分为两个井田。

七、人为境界的划分

人为境界应当保证开采工作的方便。在一般情况下,沿煤田走向的划分,以倾斜为界 沿煤田倾斜的划分,以煤层底板等高线(单煤层)或水平标高(煤层群)为界。

具体的人为境界有垂直划分法,水平划分法、倾斜划分法,如图 2－2－7～9 所示。



图 2－2－7　垂直划分井田

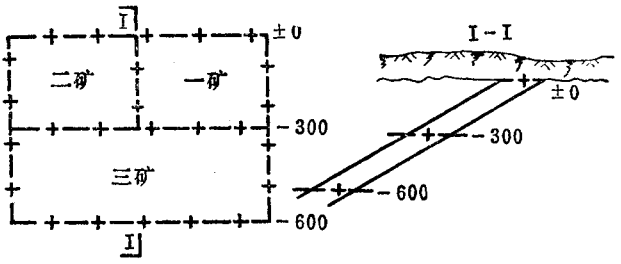


图 2－2－8　水平划分井田



图 2－2－9　倾斜划分井田

垂直划分法一般适用于缓倾斜煤层,水平划分法一般适用于急倾斜煤层。倾斜划分法适用于无采动影响的煤层,只在个别矿区采用,如吉林蛟河煤矿的乌林立井与乌林一

斜井、阳泉四尺(煤)斜井与丈八(煤)斜井、扎赉诺尔的北斜井与东方红斜井等。

第三节　井田尺寸的规定及计算公式

一、《煤炭工业设计规范》的规定

第 1－10 条规定的井田一般走向长度,见表 2－2－3。

表 2－2－3　井田走向长度一般规定

井型	小型矿井	中型矿井	大型矿井
一般走向长度(公里)	>1.5	>4.0	>7.0

二、确定井田尺寸的数学分析法

当井田的地质与地形条件对井田的划分不发生影响时,井田境界可以根据基本建设和生产经营的总经济效果来确定。在此情况下,随着井田境界的变化,总经济效果也将发生连续变化。因此,可以运用数学分析法的函数关系来反映这种连续变化规律,从而简化经济上合理井田境界的解算过程。

井田尺寸包括走向长度 S 和倾斜长度 H 两个参数。为了开采上的方便,井田的斜长一般分为数个阶段,即

$$H = nh$$

式中　H——井田斜长,米;

h——阶段斜长,米;

n——阶段数(应为整数),个。

当阶段高度已定时,求井田尺寸就是确定参数 S 和 n。

随着 S 和 n 的变化,吨煤总经济效果的函数为 $f(S,n)$。为了确定构成函数中每一单项费用的数值,需先确定矿井的年产量、合理阶段垂高(阶段斜长)、井田开拓方案及运输,提升、通风、排水等一系列的技术措施。

如图 2－2－10 表示利用斜井开拓单一煤层的开拓方式,井筒位于井田中央。现以此为例来说明利用数学分析法求算井田尺寸的程序。

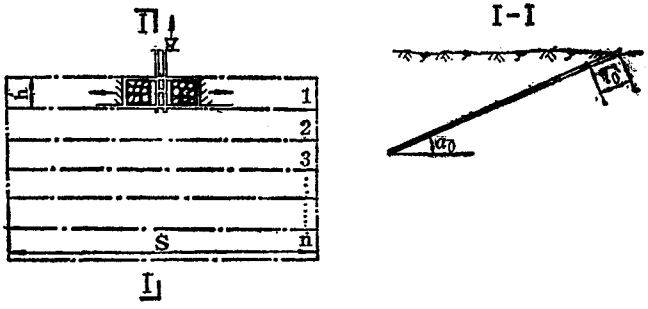


图 2－2－10　井田开拓方式

已知　A——矿井年产量，吨/年；

h——阶段斜长，米；

L——回采工作面年进度，米/年。

假设　T——矿井的服务年限，年；

Z——矿井的可采储量，吨；

z——阶段储量，吨；

t——阶段服务年限，年。

则

$$Z = AT = Atn = An\frac{S}{2L} \tag{2-1}$$

与井田境界变化有关的基本建设投资和生产经营费用有以下几项：

(1)地面建筑物费用为一不变的常数，设该数为 B，元。

(2)斜井开掘费用：

令 K_c——自井口到浅部井田境界的井筒开掘及设备的总费用，元；

l_0——浅部井田境界以上的斜井长度，米；

k_c——斜井井筒单位长度的开掘费用，元/米。

斜井的全部掘进费为：

$$K_x = K_c + k_c hn$$

式中　K_x——斜井全部开凿费，元。

当 K_c 影响不大时，则该项费用简化为：

$$K_x = K_c(l_0 + hn)$$

(3)井底车场的开掘费为：

$$K_j = Dn$$

式中　K_j——全部井底车场开凿费，元；

D——一个井底车场的开掘费，元；

n——阶段个数。

(4)斜井的维护费用为：

$$W_x = y_c l_0 nt + y_c hnt + y_c h(n-1)t + \cdots\cdots + y_c ht$$

$$= y_c l_0 nt + y_c ht \frac{(n+1)n}{2}$$

式中　W_x——斜井维护费，元；

y_c——斜井单位维护费，元/年·米。

(5)阶段平巷的开掘费为：

$$K_p = k_a S(n+1)$$

式中　K_p——阶段平巷开掘费，元；

k_a——阶段平巷单位长度的开掘费用，元/米。

因为第一阶段的运输平巷经常可作第二阶段的回风平巷，所以阶段数目愈多，则第一阶段的回风平巷掘进费，摊到每吨煤上的费用就愈小，所以此处列入计算。

(6)阶段平巷的维护费用为：

$$W_p = 2 \times 2 \frac{y_a \frac{S}{2} t}{2} n = y_a Stn$$

式中　W_p——阶段平巷维护费，元；

y_a——阶段平巷的平均维护费用，元/年·米。

当维护费用随时间的变化而差别很大时，则可按变数考虑。

(7)斜井提升费用——利用绞车提升时，

$$q_c = \frac{q_1}{l} + q_2$$

式中　q_c——斜井单位提升费，元/吨·米；

$\frac{q_1}{l}$——与提升距离有关的提升费用消耗，元/吨·米。其中 l 为提升距离(米)，q_1 为固定的费用消耗(元/吨)，例如基建折旧费用和提升工人的工资等；

q_2——与提升距离无关的提升费用消耗，如电力消耗，钢丝绳磨损等，元/吨·米。

一般在利用统计法获得资料时，通常采取平均值，即按 q_c 为常数计算。总的提升费用为：

$$T_x = znl_0 q_c + \frac{znh(n+1)}{2} q_c$$

式中　T_x——斜井总提升费用，元。

(8)斜井人员提升费用为：

$$T_r = znl_0 q_b + \frac{znh(n+1)}{2} q_b$$

式中　T_r——斜井人员提升费，元；

q_b——分摊到煤炭吨·米提升工作量上的人员提升费，元/吨·米。

(9)平巷运输费用为：

$$y_p = nz \frac{S}{4} q_a$$

式中　y_p——平巷运输费，元；

q_a——煤炭吨·米运输费用，元/吨·米。

(10)平巷运人费用为：

$$y_r = nz \frac{S}{4} q_d$$

式中　y_r——平巷运人费，元；

q_d——分摊到煤炭吨·米运输工作量中的人员运输费用，元/吨·米。

(11)排水费用为：

$$P = K_e z \frac{(n+1)n}{2} h q_e$$

式中　P——排水费，元；

k_e——含水系数；

q_e——排水费用，元/吨·米。

通风费用随井田尺寸的变化而影响吨煤费用，但在一般沼气等级较低的情况下，影响不大，可以略去不计。

把上述各项费用相加后，除以井田内的可采储量，整理后即得随井田变化而变化的每吨煤的总费用

$$f(S,n) = C_1 S + \frac{C_2}{S} + C_3 n + \frac{C_4}{n} + \frac{C_5}{Sn} + C_6 \qquad (2-2)$$

式中　$C_1 = \frac{y_a}{A} + \frac{q_a + q_d}{4}$；

$C_2 = \frac{2L}{A}(k_c h + D)$；

$$C_3 = \frac{h}{2}\left(\frac{y_c}{A} + qc + q_b + k_e q_e\right)；$$

$$C_4 = \frac{2Lk_a}{A}；$$

$$C_5 = \frac{2L}{A}(K_C + B)；$$

$$C_6 = \frac{y_c l_0}{A} + \frac{y_c h}{2A} + \frac{2LK_a}{A} + l_0 q_c + l_0 q_b + \frac{hq_c}{2} + \frac{h}{2} q_b + \frac{K_e q_e h}{2}。$$

$f(S,n)$是 S 的连续函数，因为 n 只能为正整数，所以 $f(S,n)$不是 n 的连续函数。但是函数总的变化规律和 n 连续变化时是一致的，所以设 $f(S,n)$为 S 和 n 的连续函数。

函数有极小值，所以令

$$\frac{df}{ds} = 0$$

$$\frac{df}{dn} = 0$$

推导后得

$$\frac{df}{ds} = C_1 - \frac{C_2}{S^2} - \frac{C_5}{nS^2} = 0 \tag{2-3}$$

$$\frac{df}{dn} = C_s - \frac{C_4}{n^2} - \frac{C_5}{n^2 S} = 0 \tag{2-4}$$

联立解式 2-3 和式 2-4 即可得 S 和 n。但因用代数法需解高次方程，故以运算较简单的图解法求解。

将式 2-3 和式 2-4 化为

$$S = \sqrt{\frac{C_2}{C_1} + \frac{C_5}{nC_1}} \tag{2-5}$$

$$S = \frac{C_5}{C_3 n^2 - C_4} \tag{2-6}$$

在公式 2-5 和式 2-6 中，C_1、C_2、C_3、C_4、C_5 均为可求得的常数值，给 n 以不同之数值，可得对应的 S 值。绘成两条曲线后，曲线的交点即为合理的 S 和 n 值。因 n 只能为整数，故可取临近的数值。

最有利的井田境界同样能用图解法来求算。大致顺序是：已知阶段斜长、年产量等数字，设井田内的阶段数为某一数值，然后求与之相对应的不同走向长度的井田内吨煤费用。把结果绘在如图 2-2-11 的曲线上，即得在某一定阶段数目情况下，不同走向长

度时的吨煤费用曲线。如此依次求各个技术、经济上一般合理的阶段数目时的这种曲线。

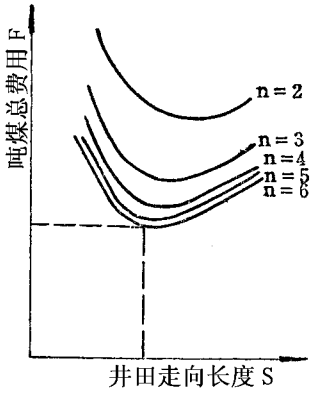


图 2－2－11　图解法求合理井田尺寸

选择其吨煤费用最低的走向长度和阶段数目，最后，仍需验算矿井的服务年限。

利用这种方法求井田尺寸时，在作图前，计算工程量很大，所以一般不采用。但图解法能清楚地显示出一项很重要的概念，即函数 $f(S、n)$ 在极小值附近变化很缓慢，说明了合理的井田走向长度和倾斜长度是在一定范围内变化的。在这个范围内，经济效果可以认为基本上是不变的。所以在矿井设计时，可以参考自然条件及其他技术条件、经济条件，在一定范围内适当变化井田境界，对其经济效果没有大的影响，这对设计工作是有利的。

在具体确定井田境界时，由于资料的限制以及影响因素非常复杂。数学分析法难以应用。通常依据煤田储量、地质与地形条件、技术水平、经济因素，并结合年产量的要求综合考虑，然后确定之。

三、实例

根据下列数据，试用数学分析法求合理的井田尺寸。

已知：

矿井年产量　$A = 30$ 万吨/年；

煤层倾角　$\alpha = 20°$；

煤层厚度　$m_1 = 1.2$ 米；

　　$m_2 = 1.4$ 米；

煤层间距　12 米；

煤的容重　$\gamma = 1.3$ 吨/立方米；

沼气等级低沼气；

矿井涌水情况　含水系数 $k_e = 1$；

矿井用斜井开拓井筒位于走向方向的中央，阶段内的工作面布置采用连续式：

阶段斜长　$h = 160$ 米；

回采工作面年推进度 $L = 360$ 米。

基本建设和生产经营工程的基础经济数据：

1. 地面建筑物总费用

该矿井位于老矿区，附近有完备的生活福利设施，工业场地仅设主、副井绞车房，压风机房，扇风机房等必须的建筑物。其建筑费用为

$$B = 524258 \text{ 元。}$$

2. 斜井开掘费用

$$K_c = 139200 \text{ 元；}$$

$$k_c = 1160 \text{ 元/米。}$$

3. 井底车场开掘费用

$$D = 252200 \text{ 元。}$$

4. 斜井维护费用单价

$$y_c = 24 \text{ 元/年·米。}$$

5. 阶段平巷开掘费用单价

$$k_a = 250 \text{ 元/米。}$$

6. 阶段平巷维护费用单价

$$y_a = 9 \text{ 元/年·米。}$$

7. 斜井煤炭提升费用单价

$$q_c = 0.000279 \text{ 元/吨·米。}$$

8. 斜井人员提升费用单价

$$q_b = 0.000008 \text{ 元/吨·米。}$$

9. 平巷煤炭运输费用单价

$$q_a = 0.000104 \text{ 元/吨·米。}$$

10. 平巷人员运输费用单价

$$q_d = 0.000006 \text{ 元/吨·米。}$$

11. 斜井排水费用单价

$q_e = 0.00005$ 元/吨·米。

解：

首先求各系数 C 的值：

$$C_1 = \frac{9}{30\times10^4} + \frac{0.000104 + 0.000006}{4}$$

$$= 0.0000575$$

$$C_2 = \frac{2\times360}{30\times10^4}(1160\times160 + 252200)$$

$$= 1050$$

$$C_3 = \frac{160}{2}\left(\frac{24}{30\times10^4} + 0.000279 + 0.000008 + 0.00005\right)$$

$$= 0.0333$$

$$C_4 = \frac{2\times360\times250}{30\times10^4}$$

$$= 0.6$$

$$C_5 = \frac{2\times360}{30\times10^4}(139200 + 524258)$$

$$= 1590$$

将各系数代入式(2－5)和式(2－6)，然后用图解法解。

为运算方便，先将

$$\frac{C_2}{C_1} = 18300000$$

$$\frac{C_5}{C_1} = 27600000$$

依次设 n 为不同的正整数，代入式(2－5)和式(2－6)，求对应的 S 值，得表 2－2－4。

表 2－2－4　**井田尺寸计算**

阶段数 n	井田走向长度 S(米)		阶段数 n	井田走向长度 S(米)	
	由 2－5 式得	由 2－6 式得		由 2－5 式得	由 2－6 式得
1	6776	—	5	4878	6839
2	5665	—	6	4782	2655
3	5242	—	7	4713	1541
4	5017	—	8	4660	1038

把上述结果绘入图 2－2－12，**用方程求解得结果：**

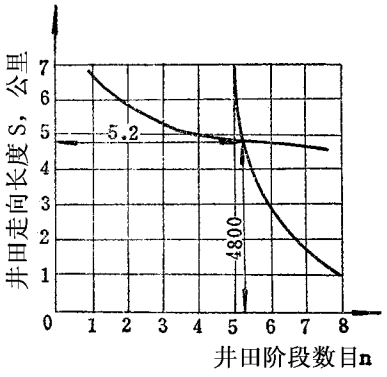


图 2－2－12　图解法解联方程式

$$S_0 = 4800 \text{ 米；}$$

$$n_0 = 5.2。$$

选用　　$S = 5000$ 米；

$$n = 5。$$

所以　　$H = nh = 800$ 米。

验算矿井的服务年限：

粗略计算阶段服务年限

$$t = \frac{S}{2L} = 6.94 \text{ 年。}$$

矿井服务年限

$$T = 5\text{t} = 34.7 \text{ 年。}$$

在矿井保持正常生产的情况下，求出的服务年限符合《煤炭工业设计规范》，是合理的。

第三章　矿区规模设计与生产年限

第一节　矿区规模一般规定及依据

一、一般规定

1)矿区建设规模应根据资源情况,开发条件,并结合国家需要,合理确定。构成矿区规模的矿井设计生产能力,应根据煤炭储量、煤层赋存情况、地质构造、开采技术条件和合理的开采程序,并结合国家需要,进行全面分析,综合考虑确定。

对储量丰富、埋藏浅、构造简单、开采技术条件好的煤田,应建设大型或特大型矿井,也可同时建设一批小井,如鹤岗、大同、古交、平顶山等矿区。

对煤层赋存较深,冲积层厚,建井条件困难且储量丰富的煤田,应建设大型或特大型矿井,如开滦、铁法、兖州、潘谢等矿区。

对煤层赋存较浅,储量较少或地质条件、地形地貌复杂的煤田,应建设中、小型矿井,如湖南袁家、四川松藻、浙江长广等矿区。

2)为保证每个矿区能较长时期地均衡供应煤炭,并使矿区的综合工业设施和建筑物等有合理的服务年限,不同建设规模的矿区均衡生产年限,一般不少于《煤炭工业技术政策(试行)》表 2 – 3 – 1 的规定。

表 2－3－1　矿区建设规模和服务年限

矿区建设规模(万吨/年)	1000 及以上	800 及以上	500 及以上	300 及以上	100 及以上	100 以下
均衡生产年限(年)	100 以上	90 以上	70 以上	50 以上	40 以上	30①

①100 万吨/年以下的均衡生产年限系《煤炭工业设计规范》之规定。

矿区建设规模,系指矿区均衡生产的规模。总体设计在安排产量计划时,均衡生产时期内的产量上下波动幅度,一般不大于 15%。

对缺煤地区和扩建矿区,其均衡生产年限,可根据国家需要,结合矿区具体情况,综合考虑确定。

在计算矿井服务年限时,储量备用系数 矿井取 1.4～1.5 露天取 1.3。

实际上,我国幅员辽阔,地质情况及生产情况千差万别,采用的储量备用系数变化较大,在设计工作中,可以根据实际情况适当调整。地质构造简单、煤层稳定的矿井,采用的储量备用系数可小于 1.4(如 FGZ 矿井取 1.1);地质构造复杂、煤层不稳定的矿井,采用的储量备用系数可大于 1.4(江南有的取 1.6,有的取 1.8)。

二、确定矿区规模的依据

1. 资源情况

煤田地质条件简单,储量丰富,应加大矿区规模,建设大型矿井。煤田地质条件复杂,储量又有限,则不能将矿区规模定得太大。

2. 开发条件

包括矿区所处地理位置(是否靠近老矿区及大城市),交通(铁路、公路、水运),用户,供电,供水,建筑材料及劳动力来源等。条件好者,应加大开发强度和矿区规模;否则应缩小规模。

3. 国家计划

国家对煤炭需求量(包括煤种、煤质、产量等)的计划是确定矿区规模的重要根据。在条件允许的范围内,应尽量满足国家计划的要求,以确定合理的矿区规模。

4. 投资效果

投资少、工期短、生产成本低、效率高、投资回收期短的应加大矿区规模,反之则应缩小规模。

第二节　矿区生产年限及储量动用系数

一、各类规模矿区均衡生产年限

我国设计的各类规模矿区均衡生产年限统计，见表 2－3－2。

表 2－3－2　各类规模矿区均衡生产年限

矿区建设规模（万吨/年）	工业储量（万吨）			均衡生产年限（年）			备注
	最少	最多	平均	最少	最多	平均	
≥1000	203800	938900	496200	57	104	82	五个矿区，设计时间 1972～1980 年
800～1000			128900				仅为一个矿区的资料
500～800	77400	155200	117600	45	114	63	七个矿区（五十年代设计的两个，六十年代一个，七十年代三个，八十年代一个）
300～500	38300	80800	60300	42	90	58	五个矿区（五十年代设计的一个，六十年代一个，七十年代三个）
100～300	11200	40700	21900	23	90	54	五个矿区（五十年代设计的一个，六十年代一个，七十年代两个，八十年代一个）
＜100	1600	12100	4960	19	44	28	四个矿区（六十年代设计的一个，七十年代三个）

从表 2－2－13 所统计的部分矿区可以看出，大、中型矿区的均衡生产年限均低于《煤炭工业技术政策》的规定。其主要原因是矿区建设时间长，产量递增时间长。如铁法矿区，从 1958 年开始建设，历经三十一年，设计预计到 1989 年才能形成矿区均衡生产能力。其次是矿区开发强度大，如属于大型矿区的红阳，矿区储量动用系数达 1/131，均衡生产年限仅 45 年；而占矿区规模近 50％的三井，其服务年限只有 58 年，属于中型矿区的渡口，矿区储量动用系数达$\frac{1}{98}$，其均衡生产年限只有 42 年。

二、储量动用系数

所谓储量动用系数就是指矿井设计年生产能力与矿井工业储量之比值，是衡量开发强度的指标，即

$$K_d = \frac{A}{Z_G} \text{ 或 } K_d = \frac{1}{\frac{Z_G}{A}} \tag{3-1}$$

式中　K_d——储量动用系数；

A——矿井设计年生产能力，万吨；

Z_G——矿井工业储量，万吨。

根据二百二十对矿井的统计，我国各类井型的实际储量动用系数 K_d，见表 2-3-3。

表 2-3-3　各类井型实际储量动用系数 K_d

井型(万吨/年)		储量动用系数 K_d			备注
		最大	最小	一般	
大型矿井	400 及以上	$\frac{1}{119}$	$\frac{1}{366}$	$\frac{1}{200}\sim\frac{1}{280}$	17 对矿井
	300	$\frac{1}{151}$	$\frac{1}{313}$	$\frac{1}{200}\sim\frac{1}{270}$	14 对矿井
	240	$\frac{1}{140}$	$\frac{1}{237}$	$\frac{1}{220}$	5 对矿井
	180	$\frac{1}{121}$	$\frac{1}{321}$	$\frac{1}{200}\sim\frac{1}{240}$	8 对矿井
	150	$\frac{1}{94}$	$\frac{1}{312}$	$\frac{1}{150}\sim\frac{1}{200}$	21 对矿井
	120	$\frac{1}{87}$	$\frac{1}{263}$	$\frac{1}{150}\sim\frac{1}{200}$	25 对矿井
中型矿井	90	$\frac{1}{105}$	$\frac{1}{316}$	$\frac{1}{150}\sim\frac{1}{180}$	22 对矿井
	60	$\frac{1}{84}$	$\frac{1}{313}$	$\frac{1}{120}\sim\frac{1}{180}$	24 对矿井
	45	$\frac{1}{48}$	$\frac{1}{203}$	$\frac{1}{80}\sim\frac{1}{150}$	15 对矿井
小型矿井	30	$\frac{1}{33}$	$\frac{1}{225}$	$\frac{1}{70}\sim\frac{1}{120}$	27 对矿井
	21	$\frac{1}{51}$	$\frac{1}{152}$	$\frac{1}{60}\sim\frac{1}{100}$	19 对矿井
	15	$\frac{1}{25}$	$\frac{1}{111}$	$\frac{1}{60}\sim\frac{1}{80}$	13 对矿井
	9	$\frac{1}{33}$	$\frac{1}{89}$	$\frac{1}{50}\sim\frac{1}{80}$	10 对矿井

根据上述实际资料和我国的实际情况，建议各类井型的储量动用系数，可参考表 2－3－4 选取。

表 2－3－4　各类井型储量动用系数 K_d

井型	大型井	中型井	小型井	小煤矿
储量动用系数 K_d	$\frac{1}{150}\sim\frac{1}{200}$	$\frac{1}{80}\sim\frac{1}{100}$	$\frac{1}{30}\sim\frac{1}{50}$	$\frac{1}{10}\sim\frac{1}{20}$

第四章　矿井布置与建设顺序设计

第一节　井田开拓及井筒(平硐)位置

矿区总体设计中,对各矿井(露天矿)的开拓方式、井筒(平硐)位置、生产能力、水平划分、通风方式、大巷布置,采煤方法等主要原则问题应进行初步的技术分析和概略的经济比较,并提出推荐意见。详细分析、比较的内容、方法、步骤详见井田开拓篇有关内容。

第二节　矿井建设顺序

一、编制矿井建设顺序的原则和依据

(一)一般原则

1. 先浅后深

当煤田沿倾斜方向划分为数个井田时,应先建设浅部矿井,后建设深部矿井。

2. 先小后大

当煤田内有不同井型的矿井时,一般应先建设小型(中型)矿井,后建设大型矿井。

3. 先平硐(斜井)后立井

一个矿区如果同时有平硐、斜井和立井时,应先建设施工条件简单,投资少、进度快的平硐(或斜井),后建设立井。

4. 先易后难

从施工方面看，应先建设开发条件（交通、水源、电源、场地……）好，施工条件（表土冲积层厚度、涌水量……）简单的矿井；从生产方面看，应先建设地质构造简单、煤层稳定、开采技术条件简单的矿井。后建设开发条件差、施工条件复杂、地质情况复杂的矿井。

5. 先急需后一般

在不同煤质、不同煤种的矿井之间安排建设顺序时，应先建设国家急需的煤质、煤种所在的矿井（如红阳矿区二井赋存辽宁短缺的焦煤。就将该井列为矿区第一个建设井），后建设一般煤质、煤种所在的矿井。

6. 先改（扩）建后新建

矿区总体设计中如果有生产矿井需要改（扩）建，则应先安排改（扩）建工程，后安排新建矿井工程。

7. 同时建设矿井不能太多

矿区建设应集中资金和力量，分期分批进行。一个矿区同时建设的矿井数要根据当时当地的实际情况确定，一般大型矿井以不超过两对为宜，个别条件好的矿区可以考虑三对。

（二）编制矿井建设顺序的依据

1. 国家计划

国家对矿区煤炭产量（包括不同煤质、煤种）需求的增长计划，是整个国民经济计划中重要的组成部分。在客观条件允许的范围内，则应尽量满足这种需求，以促进国民经济的发展。

2. 开发条件

其他条件相同，开发条件相差较大时，应先建设交通、电源、水源、场地条件好的矿井，以缩短施工准备期。

3. 材料、设备供应条件

材料、设备尚不落实的矿井应安排在后期施工；能够落实材料、设备供应的矿井应安排在先期施工，以赢得基本建设的速度和效益。

4. 勘探程度

矿井建设顺序，应参考地质部门提交精查地质勘探报告的顺序来确定。

矿井初步设计应以批准的精查地质报告作为设计的依据。对地质条件复杂的小型矿井，也可以批准的详查最终地质报告为依据，但一定要实事求是，严格谨慎。

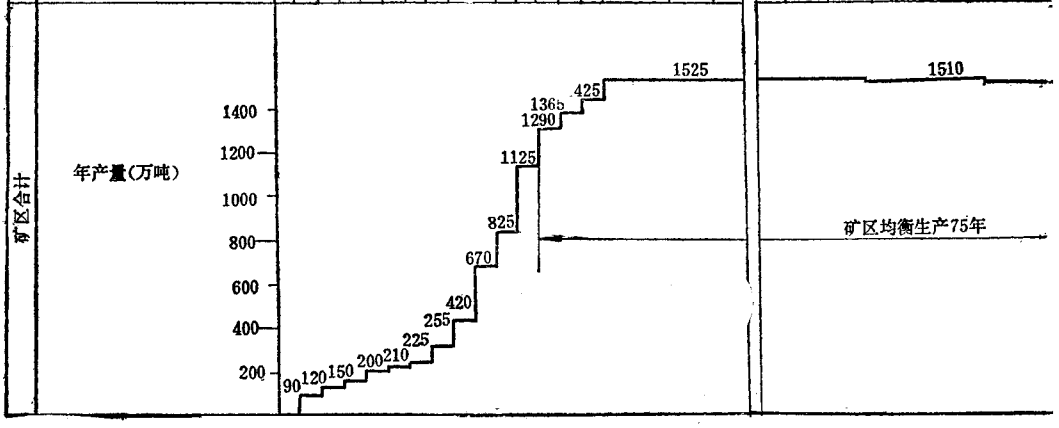
在具体确定矿区建设顺序时，必须从实际出发，全面考虑，综合分析，才能得出切合实际的结论。

二、矿井建设顺序实例

一号矿区及五号矿区矿井建设顺序及产量规划，见表 2－4－1、表 2－4－2。

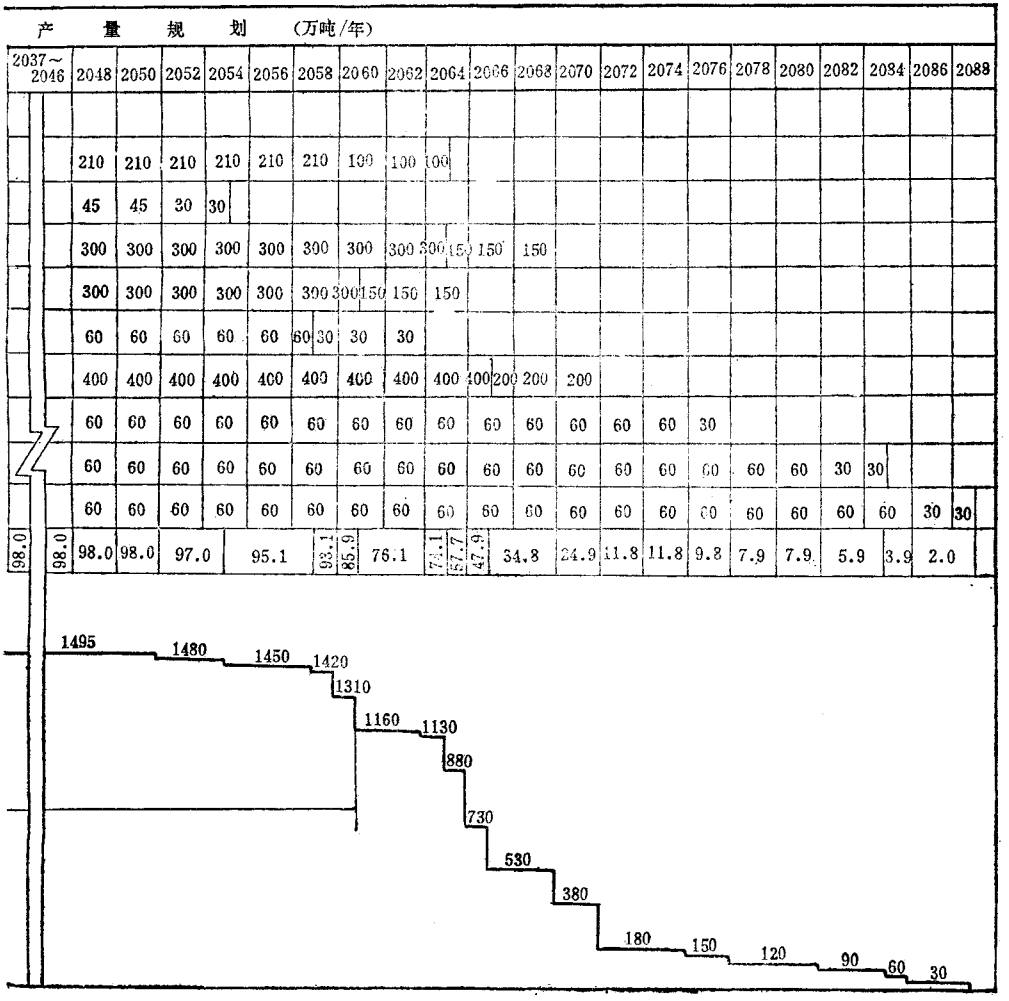
表 2－4－1　一号矿区矿井建设

矿井名称	年产量（万吨）	服务年限（年）	建设时间（年）	矿井建设顺序及																		
				1974年	1976	1978	1980	1982	1984	1985	1988	1990	1992	1993～2024	2026	2028	2030	2032	2034	2036
十井	30	75	1973年以前已投产	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30		30	30	15	15	15	
四井	210	82	～1973	60	90	120	150	150	150	210	210	210	210		210	210	210	210	210	210
九井	45	75	～1976			20	30	45	45	45	45	45	45		45	45	45	45	45	45
二井	300	84	1974～1981					60	130	240 300	300	300	300		300	300	300	300	300	300
三井	300	80	1975～1982					90	180 240	300	300	300	300		300	300	300	300	300	300
六井	60	80	1976～1979				30	45	60	60	60	60	60		60	60	60	60	60	60
一井	400	82	1977～1984						60	180 240	300 400	400	400		400	400	400	400	400	400
五井	60	92	1978～1982					10	30	45	60	60	60		60	60	60	60	60	60
七井	60	99	1979～1982					15	30	45	60	60	60		60	60	60	60	60	60
八井	60	102	1980～1983						30	45	60	60	60		60	60	60	60	60	60
产量百分比（以1525万吨/年为100%）				5.9	7.9	9.8	13.1	13.8	14.8	16.7	27.5	43.9	54.1	73.8	84.6	89.5	93.4	100	100	100	100	100	100	99.0	99.0	98.0	98.0



注　矿井建设顺序比较合理。由于该区构造简单、煤层稳定，设、生产经验，所以把大型骨干井安排在矿区建设的中同时建设的矿井数偏多，一般年度均有四对井同时建三对之内则较为理想。此外，均衡生产年限也偏短（规造成上述问题的原因，一是矿井建设周期太长，二是开

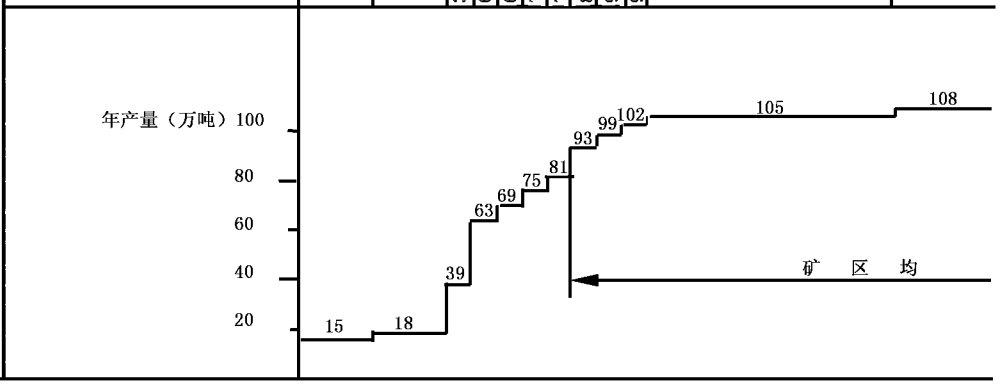
顺序及产量规划



又有浅部中、小型生产矿井(十井地方煤矿十二井)的建
期,是合理的。矿区产量规划基本合理。
设,有时竟多达六对井。如果将同时建设的矿井数控制在
范要求在 100 年以上)。
发强度稍大。

表 2－4－2　五号矿区矿井建设

矿井名称		年产量（万吨）	服务年限（年）	建设时间（年）	矿井建设												
					1983年	1985	1987	1989	1991	1993	1995	1997	1999	2001年	2003	2005	2007	2009
省属矿	五井	30	58	1983～1987				21	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30
	三井	30	60	1987～1988					15	21	21	21	21	21	21	21	30	30
	十一井	9	25	1988～1991						6	9	9	9	9	9	9	9	9
	十井	15	20	1989～1992							9	15	15	15	15	15	15	15
地县矿	一井	6	39	1992～1994								3	6	6	6	6	6	6
	四井	6～15	33	扩建 1988～1990	6	6	9	9	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15
	二井	3	63	生产井	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
	六井	6	24	生产井	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6		
接续井	九井	15	23	2009～2012														
	七井	9	30	2014～2017														
	八井																	
矿区合	产量百分比（以105万吨／年为100%）				14.3		17.1	37.1	60.0	65.7	71.4	77.1	88.6	94.3	97.1	100		102.9

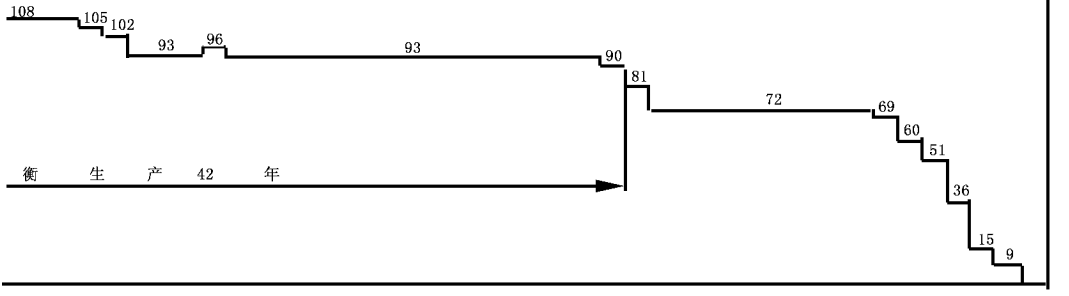


注 在现有生产井经验的基础上，首先建设产状平缓、构造七井、九井井田分别处于向斜轴端、急倾斜部位，构造建设井的接续井。这样安排，既做到了同时建设的矿井

顺序及产量规划

顺　序　及　产　量　规　划　（　万　吨/年　）

2011	2013	2015	2017	2019	2021	2023	2025	2027	2029	2031	2033	2035	2037	2039	2041	2043	2045	2047	2049	2051
30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	21 15	9	
30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	21 15	9
9	9	9	9	6																
15	15 9																			
6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	3								
15	15 9	9																		
3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3			
9	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15 9								
		6	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9	6	6	
102.9	100	97.1	88.6	91.4	88.6							85.7	77.1	68.6			65.7	57.1	48.6	34.3	14.3	8.4



较简单，储量比较集中的五井、三井两对中型骨干矿井。

较复杂，储量也不多，安排在矿区中期建设，作为第一批

数不致于过多，又可保证矿区有较长的均衡生产年限。

第三篇

井 田 开 拓

第一章　井田开拓方式设计

第一节　立井开拓方式

立井开拓方式是利用垂直巷道作为主、副井的一类开拓方式，在我国得到广泛应用。无论井田划分为阶段或盘区，是单水平或多水平，都可采用立井开拓方式。

一、立井开拓方式示例

图 3－1－1 为立井多水平上山开采的开拓方式示例，井田为缓斜煤层，可采煤层 2 层，煤层赋存较深。井田沿倾斜分为两个阶段，其阶段下部标高分别为 －300m、－480m，设两个开采水平，在阶段内沿走向再划分为 6 个采区。其井巷开拓系统的开掘顺序是：首先在井田中部开凿主副立井 1、2，井筒掘到 －300m 第一水平后，开掘井底车场及主石门 3；然后，在最下一个煤层中或煤层底板岩石中开掘主要运输大巷 4，向两翼伸长；当大巷掘至各采区下部边界中部，开掘采区下部车场 5、采区运输上山 6、采区轨道上山 7；同时在井田浅部中央开凿风井 8 到 －120m 回风水平，然后掘总回风石门和总回风巷 9；当上山 6、7 与总回风巷 9 连通形成通风系统后，掘进采区上部和中部车场，最后掘出区段平巷及开切眼，直至形成采煤工作面。

井巷系统形成后，安装相应的设备，建成井上下各生产系统，经试运转符合要求后，矿井即可投产。

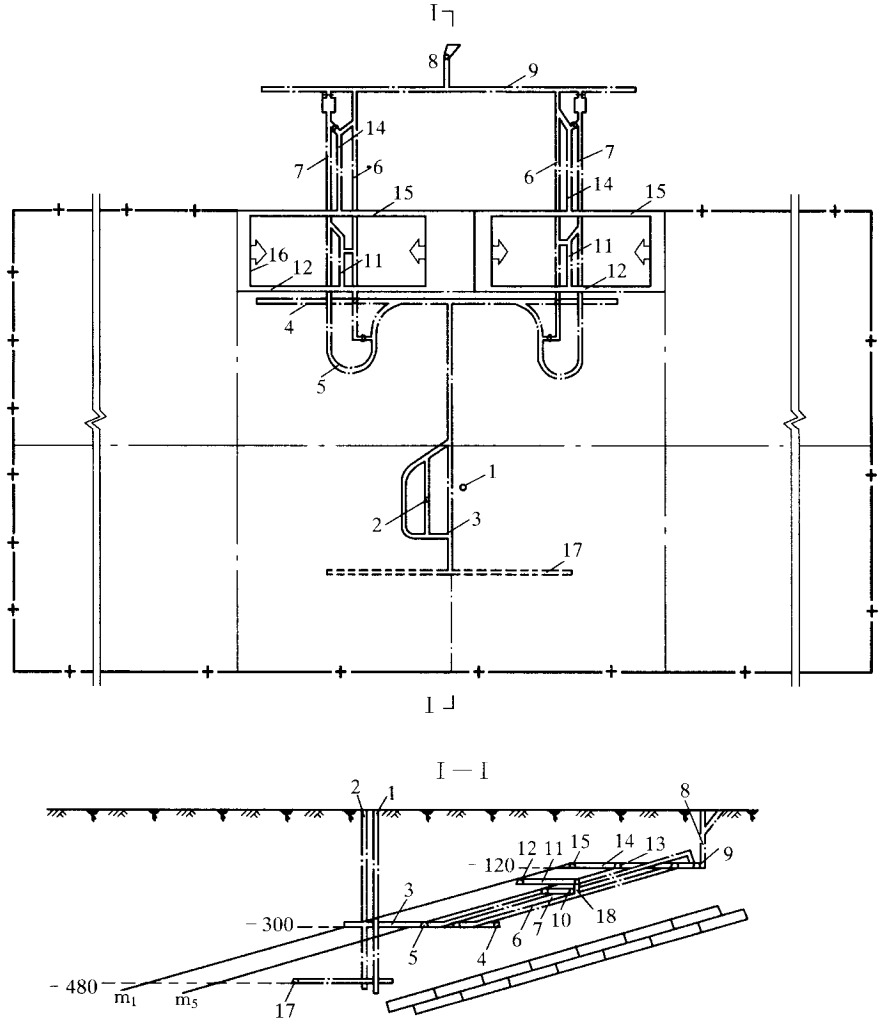


图 3－1－1　立井多水平上山式开拓

1—主井；2—副井；3—井底车场及主石门；4—－300m 运输大巷；5—采区下部车场；6—采区运输上山；7—采区轨道上山；8—边界风井；9—总回风巷；10—m_2 区段运输巷；11—区段运输石门；12—m_1 区段运输巷；13—m_2 区段回风巷；14—区段回风石门；15—m_1 区段回风巷；16—采煤工作面；17—－480m 运输大巷；18—区段溜煤眼

从采煤工作面采出的煤经区段运输平巷、区段石门、区段溜煤眼、采区运输上山、进入采区煤仓，在大巷装车站装满一列车后，由电机车牵引列车至井底车场卸载到井底煤仓，最后由主井内安装的箕斗将原煤提至地面。掘进巷道所出之矸石，则用矿车装运至井底车场，由副井内安装的罐笼提至地面。井下所需物料、设备，由矿车（或材料车、平板

车)装载,经副井罐笼下放至井底车场,由电机车拉至采区,转运至使用地点。

矿井通风采用中央分列式(中央边界式),新鲜风流由副井进入井下,经井底车场、主要运输大巷、采区下部车场、采区轨道上山、区段石门、区段运输平巷,清洗采煤工作面后的污浊风流经区段回风平巷、区段回风石门、采区回风上山至总回风道,再经总回风石门,由边界风井排出地面。为保证风流畅通,应在适当地点构筑通风设施。

井下涌水经大巷水沟流入井底车场的水仓,由水泵房的水泵经副井中的管道排至地面。矿井开采以一个水平生产保证矿井产量。一般先开采靠近井筒的中央采区,中央采区开采结束前,必须向井田两翼掘出为下一采区服务的阶段大巷及采区巷道,准备出接替采区,以保证矿井连续不断地稳定生产,直至井田边界采区。第一水平结束前,延深主、副井井筒至 -480m 第二水平,进行第二水平及中央采区的开拓和准备。第一水平开始减产,第二水平即投入生产,井逐步由两个水平同时生产过渡到全部由第二水平保证矿井产量。按照水平由上向下,采区由中央向两翼边界的顺序依次开采,直至采完全部井田。

当煤层倾角较小(如 16°以下)时,井田内仍划分为两个阶段,则可采用立井单水平上下山开拓,省去第二水平的开拓延深工程;当煤层倾角小于 12°时,也可采用带区准备方式。

图 3-1-2 为立井单水平上下山开采的开拓方式示例。

在井田中央从地面开凿主井 1 和副井 2,当掘至开采水平标高后,开掘井底车场 3、主要运输大巷 4 和 5、总回风巷 6、回风石门 13、运煤石门 14,当阶段运输大巷向两翼开掘一定距离后,即可由大巷掘进分带行人、进风斜巷 12、运料斜巷 11 进入煤层,并沿煤层掘分带运输斜巷 7、煤仓 10、分带回风斜巷 8。最后沿煤层走向掘出开切眼,安装好设备,即可进行回采。

由工作面采出的煤经工作面刮板输送机、分带运输巷中的转载机及带式输送机运至带区煤仓,再经煤仓下大巷中的带式输送机及运输石门输送机运至井底煤仓,通过主井箕斗提至地面。井下所需物料及设备经副井下放至井底车场,由电机车牵引至分带材料车场,经斜巷 11 由绞车提升至分带回风巷,然后运至采煤工作面。

新鲜风流由地面经副井、井底车场、运输大巷、行人进风斜巷,由分带运输巷分两股进入两个工作面。清洗采煤工作而后的污浊风流,由各自的分带回风斜巷至总回风巷,再经总回风石门进入主井排出地面。

这种开拓方式的生产系统比较简单,运输环节少,建井速度快,投产早。示例中没有单独开凿回风井,而采用箕斗井兼作回风井。根据《煤矿安全规程》规定,箕斗提升井兼

作回风井时，井上下装、卸载装置和井塔必须有完善的封闭措施，漏风率不得超过 15%，井应有可靠的降尘设施。

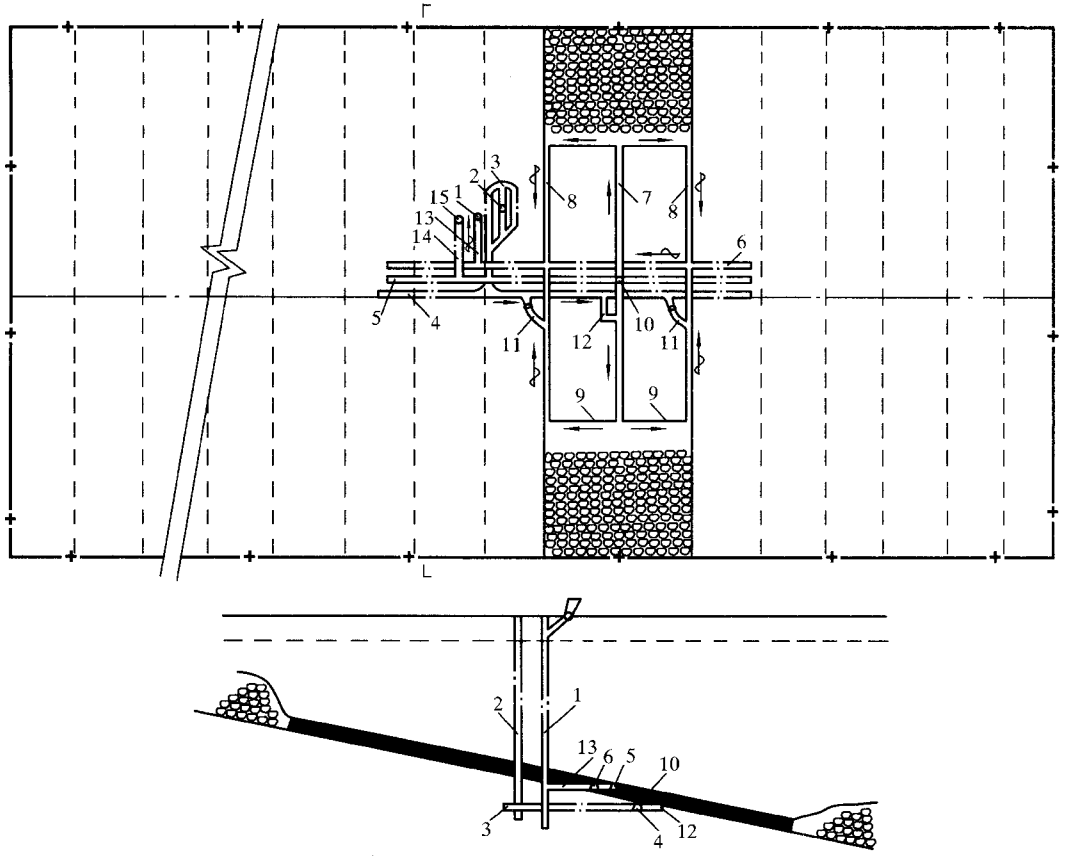


图 3－1－2　立井单水平上下山开拓(带区准备)

1—主井；2—副井；3—井底车场；4—轨道运输大巷；5—带式输送机运输大巷；6—回风大巷；7—分带运输巷；8—分带回风巷；9—采煤工作面；10—带区煤仓；11—运料斜巷；12—行人、进风斜巷；13—回风石门；14—带式输送机石门；15—井底煤仓

二、立井开拓类型及井筒设备

根据井田斜长(或垂高)、煤层倾角、开采煤层数目及层间距等条件的不同，立井开拓分为单水平开拓和多水平开拓两大类。水平内的准备方式根据情况可以是采区、盘区或带区。

立井单水平开拓是在一定的井田赋存条件及采矿技术条件下，利用一个开采水平采

出全井田的煤炭资源。一般使用一段运输设备完成上山和下山阶段的运输任务，当局部斜长过大，可用两段运输设备或设辅助水平解决问题。

利用一个开采水平开采全井田有困难（斜长太大或可采煤层间距大而倾角小，或急斜煤层等），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。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采上山阶段或开采上、下山两个阶段，多水平开拓又分为上山式、上下山式和上山及上下山混合式开拓。

根据煤层数目的多少、层间距离大小，水平大巷又分为分煤层大巷、集中大巷、分组集中大巷三种大巷布置方式。

采用立井开拓时，一般以一对立井（主井及副井）进行开拓，装备两个井筒。井筒断面根据提升容器尺寸、井筒内装备及通风要求确定。我国大中型煤矿立井的井筒装备参见表 3－1－1。具体矿井要依据矿井生产能力、开采深度、辅助提升要求、安全及提升设备供应情况等因素，经综合技术经济比较后确定。一般宜设一套主提升设备提煤，一套副提升设备提矸及完成其他辅助作业。对小型立井，根据其生产能力的大小和矸石量多少，主副井可各装一对单层单车（1t）罐笼。或只装备一个井筒（双层单车或单层单车罐笼），实行混合提升，即提煤、提矸、下料、升降人员均用该套提升设备。

表 3－1－1　立井井筒装备参考表

矿井生产能力/万 $t\cdot a^{-1}$	主井井筒装备	副井井筒装备
45	一对 3～6t 箕斗	一对单层单车（1t）罐笼
60	一对 3～6t 箕斗	一对双层单车（1t）罐笼或单层双车（1t）罐笼
90	一对 9～12t 箕斗	一对双层单车（1.5t）罐笼
120	一对 9～12t 箕斗	一对双层单车（3t）罐笼
150	一对 12～16t 箕斗	一对双层单车（3t）罐笼
180	一对 12～20t 箕斗	一对双层单车（3t）罐笼，一个双层单车（3t）罐笼带重锤
240	两对 12t 箕斗	一对双层双车（1.5 t）罐笼，一个双层单车（5t）罐笼带重锤
300	两对 12～16t 箕斗 或一对 25t 箕斗	一对双层双车（1.5 t）罐笼，一个双层单车（5 t）或双层双车（1.5t）罐笼带重锤
400	两对 16～20t 箕斗 或一对 32～40t 箕斗	一对双层双车（1.5 t）罐笼，一个双层单车（5 t）或双层双车（1.5 t）罐笼带重锤
500	两对 22t 箕斗	

注 双层双车也称为双层四车，即共两层，每层两车，共四车

第二节　斜井开拓方式

斜井开拓是利用倾斜巷道作为主要井筒的一类开拓方式，有多种不同的形式。

一、斜井开拓方式示例

图 3－1－3 为斜井多水平上山开拓示例。井田为缓倾斜煤层，可采煤层 2 层，埋藏不深。井田沿倾斜划分为两个阶段，其阶段下部标高为 －100m、－280m，设两个开采水平，每个上山阶段沿走向划分为 6 个采区。开拓系统除主、副井及相应的井底车场形式外，其他与图 3－1－1 完全一样。

井巷开拓系统的掘进顺序是，先在井田走向中部自地面向下沿某一层位开掘主斜井 1、副斜井 2。当副斜井掘至 +80 m 回风水平后，开掘辅助车场 3 及总回风道 4。斜井达 －100m 第一水平后，开掘井底车场 6，在最下部的可采煤层底板岩层中掘主要运输大巷 7，待其掘至采区中部后，掘采区车场 8、采区运输上山 9 和轨道上山 10，并继续进行采区内巷道的掘进。为便于矿井通风，在井田上部边界另掘风井 5，以石门与总回风道相连。

在井巷系统的基础上安装设备，形成生产系统后，即可投产。按照采区从井田中部向两翼、水平由上向下的顺序，依次开采各采区、各水平。从采区运出的煤经运输大巷至井底车场，卸入煤仓，再由主井内安装的带式输送机运至地面。掘进巷道所出矸石、井下所需物料及设备则由副井轨道矿车提升和下放。由副井进入的新鲜风流，经井底车场、主要运输大巷至各采区，各采区污浊风流经总回风道至风井排出地面。

与立井示例相似，当煤层倾角较小、瓦斯及涌水量较小时，可采用斜井单水平上下山开拓方式。近水平煤层埋藏不深时，可采用斜井单水平开拓，自地面向下开掘穿岩斜井至开采水平后，根据井田延展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方式。

二、斜井开拓方式类型和井筒装备

按斜井与井田内划分方式的不同配合，斜井开拓分为集中斜井和片盘斜井两大类。

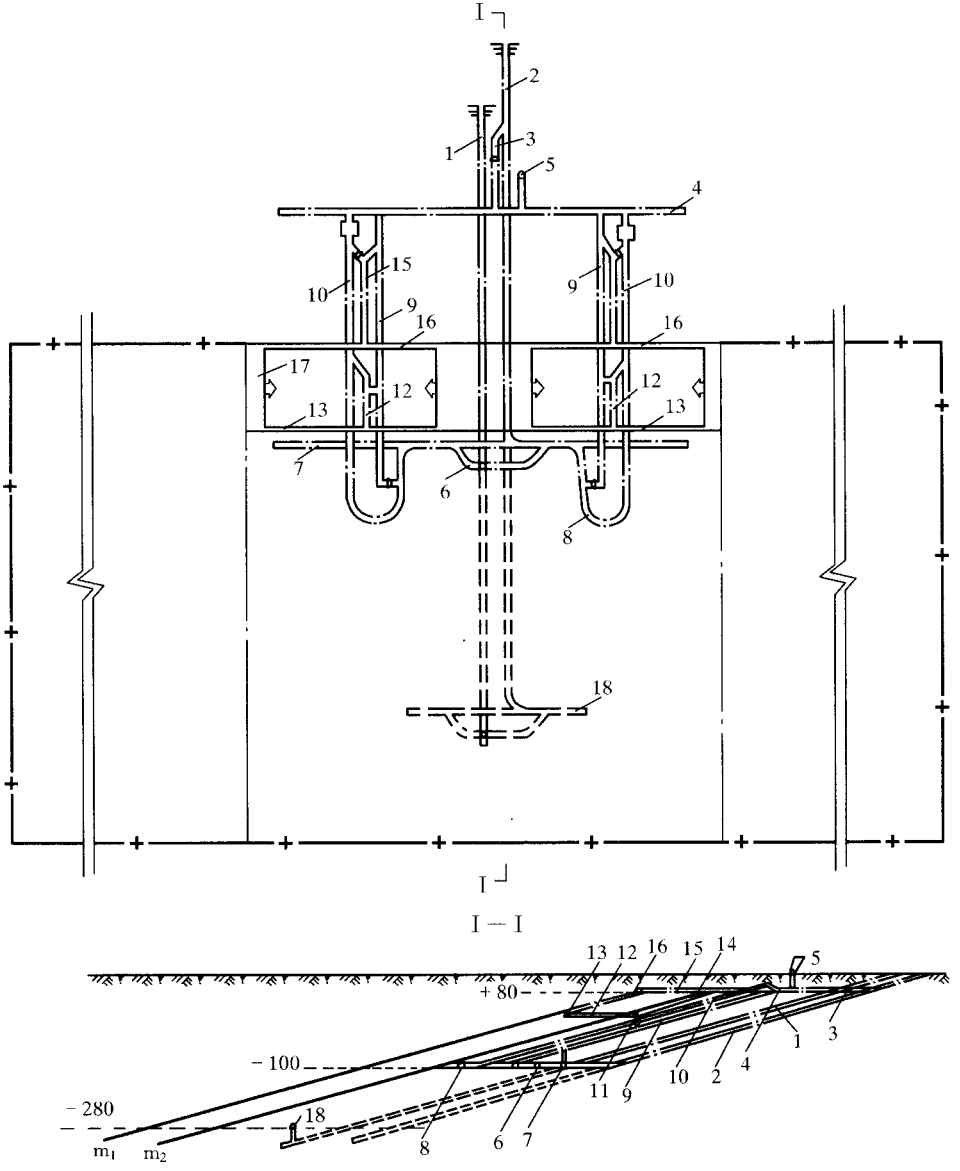


图 3－1－3　斜井多水平上山式开拓

1—主斜井；2—副斜井；3—＋80m 辅助车场；4—＋80m 总回风道；5—边界风井；6—井底车场；7—－100m 运输大巷；8—采区车场；9—采区运输上山；10—采区轨道上山；11—m_4 区段运输平巷；12—区段运输石门；13—m_1 区段运输平巷；14—m_4 区段回风平巷；15—区段回风石门；16—m_1 区段回风平巷；17—采煤工作面；18—－280m 运输大巷

(一)集中斜井开拓方式

集中斜井是将井田划分为阶段或盘区,建立较稳定的开采水平,实行集中生产的斜井。除井筒布置外,集中斜井与立井一样,有单水平、多水平和上山式、上下山式、混合式等多种开拓方式。斜井井筒依照与煤岩层相对位置关系则有沿层(煤层或岩层)、穿层等多种布置形式,主要受矿井地形地貌、煤层赋存情况和矿井产量、采用的提升设备等因素的影响。

采用集中斜井开拓时,一般以一对斜井进行开拓。根据矿井生产能力、井筒倾角大小不同,井筒装备也不一样。对生产能力小的小型矿井,斜井可以只装备一个井筒,采用单钩串车提升;对中小型矿井,斜井可以装备两个井筒,主井用双钩串车提升,副井用单钩串车提升。井筒倾角很缓时,可用无极绳提升;对中型矿井,斜井主井可采用箕斗提升,有条件时,也可采用带式输送机,副井则采用串车提升;大型矿井的斜井主井宜装备带式输送机,在其一侧应设检修用的轨道,副井可采用双钩串车提升;对生产能力很大的特大型矿井斜井主井应采用强力带式输送机。为减少通风阻力和解决辅助提升的不足,可以多打一两个斜井,装备两个副井,可采用单轨吊、卡轨车、齿轨车等新型辅助运输设备。

斜井提升方式不同,对井筒倾角的要求也不同。采用单车提升时,井筒倾角不宜大于25°。采用箕斗提升时,倾角过缓,箕斗装煤不满;倾角过大,井筒施工较困难,道床结构也较复杂,故一般取25°~35°。为便于井上下车场的布置和施工时的通风,主、副井筒的倾角最好大体一致。用带式输送机提升时,为防止原煤沿输送带下滑,井筒倾角一般不超过17°。如井筒无淋水,且粉煤较多,井筒倾角亦可达18°。随着大倾角带式输送机的出现,井筒倾角可扩大到25°~28°。用无极绳提升的井筒,其倾角不超过10°。

主斜井用带式输送机运煤时,可兼作进风井,但风速不得超过4m/s,以保证粉尘浓度符合工业卫生标准,不允许兼作回风井;箕斗提升时,井筒通风要求原则上与立井相同。

根据矿井地形、地质、煤层赋存情况和采用的提升方式不同,斜井井筒可沿层(岩层或煤层)或穿层布置。当斜井倾角及方向与煤岩层一致时,为沿层布置斜井。沿煤层开掘斜井具有施工容易、掘进速度快、初期投资较省,掘进出煤可满足建井期间用煤的需要,工期短、见效快,且可获得补充地质资料等优点。但井筒维护比较困难,保护井筒的煤柱损失较大,当煤层有自然发火倾向时,对防火和处理井下火灾不利;如煤层沿倾斜方向有波状起伏或断层切割,将造成井筒倾角变化,不利于矿井提升。因此,煤层起伏变化不大、无自然发火倾向、无煤和瓦斯突出、围岩稳定,且最下部为薄及中厚煤层时,采用煤层斜井较为有利。当不利因素较严重,布置煤层斜井不合理时,应将斜井井筒布置在煤

层(组)下部稳定的底板岩石中,距煤层的法线距离以 20～30m 为宜。岩层斜井与煤层斜井比较,其优点是变形量小、维护工作量小、费用低、安全条件好。但岩层斜井开凿施工困难,建井工期长,投资大,井巷工程量大,生产经营费用高,且排矸污染地面环境。

当煤层倾角与要求的井筒倾角不一致时,可以采用穿层斜井。开采近水平煤层对,斜井从顶板穿入;当煤层倾角较大,可以采用底板穿层斜井,如图 3－1－4 所示。当煤层倾角较大时,也可在煤组底板岩层内按伪斜方向布置斜井,但由于井筒穿过各水平时逐步偏离井田中央,使上下水平两翼井田长度不均,也增加了井筒的长度,因此这种布置方式较少采用。当煤层赋存不深,倾角不太大,井田沿倾斜方向尺寸小,因施工技术和装备条件等原因不便采用立井,受井上下条件限制又无法布置与煤层倾斜方向一致的斜井,这时可以采用反斜井,即井筒方向与煤层倾斜方向相反,如图 3－1－5 所示。这种方式是根据井上下特定条件所选定的井筒位置,目的是使工业场地位置合理,井筒到达煤层的距离较短,但压煤多、环节多、延深方式复杂,不适于一般的情况。

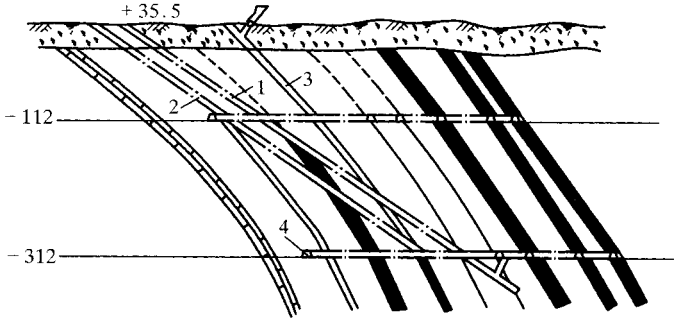


图 3－1－4　底板穿岩斜井

1—主井;2—副井;3—风井;4—大巷

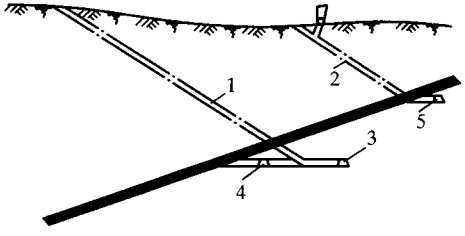


图 3－1－5　反斜井开拓

1—反斜井;2—回风斜井;3—井底车场;

4—运输大巷;5—回风大巷

(二)片盘斜井开拓方式

图 3－1－6 为典型的片盘斜井开拓示例,是斜井开拓中最简单的开拓方式。如果把地面看作开采水平,片盘斜井就相当于一个下山采区。片盘是将井田沿倾斜方向划分成的便于用一个长壁工作面开采的分段,相当于采区的区段。示例为自地面向下沿煤层开掘一对斜井,至第一片盘下 20～30m,在第一片盘上部开掘片盘甩车场和片盘回风巷,在第一片盘下部开掘片盘甩车场和片盘运输巷,然后掘石门和上煤层的超前平巷及开切眼,安装设备、形成生产系统后即可开始第一片盘的回采。回采出煤及掘进出煤(矸)经片盘运输巷用矿车运至片盘甩车场,由主井提至地面。新鲜风流自主井进入,经片盘运输巷、石门、超前平巷、清洗采煤工作面后,经煤层回风巷、石门、片盘回风巷,由副井排出。各片盘按照由浅到深的顺序开拓准备和回采。

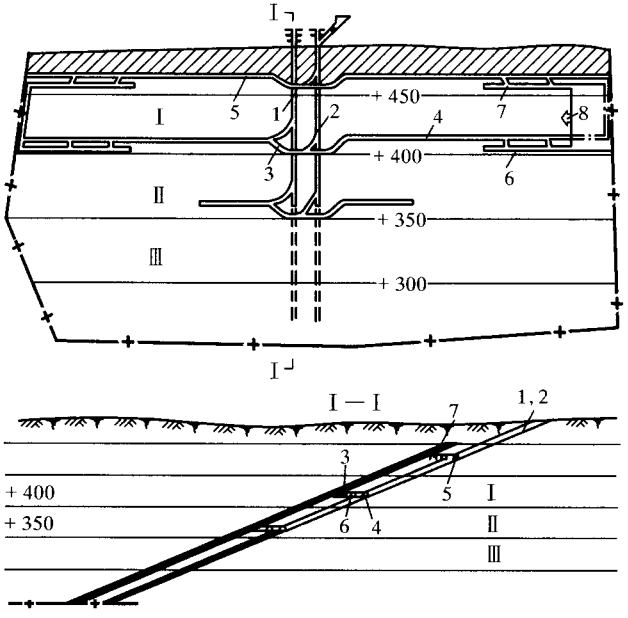


图 3－1－6　片盘斜井开拓

1—主斜井;2—副斜井;3—片盘车场;4—片盘运输平巷;5—片盘回风平巷;
6—上煤层超前运输平巷;7—上煤层超前回风巷;8—上煤层采煤工作面;Ⅰ,Ⅱ,Ⅲ——片盘序号

片盘斜井一般为小型矿井。随着采掘机械化水平的提高,一些片盘斜井主井及平巷采用带式输送机运煤,生产能力达到中型井的水平。

盘片斜井按矿井提升的段数分为一段或多段片盘斜井开拓方式。

片盘斜井的井筒一般沿煤层真倾斜方向向下掘进。煤层倾角较大时,为减小井筒倾

角，也可沿煤层伪斜方向掘进，但这样保护井筒煤柱也要伪斜留设，使得工作面不好布置。当开采厚煤层或多煤层、布置煤层斜井不合理时，井筒也可布置在底板岩层中，而以片盘石门连通各煤层。当矿区浅部以片盘斜井群开发时，可以联合相距较近的几个片盘斜井，在地面以窄轨相互连结，并用一套地面工业设施（联合矿井）。

片盘斜井建井工程量小、投资省、建井快，有利于早出煤、早见效，并且初期生产系统简单，生产成本低。但其井田走向尺寸小，生产能力低，随开采深度的增大，各项技术经济指标下降。当一段提升设备满足不了要求时，可多段提升，但导致生产环节多，设备占用量多，经济效益下降。因此，很少采用三段及三段以上的片盘斜井开拓。

第三节　平硐开拓方式

在地形为山岭的矿区，利用水平巷道作为主要井硐的一类开拓方式称为平硐开拓方式。

一、平硐开拓方式示例

图 3－1－7 是平硐垂直煤层走向的开拓示例。煤层赋存于山岭地区，地形复杂，井田范围内开采一层煤，煤层倾角近于水平，有波状起伏。井田被划分为 12 个盘区。在山坡下标高为 +800 m 处选定的工业场地内，向煤层开掘主平硐 1，平硐掘至煤层底板岩层后掘主要运输大巷 2，平行于该大巷在煤层内掘其副巷 3，二者掘至盘区中部后，即可进行盘区准备。盘区采用上（下）山盘区布置方式，依次掘进盘区车场、盘区上山（或下山）、盘区中部车场、区段运输平巷、区段回风平巷和开切眼。为便于通风，盘区运输上山通过回风平硐或风井（斜井或立井）直通地面，并掘出风道，安装通风机。

矿井生产系统形成后，靠近平硐的盘区首先投产，随后将主要运输大巷及副巷逐渐向前延伸，其左右两侧的盘区依次准备、投产和接替，直至井田边界。

采出的煤在盘区车场装车后，用电机车牵引载煤列车经运输大巷、主平硐至地面。物料则用矿车装载，由电机车牵引送至用料盘区。

新鲜风流自平硐进入，经主要运输大巷进入盘区运输上山，经区段运输巷、清洗工作面 污浊风流经区段回风巷、盘区轨道上山，由盘区风井排出地面。为保证风流畅通，应在适当地点构筑通风设施。下山盘区回风可由盘区下山经联络风道、相对应的盘区轨道

上山、盘区风井排出地面。当其他上山盘区没有设置盘区风井的条件时，可由大巷进风，给盘区供给新风。盘区的污浊风流可经副巷（相当于总回风道）、原有的盘区轨道上山、盘区风井排至地面。

井下涌水经大巷及平硐内的水沟流出硐外。

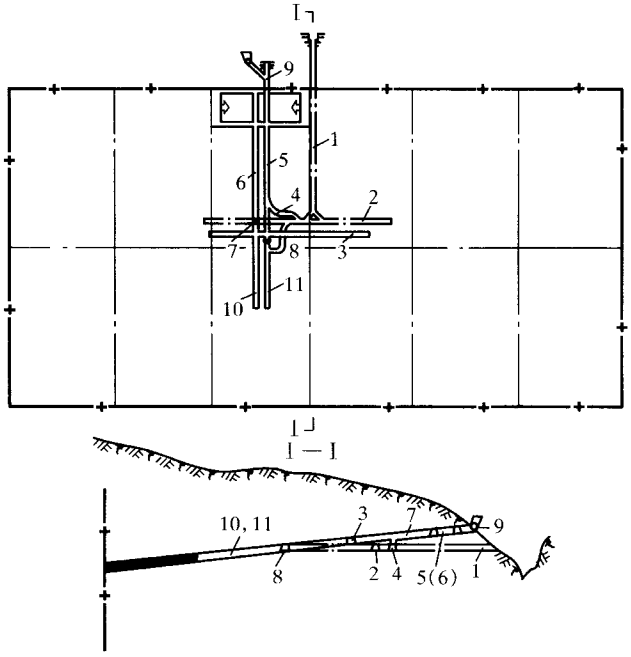


图 3－1－7　垂直走向平硐开拓

1—主平硐；2—主要运输大巷；3—副巷（后期回风巷）；4—盘区上山下部车场；5—盘区轨道上山；6—盘区输送机上山；7—盘区煤仓；8—盘区下山上部车场；9—盘区风井；10—盘区输送机下山；11—盘区轨道下山

二、平硐开拓方式类型和平硐设备

平硐开拓是最简单最有利的开拓方式。由于适于平硐开拓的煤层赋存于山岭地区，地形复杂，因而平硐的布置有多种形式。按平硐与煤层的相对位置和用作运煤的平硐水平数目划分，有走向平硐（平硐与煤层走向平行），垂直走向平硐（平硐与煤层走向垂直或斜交）和阶梯平硐（有两个或两个以上平硐开采水平）三类平硐开拓方式。

当地面沟谷与煤层走向垂直或斜交，可沿煤层或底板岩层开凿走向平硐。这种平硐相当于开采水平的运输大巷，具有单翼井田开拓的特点。当受地形限制，无开掘走向平硐的条件或走向平硐不合理时，可从煤层顶板或底板开凿穿层的垂直走向平硐，至大巷

位置再沿走向掘进大巷。这种平硐相当于开采水平的主要石门。

由于煤层和地形的侵蚀关系，能以走向平硐开拓但到达第一采区的距离一般较短。因此，这种方式的井巷工程量较少，投资省，施工容易，建井期短，出煤快。

当煤层赋存于地形高差较大的山岭地区时，用一个平硐开采水平来开采井田，则平硐水平以上的煤层垂高（斜长）过大，将造成上山运输、通风和巷道维护方面的困难。而且，工人上下井所需的时间长，初期工程量和基建投资大、工期长，生产费用高。在这种情况下，如地形条件适宜，可以采用多个平硐水平的阶梯平硐开拓，如图 3－1－8 所示。将煤层按标高划分为数个阶段，分别由各自独立的平硐来开拓。上平硐采出的煤可以经专用的溜煤下山或下平硐的某一采区上山溜放至下平硐，集中外运。如上下平硐口位置相近，地面工程地质条件较好，气候条件也不恶劣，则可由上平硐运出硐外，再从地面下放至下平硐，而后集中外运。如上下平硐地面运输易于解决，也可各自直接外运。采用阶梯平硐时，应注意上下平硐、前期和后期的生产建设关系，合理安排工业和民用建筑及设施，使初期和后期均能充分利用。

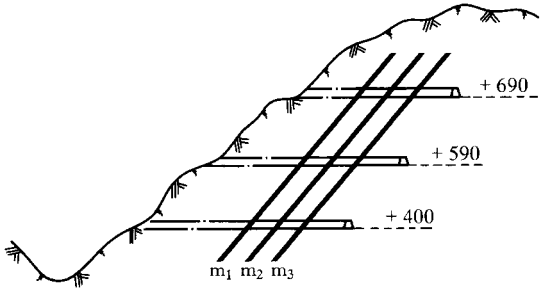


图 3－1－8　垂直走向阶梯平硐

由于平硐运输能力大，一般以一条主平硐开拓井田，担负运煤、出矸、运料、行人、排水、进风、敷设管缆和行人等任务。平硐运输普遍采用矿车轨道运输。中小型矿井用 1 t 或 1.5t 矿车，大中型矿井用 1.5t 或 3t 底卸式矿车，特大型矿井可用 3t、5t 或更大吨位的矿车。当生产能力很大，一个平硐运输能力不够时，可布置多个平硐。近年来一些新建的特大型矿井出现了用带式输送机运煤的平硐。

一般平硐内的煤、矸列车直接拉出硐外，在地面工业场地处理。因受地面地形、工业场地位置及运输条件等因素的限制，也可以在平硐内靠近硐口处设置硐口车场，并从硐口车场以斜井连通地面，井下煤车在硐口车场卸载，再经斜井以带式输送机运至地面煤仓，而矸石车仍由平硐运出硐外处理，物料仍经平硐运入。由于硐口车场只起转运煤的作用，其线路（巷道）和硐室都很简单。平硐的断面应能满足运输、通风、行人、敷设管缆

的要求。为利于流水和行车，平硐的坡度一般取 0.3% ~ 0.5%。

平硐开采水平以下的煤层开采，根据实际情况可采用暗井延深或开掘新井（斜井或立井）进行开拓开采。

第四节　综合开拓方式

主要井筒采用不同井硐形式进行开拓的称为综合开拓方式。综合开拓的主要目的是根据矿井环境、开采条件、设备供应情况，发挥利用不同井硐形式的优势，因地制宜地进行井硐形式的最佳组合，适应矿井生产的需要。

一、综合开拓方式示例

图 3 - 1 - 9 所示为我国某大型矿井斜井转入深部开采后，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，生产能力扩大至 240 万 t/a。也有原来是立井开拓的矿井，改扩建后增加斜井为主井。燕子山煤矿设计能力 400 万 t/a，采用了主斜—副立的开拓方式，主斜井安装 1.4 m 宽钢绳芯带式输送机提煤，副立井安装两套绞车提升人员、材料和设备，另外设有排矸、进风和回风井，利用了带式输送机斜井提升煤炭能力大、掘进容易和立井对辅助提升有利、通风有利的优点。近年来，国外主要产煤国家一些大型矿井的设计或改建也采用了主斜井、副立井相结合的方式。这是建设大型和特大型矿井值得注意的技术方向。

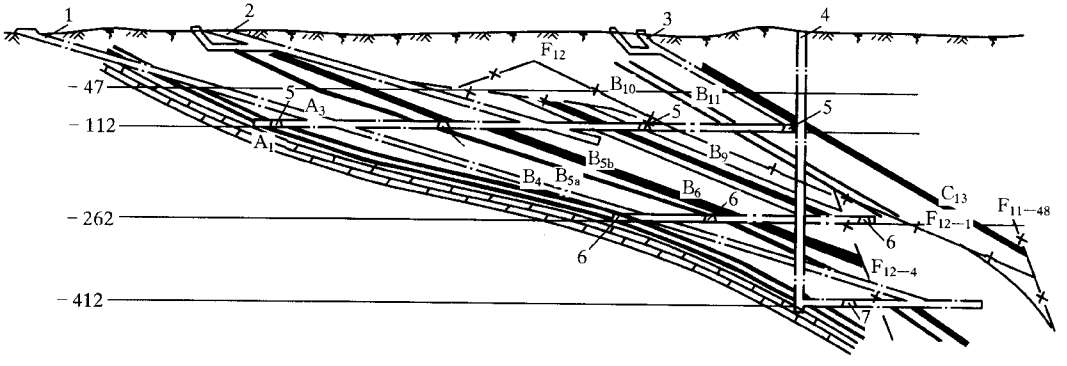


图 3 - 1 - 9　大型、特大型矿井斜井—立井综合开拓

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

二、综合开拓方式类型

从井筒(硐)形式组合上看有斜井—立井、平硐—斜井、平硐—立井及平硐—斜井—立井等 4 种类型。

斜井—立井组合方式又分主斜井—副立井和主立井—副斜井开拓方式。由于主立井—副斜井开拓方式不能充分利用立井和斜井的主要优点,应用较少;而主斜井—副立井综合了斜井和立井的优点,且主、副提升能力大,得到较多的应用,特别适合于大型或特大型矿井的开拓。

平硐与其他井筒形式组合的开拓方式,一般以平硐为主,并依据地形地貌、特殊要求及矿井发展需要等因素,灵活组合其他井筒形式,合理解决和满足矿井开拓的需要。如有的平硐开拓矿井,为利于地面排矸的需要,专门在井田中深部山区地带开凿了一个排矸立井;有的平硐距离很长,另开凿副立井,辅助提升能力大,同时通风路线短,对通风有利,如图 3 – 1 – 10 所示。有的矿井依据地形特点,为解决工业场地狭小问题,分井口布置主平硐—副斜井、主斜井—副平硐等开拓方式。为解决深、浅部煤层的开采,有的矿井采用浅部平硐、深部立井(或斜井)的综合开拓方式,如图 3 – 1 – 11 所示。当需加大矿区开发强度时,可以同时开发平硐水平上下的煤层,即上部的平硐和下部的斜井(或立井)同时开发,并用一个工业场地,其井下部分相当于两个水平同时生产,但应注意上下水平的压茬关系。

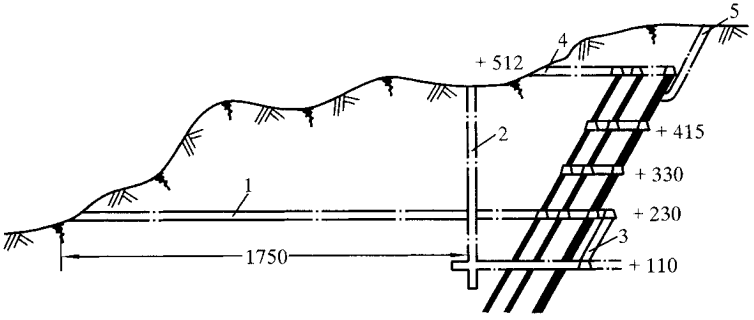


图 3 – 1 – 10　平硐—立井综合开拓

1—主平硐;2—副立井;3—暗斜井(箕斗斜井);

4—回风小平硐;5—回风小斜井

在特殊地形条件下,如地面为自然坡度较大的沟谷,在地面布置斜井井口车场有困难,可以开掘一段平硐作为通道,以利于布置斜井井口车场,再向下掘斜井。

应该注意,采用综合开拓对不同形式的井筒(硐)在地面及井下的联系与配合是十分重要的。以斜井—立井开拓为例,如果井口相距较近,则井底相距较远,井底车场布置、井下的联系就不太方便 如井底相距较近,则井口相距较远,地面工业建筑就较分散,生产调度及联系不太方便,占地比较多,相应地增加煤柱损失。在具体情况下,必须结合井上下的布置,综合考虑开拓的其他问题,寻求合理的方案。

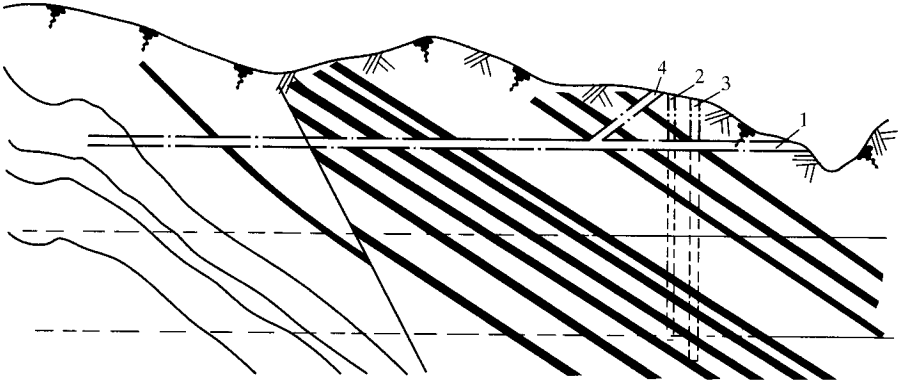


图 3－1－11　前期平硐后期立井综合开拓

1—主平硐;2,3—后期立井;4—进风井

第五节　多井筒分区域开拓方式

随着采煤技术的迅速发展,矿井开采的集中化程度日益提高,生产和新建矿井的共型日益增大,以胶带斜井或大型箕斗立井提煤,保证矿井年产数百万吨煤的提升是没有困难的。但当井田尺寸大,开采深度大时,辅助提升任务重,而且矿井需要风量大,通风网路长,通风阻力大,特别是当瓦斯涌出量大时,矿井通风更加困难。为解决这一矛盾,可采用多井筒分区域开拓,即大型井田划分为若干具有独立通风系统的开采区域,并共用主井的开拓方式,它是前述基本开拓方式的一种扩展形式。“分区域”是具有独立进、回风巷道系统的井田的一部分,其内部可采用采区式、盘区式或带区式准备,并有自己的辅助井筒,担负进风和回风任务,有时还担负辅助提升工作。井下出煤则由服务于全矿的主井集中提(运)出。这样,既能充分发挥主井集中提煤效率高的优点,又能解决井田尺寸大的特大型矿井通风和辅助提升困难的问题。使矿井生产(运输提升)更为集中,以

获得更好的技术经济效果，也便于分区域开拓、分期建设，加快矿井建设的速度。

一、多井筒分区域开拓示例

国外对多井筒分区域开拓做过一些研究，一些大型矿井采用了这种开拓方式，其中以英国塞尔比矿分区域开拓为典型。图 3－1－12 为英国塞尔比矿采用分区域开拓的示意图，井田走向 24km，倾斜宽 16km，面积 250km^2。井田内共有 5 个可采煤层，上部 B 煤层较稳定，其厚度为 2～3.25m，倾角 3°～5°，煤层埋藏深度为 250～1300m。矿井划分成 5 个生产能力为 200 万 t/a 的开采区域，每个分区域有 2 个立井，分别担任提升人员、材料和通风。井田中部开凿 2 个集中出煤的斜井，装设两台小时能力为 2000t/h 的强力带式输送机运煤。由两条岩石集中运输巷贯穿井田，分区域大巷通过煤仓与集中运输巷相连。

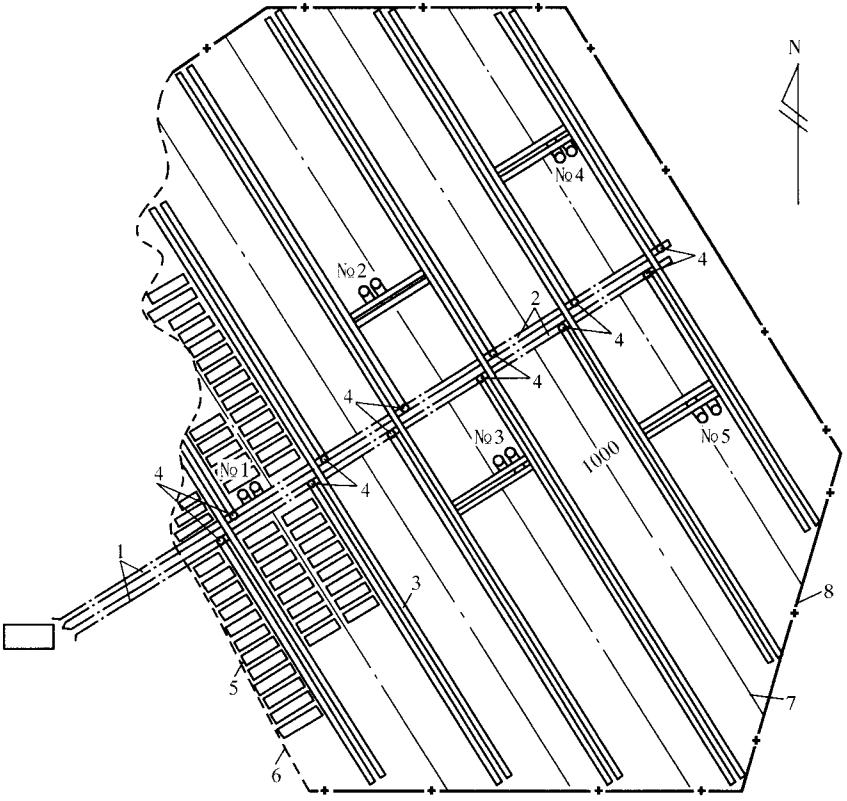


图 3－1－12　英国塞尔比矿分区域开拓示意图
1—双主斜井；2—双岩石运输大巷；3—分区主要大巷；4—煤仓；
5—倾斜长壁采煤工作面；6—煤层露头；7—分区境界；8—井田境界；
№1，№2，№3，№4，№5——分区副立井（进、回风井）

我国近年来设计与新建的一些特大型矿井也采用了分区域开拓。一些生产矿井，或者由于合并了浅部矿井，或者几个矿井在深部开拓时合并，都充分利用原有的井筒及地面工业建筑设施，集中出煤，分区进回风、提矸、运料、升降人员，从而提高了矿井生产能力和技术经济效果，是多井筒分区域开拓的运用。

二、多井筒分区域开拓方式类型

分区域开拓的矿井一般井田范围大，生产能力大，通风、运输路线长。因此划分区域解决矿井通风问题是分区域开拓的首要问题。而有了分区域进回风井后，就为分区建设、分期投产创造了有利条件。生产期间也可以根据需要将进风井作为排矸井。根据井上下条件及技术经济合理性，分区域井筒也可用于完成分区域的辅助提升任务，以减少井下物料、设备、人员的运输距离。

分区域开拓的矿井集中运提煤炭，分区独立通风。根据辅助运提任务的集中与分散，视分区域井筒承担的任务，分区域开拓方式分为：

(1)集中辅助运提，分区独立通风；

(2)分区独立通风、排矸；

(3)部分分区独立辅助运提和通风，部分分区独立通风；

(4)全部分区独立辅助运提和通风等 4 种类型。

我国除最后一种分区域开拓方式外，其他三种都有应用。多以断层、河流保护煤柱和适宜的通风距离等作为分区域划分的依据。分区域开拓类型依据井田范围、能力、井上下地质条件、矿井建设及扩建的具体情况进行具体分析确定。

第二章　井口位置和数量确定

第一节　井口位置和井筒数量

一、井口位置

井口位置的选择是井田开拓的重要组成部分。在选择开拓方式(井筒形式及其用途)的同时,就要考虑各种可能的井口位置。井口位置与开拓方式要相互协调,经综合比选后择优确定。特别是提、运煤炭的主井位置还要与地面生产系统、工业场地布置相匹配。井口及工业场地的位置一旦选定,不仅直接影响建设和生产初期的综合技术经济效益,而且对整个矿井生产期间都有重大影响,因此,必需全面考虑井下和地面的各种条件。需要综合考虑的主要因素和原则如下:

(一)井下条件

1. 在井田走向方向的储量中央或靠近中央位置使井田两翼可采储量基本平衡,这样可使走向运输大巷的运输费用最低,同时在生产中能保持两翼均衡生产和采区的正常接续,而且巷道维护、通风等费用也相应降低。若因地面、井下某种因素影响靠近中央位置,需要偏离时,在可能条件下要少偏离,尽量避免井筒偏于一侧,形成单翼生产的不利局面,特别是第一水平两翼可采储量的平衡问题,更要认真研究。

2. 在井田倾斜方面:采用单水平开采时考虑上、下山合理的长度,井筒与上山下部运输大巷靠近,与井底车场形成一体,尽可能不搞石门。采用多水平开拓时,在考虑各水平

石门工程量总和小的同时，应首先考虑第一水平的开采，然后兼顾其他水平。井筒与井底车场及主要运输大巷位置的选择统一考虑。

3. 开拓方式和井口位置选择时，一定要与初期移交达产采区的位置及其接续统一考虑。初期采区要选择在地质（特别是构造，煤层厚度及稳定性，顶底板）和水文条件好、煤层储量丰富、勘探程度高、地面无建筑物或少量易迁建筑物、便于迅速达产和增产的地段，同时尽量靠近井田中部。井筒应靠近初期移交、达产采区。使井筒到底，巷道掘出井筒场地保护煤柱后即可掘进准备采区和工作面，使基建工程量少和贯通连锁工程短，达到投资少、建井工期短的好效果。

4. 井筒应尽量避开或少穿地质及水文复杂的地层或地段。如厚冲积层、含水沙层、强含水岩层和喀斯特溶洞、大断层、构造破碎带、煤和瓦斯突出煤层、软弱膨胀性大的地层、老井采空区等。同时应将井底车场（包括巷道、硐室、井底水窝等）置于地质和水文条件好的稳定岩层中，并注意不受底部强含水层承压水威胁。

5. 尽量减少井筒及工业场地煤柱数量，特别是少压或不压前期开采条件好的煤层。有条件时可放在无煤带和煤层无开采价值的地带。

（二）地面条件

1. 井筒位置应选在比较平坦的地方。在山区、丘陵地带要结合地面生产系统，充分利用地形尽量减少土石方工程量。

2. 井口应满足防洪设计标准。附近有河流或水库（特别是上游水库）时要考虑避免一旦决堤后的威胁及防范措施。

3. 井口要避开地面滑坡、岩崩、雪崩、泥石流、流砂等危险地区。工业场地要尽可能在没有砂土液化等工程地质条件好的地段，强震、多震地区的工程地质条件尤应重视。

4. 井口及工业场地位置必须符合环境保护的要求。

5. 工业场地要少占或不占良田。

6. 井口位置要与矿区总体规划的交通运输、供电、水源、居住区、辅助企业等布局相协调，使之有利生产，方便生活。

（三）综合确定井口位置

影响确定井口位置的因素很多，需要全面考虑。但对每一个具体的矿井，一般只有几个条件直接影响井口位置选择。在全面详细掌握和分析研究资料的基础上提出 2 ~ 3 个方案经技术经济比较后确定。有时，某个条件突出，成为主要矛盾时，经技术经济分析即可决定井口位置而毋需比较。

二、井筒数量

一个井田可以采用两个井筒、三个井筒或多个井筒。

(一)两个井筒

根据《煤矿安全规程》规定,一个矿井必须有两个通向地面的出口,以策安全和通风需要。一般主井担负提煤和回风,副井担负升降人员、材料、设备、矸石等辅助作业和进风。两个井筒工程量少、投资省,但漏风多,通风费用大,一般用于低瓦斯的中小型矿井。有的矿井,一个井筒即可完成主、副提升工作时,另一井筒作回风用,则可避免漏风大的问题出现。当开拓表土厚,煤层赋存很深的井田时,井筒投资很大。大型矿井为节约初期投资,也可在初期采用两个井筒开拓,开采离井筒不太远的前期采区。待开采若干年后,再开风井。例:安徽新集煤矿初期仅开凿主、副立井,如图 3 – 2 – 1a 所示。

大雁三矿一井,由于井田面积小,煤层埋藏浅,则用主、副两个斜井开拓全井田,见图 3 – 2 – 1b。

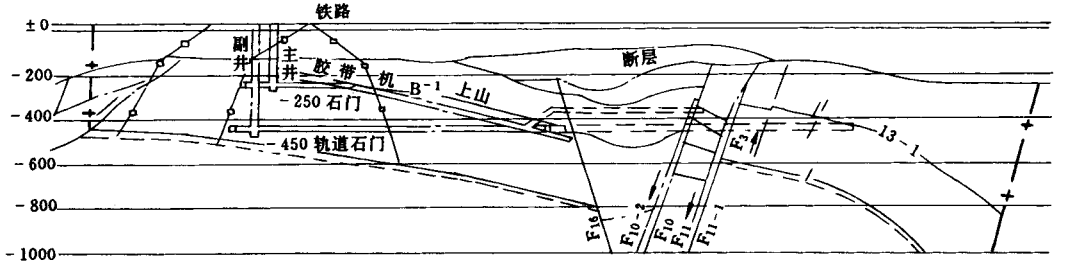


图 3 – 2 – 1a　新集煤矿剖面图

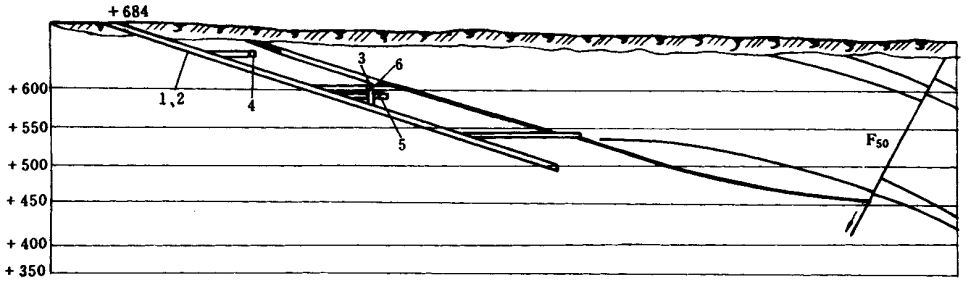


图 3 – 2 – 1b　大雁三矿一井开拓剖面图

1、2—主、副斜井;3—集中运输巷;4—总回风巷;5—片盘石门;6—一分层运输巷

(二)三个井筒

主井提煤,副井辅助提升和进风,风井回风。克服了两个井筒在通风方面的缺点。三个井筒开拓的一个突出优点是可以缩短整个矿井的建设工期。在建设期间,风井一般断面小,无装备,建设时间短,见煤层后,可提前开拓采区。同时主副井与风井对头掘进贯通,缩短工期。在主、副井停止提升进行安装时,风井可以使井下掘进继续进行。因此,目前大型矿井多采用此方式,在建设时缩短工期,在生产中有利通风。风井的位置可以和主、副井同在一个工业场地,为中央并列式布置;另一种方式是风井设在井田上部边界,为中央边界式布置。两者各有优缺点,需要在具体矿井中根据地面、井下布置情况具体比较确定。

例 兖州集团公司济宁三号矿井,设计生产能力 5.0Mt/a,是新建井,于 2000 年投产,该矿井主、副、风井均布置在工业场地内,如图 3-2-2 所示。

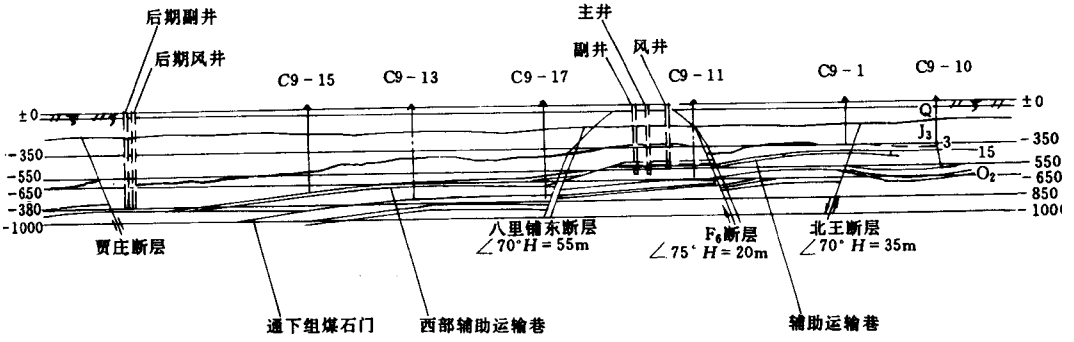


图 3-2-2　济宁三号矿井开拓剖面图

义马新安矿井,矿井生产能力 150 万 t,井田面积 50km^2,煤层赋存浅,地表覆盖层薄。为了减少工业场地压煤,,设计以一主两副三个井筒,两个水平,上下山开拓全井田,见图 3-2-3。

(三)多个井筒

分下面两种情况:一种情况是通风需要,除主、副井外,开凿两个或两个以上的风井。当两翼采区通风线路长或瓦斯很大时,根据通风方案确定两翼各开风井的对角式通风方式。当煤层露头很浅时,也可在每个采区露头部分打采区风井,既通风方便,线路短阻力小,又可在建设期间几个采区同时施工,大大加快矿井建设速度。另一种情况是特大型矿井井田分区开拓的需要,应用多井筒开拓,已如前述。

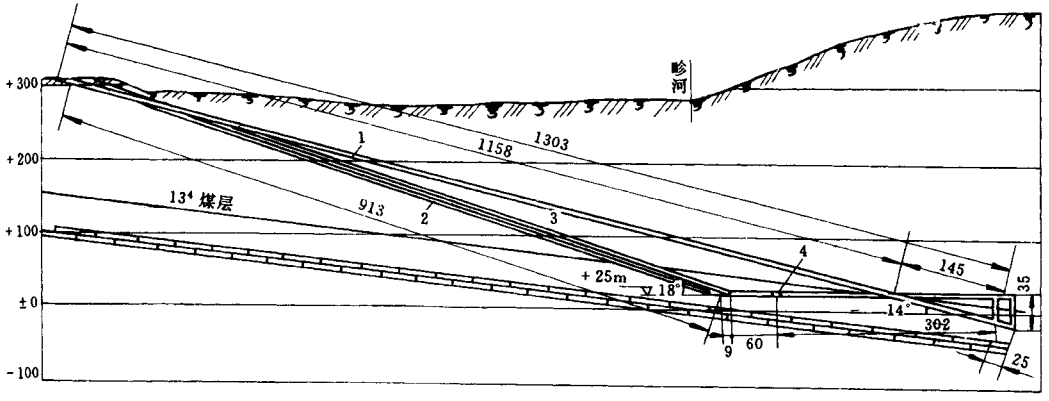


图 3－2－3　义马新安矿开拓系统剖面图

1—主斜井；2—1 号副斜井；3—2 号副斜井；4—＋25m 运输大巷

例 淮南潘一矿，在工业场地内布置主、副、风三个立井，还在井田东部布置了东风井，开拓剖面图如图 3－2－4 所示。

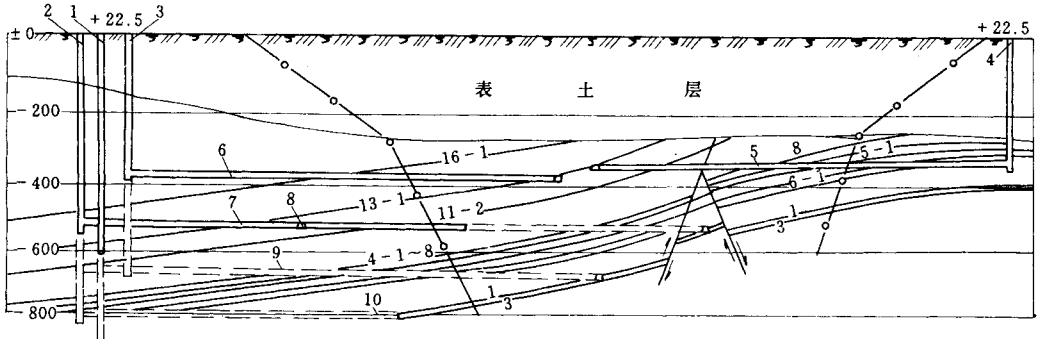


图 3－2－4　淮南潘一矿开拓剖面图

1—主井；2—副井；3—中央风井；4—东风井；5—－350m 回风石门；6—－380m 回风石门；7—－530m 运输石门；8—13_{-1}煤层底板运输大巷；9—－670m 运输石门；10—－800m 运输石门

西山西曲矿井，全井田划分为南、东、中、北四个分区，由 2 个分区保证矿井 300 万 t/a 的生产能力，利用多个斜井开拓整个井田，见图 3－2－5。

近年来，在开拓施工深厚表土和松软地层时常采用钻井法施工。在矿井生产能力很大，需要两套提升设备而钻井井筒净断面仅能满足一套提升设备布置时，则需采用两个主井。例如巨野矿区龙固矿井，设计生产能力 6.0Mt/a，钻井深度 600m 左右，采用钻井

法施工的两个主井，各装备一对 32t 箕斗。工业场地内有一个副井、两个主井、一个风井。

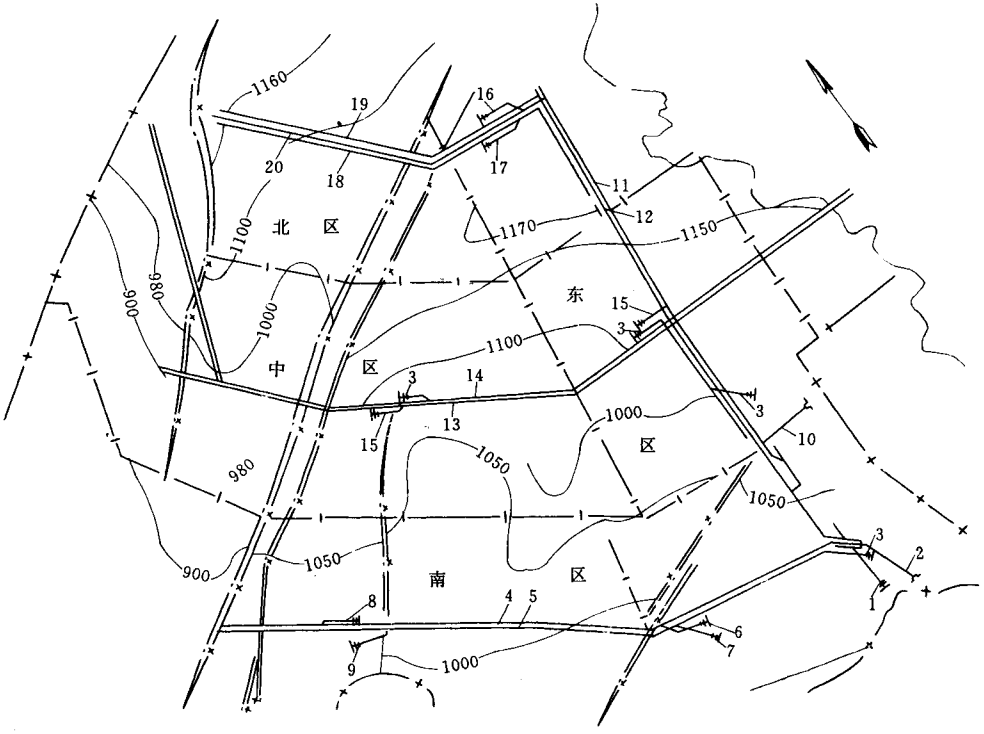


图 3－2－5　西曲矿第一水平开拓方式平面图

1—主斜井；2—平硐；3—回风斜井；4—南翼运输大巷；5—南翼回风大巷；6—南翼进风斜井；7—南翼回风斜井；8—南翼后期进风斜井；9—南翼后期回风斜井；10—矸石平硐；11—北翼运输大巷；12—1022m 回风大巷；13—北西运输大巷；14—西辅助大巷；15—进风斜井；16—北翼后期进风斜井；17—北翼后期回风斜井；18—回风大巷；19—1090m 胶带巷；20—1415m 轨道巷

第二节　井口坐标计算、提升方位角及井筒方位角

井口位置均用直角坐标表示。采用国家统一坐标网，以赤道当作直角坐标的 Y 轴，中央子午线当作 X 轴，见图 3－2－6。

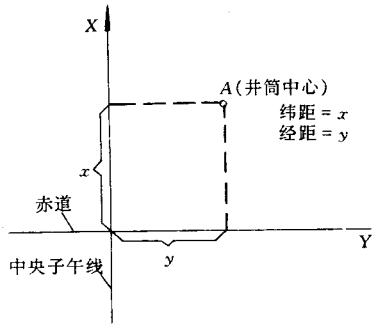


图 3－2－6　直角坐标

井筒中心 A 用纬距(纵坐标) X(即 A 点到赤道的长度)和经距(横坐标) Y(即 A 点到中央子午线的长度)确定。

小型矿井与小煤矿如果与国家统一坐标网联系,也可以按矿区坐标网确定。但是,同一矿井所用的坐标系统必须一致。

凡根据图面选定或计算得出的井筒坐标,在最后确定之前必须在现场根据实际地形、地物进行核对,地形复杂的,要先进行草测,给上中心线。如发现地形、地物与图面有出入,应及时调整。

井筒中心坐标是井上、下施工图设计和闭合测量的基准点,经常依靠它反复核实其它测点位置,要求准确到小数点以后三位数字,达到 $\pm 1\text{mm}$ 精度。

立井普遍按井筒中线计算坐标位置。斜井和平硐一般按提升中线和井(硐)口轨面标高计算,这样既便于井上下两端连接又可避免断面变化对中线位置发生影响。

为了表示井筒与井底车场及地面提升卸载方向,需要给出井筒方位角。

无提升设备的斜井或平硐方位角,是指通过井(硐)口坐标的经线北轴起按顺时针旋转到井筒中线的夹角,如图 3－2－7 所示。

采用落地式提升机(包括单绳与多绳)的立井,从井口坐标经线北轴起,顺时针旋转到与提升机提升中线平行的井筒中心线的夹角为方位角。斜井则从井口坐标经线北轴起,顺时针旋转到提升机提升中心线的夹角为方位角。如图 3－2－8 所示。

提升机设在井塔上的立井方位角,是从井口坐标经线北轴起,顺时针旋转到与箕斗提升中线的卸煤方向平行的井筒中线为止的夹角 如为罐笼提升,应按顺时针旋转到与罐笼提升中线地面出车方向相平行的井筒中心线为止的夹角,如图 3－2－9 所示。

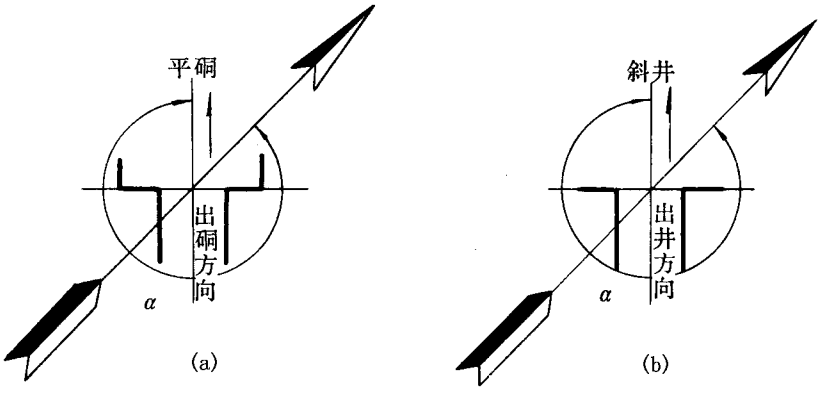


图 3－2－7　**无提升设备井筒方位角**

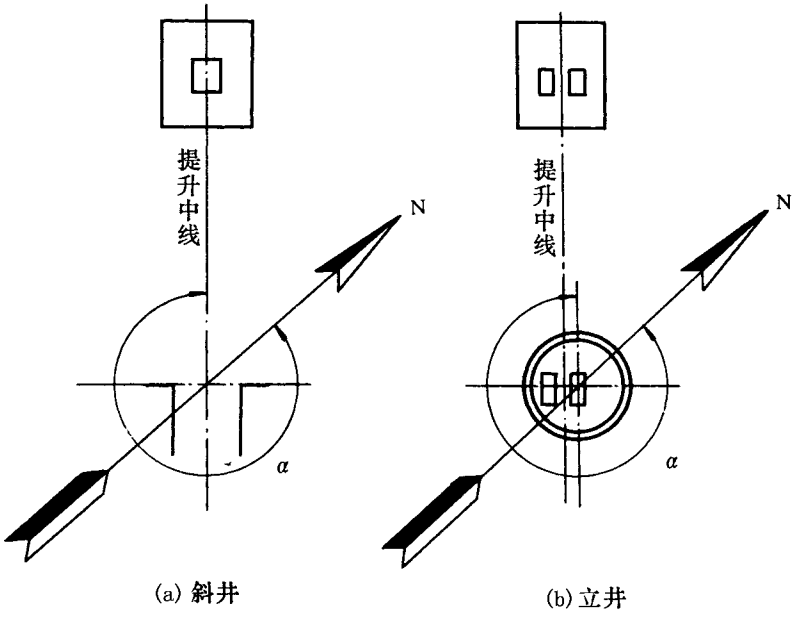


图 3－2－8　**落地绞车井筒方位角**

无提升设备的立井方位角是从井口坐标经线北轴起顺时针旋转到风硐中线或与梯子主梁相平行的井筒中线止的夹角，如图 3－2－10 **所示。**

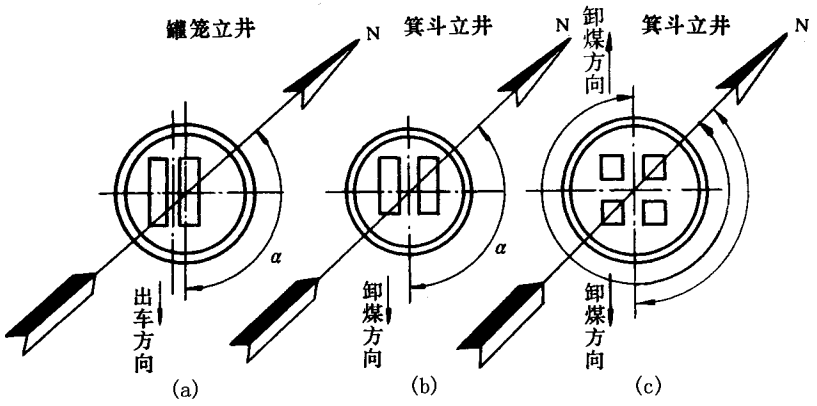


图 3－2－9　绞车在井塔上的立井方位角

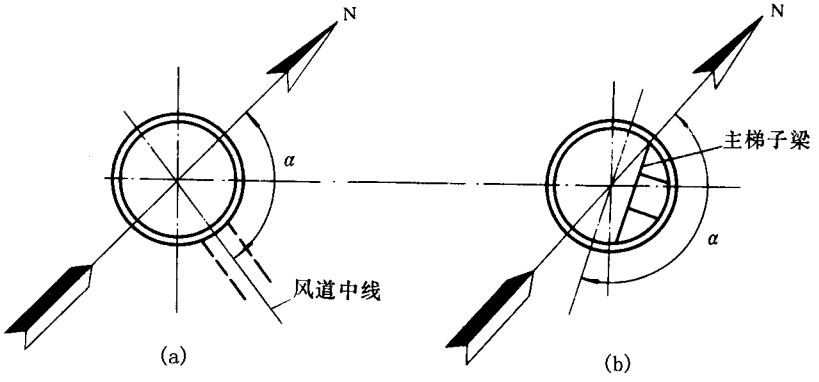


图 3－2－10　无提升设备的立井方位角

一、立井坐标

每个矿井最少有两个井筒，如处在同一工业场地，必有一个井筒（多数为主井）坐标是在图面上直接给出的。

设计时，首先根据井下开拓及地面生产系统把拟定的主井位置点画在 1∶5000 地质地形图上，如图 3－2－11 中 A。

过 A 点作平行于 x 轴和 y 轴的直线 eg 和 fh，然后分别量出：

$$ae = 32\text{m}$$

$$af = 220\text{m}$$

则 A 点坐标为：

$$x_A = x_a + af$$
$$= 58400 + 220$$
$$= 58620\text{m}$$
$$y_A = y_a + ae$$
$$= 24600 + 32$$
$$= 24632\text{m}$$

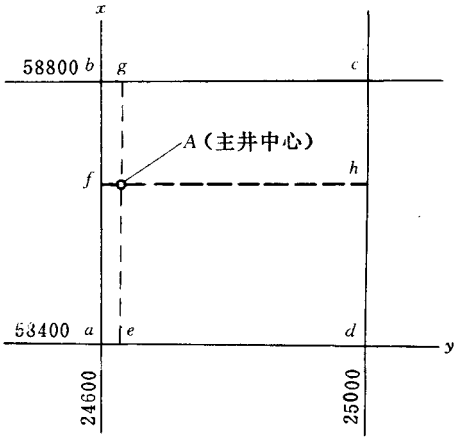


图 3－2－11　主井坐标

还应同时量出距离 ed 和 fb，作为校核。

由于图纸收缩，量出的网格边不等于标准网格时，需要考虑图纸伸缩影响。这时，A 点坐标可按以下公式计算。

$$x_A = x_a + \frac{400}{af + fb} \times af$$

$$y_A = y_a + \frac{400}{ae + ed} \times ae$$

由于图纸精度限制，选定主井坐标时应尽量取整数。

为了准确确定井筒与煤层的相对关系，必须沿井筒中心线与井下石门方向预先画出剖面图，并把井口附近的实际地形包括在内，以便确定井口标高。

副井或其他邻近井筒坐标，要根据各自与主井距离的远近和中心连线的象限角（与 x 轴的交角）进行计算。

例如，主、副井中心距为 L，主井坐标 $A(x_1, y_1)$ 已知，象限角为 α，求副井坐标 $B(x_2, y_2)$，见图 3－2－12。

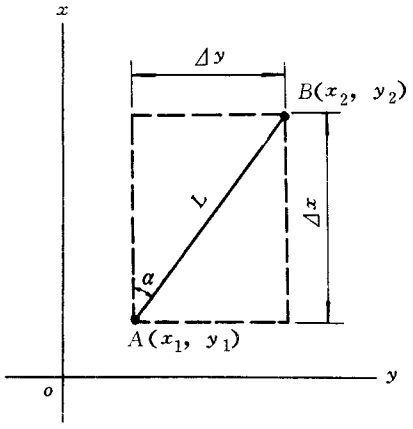


图 3－2－12　副井坐标计算

根据坐标增量计算方法：

$$\Delta x = L \cdot \cos\alpha$$

$$\Delta y = L \cdot \sin\alpha$$

副井坐标为：

$$x_2 = x_1 \pm \Delta x$$

$$y_2 = y_1 \pm \Delta y$$

二、斜井坐标

目前斜井井筒多数设于煤层底板坚硬岩层内与煤层保持一定距离，仅有些小型井仍沿煤层开凿，个别也有在煤层顶板开凿穿层斜井、反斜井以及沿伪倾斜布置的斜井。

由于斜井与煤层的关系比立井复杂，不少斜井为了保持与煤层相对位置准确，常根据井筒检查钻反算地面坐标。另外斜井井口标高变化对坐标亦发生影响。

设计时首先要根据煤层走向、井下运输巷道或石门位置与地面专用线的方位确定井筒的象限角 α，如图 3－2－13 所示。

沿主井中心线切割剖面，并把井筒检查钻 P_1、P_2 的见煤深度和距离 L 按比例画在剖面上，如图 3－2－14 所示。

若煤层倾角小于 25°，把井筒设在煤层底板，与 2 号层距离为 d，井口和井底能分别满足地面生产系统与井底车场布置要求，井筒检查钻见煤点坐标 P_1 为（x_1，y_1），P_2 为（x_2，y_2），见 2 号层深度分别为 h_1、h_2。可按检查钻实际控制煤层位置反算井筒底板中线与地面交点坐标。

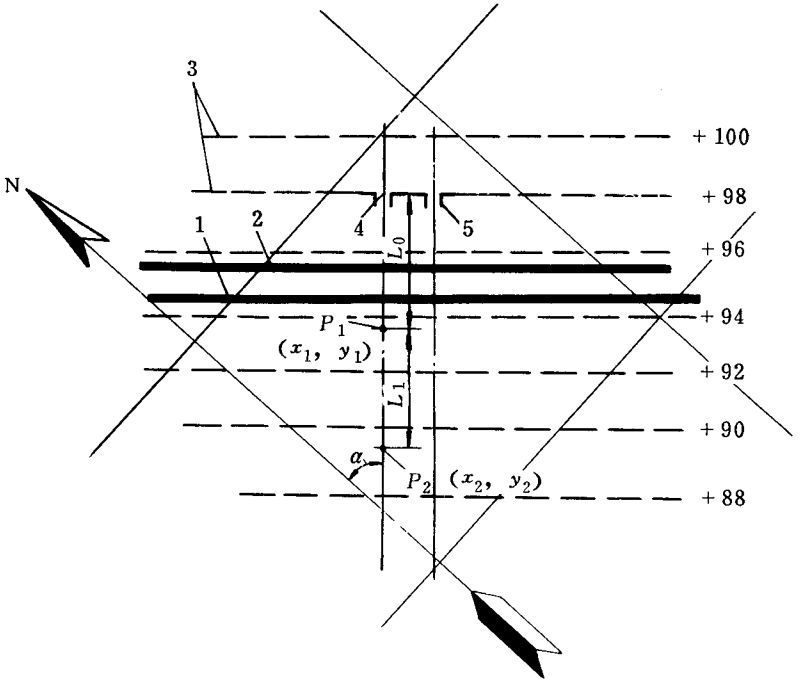


图 3－2－13　斜井平面

1—1 号煤层；2—2 号煤层；3—地形等高线；4—主井井口；5—副井井口

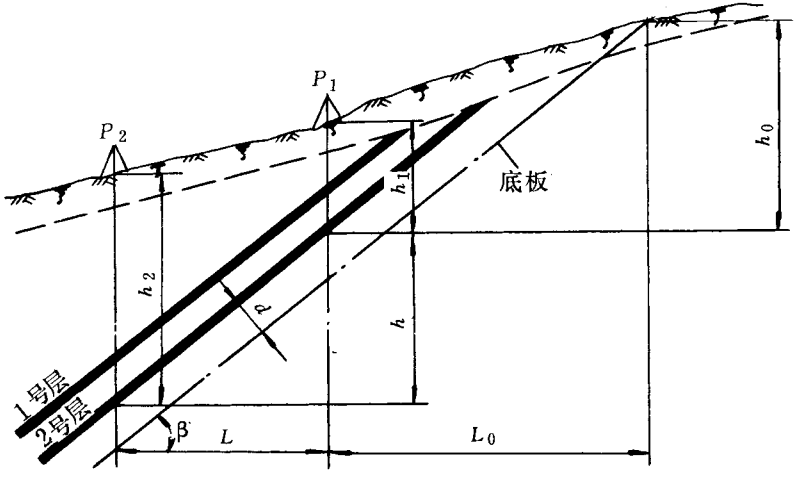


图 3－2－14　斜井剖面

已知：

$$L = \sqrt{(x_2 - x_1)^2 + (y_2 - y_1)^2}$$

$$h = h_2 + h_3 - h_1$$

$$\tan\beta = \frac{h}{L}$$

井口坐标为：

$$x = x_1 + L_0\cos\alpha$$

$$y = y_1 + L_0\sin\alpha$$

L_0 需按下式计算：

$$L_0 = \frac{h_0}{\tan\beta}$$

h_0 要由剖面图直接量取。

所以井口坐标为：

$$x = x_1 \pm \frac{h_0}{\tan\beta}\cdot\cos\alpha$$

$$y = y_1 \pm \frac{h_0}{\tan\beta}\cdot\sin\alpha$$

其中井筒倾角 β 是设计确定的，也可以按检查钻见煤深度计算。但在量取 h_0 高度时要比较仔细，避免产生较大误差。因为 $1:2000 \sim 1:5000$ 地形图和剖面图的标高误差很容易达到 $1 \sim 2$m。

以上计算是沿检查钻剖面进行的，只用于说明计算方法，实际主副井应布置在检查钻剖面两侧。

三、平硐坐标

平硐坐标比斜、立井简单。因为多数平硐在工业场地内为单一硐口，其余硐口一般在山腰或山顶，距离较远。

在确定单一硐口坐标位置时，不需计算，可以根据平硐剖面和硐口附近地形，按照少开沟、早进硐、不削坡的原则，选择合适位置并画在地形图上，直接量取坐标。

关键问题是如果地形坡度较缓，硐口沿平硐水平究竟确定在哪一点。

通常自然山坡是处于天然稳定状态，当硐口顶部坡面削陡以后，稳定条件主要依靠地层的摩擦力和粘结力来保持，故应避免大量削坡，更不能造成单一高坡。在地形较缓时，从经济上认为开明沟和开平硐应以单位造价相等处作为分界点，确定硐口位置。

为施工简便、安全生产和减少后期维护费，应着重研究硐口边坡和硐顶仰坡的稳定条件。原则上宁愿增加平硐长度，也要尽量早进硐，因为硐口两侧边坡和硐顶仰坡过高，

维护费大，不安全，影响生产。在东北、西北等高寒山区，明沟部分冬季容易发生风雪掩埋事故。

四、不同坐标网换算

有些矿区过去设有矿区独立坐标网，尽管目前已经不再使用，但有大量井巷工程和图纸仍然存在。在这些矿区设计开拓延深工程，遇到新旧坐标网换算问题是难免的。

坐标网换算分三种情况：

1. 坐标原点移动，经纬线平移（图 3－2－15）

设 x_A，y_A 为原始坐标系统中 A 点坐标，x'_A，y'_A 为该点在新坐标系统中的坐标；a、b 为新坐标原点在原始坐标系统中的坐标，则：

$$x'_A = x_A - a$$

$$y'_A = y_A - b$$

2. 坐标轴旋转一个角度 θ

如图 3－2－16 所示，坐标原点不变，而新 x' 轴与原来 x 轴交角为 θ。

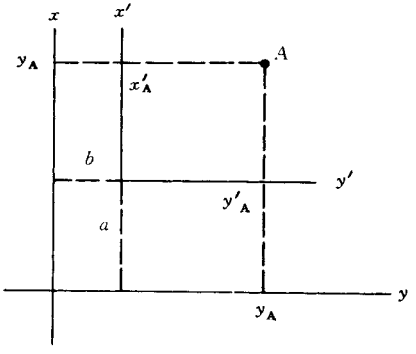


图 3－2－15　坐标原点移动

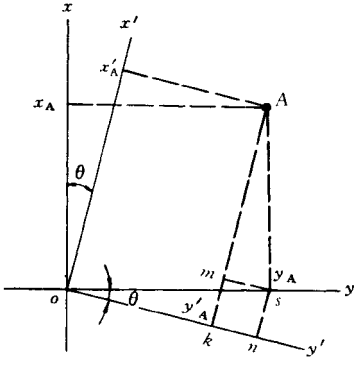


图 3－2－16　坐标轴旋转

由图得出：

$$\begin{cases} x'_A = Am + mK = Am + Sn \\ y'_A = On - Kn = On - mS \end{cases}$$

$$\begin{cases} x'_A = x_A\cos\theta + y_A\sin\theta \\ y'_A = y_A\cos\theta - x_A\sin\theta \end{cases}$$

以及

$$\begin{cases} x_A = x'_A\cos\theta - y'_A\sin\theta \\ y_A = x'_A\sin\theta + y'_A\cos\theta \end{cases}$$

3. 坐标轴旋转和原点移动同时发生

如图 3－2－17，这是前两种情况的综合。

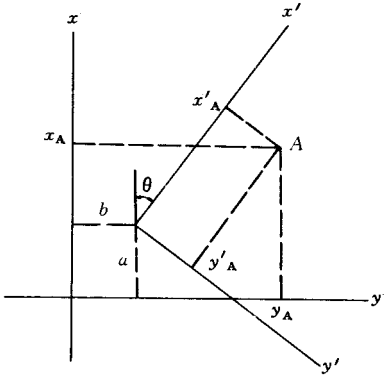


图 3－2－17　坐标原点移动与坐标轴旋转

$$\begin{cases} x'_A = (y_A - b)\sin\theta + (x_A - a)\cos\theta \\ y'_A = (y_A - b)\cos\theta - (x_A - a)\sin\theta \end{cases}$$

$$\begin{cases} x_A = a + x'_A\cos\theta - y'_A\sin\theta \\ y_A = b + y'_A\sin\theta + y'_A\cos\theta \end{cases}$$

应用上面两组公式可以确定彼此以 a、b 和 θ 相联系的不同平面直角坐标系统中 A、B 两点坐标增量间的关系，对于原点移位和坐标轴旋转的一般情况：

$$x_B = a + x'_B\cos\theta - y'_B\sin\theta$$

$$x_A = a + x'_A\cos\theta - y'_A\sin\theta$$

$$y_B = b + y'_B\sin\theta + y'_B\cos\theta$$

$$y_A = b + y'_A\sin\theta + y'_A\cos\theta$$

分别相减得

$$\Delta x = \Delta x' \cos\theta - \Delta y' \sin\theta$$

$$\Delta y = \Delta x' \sin\theta + \Delta y' \cos\theta$$

同理可以求得相反关系

$$\Delta x' = \Delta y \sin\theta + \Delta x \cos\theta$$

$$\Delta y' = \Delta y \cos\theta - \Delta x \sin\theta$$

有时因特殊原因新旧坐标原点资料遗失，可根据三角网中一个测点的新旧坐标和设计选定的井筒位置，按旧坐标换算新坐标。抚顺北龙凤斜井曾根据矿区 39 号测点换算井口新坐标，如图 3－2－18 所示。

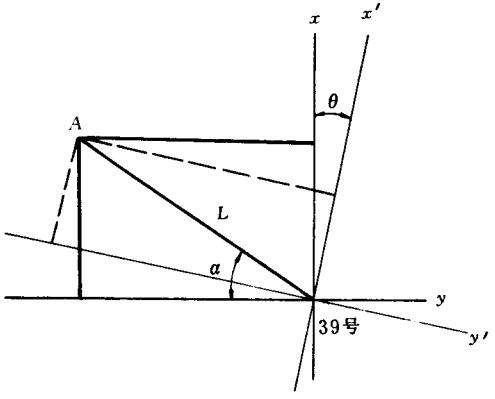


图 3－2－18　新旧坐标换算

实例：已知 39 号测点：

$$\text{旧坐标为}\begin{cases} x_1 = 1427.713 \\ y_1 = 9927.636 \end{cases}$$

$$\text{新坐标为}\begin{cases} x'_1 = 4636637.142 \\ y'_1 = 21582139.163 \end{cases}$$

新旧网夹角 $\theta = 6°7'54.8''$（旧网磁北偏西）

A 为北龙风一号斜井旧网中坐标

$$x_2 = 2280.178$$

$$y_2 = 9163.003$$

A 点与 39 号点距离为：

$$L = \sqrt{(x_2 - x_1)^2 + (y_2 - y_1)^2}$$

$$= \sqrt{(1427.713 - 2280.178)^2 + (9927.636 - 9163.003)^2}$$

$$= 1145.14637\text{m}$$

$$\alpha = \arctan\frac{2280.178 - 1427.713}{9163.003 - 9927.636} = 41°7'32''$$

$$\alpha - \theta = 48°6'32'' - 6°7'55'' = 41°58'37''$$

A 点新坐标为：

$$x'_2 = 4636637.142 + 1145.146 \times \sin 41°58'37''$$

$$= 4637403.052$$

$$y'_2 = 21582139.163 - 1145.146 \times \cos 41°58'37''$$

$$= 21581287.84$$

井筒方位角为：

$$119°50' - 6°7'55'' = 113°42'5''$$

五、主、副井相对位置

在具体确定主、副井位置时，必须了解井底车场和地面生产系统布置原则以及防火安全、施工安装等各方面要求与规定，尤其是主、副井本身在功能上有那些特殊要求，应予以全面考虑。

平硐在工业场地内绝大多数为单一硐口，其余硐口和小井多在山坡或山顶，距离工业场地较远，主要根据开拓系统布置决定。

斜井或立井在同一工业场地内相对位置的一般位置关系如下：

1. 斜井

根据《煤矿安全规程》，矿井各个出口之间的距离不得小于 30m。

上述规定系指岩柱最小尺寸。考虑到斜井井口经常设有人车站、人车存车线、空气加热设备等，使井筒断面增大，而其具体尺寸和结构需等待施工图设计阶段最后确定，故在方案或初步设计阶段确定主、副井坐标时，一般使两个互相平行的主、副井中线或提升中线相距 35～40m。井筒底板多在同一斜面并与煤层平行以便缩短横贯长度，如图 3－2－19 所示。

2. 立井

主、副井之间距离按规定同样不得小于 30m。设计时主、副井实际距离远大于 30m，因为考虑井上、下生产流程能合理衔接以及井塔、井架施工安装和设备布置需要，主、副井中心距约变动于 50～100m。

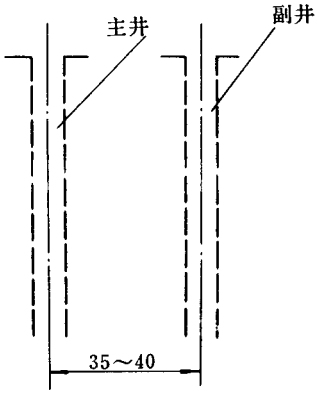


图 3－2－19　主副井相对位置

主、副井采用单绳落地式提升绞车，井架高度低，井筒检查钻要求距离井筒不大于25m，所以经常取主、副井中心距为 50m，中间打一个检查钻供两个井筒使用。

近年来，由于设计采用多绳提升机提升，井架高度显著增加。为把提升机吊至提升机大厅，需要大型起重悬吊设备，占用空间增加，主、副井间距逐步增大，目前多数 60～80m，有的已达 100m。

主、副井相对位置，要根据井下运输大巷（或石门）及地面铁路专用线的方向、位置和选用的井底车场形式综合研究、确定。

如果主、副井均采用罐笼提升，铁路可不受提升方位及井底车场进出车方向限制。主、副井应以井底车场和井上装卸罐笼及调车编组方便为准。

第三节　井口标高及洪水位标高

矿井井口位置与标高是根据开拓方式与井筒提升方位，结合地面场地合理布置进行确定，使井上下相互协调。确定井口标高应考虑以下几个方面：

（1）满足矿井开拓要求，使井下工程量最省，井筒最短。

（2）井口标高的选择应有利于井口开凿。山区丘陵地带，平硐硐口和斜井井口标高的确定，要考虑地表开挖不宜过高，并应位于岩石或土质坚硬的部位，使平硐硐口和斜井井口顶部和明槽边坡稳定，开口方便、安全。

（3）井口标高的确定应兼顾地面生产系统布置，场内外运输联系及场地平整的合理

性,在许可范围内,也可调整井口标高使之与场地竖向布置相适应。

(4)符合《煤矿安全规程》、《煤炭工业矿井设计规范》中有关防洪、排水的有关规定。规程、规范规定:

①《煤矿安全规程》(2001)第 254 条规定:煤矿企业必须查清矿区及其附近的地面水流系统的汇水、渗漏情况、疏水能力和有关水利工程的情况,并掌握当地历年降水量和最高洪水位资料,建立疏水、防水和排水系统。

②《煤矿安全规程》第 255 条规定:井口和工业场地内建筑物的高程,必须高出当地历年最高洪水位;在山区还必须避开发生泥石流、滑坡的地段。

井口及工业场地内建筑物的高程低于当地历年最高洪水位时,必须修筑堤坝、沟渠,或采取其他防排水措施。

③矿井设计中,防洪设计的洪水流量及相应的最高洪水位应采用当地水文站(或地质报告)的实测资料,根据(表 3-2-1)的规定推算。

缺乏实测资料时,应和有关部门配合深入实际进行调查,按形态法或当地水利部门的经验公式,以及(表 3-2-1)的规定推算。

流域情况已有改变或有水利、交通、城镇等规划时,应一并考虑其影响。

④防洪设计标高应按设计频率的计算水位(包括壅水和风浪袭击高度)加安全高度计算。安全高度在平原地区为 0.5m;山区为 1.0m。井口设计标高应按校核频率检验,按二者的大值确定。

表 3-2-1　防洪设计标准

序　　号	企业规模及工程性质	设计频率	校核频率
1	大、中型矿井井口	1/100	1/300
2	小型矿井井口	1/50	1/200
3	大、中型矿井工业场地	1/100	
4	小型矿井工业场地	1/50	

注:①当观测洪水(包括调查可靠有重现可能的历史洪水)高于上述标准时,应按观测洪水设计,当观测洪水低于防洪设计标准时,应按防洪标准设计;

②表中各类场地(不包括井口及与井筒相连的通道口)当工程量大或其它原因不能满足防洪设计标准要求时,应根据地形条件、洪水情况制定安全防洪措施报主管部门审定。

⑤矿井地面变电所、通风机房、主、副井提升机房,以及与矿井井筒相连的如风道、人行道等,应按同类型矿井井口防洪标准采取防洪措施。其他建(构)筑物及场地,位于平原内涝地区,填土困难,经技术经济比较并报请上级主管部门批准后,可适当降低防洪标准。

(5)洪水位:洪水位是确定井口标高的主要资料。我国水文站较少。多数河流的水文

观测年代较短，有些尚未设站观测。特别是矿区内中、小河流的暴雨洪水综合观测资料更感缺乏，能够直接应用于工程上的不多。因此，必须在煤田勘查的同时进行洪水调查。

矿井井口如果处于河流两岸阶地、低洼易涝平原、水库附近或紧靠堤坝边缘，容易受到洪水侵袭地区，必须要求在勘探（精查）地质报告书中提出有关洪水位的详细资料，包括井田范围内的洪水淹没区、井口处淹没水深、洪水重现期以及洪水的形成条件，并附有历史洪水调查和进行形态观测的基础数据以及从邻近水文站、气象站引用的资料。

如果矿井与水库、堤坝临近，还应收集包括水库、堤坝的设计资料。其中有最大库容、正常库容、死库容以及与各种库容相对应的水位标高、溢洪道标高、坝顶标高、设计洪水位、校核洪水位和堤坝结构等。

矿井如果位于低洼易涝平原，径流排泄不畅，年雨量和短历时暴雨强度较大，应着重收集水文气象资料，其中包括历年小时降雨量、日降雨量和最大 3 日连续降雨量以及地面土质植被种类、渗入情况、径流观测资料与河网渠系的排洪能力。

为了避免发生淹井事故，确定井口标高时要根据矿井水文环境进行认真分析。因为地质报告书提供的历史洪水位不可能完全符合矿井要求的防洪设计标准。

在缺乏水文资料地区，设计洪水水位的推算有下列三种方法，即水文调查法（又称形态法）、间接法（经验公式法）及暴雨径流法，有些矿区人烟稀少，很难取得资料，也可以几种方法并用互相补充。

设计时，为了了解当地水文环境和气象特征，一定要深入现场实地进行踏勘调查，并作洪痕访问，认真核对原始资料。

(6)内涝平原井口标高的确定 内涝平原一般面积较大，沟渠坡度很小，排洪能力低。

在选择井口标高时，应尽量寻找地形较高之处，并根据设计频率的暴雨量计算积水深度，适当采取提高井口和场地标高办法解决。如果用斜井开拓，可加长井颈使井口位于最大积水深度以上。但井颈支护、人行通道、风硐、反风道、热风道及管线出入口等凡与井筒连通处均应按防洪要求统一考虑措施。

当内涝或洼地积水有可能浸入井下时，可采用拦截疏导、压实防渗、填矸造田或建泵站排出等措施，并应结合当地农田水利规划统一考虑。

(7)水库或堤坝下游井口标高的确定 水库地区的防洪设计，应符合下列规定：

矿井场地应按水库修建后对河道水文要素、岸坡稳定及河道泥沙冲刷的影响采取相应措施：

矿井位于水库下游，当水库洪水设计频率低于矿井井口及场地洪水设计频率时，应与有关部门协商，采取必要的措施。

第三章　井田境界与水平划分

第一节　井田境界

井田境界应根据已批准的矿区总体设计确定。除非精查勘探发现地质或其他开采技术条件出现较大变化，或者主要技术原则有所变更必须重调整之外，一般不再修改。对于需要调整井田境界，由此引起井田储量增减较大，需要重新研究生产能力的，应把修改方案报送原审批单位重新审查。

如为独立的井田或煤田边缘部分，其境界常以最小可采厚度、煤层露头及自然构造为界。凡以勘探范围或最小可采厚度划定的井田境界，需要充分注意发生外延扩大或缩小的可能性。

一、自然境界

有些自然地质构造破坏了煤层的连续性，使煤层缺失，如地表露头、大型环状陷落以及砾岩层的不整合侵蚀线，均可形成天然境界。

另一些构造，使煤层的连续性被切断，但其两侧仍有开采价值，仅在构造线附近使煤层受到局部影响，如落差大的断层、火成岩溢出通道、松散破碎带、含有承压水裂隙等，当这些构造接近井田边界时，最好以此为界。

有些地质变化虽未影响煤层的连续性，但是对开采方法、采区布置、运输系统有较大影响，也应酌情作为井田境界或采区境界。如向背斜轴线、煤层倾角、煤质、厚度或其他

开采技术条件有明显变化之处。

此外，大的地面河流、湖泊、城镇、铁路干线、重要建筑或特殊的文物保护区需要留设安全煤柱进行保护时，亦应使井田境界与其相重合，尽量减少煤柱损失。对于开采技术尚待研究的区域，最好使其处于井田走向两端或深部境界附近，作为备用储量或远景发展区。其中包括难于探明的火成岩活动区、受断层组交错切割的破坏区、结构异常复杂的串珠状煤层群等。

对于地下水涌出量特大的富水区，用强制排水人工降低水位极不经济时，可以按地下水静止水位作为深部境界。这在小煤矿和小型矿井经常可以见到。

对于容易受到来自顶、底板承压含水层威胁的，也应放到井田边界附近，留待后期解决。因为矿井常年开采，连续进行排水疏干，会使地下水静止水位下降，可在一定程度上减少后期开采威胁，使困难得到缓和。

二、人为境界

1. 勘探境界

根据《煤炭资源地质勘探规范》一九八〇年（试行）本规定，储量计算的最大垂深一般不超过 1000 米，只适于建小型井的地区不超过 600 米，老矿区深部不超过 1200 米。精查阶段的储量计算范围，应与所划定的井田边界一致。

此外，沿井田走向或近水平煤层周围，有时仍有少数非主要可采层向境界外扩展，则应分别不同情况决定 若井田外围控制孔证实，扩展范围不大，储量增加有限（不超过全井工业储量 1/10）。该处地面不会征作建设用地，后期也不影响井下开采，可以暂按勘探境界设计 如果煤层较厚、扩展范围较大，对生产能力或井下开拓布署均有影响时，则应补充探查，待完全清楚后再按合理的井田境界决定。

2. 技术境界

（1）井田浅部境界

1）根据风化带深度 没有水害威胁的井田，其浅部境界主要根据煤的工业价值确定。动力煤均以风化带作为上部境界。风化带以上受温度、湿度和水的机械作用产生物理风化，使煤遭到破坏，有机质一部分被水溶解、另一部分变为气体逸出，硬度降低、结构变松甚至成粉末状，发热量很低，作燃料已失去价值。

但在缺煤地区，用于解决生活用煤或有需要低热值燃料的用户，可以适当提高开采上限。若露头煤含稀有元素或腐植酸较高，有综合利用价值时，对露头煤的开采要全面研究地面与井下关系，作出统一规划。

2)根据氧化带深度 对于炼焦、化工用煤,确定井田上部境界不但要考虑燃烧效果,还要考虑化学工艺性质的改变。一般把较深处煤的物理性质变化不大,而化学工艺性质发生显著变化的地带叫作氧化带,如图 3 – 3 – 1 所示。

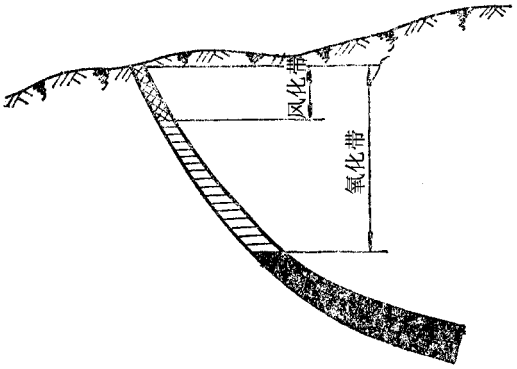


图 3 – 3 – 1　氧化带深度

氧化带以上煤的焦油产率、粘结性以及胶质层厚度急骤降低甚至消失,故在计算炼焦煤储量时,氧化带以上应全部扣除。但处于风、氧化带之间的煤,仍然可作为动力燃料使用。若矿井同时生产多种牌号煤或允许按一定数量混入炼焦煤时,井田境界仍按风化带确定。否则应以氧化带为界。

3)根据防水煤柱《煤炭工业设计规范》规定,在地面水体及松散含水层下采煤时,必须保留安全煤岩柱。安全煤岩柱的最小高度(水体底面至回采上限)根据以下情况确定:

①一般情况下(特别在煤系地层无松散层覆盖或松散层全部为强含水层时 ;在急倾斜煤层或特大水体下开采时),安全煤岩柱的最小高度必须等于导水裂缝带的最大高度,并根据采厚和岩性情况,另加 5 ~ 30 米的保护层厚度。

②当煤系地层上覆隔水性好的松散层或厚度较大的弱含水层时,安全煤岩柱的最小高度亦可等于冒落带的最大高度,另加 2 ~ 15 米的保护层厚度,但其最小高度不得小于 20 米。

在基岩含水层(如砂岩、石灰岩)下采煤时,当含水层与煤层之间的法线距离大于导水裂缝带最大高度,隔水层的隔水能力不受破坏时,一般实行顶水采煤 ;当含水层与煤层之间的法线距离小于导水裂缝带最大高度,隔水层的隔水能力受到破坏时,应先疏降后回采或边疏降边回采。当含水层紧接煤层时,一般先疏干后回采。疏降措施可采取钻孔疏降、巷道疏降、巷道和钻孔联合疏降、先采深部后采浅部、多矿井分区排水联合疏降等综合方法。

计算各类覆岩冒落带、导水裂缝带最大高度，可参照表 3－3－1 所列的《煤炭工业设计规范》中规定的经验公式。

目前，在水体和厚含水砂层下面开采尚处于研究发展阶段。如何提高开采上限减少煤炭损失保证矿井安全，使井下涌水不致过大，还要通过大量试验逐步取得经验，设计时应充分进行调查研究。对于没有类似开采经验的矿区，必须经过安检部门批准后，认真进行试验。

开滦范各庄矿根据观测导水裂缝带高度，得出适用于本矿缓倾斜煤层群、厚含水冲积层下开采必须的防水煤柱垂直高度计算公式(3－1)。

$$H = KM(1 + C) + \Delta \qquad (3-1)$$

式中　H——防水煤柱垂高，米；

K——导水裂缝带延展系数，取 15；

M——多煤层中一次最大采高(约为 2.4 米)，米；

C——安全系数，取 50%，可在实践中修正；

Δ——测算误差，约为 5 米。

表 3－3－1　冒落带、导水裂隙带最大高度经验公式

煤层倾角（度）	岩石抗压强度（公斤/厘米²）	岩石名称	顶板管理方法	冒落带（米）	导水裂隙带（包括冒落带）（米）	注
0～54	400～600	辉绿岩，石灰岩、硅质石英岩，砾岩、砂砾岩，砂质页岩等	全部陷落	$H_c = (4 \sim 5)M$	$H_f = \frac{100M}{2.4n + 2.1} + 11.2$	H_c—冒落带最大高度，米； H_f—导水裂隙带最大高度，米； M—累计采厚，米； n—分层层数，层； m—煤层厚度，米； h—采煤工作面小阶段垂高，米
	200～400	砂质页岩、泥质砂岩、页岩等	全部陷落	$H_c = (3 \sim 4)M$	$H_f = \frac{100M}{3.3n + 3.8} + 5.1$	
	＜200	风化岩石、页岩、泥质砂岩、粘土岩、第四系和第三系松散层等	全部陷落	$H_c = (1 \sim 2)M$	$H_f = \frac{100M}{5.1n + 5.2} + 5.1$	
55～85	400～600	辉绿岩、石灰岩，硅质石英岩、砾岩、砂砾岩、砂质页岩等	全部陷落		$H_f = \frac{100mh}{4.1h + 133} + 8.4$	
	＜400	砂质页岩、泥质砂岩、页岩、粘土岩、风化岩石、第三系和第四系松散层	全部陷落	$H_c = 0.5H_f$	$H_f = \frac{100mh}{7.5h + 293} + 7.3$	

注：1. 冒落带、导水裂缝带最大高度，对缓倾斜和倾斜煤层，指从煤层顶面算起的法线方向高度；对急倾斜煤层，指从开采上限算起的垂线方向高度。

2. 岩石抗压强度为饱和单轴极限强度。

对于降雨量比较小，迳流条件好，蒸发量大，地下水补给来源有限的贫水干旱区，如地表没有水体，开采后塌陷坑不积水或第四纪层地下水位很低，动储量不大，静储量较易疏干的井田其浅部境界仍以风化带为界。

4）根据小煤窑或浅部井田境界　新建井如位于矿区中、深部，浅部有生产矿井或新建井境界内有小煤窑生产时，应从全局进行统筹规划，确定境界时要照顾到各方面的需要和发展，并应用境界煤柱予以分隔，以保证各个矿井安全生产。

如果浅部矿井已经报废，被水淹没，为保证深部安全生产，应根据实际情况沿煤层保留一定宽度防水煤柱。

当煤层倾角不大（小于 45°）时，可按照公式（3－2）计算防水煤柱宽度，如图 3－3－2。

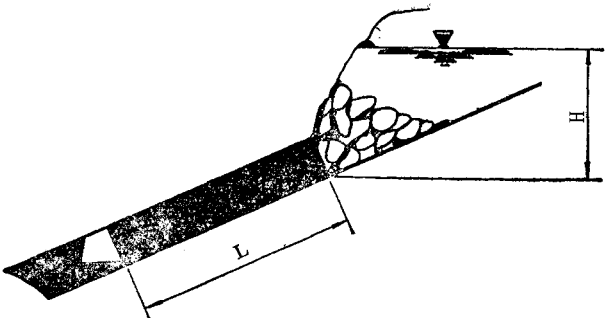


图 3－3－2　防水煤柱

$$L = 0.5B\sqrt{\frac{30P}{\sigma_{拉}}} \tag{3-2}$$

式中　L——沿层煤柱宽度，米；

B——煤柱下侧巷道最大跨度（一般不大于 4 米），米；

P——静水压力，吨/米^2；

$\sigma_{拉}$——煤的抗拉强度，吨/米^2。

若煤层倾角大于 45°，可按公式（3－3）计算，如图 3－3－3 所示。

$$L = \frac{B\left(\sqrt{\gamma^2 B^2 + 8\sigma_{拉} P} + \gamma B\right)}{4\sigma_{拉}} \tag{3-3}$$

式中　γ——煤层容重，吨/米^3；

其余符号与公式（3－2）同。

如为多煤层矿井，只须按最大水头与煤柱下侧巷道跨度最大尺寸进行试算，选取数值较大的作为防水煤柱。

但在浅部或煤层顶板其他煤层有报废小煤窑采空区充水时，最安全的办法是在开采

前预先进行疏干、降压，待泄水后提高开采上限增加资源回收。因此需要收集小煤窑的开采资料。

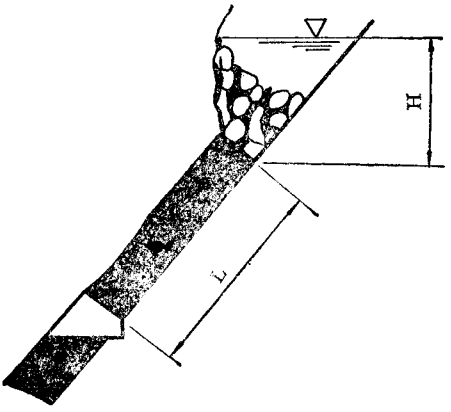


图 3－3－3　煤层倾角大于 45°防水煤柱

5)根据露天矿深部境界：浅部用露天开采，深部用矿井开采时，矿井与露天的境界划分要考虑两种情况。

第一种：露天矿的服务年限大于矿井的服务年限，应以露天的深部境界作为矿井的浅部境界。在矿井报废前，露天矿开采深度较小，有足够的临时煤柱起隔离保护作用，可以保证矿井安全。但为了不使矿井冒落带破坏露天境界以内的煤层，仍需保留较小的煤柱。如果矿井用水砂充填开采时，可在露天矿深部境界下面留 10 米水平煤柱，若用分层陷落法开采，应按冒落带高度确定煤柱厚度，避免露天矿采至境界线时发生挖掘机下陷事故。

第二种：露天矿的服务年限小于矿井服务年限或露天矿已经采完报废形成深水湖泊。矿井浅部境界应根据区域水文环境，矿井水文地质与露天矿的现状进行综合研究，如露天矿报废后积水不枯，其浅部境界应按防水要求留设防水煤柱。具体方法见本部分 3)根据防水煤柱部分。

如果露天坑内积水较深大量向矿井渗漏，全部由矿井转排至地面不经济时，应保持露天矿排水系统继续工作。如果处于干旱地区，露天坑内长期无积水，年降雨量很小，汛期暴雨迳流量不大可以不作处理，使矿井浅部境界尽量接近露天坑底，增加资源回收。若当地雨量比较集中，短时间暴雨强度较大，坑底能够形成瞬时充水时，为保证深部矿井安全，应加强露天矿浅部迳流拦截，引至大容量防渗储水池或在坑底增设暴雨泵站加大排洪能力。其井田境界应根据排洪要求统一设计。

(2)井田深部境界

我国华北、华东、西北、华中、西南及东北南部古生代煤田较多，不少矿区在煤系下部赋存有巨厚的奥陶纪石灰岩，如焦作、峰峰、开滦、本溪等矿区厚度达 400 ~ 600 米，井陉、淄博矿区厚达 800 ~ 1000 米，其中喀斯特溶洞发育，地下水异常丰富。在侵蚀基准面以下，随深度增加具有很高压力。如本溪、开滦等矿区开采深度已达 700 ~ 1000 米，井下巷道或钻孔的实测静水压力高达每平方米 500 ~ 800 吨。随开采深度增加，突水威胁增大。过去井下缺水的渭北煤田，开采深度下降到 + 380 米水平以下，亦受到了地下水的威胁。上述矿区在生产建设过程中已经多次发生水灾事故，如淄博、峰峰、井陉、肥城、朝川、淮南等，部分矿井下部煤层距离奥陶纪石灰岩仅 20 ~ 30 米。在研究类似条件矿井深部境界时，可按隔水层只发生弹性变形条件采用公式(3 - 4)计算近似的安全开采深度。

$$H_{安} = 2\sigma_{拉}\frac{M^2}{B^2} + \gamma M \tag{3-4}$$

式中　$H_{安}$——在静止水面以下的开采深度，米；

$\sigma_{拉}$——煤层底板隔水层的抗拉强度，吨/米^2；

M——煤层底板隔水层厚度，米；

B——巷道宽度或工作面最大控顶距约 3 ~ 8 米，米；

γ——隔水层岩石容重，吨/米^3。

如果设计开采深度超过计算的安全深度，应采取泄水降压措施保证安全。需要降低水位 S 可按公式(3 - 5)计算

$$S = H_{境} - H_{安} \tag{3-5}$$

式中　S——需要降低的水位，米；

$H_{境}$——由静止水面到井田深部境界垂深，米；

$H_{安}$——按隔水层计算的安全深度，米。

若降低水位有困难，只有暂时舍弃靠近石灰岩层小于安全深度的一部分煤层，作为呆滞储量。

上面所指的安全深度是假定隔水层比较完整，如果有断层、褶曲应采取注浆加固措施。

(3)井田走向境界

由于牵涉到井田划分，详见井田划分部分。下面扼要提出一些确定井田两翼境界应该考虑的问题。

1)确定井田两翼境界必须保证全井有合理的走向长度，使开采水平保持适当的服务年限。采用电机车运输的大型井或开采急倾斜煤层的中型井，单翼长度可大于 8 公里。

2)煤层单位面积生产能力较高的井田,有可能不要很大走向长度,就有足够储量建设特大型矿井。如果集中生产条件好,大巷采用胶带输送机运输,井田每翼长度以不超过 2 ~ 3 公里较适当,并应把大巷布置成一直线。

若为水力采煤矿井,根据《煤炭工业设计规范》,井田走向长度小于 2500 米时,主要巷道宜采用无压水力运输 走向长度大于 2500 米时,宜划分为采区,主要巷道采用有压水力运输。

3)根据辅助生产系统的有效范围:

风井

根据《煤炭工业设计规范》,矿井主要进回风巷的风速一般不大于 6 米/秒和矿井通风的设计负压不宜过高,大型矿井一般不超过 450 毫米水柱,煤层易自然发火的矿井和中小型矿井,一般不超过 350 毫米水柱。

按生产井的实际阻力分配和目前通风设备的实际能力,要求进回风主要大巷消耗的阻力应严格控制在 200 毫米水柱以内。经过计算,如风速不大于 6 米/秒,一个专用排风井的有效半径约为 3 公里左右。如一翼长度达 6 公里,初期采用中央式或中央边界式通风,后期每翼增设一个排风井即可解决。故在确定井田走向境界时,应在减少风井数量同时,充分发挥每个专用排风井的作用,尽量缩短风路。

注砂井

根据《煤炭工业设汁规范》,注砂井服务范围决定于合理的充填倍线,一般沿煤层走向长度不超过 2000 米。

除矿井浅部以外,开采深度大于 200 米时,根据现有注砂设备,每个注砂井的有效半径可达 1 公里左右。用山砂、废页岩及破碎矸石等大颗粒充填材料时,两个注砂井的距离一般为 2 公里。若采用河砂、风砂或其他细颗粒材料可以根据计算稍许增大,但其延展范围有限,在设计时仍沿走向每 2 公里设置一套注砂系统(包括钻孔注砂方式)。

分区排水系统

分区排水经常与分区充填相联系。充填能力大的注砂井工作时用水量很大,一般在井下分区设置水泵房,直接向地面充填储水池排水,形成分区闭路循环。这对保证充填系统正常工作有利。不然,为使各注砂井水量平衡,要在地面设置配水泵站、储水池及排水管进行调水。

如果地面要求向注砂井、发电厂、洗煤厂、农田灌渠分区送水,经过技术经济分析有明显优点,应使井田走向边界与分区排水系统相适应。

三、煤柱尺寸

开拓设计常用煤柱参考尺寸，见表 3－3－2。

表 3－3－2　煤柱尺寸

煤柱种类		煤柱宽度(米)	备　　注
勘探境界		0	
可采境界		0	
断层境界		30	断层不含承压水
两井田之间		40	各留 20 米
新建井与被淹矿井		不定	根据防水要求参照计算决定
火成岩体边界线		参照变质区范围	
断层作两矿井境界		断层两侧各留 30	指不含承压水断层
露头线		垂深不大于 20	丘陵山地，覆盖层不含水
露天坑底	露天寿命 < 矿井寿命 露天寿命 > 矿井寿命	按冒落带高度 0 ~ 10	
沿煤层大巷上下两侧		20 ~ 50	
沿煤层两条大巷之间		30 ~ 80	
沿煤层回风大巷两侧		20 ~ 30	
沿煤层两条回风大巷之间		20 ~ 40	
两条采区上山或下山之间		20 ~ 25	

第二节　水平划分

倾斜、急倾斜煤层的开采总是由浅入深按预先划分的阶段逐渐向深部发展，初期工程量少，建设快，可以迅速投产发挥生产效果。因此，除水平煤层采用单一水平开拓或因防水需要留待后期开采的浅部水平之外，已经成了井田开发的必然规律。在技术上由于将井田划分为阶段不仅减少了人员、材料、煤炭的反向提升，也有效地解决了采区倾斜运输存在的实际困难。

但是，阶段高度也不能过小，否则储量少，服务年限短，造成接续紧张，使全井阶段总数增加，后期工程量增大，使经营效果下降。

设计时，井田沿煤层倾斜划分阶段数量多少，主要取决于井田倾斜长度和阶段高度

的尺寸大小。

阶段尺寸一般以阶段垂高或阶段斜长表示，并按标高注明。

井田开拓设计着重于选择开采水平的标高，使其贯穿全部煤层。有利于开采。阶段高度或斜长往往随煤层倾角与回风道标高不同而有较大变化。阶段斜长在一定程度上受采区斜长控制。缓倾斜煤层或倾斜煤层的深部以及倾斜长度过大的局部块段，往往采用上下山或增设中间水平开采。而近水平煤层有时用一个水平开采几个阶段。

例如铁法小青立井，根据煤层赋存情况在 -447 水平北翼设置 3 条主要运输大巷，每条大巷开采 1～2 个阶段。

一、水平划分原则

1. 根据水平服务年限

根据《煤炭工业设计规范》规定，为使每个开采水平有足够的储量保证服务年限，可按公式(3-6)计算必须的阶段高度。

$$H = \frac{ATK\sin\alpha}{SM\gamma C} \tag{3-6}$$

若一个水平开采两个阶段，可用公式(3-7)计算阶段垂高。

$$H = \frac{ATK\sin\alpha}{2SM\gamma C} \tag{3-7}$$

式中　H——阶段垂高，米；

T——水平服务年限，年；

A——矿井年产量，吨；

K——储量备用系数，可取 1.4；

α——阶段内煤层平均倾角，度；

S——井田走向长度，米；

M——阶段内煤层累计厚度，米；

γ——煤的容重，吨/米^3，可取 1.3～1.4；

C——采区回采率，可取 0.7～0.85；

2——一个水平上、下山开采时的阶段数。

近十几年来，有些矿井由于井田走向短阶段高度小、水平储量少，造成水平眼务年限过短，延深频繁，影响正常生产。如淮南矿务局的部分矿井，一直不间断地进行水平延深工作，仍然不能满足生产接替需要，被迫采用多水平生产。远有的矿井由于超产幅度过大或开采损失较多或注销储量等原因，实际水平服务年限较原设计成倍降低，从表 3-3

－3 可见部分矿井水平服务年限下降情况。

表 3－3－3　部分矿井水平服务年限下降情况

矿井名称	淮南谢一矿	辽源西安矿	鹤岗兴安台	开滦马家沟	鸡西小恒山	鸡西张新矿	鸡西二道河子
设计生产能力(万吨/年)	90	90	150	90	60	45	60
第一水平设计服务年限(年)	25	33	33	(3～5 水平)24	28	33	22
第一水平实际服务年限(年)	8	12	14	13	14	17	12
服务年限降低百分比(%)	68	64	58	46	50	48	45

为避免出现开拓延深与生产长期干扰的不利局面，除在设计时适当选择延深方案形成独立的施工系统以加快延深速度缩小其影响外，有条件的可用加大阶段高度来解决。目前有些开采缓倾斜煤层的矿井在设计新水平时，已把阶段高度加大到 200～300 米以上，见表 3－3－4。

表 3－3－4　部分矿井阶段高度变化对比

矿井名称		开滦林西矿	开滦唐山矿	淮南新庄孜	抚顺老虎台	鸡西城子河	鸡西小恒山	平顶山一矿	平顶山五矿
设计生产能力(万吨/年)		230	210	150	300	120	60	150	120
阶段高度(米)	上水平	90	60	150	100	150	150	110	100
	新水平	140	100	200	150	300	310	215	145

2. 根据煤层赋存条件及地质构造

煤层倾角不同对阶段高度影响较大。急倾斜煤层因受采动影响阶段不能太高，否则底板回风道难于维持，采区上下行人、运料、溜煤都比较困难，因此急倾斜煤层阶段垂高一般比缓倾斜和倾斜煤层为小。水平或近水平煤层，阶段高度的计算已无实际意义，应按水平运输大巷两侧盘区上、下山长度决定水平开采范围的大小，并要保证水平服务年限。

盘区上、下山长度根据《煤炭工业设计规范》规定，采用盘区准备时，盘区上山长度一般不超过 1500 米。盘区下山不宜超过 1000 米。用盘区石门溜煤眼开采时，盘区斜长可按具体条件确定。

当近水平煤层层间距较大时，也可以根据煤层赋存深度不同，分组设置开采水平。例如铁法矿区小明、大隆、小南、小青与大兴等矿井第一水平均开采上煤组，第二水平开采下煤组。

有时利用地质构造划分阶段，如向、背斜轴及走向大断层或其他构造变化等。例如

铁法大兴立井，所有阶段几乎都是以断层线划分的。对于倾斜断层比较多的井田，煤层的连续性被切割，沿走向形成许多自然分区，各区的赋存深度不同，在确定阶段高度时要考虑能用最小的工程量贯穿所有自然区，保证各分区通风、运输方便有利开采。井筒附近区域更应仔细研究。

3. 根据生产成本

合理的阶段高度应使吨煤成本低，劳动生产率高。我国大多数矿井过去设计采用的阶段高度偏小，水平储量不足，造成接替紧张，增大了后期总工程量，使管理复杂化。

一般阶段高度增大，全井水平数目减少，水平储量增加，分摊到每吨煤的折旧费减少。但阶段斜长过大又会使一部分生产经营费相应增加。因此，必然存在一个经济上合理的阶段高度。随着阶段高度增大而减少的费用有：井底车场及硐室、大巷、回风巷、石门与采区车场的掘凿费，设备购置及安装费用等等。随阶段高度增大而增加的费用有：沿上山的运输费、通风费、提升费、排水费及倾斜巷道的维护费，此外还要增加初期投资延长建设时间。

目前由于指标不完整，设计中确定水平标高主要根据方案比较。在几个阶段高度不同的方案中，比较吨煤成本，把费用最低，生产效果最好的方案作为推荐方案。

4. 根据水平接替关系

在上一水平减产之前，新水平即应作好准备。因此，一个水平从投产起到减产为止的时间必须大于新水平开拓准备需要的时间。

正常情况下大型井采区准备时间需要 1.5 ~ 2 年。井底车场、石门及主要运输大巷亦需 1.5 ~ 2 年，延深井筒 1 年，合计 4 ~ 5 年时间。

水平过渡时间有些矿井很长，设计的减产时间有的接近 3 ~ 4 年。开拓延深与水平过渡合计需 7 ~ 9 年时间。

所以，每个矿井在确定水平高度时，必须使开采时间大于开拓延深加上水平过渡所需要的时间。即使急倾斜煤层水平服务年限允许小于 10 年，也不能小于接替需要的时间。

根据《煤炭工业设计规范》规定，井田内的煤层划分为阶段或盘区时，阶段垂高或盘区上、下山长度应根据煤层赋存条件、生产技术水平和水平接替等因素综合考虑确定。

一般阶段垂高见表 3 – 3 – 5。

当浅部老窑开采深度或风化带深度尚未全部探明时，第一水平阶段垂高可适当增大。

目前设计上采用的阶段高度从小型井数十米到大型井 300 米以上，主要决定于水平

开采年限和煤层赋存条件。

表 3－3－5　阶段垂高

煤　层　倾　斜	缓倾斜、倾斜煤层	急倾斜煤层
阶段高度(米)	150～250	100～150

七十年代以来部分新设计已经投产的大型矿井阶段高度，见表 3－3－6。

表 3－3－6　大型矿井阶段高度

矿井名称	井　型(万吨/年)	煤层倾角(度)	阶段高度(米)	水平服务年限(年)	备　注
兴隆庄	300	2～14	230	70	上下山开采(生产井)
云　岗	270	3～7	75	120	(生产井)
大　兴	300	5～9	430	33	
潘集一井	300	20	150～180	47	
潘集二井	300	20	200	31	
鲍　店	300	5～13	320	60	上下山开采
平八矿	300	8～30	230	30	(生产井)
平一矿	240	6～12	230	28	上下山开采(生产井)
老虎台	300	15～23	150	22.5	(生产井)
范各庄	180	13～16	180	27	(生产井)
钱家营	400	10～16	350	30	上下山开采
燕子山	400	2～3	160	110	
谢　桥	400	8～15	280	38.8	
大雁一井	90	16～22	150	70	
大隆立井	90	<10	280	62	上下山开采(生产井)
红阳一井	90	20～40	280	22	
红阳二井	90	20～40	305	26.5	(生产井)
辽源立井	90	25	150	24	(生产井)
清河门	90	6～18	290	18.3	上下山开采(生产井)
平七矿	90	6～9	105	24	上下山开采(生产井)
平六矿	90	12	330	33	上下山开采(生产井)

矿井名称	井　型（万吨/年）	煤层倾角（度）	阶段高度（米）	水平服务年限（年）	备　注
小青立井	120	< 5	290	52	
公乌素三井	120	12 ~ 25	200	42	
平五矿	120	17	100	24	（生产井）
平四矿	120	12 ~ 14	365	33	上下山开采（生产井）
兴安台	150	20 ~ 24	140	33	（生产井）
南　屯	150	3 ~ 8	200	60	上下山开采（生产井）

二、中间水平的设置

1. 设置条件

有时因煤层露头深度不同，出现局部垂高过大或因煤层倾角变化。造成一翼上山斜长过大，开采困难的，可在适当位置增设中间水平。

2. 中间水平的作用

主要为了缩短采区倾斜长度，有利于运输和巷道维护。中间水平与主要开采水平相比较，其车场、硐室比较简单，不设中央变电所、水仓、水泵房。

中间水平只担负通风、运输任务，一般用暗斜井与主要开采水平联系，生产能力大的可用溜煤眼或胶带输送机运煤，能力小的可用绞车下放。很少直接向地面提升煤矸。

增设中间水平势必增加运输环节，除非特殊情况一般尽量避免采用。

三、水平划分与开采方法的关系

对于急倾斜煤层，因采区内沿倾斜行人、运料以及回来机械化还未很好解决，工作面短，掘进率高，劳动强度大，不安全因素多。顶底板都受采动影响，为了保护近距离煤层和底板回风道不遭受破坏，形成一系列技术限制。故在确定阶段高度时，主要根据采煤方法和采区布置的合理性决定，可供选择的范围较小。

水平和近水平煤层，主要决定于盘区长度，与工作面推进方向和布置关系不大。在巷道压力不大时，盘区面积一般保持在 1.5 平方公里左右。

缓倾斜和倾斜煤层，多数采用沿走向推进的长壁工作面。阶段高度变化只影响采区上山斜长。如果上山在煤层底板岩层内布置，压力不大，其长度决定于绞车滚筒容绳量。一般控制在 1200 米以内。如果采区下端几个区段采用石门溜煤眼布置，其余区段用上山开采，巷道维护条件好，可以适当扩大阶段斜长。

四、下山开采的适用条件

一个矿井设置开采水平数目多少，与是否采用下山开采有密切关系。过去，对于缓倾斜和近水平煤层用一个水平开采两个阶段已经比较普遍，即分别在运输大巷两侧采用上、下山或盘区布置。但在倾斜与急倾斜煤层则应用较少。

上山开采或下山开采其回采工艺本身并无差别、开采顺序和工作面推进方向也不受影响，从目前开采条件看尚未有任何技术限制不适于下山开采。

下山与上山开采的主要区别是倾斜巷道煤，水流向不同，引起采区运输和排水工程发生变化。由于下山开采减少了煤水反向运输，从总的经济效果分析有一定好处。但是，妨碍应用下山开采的关键是巷道维护费是否过高。因为下山开采必须利用已有开拓巷道延长其使用年限以便大量减少基本建设。有时要保留大批采区上山作为回风道。如果上山未设在煤层底板岩层内要长期维护确有一定困难。此外，生产期间下山开采要随着各区排水硐室移设增加硐室工程。当矿井涌水量很大或采用水砂充填开采时，其合理性有一定限度。需要通过经济比较确定。

尽管有一些开采急倾斜和倾斜煤层的矿井为了在走向较短的限制条件下延长水平年限或为了缓和接续紧张关系，如辽宁南票、北票等矿区提出全部或部分改用上下山开采以增加水平高度延长服务年限。但从全国看还不普遍，需要通过实践积累经验，逐步在倾斜煤层与急倾斜煤层扩大使用范围。下山开采在设计时常用于下述矿井：

(1)一般煤层倾角在 16°以下，涌水量不大，瓦斯涌出量较小，巷道易维护，为减少井巷工程量可以采用上下山开采。

(2)当煤层底板有含水量丰富的石灰岩层，井筒不能延深，为了开采深部煤层可以全部用下山开采。如辽宁本溪彩屯立井。

(3)提升井延深后，提升能力降低，影响生产规模下降的，可用下山开采，保持原生产能力不受影响。

(4)生产矿井水平年限过短，造成接替紧张，也应考虑用下山开采。如河南平顶山矿区一些生产井已经开始采用。

(5)矿井深部境界附近煤层控制较差，补充勘探有一定困难，可采用下山开采也能同时起到勘探作用。

(6)煤层被断层切割，落差较大，用上山开采增加较多工程时推荐用下山开采。

(7)井田深部境界深度不一致设置开采水平有困难或不经济，可在最终水平以下用下山开采。

第四章　巷道布置与采区划分

第一节　主要巷道布置

在研究确定开拓方式、井口位置的同时，要研究主要巷道布置方式。

一、主要运输大巷布置

运输大巷服务于整个开采水平的煤炭和辅助运输（人员、矸石、材料、设备等）以及通风、排水和管线敷设，服务时间很长。当单水平开拓，主要运输大巷要为全矿井生产服务时，其使用年限更长，其位置选择更要十分慎重。

我国早期的煤矿，大都采用煤层巷道，但是维护困难，特别是在厚煤层中维护费用高。60 年代初开始转向采用岩石巷道。大巷、采区上下山以及厚煤层的工作面中间巷都普遍采用岩石巷道，维护状况良好，维护费用低，对生产的通风、排水都起了很好的作用。但是掘进费用高，掘进速度慢，井下和地面矸石运输、处理系统复杂，对环境影响大。80 年代以来随着改革开放和煤炭科技发展，高产高效工作面的高速推进要求掘进速度快，而煤巷掘进机械化程度高，支护技术也有了提高，因此，目前向少掘岩巷多掘煤巷的方向发展。国外矿井的巷道也大多布置在煤层中。因此，需要根据客观情况，具体研究煤巷与岩巷的使用条件。

（一）煤层大巷

当煤层顶底板较稳定，煤层较坚硬，易维护，煤层起伏和断层、褶皱小时，可保证巷道

较为平直,保证运输设备运行;没有瓦斯与煤的突出,无严重自然发火等情况下,应优先考虑采用煤层大巷。

例如,潞安漳村煤矿采用装备带式输送机的斜井开拓,设计年生产能力2.0Mt以上,该矿所有巷道均布置在煤层中。煤层平均厚6.42m,硬度$f=1.5\sim2$,直接顶为泥岩,平均厚2.5m,$f=3\sim5$,裂隙发育,较破碎。老顶为灰白色砂岩,平均厚7.7m,$f=4\sim6$。带式输送机巷道净断面8.56m^2,单轨吊车(辅助运输)巷道断面13.56m^2,护巷煤柱尺寸40m。其优点显著:煤层大巷掘进速度快,该矿采用AM—50型煤巷掘进机,月成巷400~600m,能满足机械化开采速度快、能保证采区工作面正常接替的要求;掘进费用低,掘进出煤的售价就能抵消掘进费用;排矸量很少,简化了井上下矸石系统,降低了矸石运输及处理费用;由于大巷和采区巷道都在煤层中布置,因此减少了大量联络巷的岩石掘进工程量(如石门、斜巷、溜煤眼等),而且减少了辅助运输环节,从而节省了岩石掘进费用和辅助运输费用和人员。其缺点是维护费用大,大巷煤柱损失多。

对于新矿井,在煤层中布置巷道,在建设期间,还有早出煤、早投产、节省投资以及探明地质情况等优点。

因此,对于煤层赋存条件较好的矿井,在煤层中布置大巷和其他巷道是利大于弊的,应尽量推广煤层大巷布置。

下列情况,宜于布置煤层大巷:(1)单独开拓的薄煤层及中厚煤层。(2)煤层群中相距较远的单个薄煤层和中厚煤层,走向不大,资源/储量有限、服务年限短的。(3)煤层群(组)下部的薄及中厚煤层中开集中大巷的。(4)煤层坚硬,围岩稳定,维护简单,费用不高的煤层。(5)煤系底部有强含水层或富含水的岩溶时,不宜布置底板大巷的。(6)煤层坚硬而顶底板松软或膨胀,难以维护的。

(二)岩石大巷

它的优点很多,如维护条件好,费用少。大巷方向、坡度可根据运输等功能要求选定,而较少受地质构造的影响。可不留(或少留)护巷煤柱,煤的损失少,安全条件好,受煤和瓦斯突出以及自然发火等影响小。它的缺点主要是岩石工程量大,掘进速度慢,投资费用高,建设工期长。因此,在具体矿井条件下是采用岩石大巷或煤层大巷,需要做全面细致的方案比较才能合理的确定。

岩石大巷位置的选择视大巷至煤层的距离以及岩层的岩性而定,为避开开采形成支承压力的不利影响,大巷应与煤层保持一定距离。根据我国经验,按围岩的性质,煤层赋存的深度,管理顶板的方法等不同,岩石大巷距煤层的距离一般为10~30m。同时还要认真选择岩石大巷所处层位的岩性,避免在岩性松软、吸水膨胀、易于风化、强含水的岩

层中布置大巷。

对于急倾斜煤层还要注意使大巷避免其下部开采时底板滑动的影响，应将巷道布置在底板滑动线外，并要留出适当的安全岩柱，其宽度 b 可取 10～20m（α 为岩层底板滑动角，β 为岩层移动角）。大巷的位置见图 3－4－2、图 3－4－3。

为了保护大巷不受破坏，一定要留有足够的大巷保护煤柱（见图 3－4－1）。煤柱的宽度应根据大巷的最大垂深、煤层倾角、煤层厚度、煤的单向抗压强度、煤层至大巷的法线距离、其间的岩石性质等进行计算。计算方法参见《建筑物、水体、铁路及主要井巷煤柱留设与压煤开采规程》（2000 年版）。

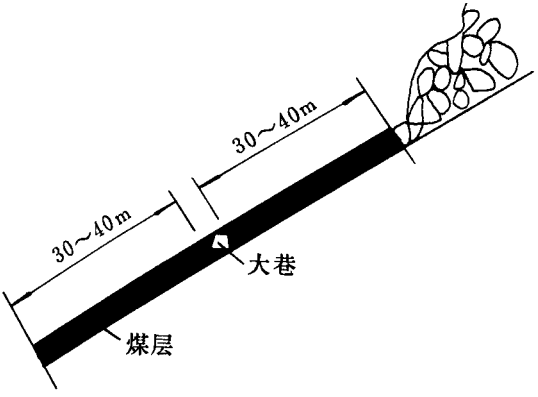


图 3－4－1　大巷与保护煤柱

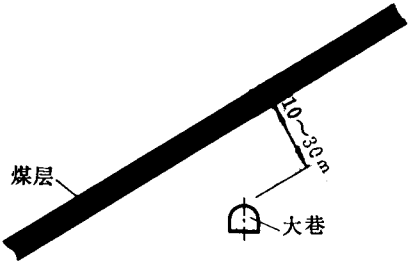


图 3－4－2　大巷与煤层距离

（三）主要巷道布置方式

在煤层群开拓时一般可分为三类。

1．单层布置

自井底车场开掘主要石门后，分煤层设置水平运输大巷，如图 3－4－4。

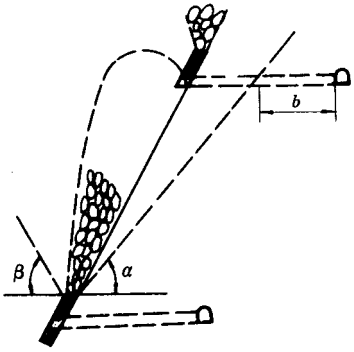


图 3－4－3　急倾斜煤层的岩石运输大巷布置

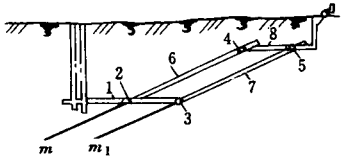


图 3－4－4　分层大巷和主要石门布置

1—主要石门；2—上煤层运输大巷；3—下煤层运输大巷；4—上煤层回风大巷；5—下煤层回风大巷；6—上煤层采区上山；7—下煤层采区上山；8—主要回风石门

2. 分组集中布置

在煤层群中，相近的煤层为一组设集中大巷，由集中运输大巷开采区石门与各层煤联系。自井底车场开掘主石门与各分组集中大巷贯通，如图 3－4－5。

3. 集中布置

在开采近距离煤层群时，只开掘一条水平集中运输大巷，用采区石门联系各煤层，如图 3－4－6。

三种布置的优缺点见表 3－4－1。

二、总回风巷道布置

总回风巷道的位置需在矿井开拓和通风系统中统一考虑。

在井田开拓中，第一水平总回风道一般布置在第一水平上山采区的上部，沿井田走向的上部边界。下一水平的总回风巷道常可利用上水平的运输大巷。在上、下水平交替期间仍可利用上一水平的总回风巷道。

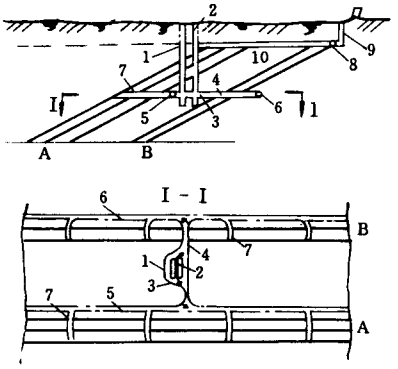


图 3－4－5　分组集中运输大巷

1—主井；2—副井；3—井底车场；4—主要石门；5—A 煤组集中运输大巷；6—B 煤组集中运输大巷；7—采区石门；8—回风大巷；9—回风井；10—回风石门

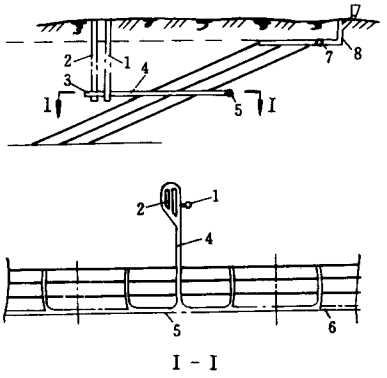


图 3－4－6　集中运输大巷和采区石门布置

1—主井；2—副井；3—井底车场；4—主要石门；5—集中运输大巷；6—采区石门；7—集中回风大巷；8—回风井

表 3－4－1　水平大巷布置的类型及其对比

	分层布置	分组布置	集中布置
优点	岩巷工程量很少； 初期工程量较少； 采区准备工程量少、准备时间短，煤层大巷，容易施工； 初期投资较少； 建井速度较快	总的巷道工程量较少； 生产比较集中； 采区巷道分组联合布置； 大巷维护容易，运输条件好	大巷工程量少； 生产区域比较集中，运输条件好； 采区巷道集中联合布置，开采程序比较灵活，开采强度大； 大巷维护容易

	分层布置	分组布置	集中布置
缺点	总的开拓巷道工程多，占用管线长； 总的采区数目多； 总的巷道维护工程量大； 煤柱损失多	石门长度较大	总的石门长度大； 初期工程量大； 建井时间较长； 有反向运输
适用条件	开采单一的薄及中厚煤层或间距大的煤层群； 近水平煤层群的分层开拓； 井田走向及服务年限短的小型矿井； 煤层牌号不同，要求分采分运	可采煤层数目多，间距大小不同； 采区巷道为分组联合布置，煤层分组间距大； 井底车场在煤层群上部或中间时，初期工程少，工期短	煤层间距小； 井田走向长度大，服务年限长； 下部煤层底板有坚硬岩层，采区尺寸大，石门长度短

第一水平（或全井田）沿走向的总回风巷道尽可能标高一致，以便于掘进和维护。若因露头深浅不一，开采高度不同而上部边界标高相差较大时，总回风道可按不同标高分段布置，但应尽量减少分段数。分段之间由斜巷连接。当需要总回风巷道进行辅助运输时，应考虑相应的提运设施。

当多水平同时生产时，应使上水平的进风与下水平的回风互不干扰。一般要在上下水平间布置一条与运输大巷平行的下水平总回风巷道，也可利用掘进运输时的配风巷。平行的运输大巷和总回风巷的间距一般应大于 30m，并采取措施以减少漏风。

在煤层埋藏浅、冲积层不厚、不含水、能用普通方法掘进小风井（斜或立井）时，可采用采区风井或几个采区共用风井通风，不设或只设一段总回风巷。

在煤层上覆有含水冲积层时，在井田浅部开采边界要留设防水煤柱。第一水平总回风巷可设在防水岩柱内。在避免工作面开采动压影响的条件下，要靠近采区上部第一个工作面的回风道。

近水平及缓倾斜煤层的总回风道，常与运输大巷平行并列布置。当开拓煤层群时，根据开拓方式，运输大巷与总回风巷可放在同一层位，也可放在不同层位。在同一层位时，两者应有必要的间距（不小于 30m）以减少漏风。在不同层位时两者可上下重迭布置以减少煤柱损失。

缓倾斜煤层群的总回风巷一般可设在煤层群下部稳定的煤层或底板中。层间距较大，倾角较小时，也可把总回风巷设在煤层群的上部。

对于倾斜或急倾斜煤层，总回风巷一般应设在最下一个可采煤层底板不受开采影响的稳定岩层中。有条件的倾斜煤层也可将总回风巷设在最下的可采煤层中。

采用多井筒分区开拓的矿井，不设全矿井的总回风巷。根据各分区的开拓部署，设

置各自的总回风巷。

第二节　采区划分与接替计划

在矿井开拓方式、井口位置及水平确定之后，就需要按合理的煤层开采顺序将井田和水平划分为若干采区（或盘区，条带开采时也要划分若干区段）（以下同）。根据矿井生产能力的要求和采区工作面生产能力逐年地安排采区工作面的接替计划，以保证矿井投产后，长时期稳定的生产。采区的接替要安排好第一水平的规划，一般均在 20 年以上，有时甚至需要考虑到整个井田。

一、采区划分的原则

1. 采区走向长度或斜倾条带的倾斜长度应根据煤层地质条件、开采机械化水平、集中化生产的要求、开拓及采准巷道布置综合考虑。根据接替要求，一般应保证机械化连续回采 1 年以上。按照目前我国集中化采煤水平，综合机械化回采面的一翼长度不小于 1000～2000m，普采不小于 500～1000m。世界上有的高产高效综采面一翼长达 2000～3000m 以上，个别达 5000m。倾斜长度与水平（或阶段）划分相一致。合理的采区、工作面走向和倾斜长度的确定参见相关内容。

2. 在全井田和第一水平采区划分时，要详细研究地质和地面条件确定采区界限，特别是工作面回采不应逾越的各种特殊条件，如落差较大的断层或断层带、无煤区（或冲刷带）、火成岩体或天然焦不可采区的边界、煤质分界（需要分采分运时）、煤层结构复杂区、地堑地垒构造、向背斜轴、需不同开采方法的变换区（例如由于煤厚不同一次采全高需变换为分层开采或放顶煤开采、由于倾角转为急倾斜而使采煤方法改变区）、永久煤柱、需要‘三下’采煤的区域、前期留煤柱而后期再开采（例如大的村庄煤柱、河流煤柱、干线煤柱等）、老采空区界限，强含水层威胁的区域，瓦斯异常的地带等。

3. 初期投产和达产的采区应尽量靠近主、副井（安全煤柱），以求尽量缩短工期和降低投资。在选择井口位置时，就应考虑初期采区具有好的开采条件和丰富的储量，使其服务年限长。投产后能长期稳定的生产，取得好的技术经济指标。

4. 有条件时，中央双翼采区是优越的方案，中央采区上（下）山带式输送机运煤直达井底煤仓，辅助运输上（下）山直通井底车场。此方案出煤快，投资省，效益高。在地质条

件优越、机械化装备好的情况下，两翼走向长度均应尽可能长一些。中央双翼采区可同时进行两个工作面的生产。若只需一个工作面生产，则服务年限长，更能保证稳定生产。

5. 在矿井两翼布置单翼还是双翼采区，需进行技术经济比较。过去在工作面产量不大（特别是普采工作面），一翼走向不太长时，双翼采区具有可加大采区能力减少掘进率、节省投资等优点，因此采区（盘区）以双面布置为宜。近年来，综采高产高效工作面发展较快。在主客观条件均具备时，一个综采工作面可达年产百万吨到几百万吨的产量，工作面走向长度加长（条件好的达到 2000 ~ 3000m 以上）。若用双面布置，则开掘时间长，并有折返运输。这时单翼采区（上、下山靠近井底车场一面）更为有利。因此，必须根据具体条件经技术经济比较后确定单翼或双翼采区。总的来说，只要条件适宜，加大采区条带长度和采区能力（集中化）是未来的发展趋势。

6. 开发多煤层的井田，对近距离煤层经比较后可布置联合采区。

7. 在全井田和第一水平采区划分时，要和采区接续统一考虑，应安排两翼较为均衡的生产。尽可能避免两翼（或多方向）产量变化太大，甚至后期形成单翼生产，以保证合理的均衡生产。分区的风井或其他通道的位置也要与采区划分和接替互相适应。

8. 在煤层倾角小于 12°，条件适宜时，可采用倾斜长壁布置。在有条件布置倾斜条带开采的井田中，哪部分用采区或盘区准备方式开采，哪部分用条带准备方式开采，必须做方案比较。往往在一个井田中既有采区、盘区又有条带准备方式。例如，某矿井靠工业场地煤柱布置中央采区，一翼下山布置条带，两个工作面投产后均取得了很好的效益。

二、开采顺序和接替计划

1. 矿井第一水平采区开采和接续的顺序一般是前进式，由靠近井筒的采区向井田边界推进。这样投资省、出煤快、效益好。采区内的工作面推进是后退式，由采区边界向采区上（下）山推进，并能保证回采面稳定生产。

2. 在煤层群中，上下煤层或煤组的开采顺序，一般采用下行式。先采上层（组），后采下层（组）。

3. 当上层（组）煤与下层（组）煤的一部分没有压茬关系，或煤层群的上下煤层（组）间距很大，开采下层（组）煤不影响上层（组）煤时，可根据矿井具体情况进行综合的技术经济比较，既可先采下层（组）煤，也可与上组煤同时或交叉开采。

4. 特殊情况下，也采用上行开采顺序。如开采煤及瓦斯突出煤层，为保证安全，先采下部解放层。在上行开采时应有一定条件，不允许上层煤遭受严重破坏，稳定后要仍能进行正规开采。

5. 开采急倾斜近距离煤层群时，先采上层也能对下面的煤层产生影响，如图 3－4－7 为免除影响，可将阶段划为小分段，按小分段下行交叉顺序开采如图 3－4－8。

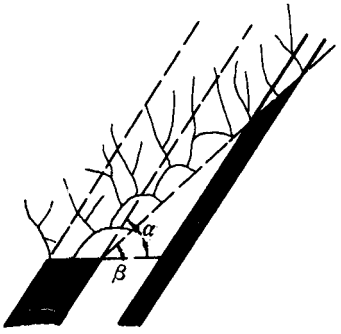


图 3－4－7　急倾斜煤层开采上层对下层的影响

α—煤层倾角；β—底板移动角

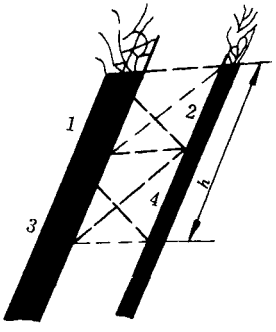


图 3－4－8　急倾斜煤层将阶段划成小分段

1，2，3，4—小分段回采顺序

6. 按照合理的开采顺序，编制矿井第一水平的开采计划，矿井两翼产量、分区开拓时的分区产量、上下山的产量的安排要统筹考虑，以保证一水平长期稳定均衡的生产及顺利地过渡到下一水平。

7. 开采计划中注意搞好煤种、煤质搭配，厚、薄搭配，难、易搭配，缓、急搭配，以保证用户需要和长期稳定生产。但初期投产、达产采区，应布置在条件好的区段，以易于迅速达产、稳产，满足用户需求，提高经济效益。

8. 在条件许可时，应尽量集中生产，减少同时生产的采区和工作面，以提高经济效益。国内外有的条件好的矿井实现了一矿一面。多采区工作面生产时，尽可能错开接替时间。

9. 安排计划时要注意开采特殊要求，例如预排瓦斯、开采解放层，提前疏水、水砂充填等的详细安排落实，不要出现脱节。

10. 若煤层条件好，提升等主要环节能力富裕时，在市场需求时，矿井产量将会有很大的增长，因此，在安排第一水平计划时要考虑一旦矿井产量大幅度增长时的接续措施。

三、实例

华亭矿区的白草峪矿井，设计生产能力 400 万 t，矿井采区储量及接续表，见表 3－4－2 和表 3－4－3。该矿井全井田划分为 13 个采区。采区开采顺序为前进式（由井筒向边界方向推进）。初期投产为东一、西一采区，两采区均为中央采区。

表 3－4－2　华亭矿区白草峪矿井采区储量及特征表

序号	采区名称	采区可采储量（Mt）	设计能力（Mt/a）	服务年限（a）	开采煤层	煤层厚度（m）	煤层倾角（°）	倾斜长度（m）	走向长度（m）	备　注
1	东　一	76.114	2.00	27.2	煤 5 层	32.41～47.16	5～11	1560	1450	单翼开采，首采区
2	东　二	104.498	2.00	37.3	煤 5 层	27.17～41.83	5～10	1460	2500	双翼开采
3	西　一	56.051	2.00	20.0	煤 5 层	18.52～41.54	5～11	1720	1250	单翼开采，首采区
4	西　二	80.553	1.50	11.8	煤 5 层	30.87～68.05	5～15	1200	2580	双翼开采
			2.00	19.9						
5	西　三	24.981	2.00	8.9	煤 5 层	0.80～68.05	0～45	900	2100	双翼开采
6	西　四	40.493	2.00	14.5	煤 5 层	19.12～28.89	13～26	900	2600	双翼开采
7	西　五	31.511	2.00	11.2	煤 5 层	0.80～61.85	12～26	850	2350	双翼开采
8	西　六	12.050	2.00	4.3	煤 5 层	0.80～19.12	17～26	750	1500	单翼开采
9	南　一	76.895	2.00	27.4	煤 5 层	23.58～45.97	7～14	1700	1550	单翼开采
10	南　二	33.120	2.00	1.0	煤 5 层	2.56～32.52	5～13	1700	1200	单翼开采
			4.00	5.0						
煤 5 层小计		536.266								
11	东二（上）	3.560	0.50	5.1	煤 3 层	0.80～1.36	5～8	1050	2450	双翼开采
12	西二（上）	8.872	2.00	3.1	煤 3 层	0.83～3.88	5～20	1500	3000	双翼开采
13	西五（上）	6.728	0.50	6.7	煤 3 层	0.80～2.43	14～28	1020	1500	单翼开采
煤 3 层小计		17.160								
全井田小计		553.426								

表 3-4-3 华亭矿区白草峪矿井采区接替表

序号	采区名称	采区可采储量(Mt)	生产能力(Mt/a)	服务年限(a)	接续采区	服务时间(a)												
						0.0～20.0	20.1～23.1	23.2～27.2	27.3～28.2	28.3～34.9	35.0～54.8	54.9～64.5	64.6～66.0	66.1～80.5	80.6～84.8	84.9～91.9	92.0～93.7	93.8～98.8
1	东 一	76.114	2.00	27.2	东 二													
2	东 二	104.498	2.00	37.3	南 一													
3	南 一	76.895	2.00	27.4	南 二													
4	南 二	33.12	2.00	1.8	南 二													
			4.00	5.0														
5	西 一	56.051	2.00	20.0	西二(上)													
6	西二(上)	8.872	2.00	3.1	西二、东二(上)													
7	东二(上)	3.560	0.50	5.1	西五(上)													
8	西五(上)	4.728	0.50	6.7	西 二													
9	西 二	80.553	1.0	11.8	西 二													
			2.00	19.9	西 五													
10	西 五	31.511	2.00	11.2	西 四													
11	西 四	0.03	2.00	14.5	西 六													
12	西 六	12.050	2.00	4.3	西 三													
13	西 三	24.981	2.00	8.9	南 二													
	同时生产采区个数					2	2	3	3	3	2	2	2	2	2	2	2	1
	矿井生产能力合计					4.00	4.00	4.00	4.00	4.00	4.00	4.00	4.00	4.00	4.00	4.00	4.00	4.00

第五章　井田开拓方案分析比较

由于矿井地质条件的多样性和技术装备的不断发展，一个井田的开拓可以提出若干技术上可行的设计方案。从这些可行的设计方案中选择技术上先进、经济上合理的方案，就是方案比较的任务。

第一节　方案比较内容

井田开拓方案比较内容包括井筒形式、生产能力、井筒（平硐）位置、水平划分、通风方式、运输大巷布置、大巷运输方式、总回风道布置、采区划分等项。

一、井筒形式方案比较内容

在技术上可用平硐开拓也可用斜井开拓的井田，或可用斜井开拓也可用立井开拓的井田，或可用单一方式开拓也可用综合式开拓的井田，其井筒形式往往需要进行大量的方案比较工作。

井筒形式方案比较的内容，见表 3－5－1。

表 3－5－1　井筒形式方案比较内容

项　　目	比　较　内　容
井筒（平硐）特征及装备	井筒（平硐）数目、深度（长度）； 井颈（硐口）断面、支护形式及深度（长度）； 井筒（平硐）断面、支护形式及深度（长度）； 井筒（平硐）装备（设施）

项　　目	比　较　内　容
提　升　系　统	提升容器类型及数量； 装、卸载设备； 提升设备及能力； 井塔(井架)结构及建筑体积； 大型设备及长材料的提升
井底车场及硐室	井底车场型式、调车方式及通过能力； 主井系统硐室(翻笼硐室、底卸矿车卸载坑、煤仓及装载硐室、清理撒煤硐室)； 副井系统硐室(副井井筒与井底车场连接处,推车机硐室,矸石系统的车场巷道及硐室、清理井底硐室)
运输大巷(石门)	大巷(石门)断面及支护； 大巷(石门)布置方式(分组或集中)及长度； 大巷(石门)煤柱
通风及安全	通风方式； 风井数量及特征(初期、后期)； 总回风道布置,断面及长度； 通风网路及风压； 安全出口
施工技术条件	冲积层厚度、涌水量； 工业场地的工程地质条件、稳定性及基岩含水性,井筒通过强含水层的技术措施； 水、电等的输送及运输条件； 井筒延深的方式； 主要施工方案及装备
煤柱	井筒(平硐)及工业场地煤柱量； 煤质、煤种
地面运输	铁路接轨点,线路选择及长度； 公路线路选择及长度； 桥涵设置
占　　地	工业场地占地及居住区占地； 铁路、公路占地； 迁村数量
工　程　量	井筒、井底车场及硐室、运输大巷(石门)工程量； 铁路、公路及工业场地土(石)方工程量
建　设　工　期	施工准备工作井巷连锁工程工期,总工期
基建投资(万元)	井巷工程投资(初期、后期)； 设备费、安装费； 建筑及其他费用

项　　目	比　较　内　容
生产经营费	井筒提升费(万元/年)； 大巷(石门)运输费(万元/年)； 井筒排水费(万元/年)； 通风费(万元/年)； 地面运输费(万元/年)； 可比部分总生产经营费(万元/年,元/吨)

二、生产能力方案比较内容

一个矿井的设计生产能力出现不同方案时,若各方案产量差别很大,因煤炭短缺将发生较大影响的,必须考虑为满足全部需要所采用的其它能源代替措施在内的全部经济效果。如果几个方案井型相差不大,对供需关系无明显影响的,可按表 3－5－2 的内容,抓住影响生产能力的几个主要环节进行方案比较,即可确定矿井设计生产能力。

生产能力方案比较的内容见表 3－5－2。

表 3－5－2　生产能力方案比较内容

项　　目	主　要　比　较　内　容
生产能力	生产能力； 服务年限,均衡生产年限
采区及工作面	初期移交生产和达到设计能力的采区数量、位置,服务年限,采区接续； 初期移交生产和达到设计能力的回采工作面数目、分布及其装备水平、长度、年进度； 回采工作面总长度
提　升　系　统	提升容器及设备； 提升能力
通风系统	风井数量及工程量； 总回风道及工程量； 通风设备及构筑物
压风系统	压风设备及构筑物
供电系统	供电负荷； 输变电线路及设备
地面建筑	行政生活建筑； 居住区建筑及设施； 通勤设备

项　　目	主 要 比 较 内 容
井巷工程量	移交生产时井巷工程量(长度,体积)； 达到设计生产能力时总井巷工程量(长度,体积)
劳动定员	原煤生产人员、服务人员、其他人员； 矿井总定员
劳动生产率	全员效率
基建投资(万元)	移交生产时投资； 达到设计生产能力时总投资； 吨煤投资
建 设 工 期	移交生产时连锁工程工期、总工期
原 煤 成 本	吨煤成本
返　本　期	基建投资返本期

三、井筒(平硐)位置方案比较内容

井筒(平硐)位置与井筒形式及其用途是密切相关的,其方案比较内容有些是与井筒形式一致的。表 3－5－3 是井筒(平硐)位置方案的独立比较内容。

表 3－5－3　井筒(平硐)位置方案比较内容

项　　目	比　较　内　容
井 下　运 输	各水平两翼储量、分布； 各水平煤及矸石的平均运距,运输功； 运输大巷(石门)位置； 井底车场形式
水 平 划 分	水平标高,阶段划分； 水平储量及服务年限
煤　　柱	井筒(平硐)煤柱量及其与首采区关系； 工业场地煤柱量； 大巷(石门)煤柱量
施工技术条件	冲积层厚度、成分、涌水量； 老空、岩溶喀斯特、滑坡性质、构造及影响； 岩石物理力学性质、含水性； 井筒延深方法；

项　　目	比　较　内　容
地面运输	铁路接轨点,线路选择及长度； 公路线路选择及长度； 桥涵设置
防洪排涝条件	井口(硐口)标高； 防洪排涝措施(填方、筑堤、改河、疏渠)
工业场地	工程地质条件、工业场地布置； 供电、水、通讯、公路、排矸系统； 环境保护措施
占　　地	井(硐)口及工业场地占地； 铁路、公路占地； 防洪排涝占地； 居住区占地
工程量	井筒(平硐)工程量(初期、后期)； 井底车场及硐室工程量(初期、后期)； 运输大巷(石门)工程量(初期、后期)； 风井、总回风道及石门工程量(初期、后期)
建设工期	井巷连锁工程长度、工期,总工期
基建投资(万元)	井巷工程投资； 设备、安装费； 地面运输投资； 土地购置费； 地面建筑； 其他
生产经营费(万元/年)	井巷维护费； 井下运输费； 地面运输费； 提升费、排水费、通风费
其　　他	水源、地面铁路、管线的维护条件等； 通勤条件

四、水平划分方案比较内容

表 3－5－4　水平划分方案比较内容

项　　目	比　较　内　容
水平划分	水平标高； 阶段垂高及斜长

项　　目	比　较　内　容
储量及服务年限	水平上、下山储量及比例； 水平上、下山服务年限； 水平均衡生产年限及接替
井　巷　工　程　量	井筒、井底车场及硐室工程量(初期、后期)； 运输大巷(石门)、总回风道工程量(初期、后期)； 采区准备巷道(石门、煤仓、上下山)工程量
基建投资(万元)	井巷工程投资(初期、后期)； 设备、安装费
建　设　工　期	井巷连锁工程工期,总工期
生产经营费(万元/年)	井筒提升费,排水费； 大巷(石门)运输费； 井巷维护费

五、通风方式方案比较内容

表 3－5－5　通风方式方案比较内容

项　　目	比　较　内　容
通　风　方　式	通风方式
风　井　特　征	井筒(平硐)断面,支护形式； 井筒(平硐)深度(长度)； 井筒装备
风 量 及 风压	风量、风压及风阻(等积孔)
通　风　设　备	扇风机、电机
通风构筑物	扇风机房、风硐、反风设施、防爆门、风桥等
井 巷 工 程量	风井井颈、井筒工程量、(初期、后期)； 总回风道、风硐工程量(初期、后期)
通　风　效　果	漏风率、反风率、灾害隐患
安　全　性	安全出口、防爆门的安设
建　设　工　期	井巷连锁工程工期、总工期

项　　目	比　较　内　容
建设投资(万元)	井巷工程投资； 设备、安装投资； 建筑工程投资
通风费用(万元/年)	通风费用； 井巷维护费

六、运输大巷布置方案比较内容

开采煤层群可用集中运输大巷或设分组运输大巷，高沼气矿井采用大断面单巷或者小断面双巷，薄煤层井田采用煤层大巷或者岩石大巷等等，有时需要通过方案比较确定，其比较内容见表 3－5－6。

表 3－5－6　运输大巷布置方案比较内容

项　　目	比　较　内　容
大　巷　位　置	大巷所处层位岩性，有无动压影响
大　巷　特　征	断面、支护形式及数量，大巷运输方式、设备、煤柱
工　　程　　量	大巷工程量(初期、后期)
建　设　工　期	井巷连锁工程工期、总工期
基建投资(万元)	大巷投资(初期、后期)
生产经营费(万元/年)	大巷维护费

七、大巷运输方式方案比较内容

表 3－5－7　大巷运输方式方案比较内容

项　　目	比　较　内　容
主要运输方式	运输设备及数量，运输能力，动力类型
辅助运输方式	运输设备及数量
工　　程　　量	大巷数量、断面、长度(初期、后期)； 采区装车站(初期、后期)、煤仓及井底车场
大　巷　工　期	大巷工程工期
建设投资(万元)	大巷工程(包括铺轨)投资； 设备投资、与安装费
生产经营费(万元/年)	大巷运输费，巷道维护费
其　　他	不同牌号煤的运输； 通风阻力与通风费

八、总回风道布置方案比较内容

表 3－5－8　总回风道布置方案比较内容

项　　目	比　较　内　容
布　置　方　式	总回风道数量、位置、标高与防水煤(岩)柱的关系
工　程　量	巷道断面、支护形式；
	巷道长度、掘进体积
施　工　工　期	井巷工程工期
基建投资(万元)	巷道投资
生产经营费(万元/年)	巷道维护量、维护费用
其　　他	安全性

九、采区划分方案比较内容

表 3－5－9　采区划分方案比较内容

项　　目	比　较　内　容
采　区　特　征	采区数量、各采区产量及服务年限；
	初采区位置,采区尺寸
采　区　运　输	采区上(下)山运输方式及设备
煤　　柱	采区境界煤柱量
工　程　量	采区准备巷道(采区石门、煤仓、上山、回风道)工程量；
	回采巷道工程量
建　设　工　期	采区贯通工期、总工期
基建投资(万元)	巷道投资
生产经营费(万元/年)	巷道维护费

第二节　方案比较法

在开拓设计中,根据不同性质的问题,可以采用不同的方案比较方法。这些方法有:方案比较法,统计分析法,标准定额法,数学分析法和经济—数学规划法。近年来兴起的

最优化法、系统工程法等新的设计方法，正在逐步运用到矿井设计工作中来。上述方法既适用于井田开拓方案的比较，又适用于局部设计方案（如采区巷道布置、巷道断面、井底车场形式）的比较。

目前我国确定井田开拓设计时应用最广的，通常采用的是“方案比较法”。其实质是对不同的设计方案进行全面对比。对比时，首先对参与比较的方案做出技术分析，然后进行经济比较。做经济比较时不考虑各方案的相同部分，一般只对各方案的不同部分做比较，最后选择符合方针政策，技术上先进、经济上合理的方案。

一、方法、步骤

1. 分析地质条件

从煤层层数、厚度、倾角，赋存形态，岩石物理性质，水文地质条件，开采技术条件一直到储量，进行全面、系统的分析，找出影响井田开拓的几个主要地质因素。

2. 提出方案

对技术上可行的各个方案进行初步分析，舍弃一些技术上经济上明显不合理的方案，确定有价值参与比较的方案。

3. 确定比较项目

各方案内容相同的项目不参与比较，内容不同的项目（或称可比项目）参与比较。井田开拓方案比较的项目、内容可参考表 3－5－1～表 3－5－9。

4. 计算工程量

井巷工程量是主要的比较内容。在方案比较时，对井颈、井筒工程量计算的准确性应稍高，应以米为单位；大巷、石门，井底车场巷道可以 10 米为单位。

5. 计算工期

建设工期是影响设计方案的重要因素。计算不同方案的施工工期，应采用同一进度指标。工期以月为单位。

6. 计算投资

基建投资是决定设计方案取舍的关键，相对准确性应该较高。选用的综合指标及定额要符合国家和地区的有关规定。

各个专业的基建投资可由主任工程师或经济专业进行汇总。

7. 估算生产经营费

经济人员根据设计人员提供的有关资料，估算生产期间不同方案的生产经营费。因为经营费对投资返本期影响很大，所以应尽量详细、准确。

8. 分析优缺点

各方案之间无法作定量分析比较的项目，就应该进行定性分析，找出各方案的优缺点。

9. 综合比较

将各方案所有可比项目综合列表进行比较。表中内容要简明扼要、重点突出，使各方案的特点一目了然。全面分析各方案优缺点后，即可推荐最优方案。

二、方案比较时应注意的问题

1)在方案比较中，主要的是找出不同方案的差别，将可比部分进行对比。对比结果，只表示不同方案的相对差别。

2)为了简化比较过程，减少比较的工作量，应先进行同类型方案中的局部方案比较，选出该类型方案中较合理的方案，再与其它不同类型方案进行比较。

3)应准确选择各方案的技术、经济数据，使方案对比有牢固的基础。

4)方案比较的重点应放在工程量、工期、基建投资及生产经营费方面。工程量及基建投资应分初期、后期列出，以便进行投资折算。

5)综合评价方案时，应全面考虑技术，经济方面的因素。当两方案的基建投资、生产经营费相差均不超过 10%时，即认为两方案在经济上是等值的。这时就应根据技术上的优劣、施工的难易、工程量的多少、建设工期的长短、安全和其它的特殊因素，综合考虑，择优推荐。

三、经济比较的计算方法

评价设计方案的经济效果，常用的计算方法有以下几种。

1. 投资费用法

这是一种用基建投资多少来决定设计方案取舍的方法，即把基建投资最少的方案作为推荐方案。

投资费用法，只考虑各个方案的基本建设投资大小，没有考虑不同方案生产成本上的差异。投资少的方案即使不降低矿井生产规模，但却有可能掩盖劳动生产率低，原材料消耗多，占用人员多使成本增高等缺点。选择投资少的方案在短期内可能有利，但从长远利益来看，由于生产成本高，就不一定有利。投资费用法只有在资金非常紧缺的情况下才适用。

2. 投资回收期法

这是一种以基建投资回收期的长短来衡量设计方案优劣的方法。这种方法避免了投资费用法单纯按投资多少选择方案的狭隘性，它既考虑基建投资，又考虑生产经营效果，能够全面反映方案的经济性。

(1)绝对投资回收期(T)

矿井移交生产后，回收全部基建投资的年限称为绝对投资回收期，即用年利润及税金(总产值减总成本)来回收所需总投资的期限。

$$T = \frac{K}{R} \tag{5-1}$$

式中　T——绝对投资回收期，年；

R——每年上缴的利润及税金，元；

K——设计方案的总投资，元。

绝对投资效果系数(E)是绝对投资回收期的倒数，即投资一元所取得的经济效果。

$$E = \frac{1}{T} = \frac{R}{K} \tag{5-2}$$

从公式(5-1)和(5-2)可以看出，绝对投资回收期越短，或绝对投资效果系数 E 越大，则效果越好。

(2)相对投资回收期(T_h)

各设计方案之间用其节约的年生产经营费来回收其基建投资超出部分所需的年限，称为相对投资回收期，或称返本期。

$$T_h = \frac{K_1 - K_2}{C_2 - C_1} \tag{5-3}$$

式中　T_h——相对投资回收期，年；

K_1，K_2——第一方案与第二方案的总投资，元；

C_1，C_2——第一方案与第二方案的年生产经营费，元。

判别相对投资回收期的长短，主要根据国家规定的标准投资回收期(T_0)而定。

国家在某一时期每年投资的累计值与同一时期每年纯收入增加的累计值之比称为标准投资回收期。如煤炭工业部规定的标准投资回收期(T_0)为 10 年，标准投资效果系数

$E_0 = \frac{1}{T_0} = 0.1$，目前仍可作为设计方案经济比较的参考。

当 $K_1 < K_2$，$C_1 < C_2$ 时，则第一方案优于第二方案；当 $K_1 > K_2$，$C_1 > C_2$ 时，则第二方案优于第一方案。

当 $K_1 > K_2, C_1 < C_2$ 时，或 $K_1 < K_2, C_1 > C_2$ 时，可分三种情况：

(1)若 $T_h < T_0$（或 $E_h > E_0$），即相对投资回收期小于规定的标准投资回收期，则基建投资多的方案是经济合理的。

(2)若 $T_h > T_0$（或 $E_h < E_0$），即相对投资回收期大于规定的标准投资回收期，则基建投资多的方案在经济上是不合理的。

(3)若 $T_h = T_0$（或 $E_h = E_0$），则两个方案从经济上看都是可行的。这时应从技术方面或其他方面综合评价方案的优劣。

3. 年计算费用法（C_t）

每个方案每年的生产经营费与经过换算的年基建投资占用量的总和叫作年计算费用。

$$C_t = C_i + \frac{K_i}{T_0}$$

其中最优方案应是

$$C_i + \frac{K_i}{T_0} \longrightarrow \text{最小}$$

将 $E_0 = \frac{1}{T_0}$，代入上式则

$$C_t = C_i + E_0 K_i \longrightarrow \text{最小} \tag{5-4}$$

式中　C_t——某开拓方案的年计算费，万元；

C_i——某方案的年生产经营费，万元；

K_i——某方案的总投资，万元。

在方案比较时，C_t 最小的方案即可认为是经济上最优的方案。

4. 初期投资与后期投资关系

在比较井田开拓方案时，如两方案总投资相等，其中某方案的初期投资高，而且初期、后期投资在时间上相差悬殊，这样就必须考虑在这段时间内初期投资所产生的投资效果，需将初期投资换算成后期投资，以便在同一时间基础上进行比较即

$$K_t = K_c(1 + E_0)^t$$

式中　K_t——初期投资换算成 t 年后的投资，万元；

K_c——初期投资，万元；

E_0——标准投资效果系数，取 0.1；

t——初期，后期投资相差时间，年。

后期投资换算为初期投资，可按下式计算。

$$K_c = \frac{K_t}{(1 + E_0)^t} \tag{5-6}$$

由于初期投资是在建井期内分期动用的，先动用的投资并不产生投资效果，建井期越长，产生的差额也越大，因此应将先动用的投资用公式(5－5)换算成建井期末的投资。如果初期投资为 K_c，建井期为 t_c 年，并假定每年投资是平均动用的 $\frac{K_c}{t_c}$，经过化简整理，公式(5－5)可写成

$$K'_c \approx K_c(1 + E_0)^{\frac{t_c}{2}} \tag{5-7}$$

式中　K'_c——初期投资换算至 t_c 年后的一次投资，万元；

t_c——建井工期，年。

利用公式(5－6)和(5－7)将初期投资与后期投资都换算成矿井投产时的投资，此二项相加后被矿井设计生产能力除，即为吨煤投资。

5. 选取各项投资、费用的参考资料

(1)矿山井巷工程概算指标；

(2)矿山井巷工程辅助费概算指标；

(3)煤矿生产经营费指标；

(4)煤炭质量标准及评级统一计价办法。

四、建设工期

矿井建设工期，应该根据移交标准与工程范围，进行全面安排尽量缩短连锁长度。

1. 新矿井移交标准

《煤炭工业技术政策》规定如下：

(1)180 万吨及以上矿井可一次设计，分期建设，分期投产，但必须完成设计规定的地面和井下生产系统(包括第一期工程的大巷、石门、上下山、采区车场等)，相应的生活福利设施，分期投产的工作面长度不少于本期设计工作面总长度的 50%。

(2)60～150 万吨矿井除必须完成地面和井下生产系统外，投产工作面长度不少于设计总长度的 50%。

(3)30 万吨及以下矿井要求一次建成投产。

分期建设的矿井其后期投资、设备、材料要按设计预算列入计划，予以保证。

2. 建设总工期的确定

从井筒破土开工到矿井移交生产的全部建设时间，就是矿井建设的总工期。

(1)矿井建设总工期的计算

主要根据设计方案的单位工程项目、工程量及进度指标，确定井巷、土建、机电安装三类工程施工顺序和衔接时间。一般以井巷工程施工期计算法为主。

建设总工期的计算方法，见表 3－5－10 掘进进尺参考指标，见表 3－5－11。

表 3－5－10　建设总工期计算方法

计算方法	计算公式	注　　释
井巷工程施工期计算法(最常用的方法)	$T_1 = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5 + t_6 + t_7$	T_1，T_2，T_3—按左栏三种方法计算的矿井建设总工期，月；(T_2 系按主、副井交替安装计算，如采用其他方法、安装工期应作修改)； t_1—井筒施工工期，月； t_2—主、副井贯通工期，月； t_3—连锁工程内井底车场重车线，主要石门，运输大巷、风井，风道、总回风道施工工期，月； t_4—连锁工程内采区巷道施工工期，月； t_5—采区设备安装工期，月； t_6—矿井试生产期，月； t_7—不可预见工期(包括由灾害及自然条件引起的工期损失，一般为 5% 左右)，月； t_8—副井永久提升系统装备期(包括井筒装备、永久锁口盘、井塔、井口建筑等)，月； t_9—主井永久提升系统装备期(内容同副井系统)，月； t_{10}—地面生产系统与 t_8 不能平行施工的装备期，月； t_{11}—主要生产系统试运转，矿井试生产期，月； t_{12}—成套设备订货，到货的总期限，月； t_{13}—最后一套设备到货后需要安装的工期，月
土建、安装工程施工期计算法	$T_2 = t_1 + t_2 + t_8 + t_9 + t_{10} + t_{11}$	
主要生产系统计算法	$T_3 = t_{12} + t_{13} + t_{11}$	

注 本表摘自《井巷工程施工手册》。

表 3－5－11　井巷掘进进尺指标

井巷类别	单位	历史最好水平	1979 年	1980 年	1985 年	等级掘进队指标	备注
立井井筒	米/月	32.3(1956 年)	35	40	60	40	
斜井(巷)	米/月	47.7(1960 年)	50	60	90	60	
岩　　巷	米/月	96.9(1957 年)	85	100	150	100	
半煤岩巷	米/月	113.0(1960 年)	160	200	260	200	
煤　　巷	米/月	145.6(1959 年)	220	300	390	300	

注 本表摘自《煤炭工业基本建设施工机械化规划(讨论稿)》、《煤炭工业设计规范》和《全国煤炭基本建设等级掘进队竞赛评比办法》。

(2)建井工期较短、达产较快的大，中型矿井基本情况见表 3－5－12。

表 3－5－12　一些建井工期较短、达产较快的大、中型矿井基本情况

矿井名称	开拓方式	设计能力(万吨/年)	开工年月	投产年月	施工工期(月)	达产时间		备　注
						年份	时间(年)	
峰峰新东大井	立井	60	1955.3	1958.6	39	1959	1	
徐州大黄山一号	立井	60	1956.11	1958.8	21	1959	1	
平顶山四矿	立井	60	1955.11	1958.8	33	1959	1	
鹤壁杨家庄二号	立井	60	1955.10	1958.6	32	1959	1	
鹤壁教场三号	立井	60	1956.5	1958.12	31	1960	2	
义马千秋矿	立井	60	1956.4	1958.5	25	1961	3	
南桐鱼田堡一井	平硐	60	1956.9	1959.3	32	1960	1	
肥城查庄矿	立井	60	1964.12	1968.3	39	1971	3	
鹤岗南山矿	立井	60	1965.7	1970.10	63	1972	2	
淮北朔里矿	立井	60	1966.8	1971.7	59	1972	1	
淮北后石台矿	立井	60	1970.11	1975.12	61	1977	2	
石咀山二号井	斜井	100	1958.6	1960.6	24	1965	5	
渡口太平场矿	平硐	75	1965.6	1969.9	50	1974	5	
大屯姚桥矿	立井	120	1972.4	1976.12	57	1979	3	冻结法
开滦吕家坨矿	立井	150	1959.8	1968.6	84	1970	2	
兖州南屯矿	立井	150	1966.9	1973.9	84	1978	5	冻结法
大同云岗矿(一期)	立井	150	1966.10	1973.3	77	1974	1	普通法
大屯孔庄矿	立井	60	1973.10	1977.6	62	1978	1	冻结法
开滦范各庄	立井	180	1958.6	1964.10	77	1968	3.6	冻结法
淮南谢二矿	立井	90	1954.3	1956.7	28	1958	2.4	普通法
淮南谢三矿	立井	90	1954.7	1956.7	24	1958	2.4	普通法

注 本表摘自《煤矿建设》。

第三节　方案比较实例

现以 *TF* 矿区 *DX* 井田开拓设计为例，其比较过程如下：

DX 井田位于 *TF* 矿区西南部，南北平均长 6.4 公里，东西平均宽 3.3 公里，面积为 21.2 平方公里。井田内地形平坦，西、南部稍高，东北稍低，一般标高在 +65 ~ +85 米之间。第四纪层厚 10 米左右，有两条小河自西向东流经井田。铁路已由 *TL* 站通至矿区的 *SGZ* 站，*SGZ* 站至 *WQ* 站的矿区准轨专用线(简称南干线)纵贯井田南北，见图 3－5

-3。

井田内含有可采煤层 21 层(上、下煤组),其中上煤组有 12 个可采层、下煤组有 9 个可采煤层,上、下煤组间距一般为 60 ~ 70 米。上煤组累计可采厚度一般为 13 ~ 26 米;下煤组累计可采厚度一般为 12 ~ 28 米;上、下煤组累计最大厚度为 81.12 米。煤层结构较复杂,以复合煤层为主。其变化规律是上煤组比下煤组简单;东部、北部比西部、南部简单;西部备煤层在纵向上集中成串出现,南部各煤层分叉变薄,层位及层间距不明显。

井田构造为一不对称的北东向向斜,东翼倾角一般为 9°,西翼倾角 30° ~ 42°。已查明的断层 33 条。有三次岩浆活动,其中对煤层、煤质影响最大的是第三纪辉绿岩,它呈复式岩床侵入,分布在井田中部及南部,沿 F_{49} 断层侵入,然后伸向断层两盘,此外井田东部尚有一片辉绿岩侵入,破坏了煤层的连续性,煤层发生大面积变质而成为天然焦。

煤质以气煤为主,长焰煤次之,属高沼气矿井,有煤尘爆炸危险。水文地质条件较简单,无强含水层。全井有工业储量 74100 万吨。

根据该井田的地质条件及国家对该矿区开发的要求,对井田开拓设计的几个主要原则问题分述如下。

一、矿井生产能力

该井田煤层较多,厚度大,倾角缓,水文地质条件简单,储量丰富,具备建设特大型矿井的条件。但因煤层埋藏深(一般为 600 ~ 1000 米),断层多,火成岩体多,沼气量大,加上煤层结构复杂,所以限制了矿井的生产能力。根据矿区现有生产矿井的实际生产水平以及国家对该矿区煤炭的迫切需要,装备一定数量的普通机组工作面,6 ~ 7 个采区生产可以达到 240 万吨。

设计时对年产量共提出两个方案:240 万吨和 300 万吨。对这两个方案进行技术分析后,认为 300 万吨的方案虽然困难多一些,但考虑到该矿井建设时间较长和国内采掘机械的发展情况,在地质条件较好的采区装备几个综合机械化工作面,有可能达到,从长远来看也是可行的。根据煤炭工业部对矿区总体设计的批示,决定矿井生产能力定为 300 万吨/年。考虑 1.4 的储量备用系数,矿井服务年限 111 年。

二、水平划分

根据该井田煤层倾角平缓,上、下煤组间距达 60 ~ 70 米以及两煤组的储量相差不多(分别占 47% ~ 53%)三个特点,设计考虑划分两个水平,分别开采上、下两个煤组。为了使运输大巷开凿在较坚硬的岩石中,尽量不压煤,且有足够的上山煤量,故将第一水平设

在 -600 水平，第二水平设在 -800 水平。

第一水平设在 -600 水平，主要是考虑上煤组主要可采煤层 4-2，7-2、9 煤层的开采（该三层储量占上煤组总储量的 82%）。上煤组 -600 米以上的上山储量为 20854 万吨，占 59.4%，服务年限可达 30 年。

第二水平标高设在 -800 水平，主要开采 12、14-1、15-2、16 煤层（该四层占下煤组储量的 90%）。下煤组 -800 水平以上的上山储量为 20253 万吨，占 51%，服务年限可达 29 年。

F_{49}断层以西盆底部分，可用一、二水平的集中下山分别开采上、下煤组，也可以用 -800米集中石门、第三水平 -1050 水平集中石门分别开采上、下煤组。因为这是数十年以后需要着重考虑的问题，因之不必规定得过于具体。但在设计方案确定水平划分时已考虑了采用不同方式的可能性。

三、井筒形式、位置及通风

井筒形式、位置、通风系统和与其相关联的地面运输是该矿井设计方案中的四个主要问题，需进行全面的详细的技术经济比较。

煤层埋藏深度大（90% 的储量集中在 470～1070 米深处），适合于立井开拓；矿井生产能力大，又适合于连续提升的斜井开拓。为了减少井下运输费，实现双翼开采，应将井筒位置设在近似井田中央处，为了减少工业场地煤柱，也可以将井口位置设在井田外。综合考虑上述因素后，共提出两个开拓方案。

（一）方案特征

1. 第一方案（立井开拓）

主、副井井筒位于三号桥北，均采用立井开拓如图 3-5-1 所示。该方案是在利用现有矿区铁路南干线、借用三号桥（长 90 米）煤柱以及该处 7-2 煤层有一片天然焦的基础上提出的。从井下条件看，该处接近储量中心，运输费用低，但工业场地煤柱比较大。

主井净直径 8 米，选用 $JKM4\times4-A$ 型多绳绞车 2 台，16 吨底卸式箕斗两对，2500kW 直流电机 2 台。一水平年提升能力 398 万吨，二水平 316 万吨。

副井净直径 8 米，选用两套提升设备。一号提升设备 $JKM4\times4-A$ 型多绳绞车一台，1.5 吨矿车双层双车罐笼一对，2500kW 电机一台，其主要任务是提升矸石。二号提升设备为 $JKM3.25\times4$（Ⅰ）型多绳绞车一台，5 吨矿车单层单车罐笼带平衡锤，其主要任务是担负人员和设备的升降、坑木入井。

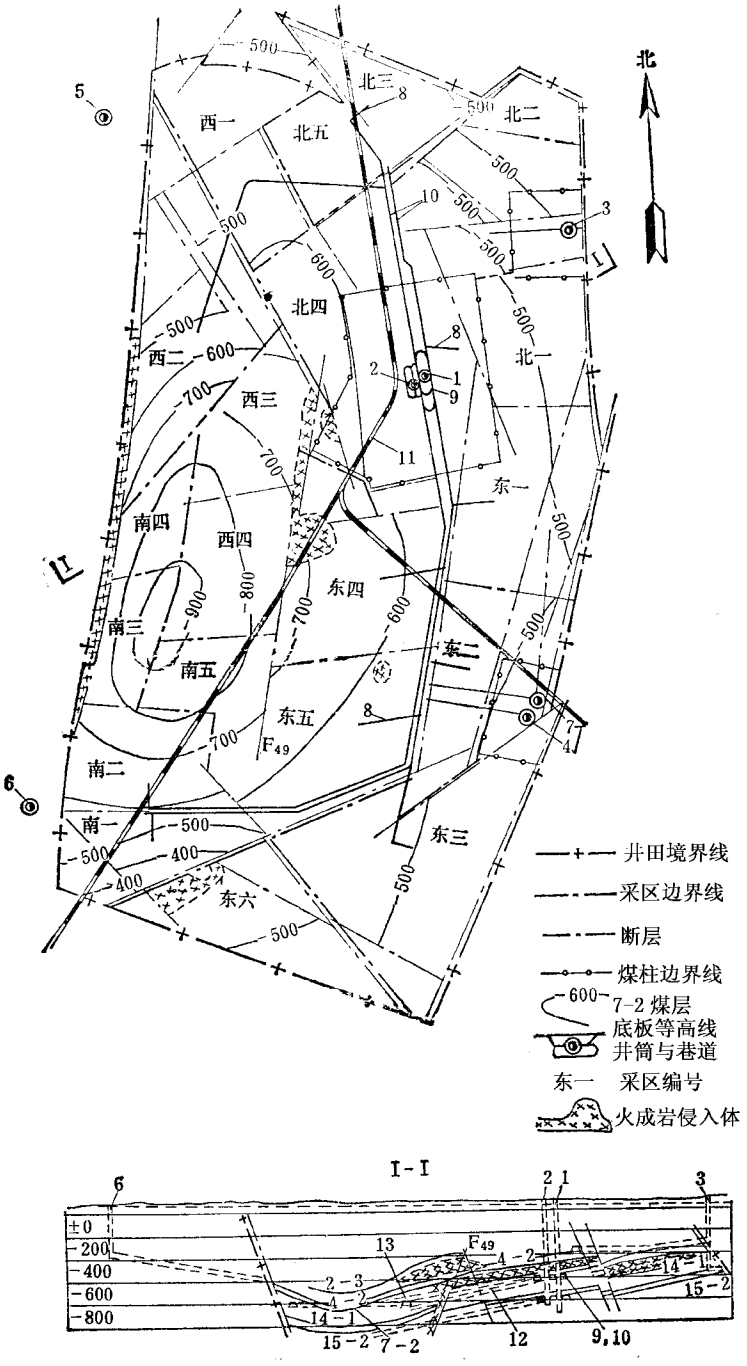


图 3－5－1　*DX* 井田开拓方式第一方案平、剖面

1—主井；2—副井；3—北风井；4—东入风井；5—西风井；6—南风井；7—东风井；8—石门；9—井底车场(－600 水平)；10—第一水平(－600 米)运输大巷；11—地面铁路；12、13—上山

为使风流稳定，管理方便，设计采用分区通风方式　根据储量分布情况，将井田划分为北区（东北部）、东区（东南部）、西区（西北部）和南区（西南部）四个区，分别设有共用的进风井和单独的回风井。从可采储量的分布来看，北区 3850 万吨，约占北、东、西区合计可采储量的 29%；东区 6025 万吨，约占以上三个区的 45%；西区（不包括西三采区）3329 万吨，约占 26%。初期需将北区、东区、西区同时打开，可分别担负 90、140、70 万吨/年左右的产量，三个区各设一个风井分别担负各区所需通风任务。入风则由副井及东入风井担负，副井入风量约 280 米^3/秒供给北区、西区；东入风井井风量约 240 米^3/秒，供给东区、南区。

2. 第二方案（用胶带斜井和立井开拓）

主、副井井筒位于井田之外西北部的 WST 附近。该方案是为了解决第一方案存在的工业场地煤柱大、铁路下采煤维护量大的问题而提出的。见图 3－5－2。

主井采用两条斜井（井筒倾角 17.5 度，两条斜井为了解决井筒施工中的通风、提升、安全问题），井底与第一方案的井底相距约 1000 米。一号主井为胶带斜井，净断面为 6.1 米^2，选用宽 1.2 米的钢丝绳胶带输送机两台，钢丝绳直径为 46.5 毫米，800kW 交流电动机双机拖动。当带速为 2.5 米/秒时，年提升能力为 375 万吨。二号主井为轨道斜井，净断面为 9.5 米^2，安设 $XKT1\times 2.5\times 2B-20$ 型绞车两台，接力运输。

副井特征及装备与第一方案相同。

通风方式与第一方案基本相同，稍有差别的是增加了主斜井入风，供给北一、北二采区。

初期铁路自 SGZ 站接轨引入工业场地，约 4.1 公里。后期需修建 DX 矿井～GSZ～XN～DQ 集配站铁路专用线（即南环线），并拆除现矿区南干线铁路，如图 3－5－3 所示。

在该井田的设计工作中，还提出过若干个方案，在此不一一列举。

（二）方案比较

第一方案与第二方案相同的不需参与比较的项目，包括矿井设计生产能力、水平划分、通风方式、采区划分、副井井筒断面及装备、总回风道布置。

1. 方案比较内容

两个方案需要比较的项目，包括井筒位置、主井井筒形式及设施、井底车场、运输大巷、工业场地、生产经营费等，其比较内容综合归纳见表 3－5－13。

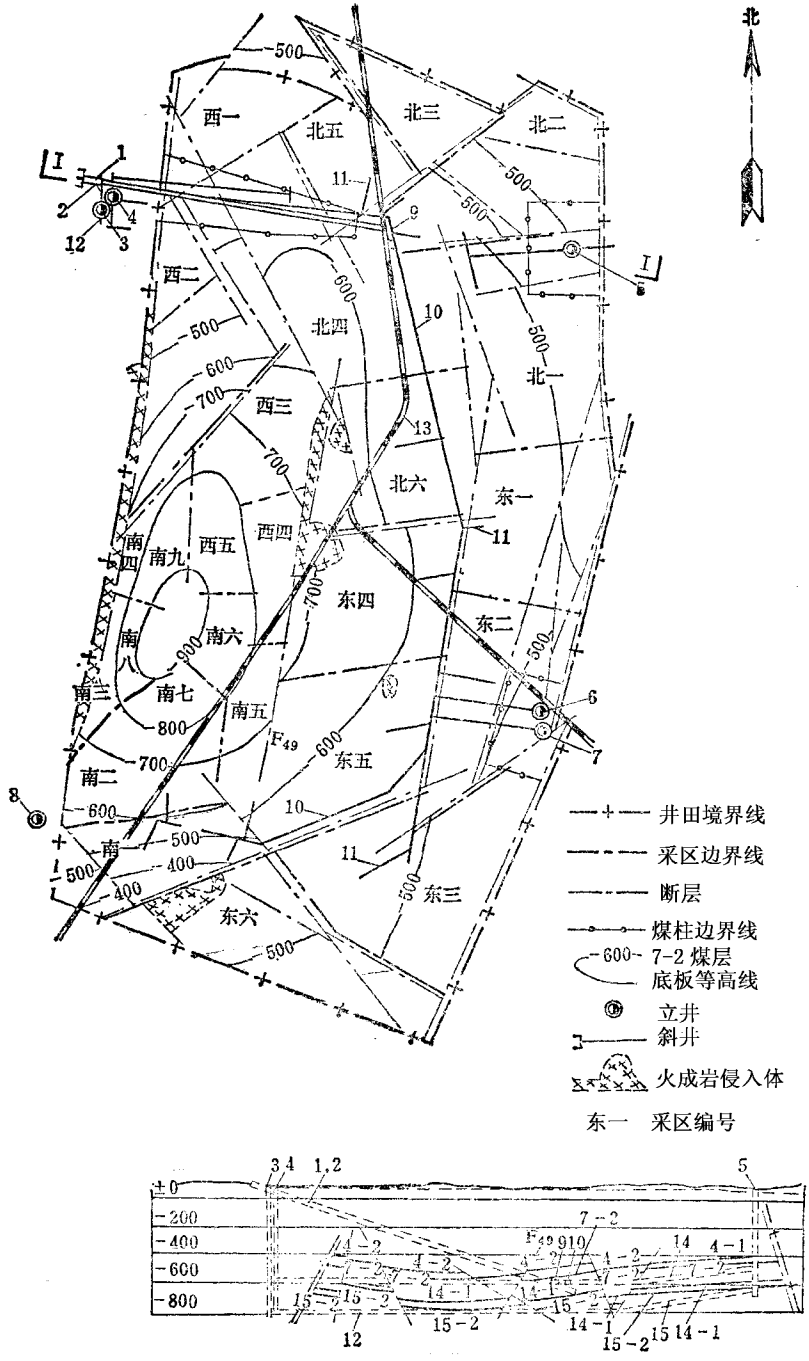


图 3－5－2　*DX* 井田开拓方式第二方案平剖面

1—立井(轨道斜井)；2—立井(胶带斜井)；3—副井(立井)；4—西风井；5—北风井；6—东风井；7—东入风井；8—南风井；9—斜井井底车场(－600 米)；10—第一水平(－600 水平)运输大巷；11—石门；12—副井井底车场；13—地面铁路；14—第一水平上山；15—第二水平上山

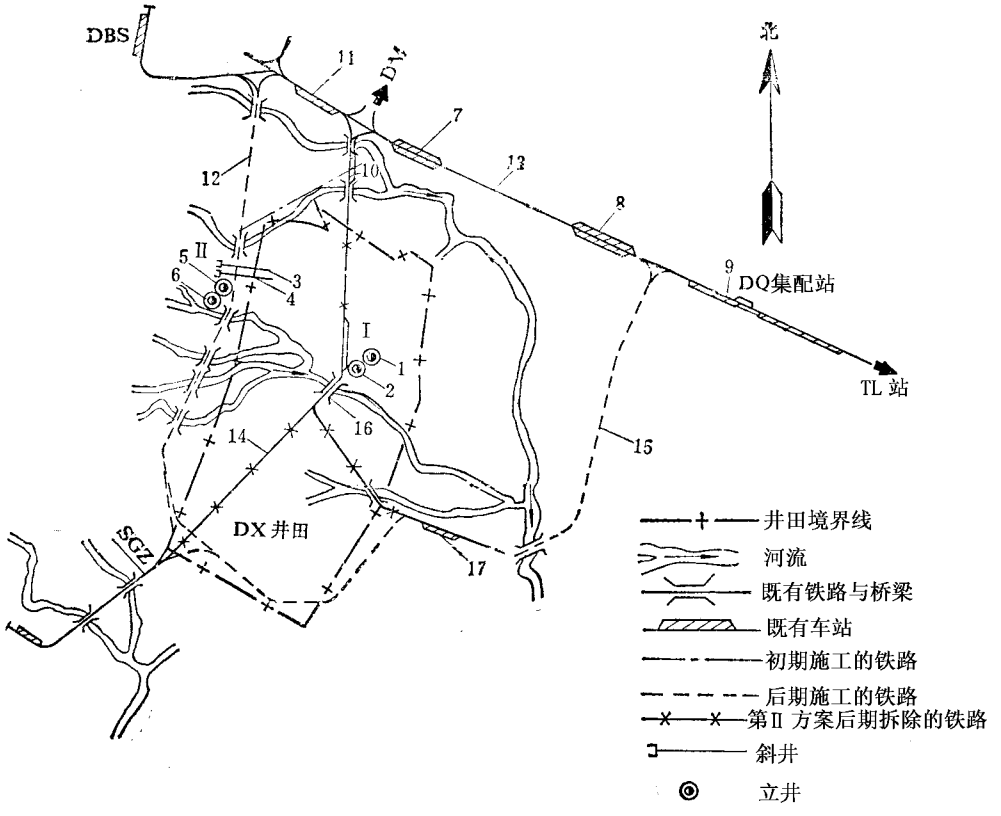


图 3－5－3　**标准轨距铁路方案比较**

Ⅰ－*DX* **井田开拓方式第一方案**；Ⅱ－*DX* **井田开拓方式第二方案**

1—**第一方案主井**；2—**第一方案副井**；3—**第二方案主井(轨道斜井)**；4—**第二方案立井(胶带输送机斜井)**；5—**西风井**；6—**副井(立井)**；7—*XM* **东会让站**；8—*XQ* **装车站**；9—*DQ* **集配站**；10—*DL* **装车站**；11—*SGZ* **站**；12、13、15—**铁路线**；14—**既有铁路拆除段**；16—**三号桥**；17—*XN* **站**

2. **井巷工程量比较**

初期井巷工程量比较，见表 3－5－14。

3. **井巷工程工期比较**

因为两个方案的初期采区位置、数量、巷道布置均相同，所以只需比较主要井巷工程的贯通工期，见表 3－5－15。

井巷工程施工月进度，参照表 3－5－11 **立井取** 40 **米，斜井(巷)**60 **米，岩巷** 100 **米，半煤岩巷** 200 **米，煤巷** 300 **米。**

4. **投资及经营费比较**

矿井可比部分基建投资及生产经营费比较，见表 3－5－16。

表 3－5－13　开拓方案比较内容

项目			比较内容			
			第一方案		第二方案	第一方案比第二方案增、减
井筒位置			主、副井位于三号桥北，一对立井		主、副井位于井田外西北部 WST 之东北。主井为一对斜井，副井为立井	
主井形式及设施	井筒形式及断面		立井，D＝8 米；S＝50.3 米^2，S_1＝63.6 米^2		斜井，α＝18°；一号主井，S＝6.1 米^2，S_1＝7.9 米^2；二号主井，S＝9.5 米^2，S_1＝12 米^2	
	至第一水平长度（米）		772		一号主井　2360，二号主井　2200，横川 540	－4328
	主提升	设备及容器	$JKM4\times4-A$，2 台		1.2 米钢丝绳胶带输送机，2 台钢丝绳 d＝46.5 毫米	
		电动机	2500 千瓦，2 台		800 千瓦，4 台	
		速度（米/秒）	一水平 9.75	二水平 11.8	2.5	
		能力（万吨/年）	一水平 398	二水平 316	375	一水平＋23　二水平－59
	辅助提升				$XKT1\times2.5\times2B-20$ 型绞车，2 台	
井底车场	形式 工程量（米）		环行，主、副井车场结合 1726		环行，主、副井车场分设 2000	－274
运输大巷及石门	工程量（米） 铺轨（米）		10460 10630		11370 14260	－910 －3630
煤柱量（万吨）	工业场地 立井井筒 三号桥 合计		2334.4 1725 4059.4		88.1 2783.8 2871.9	＋2246.3 －2783.8 ＋1725 ＋1187.5
地面运输	铁路（公里）	初期	7.1		12.4	－5.3
		后期			14.8	－14.8
	公路		未比较			

项目			比较内容		
			第一方案	第二方案	第一方案比第二方案增、减
占地(公顷)	铁路	初期	5.16	14.23	-9.07
		后期		19.42	-19.42
	公路		未比较		
生产经营费	井下运煤	平均运距(公里)	2.54	3.48	-0.94
		年运费(万元)	149.4	171.2	-21.8
	井下运矸石	平均运距(公里)	2.54	3.58	-1.04
		年运费(万元)	57.8	62.7	-4.9
	主井年提升费(万元)		130.8	109.1	+21.7
	地面年运营费(万元)		333.0	366.0	-33.0
	井巷年维护费(万元)		未比较		
	合计				

表 3-5-14　井巷工程量比较

序号	项目	第一方案(米)	第二方案(米)	第一方案比第二方案增、减(米)
1	主井井筒	772	5100	-4328
2	副井井筒	692	698	-6
3	北回风井	497	497	
4	东入风井	668.5	668.5	
5	东回风井	568.5	568.5	
6	西回风井	678	678	
7	井底车场巷道	1726	2000	-274
8	运输大巷及石门	10460	11370	-910
	合计	16062	21580	-5518
9	辅轨长度	10630	14260	-3630

表 3-5-15　主要井巷贯通工程工期

第一方案			第二方案			第一方案比第二方案增、减
主井与北风井贯通(北区)	工程量(米)	3870	主井与北风井贯通(北区)	工程量(米)	5600	-1730
	工期(月)	31		工期(月)	55	-23

第一方案			第二方案			第一方案比第二方案增、减
主井与西风井贯通（西区）	工程量（米） 工期（月）	6300 47	副井与西风井贯通（西区）	工程量（米） 工期（月）	5840 46	+460 +2
主井与东入风井贯通（东区）	工程量（米） 工期（月）	5450 37	北风井与东入风井贯通（东区）	工程量（米） 工期（月）	6850 46	-1400 -8

表 3-5-16　投资及经营费比较

项　　目			第一方案	第二方案	第一方案比第二方案增、减	增、减百分比（%）
基建投资（万元）	井巷工程		2487.2	2468.5	+18.7	
	井下运输设备		215.9	234.8	-18.9	
	主井提升设备		420.4	391.3	+29.1	
	地面铁路	初期	93.5	198.8	-105.3	
		后期		243.0	-243.0	
	输电线路		29.0	39.0	-10.0	
	合计	初期	3246.0	3332.4	-86.4	-2.6
		后期		243.0	-243.0	
生产经营费（万元/年）	井下	运煤	149.4	171.2	-21.8	-12.7
		运矸石	57.8	62.7	-4.9	-7.8
	主井提升		130.8	109.1	+21.7	+16.6
	地面铁路运输		333.0	366.0	-33.0	-9.0
	铁路下沉维护费	第1~6年	11.1	41.4	-30.3	-73.2
		第6~11年	15.1	0	+15.1	+100.0
		第11~16年	17.6	3.8	+13.8	+78.4
		第16~21年	12.3	3.8	+8.5	+69.1
		第21~26年	11.3	3.8	+7.5	+66.4
		第26~31年	15.8	14.4	+1.4	+8.9
	合　计（第7~11项相加）	第1~6年	682.1	750.4	-68.3	-9.1
		第6~11年	386.1	709.0	-22.9	-3.2
		第11~16年	688.6	712.3	-24.2	-3.4
		第16~21年	683.3	712.8	-29.5	-4.1
		第21~26年	682.3	712.8	-30.5	-4.3
		第26~31年	686.8	723.4	-36.6	-5.0

(三)综合分析比较

1. 分析比较

通过以上比较,可以将两个方案的差别归纳如下。

(1)井筒位置

第一方案在三号桥北,接近储量中心,双翼开采对井下运输、通风、供电、压风等均较有利。第二方案的井筒偏于一隅,基本上是单翼开采;主井井底虽可落在运输大巷附近,但仍偏于北部(井底以北第一水平工业储量为 8300 万吨,约占 25%);副井井底则完全在井田外,辅助运输、供电、压风、供水全是单翼形式,很不经济。

(2)开工条件

第一方案能充分利用现有矿区南干线铁路,不需修支线;工业场地距矿区南部公路仅有 1 公里左右,可缩短开工前的准备期。第二方案则不能充分利用现有铁路,初期需修铁路正线 4.1 公里;后期尚需修建 DX 矿井 ~ GSZ ~ XN ~ DQ 集配站专用线(即南环线)19.5 公里并拆除现有南干线铁路 8.8 公里。

(3)工程量

第一方案比第二方案初期井巷工程省 5518 米;地面铁路初期省 5.3 公里(包括站线),后期省 14.8 公里。

(4)井巷贯通工程工期

北区、东区第一方案比第二方案短 23.8 个月,西区第一方案比第二方案长 2 个月。

(5)占用土地

第一方案比第二方案,初期铁路少占 9.07 公顷,后期少占 19.42 公顷。

(6)基建投资

井巷工程、井下运输设备、主井提升设备、地面铁路投资,第一方案比第二方案初期省 26.4 万元,后期省 243 万元。

(7)生产经营费

井下运输、地面运输、主井提升和铁路下沉维护四项费用,第一方案比第二方案每年可省 22.9 ~ 68.3 万元。

(8)煤柱损失

第一方案工业场地煤柱达 4059.4 万吨,比第二方案多 1187.5 万吨(相当于全井工业储量的 1.6%);且处于井田腹部,占去相当于一个采区的范围;该处的煤层比第二方案井筒煤柱的煤层稳定、结构也较简单。

(9)铁路、管线维护条件

第一方案的铁路、管线在井田内穿过，井下采空后路基下沉量大。最终下沉率按65%计算，井田内铁路南干线将下沉12.4～17米。虽然下沉过程是渐变的，但行车速度肯定会受影响。由于下沉后的填方、起道、维修工作量的增加，人员和维修用费也将随之增加。随着地表下沉，给水管道、输电线路也将随着下沉，其维修工作量及费用也将随之增加。第二方案工业场地布置在井田外，既可减少或避免井田内铁路、管线的下沉维护量和维护费用，又可保证正常的运输、供水、供电工作。

(10)安全出口

第一方案缺乏斜井行人出口。第二方案两条主斜井则是理想的安全出口，胶带输送机增设安全装置后，即可兼作升井乘人器。

(11)主井提升能力

第一方案虽可满足第一水平的设计要求，但第二水平提升能力316万吨/年尚感不足。第二方案为连续提升，增产潜力大，而且提升设备的维护量少、提升费用低。

(12)通勤条件

第一方案的居住区设在*GSZ*，距工业场地较远(约6公里)，职工上、下班需设交通工具。第二方案的居住区设在西部山地，距工业场地约3.5公里，职工上、下班可不设交通工具，灵活方便。

2. 结论

第一方案较第二方案的可比基建投资低2.6%，生产经营费低3.2～9.1%，相差10%以内，可以认为两个方案在经济上是等值的。

第二方案虽可以解决铁路管线下采煤的下沉问题，但因井筒偏于井田一端，基本上属单翼开采，对生产不太有利。此外，该方案虽拟定后期要拆除南干线铁路，但因矿区南环线不可能在近期内建成，这段铁路仍需保留一段时间，避免铁路下采煤的目的不一定如期达到。

第一方案虽存在铁路下采煤的问题，但煤层倾角平缓、埋藏深、顶板易于冒落，路基下沉将是较缓慢和均匀的，采取回填起道的技术措施，仍可基本保证正常运输。工业场地煤柱量大的问题，后期可以利用风井回采。此外，这个方案具有双翼开采，初期工程量和投资较少，生产经营费较低，井巷贯通工程工期较短等一些优点，所以决定选取第一方案，将主、副井井筒及工业场地设在三号桥北，主井采用立井。

第四篇

采煤方法及采掘机械设备

第一章　现代采煤方法总论

第一节　矿井高产高效开采新技术概述

采煤工作面高产高效一直是矿井高产高效开采的永恒主题。随着工作面单产的不断提高，工作面的推进速度越来越快，工作面的瓦斯涌出量也越来越大。如要进一步提高工作面单产，必须突破传统的开采技术，开发新的高产高效开采技术。根据当前影响我国工作面单产的主要因素，可从以下四个方面入手：

(1)加大工作面尺寸，尤其是综采(放)工作面长度

国外综采工作面在大功率和高可靠性配套设备的基础上，为了充分发挥工作面设备的综合效能，工作面尺寸(尤其是工作面长度)不断增大，工作面单产也随之增加。国外长壁采煤工作面尺寸变化见表 4－1－1。1998 年，在德国费力特里西·海因里希煤矿的杰兰德矿井，工作面长 430m，煤厚 2.8m，用 SL300 艾柯夫采煤机、双柱掩护式支架，日产商品煤达 20262t。国外先进采煤国家的成功经验表明：不断加长工作面长度已成为矿井高产高效集中生产的主要技术方向之一，它们的长壁工作面面长正以每年 2%的速度增加。美国长壁工作面平均长度为 251m，最大长度为 351m；澳大利亚长壁工作面平均长度为 192m，最大长度为 270m；德国长壁工作面平均长度为 277m，最大长度为 450m。美国典型长壁工作面的主要参数见表 4－1－2，其未来的发展趋势见表 4－1－3。

表 4－1－1　国外长壁综采工作面尺寸变化趋势

时期	工作面长度/m	工作面推进长度/m	截割深度/mm
1970—1980	150	1200	750
1980—1990	225	1800	900
1990—2000	330	3000	900～1200

表 4－1－2　美国典型长壁工作面的主要参数

项目名称	参　数
工作面长度	330m
煤层厚度	2.0m
工作面输送机宽度	1000m
工作面输送机速度	1.5m/s
工作面输送机圆环链	φ42mm 双中链
工作面输送机装机功率	1800kW
液压支架宽度	1.5～1.75m
液压支架支撑能力	940t
液压支架使用寿命	45000(循环)
采煤机截割功率	740～890kW
采煤机滚筒直径	1420mm
采煤机截割深度	1070～1220mm
工作面供电电压	4160,三相交流电
工作面日平均推进度	7.6m
工作面班平均净产煤量	5000t
盘区胶带输送机宽度	1730mm
主井和斜井胶带输送机宽度	1830mm
选煤厂洗选能力	1370～1800t/h

表 4－1－3　美国长壁工作面未来趋势

项目名称	技术参数
工作面长度	430m
工作面输送机宽度	1132m

项目名称	技术参数
工作面输送机速度	1.5m/s
工作面输送机圆环链	ϕ58mm 双中链
工作面输送机装机功率	2700kW
液压支架宽度	2.0m
液压支架使用寿命	60000(循环)

今后 10 年采煤机最大装机功率将增至 1500～2000kW，牵引速度达 30～40m/min，将实现自适应水平控制煤岩分界面的滚筒自动调高；工作面输送机最大装机功率将达 3×1000kW 以上，运力达 4kt/h 以上，液压支架绝大多数用两柱式，架宽将达 2m 以上，每架工作阻力达 10MN 以上，移架时间不超过 5s。由于工作面自动调直系统、机电设备遥控遥测系统和工况数据信息图像传输系统的成功应用，将实现由地面调度室直接遥控指挥的无人工作面。

我国综采技术有了长足的发展，尤其是 1992 年煤炭行业推行高产高效矿井建设以来，综采整体技术水平有了快速提升，并涌现出一批具有中国特色、能与世界先进水平媲美(如神华集团大柳塔煤矿等)及接近或达到国际先进水平的高产高效矿井(如兖州兴隆庄煤矿等)。但纵观国内外高产高效工作面生产技术，我国与世界先进国家相比，除工作面设备的能力、可靠性、整体配套性及监控自动化程度较差外，主要差距就是工作面尺寸小，单产水平低。我国国有重点煤矿工作面平均长度只有 110m 左右，单产只有 25 万 t/a 左右。根据 1998 年对我国 68 个百万吨工作面的抽样调查，工作面长度主要分布在 110～170m 之间，占总数的 77.94%，平均 153.6m，见表 4－1－4。受工作面配套设备装备水平的制约，全套国产设备的综采工作面长度一般处于 130～180m 之间，很少突破 200m。因此，我国综采整体技术的突破可以以工作面长度为技术切入点，以综采工作面的超长作为综采技术突破的关键性标志，开发超长综采(放)工作面开采技术。

表 4－1－4　百万吨工作面面长统计

工作面面长 /m	个数 /个	个数百分比 /%	平均单产 /万 t·a⁻	产量百分比 /%	平均效率 /t·工⁻¹
<100	0	0.00			
100～110	1	1.47	101.0674	1.27	40.25
110～130	11	16.18	102.0855	14.18	39.37
130～150	17	25.00	106.0074	22.77	43.71
150～170	25	36.76	116.8579	36.91	45.38

工作面面长 /m	个数 /个	个数百分比 /%	平均单产 /万 t·a⁻	产量百分比 /%	平均效率 /t·工⁻¹
170～190	9	13.24	128.1325	14.57	49.82
190～210	4	5.88	182.2611	8.70	90.08
210～230	1	1.47	123.8739	1.56	69.51
>230	0	0.00			

注：最小工作面长度 102m，最大工作面长度 220m，平均 153.6m，统计工作面 68 个。

(2)加快工作面过断层的速度

随着开采技术的发展及生产技术管理水平不断提高，很多矿区在工作面局部有地质构造特别是断层的条件下实现了高产高效。但地质构造的存在毕竟严重影响了工作面高产高效生产。机械化采煤工作面过断层一般的做法是：对落差较大的断层，采用另开切眼的方法重新布置工作面回采；对落差较小的断层，采用平推硬过的方法开采。采用另开切眼不仅需投入大量切眼掘进及维护费用，而且工作面搬迁需停产很长时间，制约了工作面高产高效；采用平推硬过的方法时，不仅煤质下降，工作面生产效率大幅降低，而且过断层时工作面顶板极难管理，生产存在安全隐患。

采用提前处理断层方法，可以使工作面过断层时既不影响安全生产，又不影响煤质，有利于工作面高产高效。具体的做法是：在断层中通过预掘巷道的方法采出断层面两侧的煤岩，并采用有效支护手段维护其围岩稳定。工作面不断向前推进并与断层预掘巷对接后快速通过，形成工作面断层预掘巷快速通过技术。由于断层预掘巷受到工作面前方移动支承压力和初次来压与周期来压的持续影响，同时又处于断层破碎带中，其维护比一般回采巷道困难得多。因此实现这一目标的关键是断层预掘巷的支护技术。本书作者与山东新汶矿业集团公司联合开发这一先进技术并在该公司推广应用，取得良好的社会经济效益，促进了矿井高产高效技术的发展。

(3)缩短工作面搬家与收尾时间，尤其是综采(放)工作面

综采工作面的搬迁是综采生产矿井的重要生产准备工作，是矿井实现高效安全生产的重要环节，也直接制约着综采工作面单产水平的提高。目前，国内综采工作面设备搬迁的实际效率与国外相比差距较大。德国和英国采用单轨吊和卡轨车运输综采设备一般需 10～15 个工作日，用工 400～500 个。英国和澳大利亚采用无轨运输搬运综采设备一般只需 5 个工作日，耗工 100 个，美国工作面搬迁最快的纪录是固本公司布莱克维尔矿创造的，只用 46 人就完成全工作面 156 架液压支架等设备的拆装搬运，是用周末 2 天公休日完成的，基本未耽误生产。赛普路斯公司犹他州柏拉图矿(Cyprus—Plateau)综采面采高 2.4～3m，长 152m，走向长 915m，装用 2/526t 液压支架，3LS 采煤机，双中链 2×

260kW 运输机，用柴油机无轨胶轮车搬家，1984～1991 年共搬面 15 次，平均每次停工 4.37d，最高记录为 52h 搬面一次。在我国，绝大多数矿井的辅助运输方式为轨道运输，因此，综采设备的运输只能采用轨道运输的方式，工作面搬家普遍采用采煤机自做回撤空间的方法，在工作面停采线附近进行最后几刀煤的截割时，通过采煤机与运输机整体前移实现正常截割，而液压支架则保持不动，以形成足够的设备调向及回撤空间。传统搬家由于受回撤工艺、辅助运输方式等因素的制约，难以实现快速搬家。一般地，一个综采工作面搬家约需 35d 左右，需投入 15000 左右工时，难以保障综采工作面实现高产高效目标。综采工作面传统搬家工艺存在以下两方面缺陷：

①综采工作面末采期间，不仅需要铺设钢丝绳和金属网，而且需要预留综采设备的回撤空间，在液压支架不移动的前提下，采煤机与刮板输送机需整体前移进行煤炭的落、装、运，且需增加悬露顶板空间的支护工作，工作环节多、进度慢、安全管理难度大，无法实现末采快速搬家。

②因采用轨道运输的方式进行综采设备的装运工作，需设置设备的装车平台，设备的撤、装、运环节多，耗时高，辅助设备多，安全性差，无法实现快速回撤。

根据我国综采工作面搬迁中普遍存在的问题和国内外综采设备快速搬迁的经验，加快综采工作面搬迁的主要途径是：改进采煤系统，有条件的矿井可采用条带布置往复式开采，缩短搬迁距离，减少运输环节和辅助工作；改进矿井的辅助运输，采用单轨吊运输系统或卡轨车系统，有条件的矿井可以研究试用无轨胶轮车运输；研究末采工艺，保证设备搬运通道畅通；合理组织搬迁工序，尽可能组织平行作业；对液压支架等大型笨重设备，尽可能整体装运。

在综采工作面停采线位置附近预掘收作眼，当工作面不断向前推进并与收作眼安全对接后，作为胶轮车直接进入工作面搬运设备的通道，使综放工作面撤除的速度大为提高，形成综放面无轨胶轮车快速搬迁新技术。由于受到工作面动压的持续影响，收尾切眼维护十分困难，因此保持收尾切眼的围岩稳定，使其与工作面对接后的断面满足撤架要求，是该技术的关键。收尾切眼围岩稳定性取决于其合理的位置选择及合理支护方式和参数的确定。这项技术应用于工程实践，实现了采场与收尾切眼的安全对接和综放工作面的安全快速收尾，取得了十分显著的社会和经济效益。该技术具有十分广阔的推广应用前景。

(4)防止工作面瓦斯积聚与超限，尤其是高瓦斯含量低透气性煤层工作面

随着我国煤矿高产高效矿井建设的不断深入，工作面单产不断提高，矿井生产越来越集中。工作面开采强度的加大，导致工作面的瓦斯涌出量增加，尤其是综放工作面，因

其单产高和瓦斯涌出源多，使得综放工作面瓦斯积聚和超限现象频繁出现，已成为制约工作面高产高效和矿井集中生产的主要因素。特别是对开采高瓦斯含量煤层的矿井而言，综采工作面大量瓦斯涌出与积聚已成为矿井安全生产和提高生产效率的最大障碍。

工作面瓦斯积聚与煤层瓦斯含量、采煤方法和工艺、工作面通风方式等因素有关，为了解决这一问题，国内外目前采用的主要工程措施可分为三大类：一是改进工作面通风方式，二是钻孔抽放煤层和采空区瓦斯，三是局部通风机吹吸上隅角瓦斯。一般而言这三类措施都只能解决一定条件下的和一定范围内的工作面及其上隅角和回风道瓦斯的积聚和超限问题，但相比较而言第一类措施可以从根本上改变采空区瓦斯流向，减少瓦斯涌出，提高通风能力，并能配合采煤方法和工艺的改革，提高采煤的综合经济效益。而第二类措施由于我国煤层渗透率低、采空区漏风严重，抽放效果不理想。第三类措施局部通风机吹吸上隅角瓦斯效果不稳定和能力有限。因此，第二、三类措施只有配合第一类措施才能发挥更好的作用。也正因如此，国内外目前都在配合采煤工艺改革的基础上积极探索改进工作面通风方式。改进工作面通风方式就是将传统的 U 型通风方式改为 E 型（又称 U 带尾巷）、W 型、Y 型、Z 型、双 Z 型等。这些改进型的通风方式预防瓦斯积聚的机理可归纳如下：

①一进两回的 E 型和两进一回的 W 型、Y 型、双 Z 型的通风方式，其中一条巷道可专用作排瓦斯巷，巷道中无人员和设备，通过提高其中的瓦斯允许浓度和风速，相对提高其通风能力，因此其通风能力和治理瓦斯的能力比一进一回的 U 型通风方式大。

②后退式采煤两进一回 Y 型、W 型及采空区中部留回风巷的双 Z 型通风方式由于两巷进风使通过工作面的风量相对减少，所以有助于防止工作面煤尘飞扬，改善工作面气候条件，减少采空区漏风和瓦斯涌出，从而也具有防止工作面瓦斯积聚的作用。

③后退式采煤方法两进一回 W 型通风方式和采空区中部留回风巷的双 Z 型通风方式在工作面长度一定时使采区压差减小，漏风和瓦斯涌出减少，从而具有防止上隅角瓦斯积聚和工作面瓦斯超限的作用。但是 W 型通风方式采空区涌出的瓦斯还需经过工作面，当采空区瓦斯涌出特别大时，还可能在工作面中部形成瓦斯积聚。

④回风流入相邻采区回风上（下）山 Y 型、Z 型、双 Z 型分列式通风方式，由于其沿空留巷使采空区漏风方向改变，瓦斯随漏风直接涌向沿空回风巷，所以分列式通风方式在防止上隅角瓦斯积聚和工作面瓦斯超限方面优于回风流入本采区回风上（下）山的 U 型、U 带尾巷、W 型等折返式通风方式。但 Z 型和双 Z 型工作面风量不可调节。

⑤两进一回 Y 型通风方式主进风巷进风通过工作面，稀释本煤层瓦斯，并利用在采空区维护的专用回风巷，有控制地向采空区回风道漏风，使采空区瓦斯直接进入回风道；

而副进风巷进风的作用在于驱散上隅角瓦斯积聚，并具有稀释回风巷瓦斯浓度的作用。

可见，从巷道掘进和维护量、采煤工艺的改革、通风和生产能力、瓦斯治理等方面综合考虑，上述各通风方式中两进一回的 Y 型通风方式是一种最具有发展前途的通风方式。Y 型通风方式实施的关键是沿空留巷技术。

沿空留巷具有煤炭回收率高、巷道掘进率低、采掘衔接合理、技术经济效益显著等优点，并且有利于安全生产和巷道布置改革，从而为前进式、往复式开采及 Y 型通风方式的应用创造条件。多年来一直是我国煤炭开采的重要技术发展方向。

我国沿空留巷发展始于 20 世纪 50 年代，主要巷旁手段采用矸石垛、木密集支柱等，仅限于在薄煤层中应用。到了 70 年代，巷旁支护开始采用混凝土砌块和密集金属支柱，并成功应用于中厚煤层。利用高水充填材料（水灰比大于或等于 1.85∶1，净浆时水体积比 85%以上）在巷旁实现机械化构筑护巷充填带的技术，代表了目前沿空留巷技术的世界水平。国外高水巷旁充填技术是 70 年代末首先在英国发展起来的，迄今仍居领先地位。80 年代初，煤炭工业部为了改变我国在沿空留巷技术方面的落后局面，推动我国煤炭工业的发展，先后从英国、德国引进了充填材料和充填设备，并在阳泉、开滦、平顶山等矿区进行了工业性试验，取得了较好的效果，同时又组织科研单位、高等院校及生产单位一起对充填材料和充填设备进行攻关，经过十多年的研究，到 90 年代初，充填材料和充填设备已实现了国产化。

到目前为止，对薄及中厚煤层采煤工作面的沿空留巷技术已日趋完善，巷旁支护、巷内支护、加强支护及煤帮加固技术已经成熟，尤其是巷旁支护应用高水速凝材料进行整体浇注充填克服了以往巷旁支护（如矸石带、混凝土砌块等）增阻速度慢、初撑阻力低等缺点，高水速凝材料的早强和速凝特性，使得充填体在工作面后方 10m 以内就可以达到其支护阻力的 60%以上，即支护强度为 4MPa 左右，该值是巷内支护强度的 40 倍以上。但对于厚煤层综放工作面而言，开发综放沿空留巷技术，将填补国内外空白，使我国综放开采技术再上新台阶。

第二节　采煤方法的选择及分类

一、采煤方法选择的依据

1. 矿井地质构造，煤层厚度、倾角、层数、层间距、硬度和夹矸等，顶底板岩石性质，瓦

斯、煤尘、水文、自然发火等状况，煤层间的开采关系，以及地面并下间的开采关系等；

2. 国家关于煤炭生产的方针政策；

3. 对采煤机械化程度的要求，设备供应条件；

4. 邻近或相似矿井的采煤实践经验；

5. 生产管理水平。

二、采煤方法选择的要求

1. 煤炭资源损失少，采用正规采煤方法；

2. 安全及劳动条件好；

3. 尽可能采用机械化采煤，达到工作面高产、高效；

4. 材料消耗少，生产成本低；

5. 便于生产管理。

三、采煤方法分类

按煤层厚度和倾角等将采煤方法分类，见图 4－1－1。

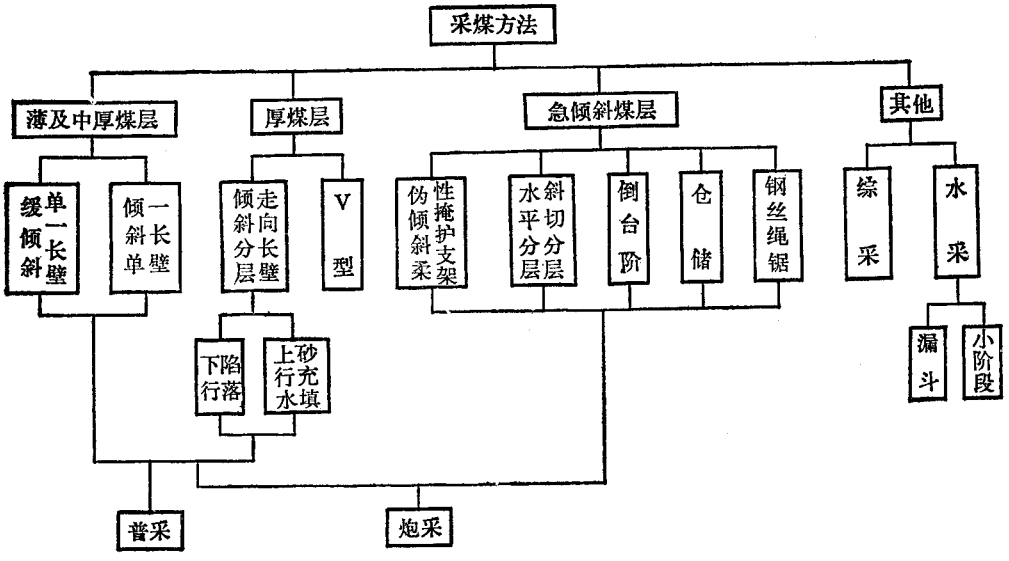


图 4－1－1　采煤方法分类

第二章　采煤基本方法

第一节　缓及倾斜煤层长壁垮落采煤法

一、薄及中厚煤层采煤方法

(一)缓倾斜煤层单一长壁采煤法

缓倾斜煤层单一长壁采煤法包括普通机械化(滚筒机组或刨煤机组)采煤和爆破落煤采煤。根据煤层条件可按走向或倾斜布置工作面。

1. 适用条件和主要参数

缓倾斜煤层单一长壁采煤法的适用条件和主要参数见表 4－2－1。

表 4－2－1　缓倾斜煤层单一长壁采煤法的适用条件和主要参数

采煤方法	滚筒机组采煤	刨煤机组采煤	爆破落煤采煤
适用条件	1. 煤层稳定,构造简单,不含坚硬夹矸及较大黄铁矿结核; 2. 顶底板良好,起伏不大; 3. 煤层厚度在 0.8 米以上。 单滚筒采煤机应用在滚筒能一次截割全高的工作面;对粘顶性不强的煤层,截割后顶煤能及时垮落,采高可适当加大,可调高单滚筒采煤机适用于 1.1～1.9 米厚的煤层;双滚筒采煤机适用于 1.4～2.2 米厚的煤层	1. 煤层稳定,中硬以下,不含坚硬的夹矸和较大的黄铁矿结核; 2. 顶板比较稳定; 3. 煤层厚度 0.8～1.3 米。 煤质松软或煤的粘顶性不强时,采高可加高至 2 米左右;煤质较硬,采高较大的工作面,用刨煤机和打眼放炮相结合的落煤方法,可获得好的效果	对复杂地质条件的适应性最强。在发展机械化采煤的同时,爆破落煤采煤(简称炮采)仍具有现实意义

采煤方法	滚筒机组采煤	刨煤机组采煤	爆破落煤采煤
主要参数	1. 工作面长度一般为 120 ~ 150 米,条件好时可达 180 米； 2. 年进度不小于 600 米； 3. 小型矿井的工作面长度和年进度可适当降低； 4. 常用截深为 0.6 米,也有用 0.8、1.0 米的	1. 工作面长度一般为 120 ~ 150 米,条件好时可达 180 米； 2. 年推进度不小于 600 米	1. 薄煤层工作面选用可弯曲输送机或其他轻型输送机时,工作面长度 80 ~ 100 米； 2. 中厚煤层工作面选用可弯曲输送机时,工作面长度 100 ~ 150 米； 3. 年推进度为 420 ~ 540 米

2. 工作面布置

(1)滚筒机组工作面布置(图 4 - 2 - 1)

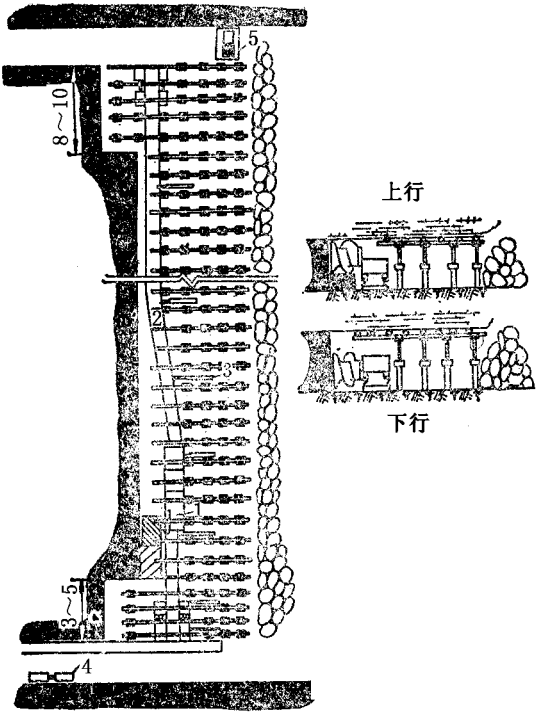


图 4 - 2 - 1　滚筒机组工作面布置

1—采煤机；2—可弯曲刮板输送机；3—移溜千斤顶；

4—油泵；5—回柱绞车

工作面支架布置：顶板特别完整,采用戴帽点柱；顶板完整,压力不大,采用顶梁长与截深相等的齐梁直线柱布置,见图 4 - 2 - 2(a 图为截深和顶梁长度相等,b 图为截深是顶

梁长度的一半）；顶板破碎容易冒落，采用错梁直线柱布置，顶板比较稳定时亦可用错梁交错柱（三角形）布置，见图 4－2－3（a 图为错梁直线柱支护，b 图为错梁交错柱支护）；顶压大时，可用一梁二柱式布置。一般用无密集放顶，陷落法管理顶板。

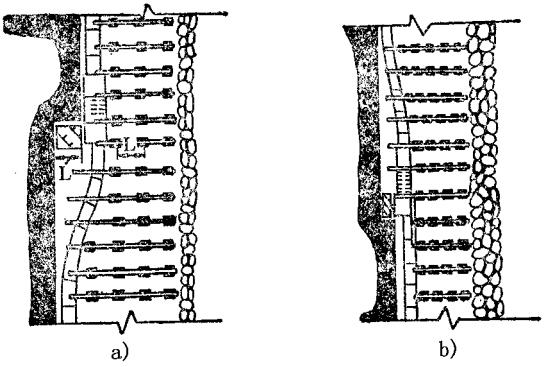


图 4－2－2　齐梁式支护

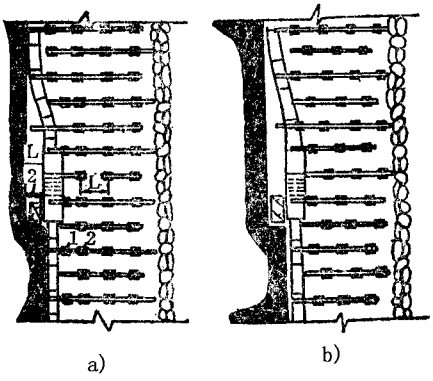


图 4－2－3　错梁式支护

1—临时柱；2—正式柱

超前机窝一般用爆破落煤，机头端长为 3～5 米，机尾端长 8～10 米，深度为截深的 2～4 倍。

现在国内有些矿井在推广高档普采，高档普采工作面是以 DY 型采煤机、DZ 型单体液压支架和 SGW－150C 型刮板输送机配套的普采新设备。高档普采的产量、效率、成本等经济指标较一般普采面有显著改善。

（2）刨煤机组工作面布置（图 4－2－4）

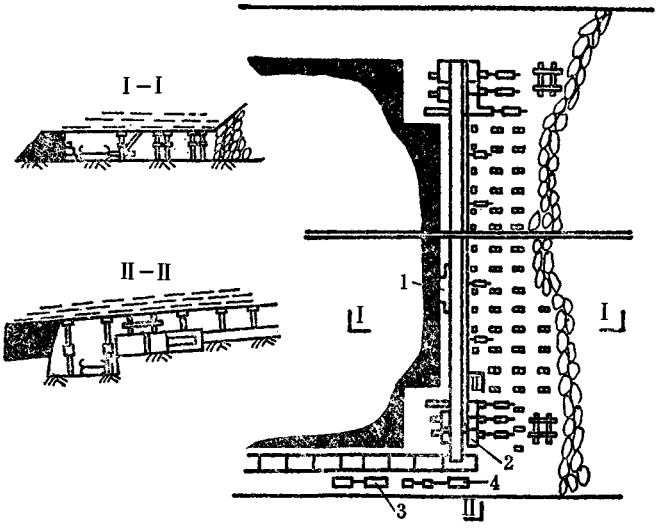


图 4－2－4　刨煤机组工作面布置

1—刨头；2—刨煤机牵引部；3—油泵站；4—控制设备

工作面支架一般用 1.0 米的铰接顶梁与金属支柱配合，排距 1.0 米，柱距 0.6～0.8 米；当顶板比较完整时，工作面可用戴帽点柱；支架排列和顶板管理与滚筒机组相同。

工作面上下缺口爆破落煤，斜长 4～6 米，沿走向不小于 4 米。

(3)爆破落煤采煤

1)工作面支架布置

①顶板完整，压力不大，可用戴帽金属点柱；

②采高较大，伪顶易冒落或顶板破碎时，采用金属支柱、铰接顶梁支护；

③支架排距 0.8～1.2 米，柱距 0.6～0.8 米，齐梁直线柱布置，无密集放顶，陷落法管理顶板。

2)炮眼布置与爆破装煤

合理的布置炮眼，可以提高落煤和装煤效果。炮眼布置根据采高、煤层硬度来确定，常用的有单排，双排及三排眼，见图 4－2－5。

①单排眼一般用于薄煤层。煤软，节理发育或用截煤机掏槽的工作面；

②双排眼用于中厚煤层。煤质中硬时用对眼，煤质中硬并用截煤机掏槽时用三角眼，煤质软时可用三花眼；

③三排眼即五花眼，用于煤层坚硬或采高较大的中厚煤层工作面；

④炮采一般每次进 0.8～1.2 米。采用每眼少装药，一次多放炮，能达到爆破装煤，

顶板受震动小，悬顶面积小的效果；

⑤每眼装药量根据煤质软硬来定，底眼药量一般为 150～600 克，顶、腰眼酌情减少。分次放炮，先放顶眼，后放底眼，可提高爆破装煤率。

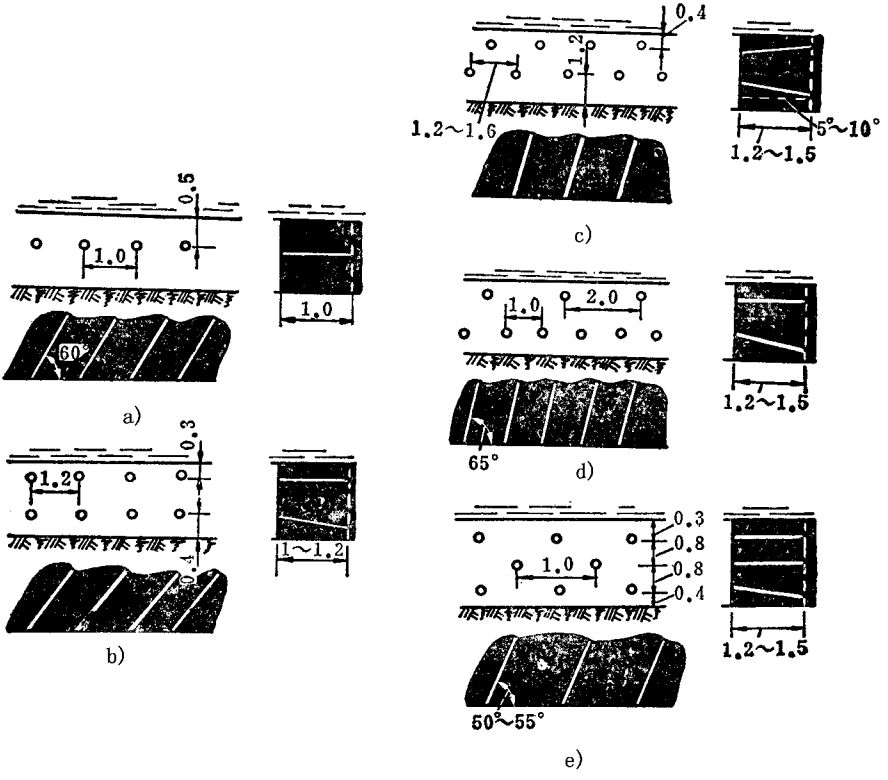


图 4－2－5　炮眼排列

a—单排眼；b—对眼；c—三花眼；d—三角眼；e—五花眼

3．劳动组织

(1)滚筒机组采煤

工作面作业方式有“两采一准”、“两采两准”和“边采边准”等。“边采边准”采煤、支架、回柱平行作业，能充分利用时间和空间，改善顶板管理和支架工作状态，要求有较高的技术水平和管理水平，工作面不宜太长。当顶板破碎或有冲击地压，采用特种支架或分层开采铺设假顶的工作量大时，可考虑用“两采一准”。采煤劳动组织主要有；

1)专业工种相配合的追机作业，适用于工作面较长、截深较大、顶板稳定、采高较大和管理水平较高的情况；

2)综合工种相配合的分段作业，适用于工作面较短、截深较浅、顶板破碎的情况；

3)由以上两种派生的“分段接力追机”作业和“分段分组”作业。

肥城大封矿滚筒机组采煤劳动组织见表 4－2－2。

表 4－2－2　肥城大封矿滚筒机组采煤劳动组织

工　种	班　次　人　员			
	一	二	三	计
采煤机司机	2	2	2	6
清　煤　工	4	4	4	12
移　溜　工	3	3	3	9
支　柱　工	4	4	4	12
回　柱　工	6	6	6	18
开缺口工	5	5	5	15
打　眼　工	2	2	2	6
放　炮　工	1	1	1	3
看　溜　工	1	1	1	3
维　修　工	2	2	2	6
班　　长	1	1	1	3
合　　计	31	31	31	93

注：工作面长 150 米，煤厚 2 米，倾角 7～11 度，回采工效率 8.6 吨/工。

(2)刨煤机组采煤

刨煤机组工作面一般采用分段作业法，将采支工分成若干组，每组负责 20～30 米工作面的清煤、挂梁、支柱和回柱等工作，机电工(采煤机司机、移溜工)和做缺口工一般专职。作业方式通常为两采一准，机修时间亦可放在两班交叉时间进行。

(3)爆破落煤采煤

工作面一般为一昼夜进两排柱，进度 1.6～2.4 米，一昼夜一循环的作业方式。工作面采用分段作业，由装煤(机械或人工)、支柱、移溜组或组成综合组，完成本段装煤、支柱、移溜工作。

4. 技术经济指标

缓倾斜煤层单一长壁采煤法技术经济指标实例见表 4－2－3。

表 4－2－3　缓倾斜煤层单一长壁采煤法技术经济指标实例

矿井名称	采高(米)	工作面长度(米)	月进度(米)	月产量(吨)	回采工效率(吨/工)	坑木消耗(米³/万吨)	炸药消耗(公斤/万吨)	注
滚筒机组采煤								
平顶山十矿	1.6	163	54	21380	10.04	—	—	
平顶山四矿	2.0	127	89	35000	9.24	—	—	
徐州夹河矿	2.0	180	42	23235	8.87	3.4	639	
肥城大封矿	2.0	175	60	27301	9.65	64.7	1758	
肥城国庄矿	2.2	110	115	41780	9.94	48.3	1308	高档普采
新汶良庄矿	2.0	115	90	30470	11.27	12.6	147	高档普采
刨煤机组采煤								
平顶山一矿	1.2	175	42	16291	5.60	—	—	
平顶山一矿	1.5	140	67	24036	6.68	—	—	
徐州韩桥矿	0.87	280	56	19321	5.54	2.9	2252	

爆破落煤采煤(包括倾斜煤层)

矿井名称	采高(米)	倾角(度)	工作面长度(米)	月进度(米)	月产量(吨)	回采工效率(吨/工)	坑木消耗(米³/万吨)	炸药消耗(公斤/万吨)
平顶山一矿	2.0	10	91	82	25084	9.45	—	—
平顶山一矿	1.75	6～9	109	67	22678	7.48	—	—
徐州庞庄矿	2.6	18	104	74	23878	6.46	4.2	5064
徐州夹河矿	1.8	14	170	35	18815	8.23	3.7	2700
淮南新庄孜矿	2.07	25	109	61	20492	8.23	2.1	4866
淮南谢三矿	1.3	25	102	56	12009	4.94	5.8	2622
枣庄甘林矿	0.8	14	290	46	21289	5.88	26.3	2880
新汶南冶矿	1.6	17	115	90	25890	7.07	20	1251
开滦唐家庄矿	2.34	4	33	65	37281	7.55	144	1523

注：1. 表中所列月产量和回采工效率一般为各矿近两年某工作面曾经达到过的比较先进的指标。

2. 枣庄甘林矿为对拉工作面。

5. 缓倾斜煤层工作面顶板划分

顶板划分的主要目的是指导回采工作面的顶板管理，选择液压支架型式、单体支柱支护方法和采空区处理措施，确定液压支架和单体支柱的支护强度，提高工作面的安全程度，减少顶板事故，为高产、高效和降低成本创造条件。

(1)直接顶的分类

按反映顶板稳定性的岩石单向抗压强度 σ、节理裂隙间距 I 和分层厚度 h 综合而成的强度指数 D 作为岩性指标，将直接顶分为四类，见表 4－2－4。

表 4－2－4　直接顶分类

顶板类别		1	2	3	4	
		不稳定	中等稳定	稳定	坚　硬	
主要指标	强度指数　D	≤30	31～70	71～120	>120	无直接顶，岩层厚度在 2～5 米以上，σ > 600～800 公斤/厘米^2，I 和 h > 1 的整体岩层即老顶
参考指标	直接顶初次垮落步距 l（米）	≤8	9～18	19～25	>25	

(2)老顶的分级

老顶来压强度主要根据直接顶厚度 M 和采高 m 的比值 N 与老顶初次来压步距 L 将老顶分成四级，见表 4－2－5。

表 4－2－5　老顶分级

分　级	Ⅰ	Ⅱ	Ⅲ	Ⅳ
老顶来压显现	不明显	明　显	强　烈	极强烈
指标	N > 2～5	0.3 < N≤3～5 L = 25～50	0.3 < N≤3～5，L > 50 N≤0.3，L = 25～50	N≤0.3　　L > 50

(3)架型、支护强度和顶板管理方法

根据现有资料统计和国内外使用的经验，对于不同级类顶板的架型、支护强度和顶板管理方法建议，见表 4－2－6。

表 4－2－6　不同级类顶板的架型、支护强度和顶板管理方法

老顶级别		Ⅰ			Ⅱ			Ⅲ				Ⅳ	
直接顶类别		1	2	3	1	2	3	1	2	3	4	4	
液压支架架型		掩护	掩护	支撑	掩护	掩护或支撑掩护	支撑	支撑掩护	支撑掩护	支撑或支撑掩护	支撑	支撑（采高小于 2.5 米）或支撑掩护（采高大于 2.5 米）	
液压支架支护强度（吨/米^2）	采高 1 长 采高 2 米 采高 3 米 采高 4 米	30 35(25) 45(35) 55(45)			1.3×30 1.3×35(25) 1.3×45(35) 1.3×55(45)			1.6×30 1.6×35 1.6×45 1.6×55				>2×30 >2×35 >2×45 >2×55	应结合深孔爆破、软化顶板等措施处理采空区
单体支柱支护强度（吨/米^2）	采高 1 米 采高 2 米 采高 3 米	15 25 35			1.3×15 1.3×25 1.3×35			1.6×15 1.6×25 1.6×35				按采空区处理方法确定	

老顶级别		Ⅰ			Ⅱ			Ⅲ			Ⅳ
单体支柱与采空区处理措施	控顶区	超前梁和密背板	顶梁和背板或顶梁	顶梁或点柱	顶梁或密背板	顶梁和背板或顶梁	顶梁或点柱	顶梁或密背板	顶梁和背板或顶梁	顶梁或点柱	点　柱
	切顶线	无密集柱			必要时密集柱			密集柱			密集柱
	采空区	全部陷落			全部陷落			全部陷落	结合强制放顶的全部陷落		深孔爆破或软化顶板的全部陷落;局部垮落;局部充填

说明：

1)计算液压支架支护强度时的支护面积应为:支架中心距×(顶梁长度+移架后的梁端到煤壁之间距离)。表中括号内数字系掩护支架顶梁上的支护强度,设计和选用时应根据括号内数字除以支撑效率,即为所需的支架总阻力。表中所列的支架强度根据各矿实际可允许±5%的波动范围。

2)表中支护强度栏内的1.3、1.6和2为老顶分级的增压系数,即Ⅱ、Ⅲ、Ⅳ级来压强度与Ⅰ级来压强度的增压比值,系根据同类型顶板统计分析所得,Ⅳ级顶板由于地质条件变化较大,故只给出最低值2,各局矿可以根据实际情况确定其适宜值。

3)单体支柱的支护密度应根据表中的支护强度除以支柱实际达到的支撑力而得。

4)表中采高系指最大采高,具体采高的支护强度可根据表内值用插值法确定。

5)全部充填和厚煤层的下分层工作面的支护强度可根据具体情况确定。缓慢下沉系全部陷落法的一种特殊形式,其老顶级别和支护强度可以根据实际情况自行确定。

(二)倾斜煤层单一长壁采煤法

倾斜煤层主要采用爆破落煤采煤。使用机组采煤时,要求工人操作熟练,规格质量要好,管理水平要高。

倾斜煤层工作面由于受运输方式、放炮、支架、回柱放顶及安全等因素的影响,工作面不宜太长,一般在80~150米之间。当煤层倾角接近于缓倾斜条件时可用上限,接近于急倾斜条件时应适当短些。

根据煤层倾角确定工作面的运输设备。倾角30°以下的倾斜煤层爆破落煤时,用搪瓷溜槽或刮板输送机;倾角在30°以上时,用铁槽自溜运输。

工作面炮眼布置、支护、顶板管理、劳动组织等基本上与缓倾斜煤层相同。

二、厚煤层采煤方法

(一)倾斜分层走向长壁采煤法

1. 开采顺序及分层工作面主要参数选择

(1)开采顺序

厚煤层倾斜分层走向长壁采煤法按分层开采顺序有下行式(从顶板向底板方向开采)及上行式两种。下行式一般采用全部陷落法管理顶板;上行式采用充填法。

当前国内多数生产矿井采用下行式开采,当需要保护农田、地面建筑、铁路、水体、以及开采特厚煤层时,才用上行充填法采煤。

(2)分层工作面主要参数选择

分层厚度(采高):一般采用 2.0～2.5 米。

工作面长度:机采面为 120～180 米,以 150 米左右为好;炮采面可适当短些,一般为 80～150 米。

上下分层同时开采的工作面超前距离:下行陷落法开采时,主要根据煤层顶板周期压力稳定情况,同时还应考虑人工假顶材料的使用期限,自然发火期以及再生顶板胶结期,一般上分层顶板冒落稳定后再采下分层,炮采工作面保持 60～80 米错距,机采工作面保持 100～120 米错距。上行水砂充填开采时,根据国内多年的实践经验一般为 15～30 米,个别有达 50 水的。

2. 回采工作

(1)倾斜分层走向长壁下行陷落采煤

缓倾斜厚煤层通常在沿厚度的方向上,按便于回采的高度(2.0～2.5 米)分为若干分层。其回采次序为由顶到底利用陷落法逐层进行,每分层的回采类似于中厚煤层的长壁工作面。这种采煤法的回采工艺特点主要由顶板管理上的特点来决定。有些软的冒落岩块在上覆岩层的压力下,加上水或泥浆的作用,能重新结成一个整体,可作为下分层的顶板(即再生顶板)。有些煤层顶板冒落后,由于粘结性差,经过压实也不能形成再生顶板,则必须采用人工顶板。目前常用的简易假顶材料有竹芭、荆芭、杏条等,这些材料易腐朽,只能用一个分层。开采多分层时,可采用金属网假顶。

(2)倾斜分层走向长壁上行水砂充填采煤

水砂充填采煤法的分层回采顺序一般为上行式,这样可以减少工序,节约假顶材料,改善工作面的生产环境(下行可能有淋头水),提高了劳动效率。由于充填体的下沉(《煤炭工业设计规范》规定下沉率一般不超过 10～15%),当煤层厚度较大时,可能使顶煤产

生较大的离层，甚至遭到破坏。此时需将厚煤层分组开采，实践经验每分组以 7～9 个分层为宜，一般不超过 20 米厚。组间采用下行开采顺序，留煤皮 1～2 米，若煤层中含有夹石，则以夹石划分层组，以减少煤的损失。

倾斜分层走向长壁上行水砂充填采煤法适用于煤层倾角为 5°～35°，它的回采工艺过程基本与单一走向长壁采煤法相似。走向长壁水砂充填工作面布置见图 4－2－6。工作面中采煤与充填的配合可分为两种形式。一为轮换方式，即回采和充填工作分别在两个或两个以上的工作面轮换进行，回采工作面与充填工作面的个数比例称为轮换比，由于各矿的回采能力和充填能力不同，因此轮换比也不一样，一般为 2∶1 或 1∶1，个别充填能力低的矿井也可能为 1∶2，即一个面回采，一个面做充填准备，一个面进行充填。另一为平行方式，即回采和充填工作在同一个工作面中，既进行采煤又进行充填，不设轮换工作面。采充平行作业工作面布置见图 4－2－7。

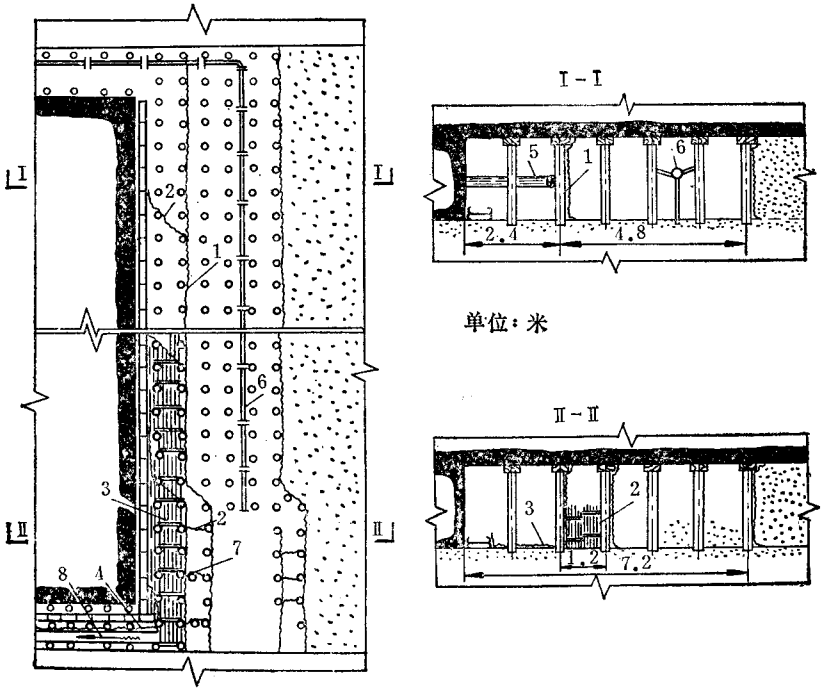


图 4－2－6　走向长壁水砂充填工作面布置

1—拉帮门子；2—半截门子；3—底铺；4—顺水门子；5—撑木；6—充填管；7—临时沉淀池；8—水沟

平行方式有很多优点：工作面的利用率高；边回采边充填能充分发挥工作面的生产能力，占用的机电设备少，机电设备的利用率高；工作面的推进速度快，空顶时间短，从而

可减弱顶板压力,降低材料消耗;同时维护的巷道少,生产管理集中。缺点:采场内同时进行采煤与充填,煤、水分家不易解决,要求有较好的顶板条件,才能保证平行作业所需要的较大的控顶距离,采场中工序复杂,人员较多,互相干扰。

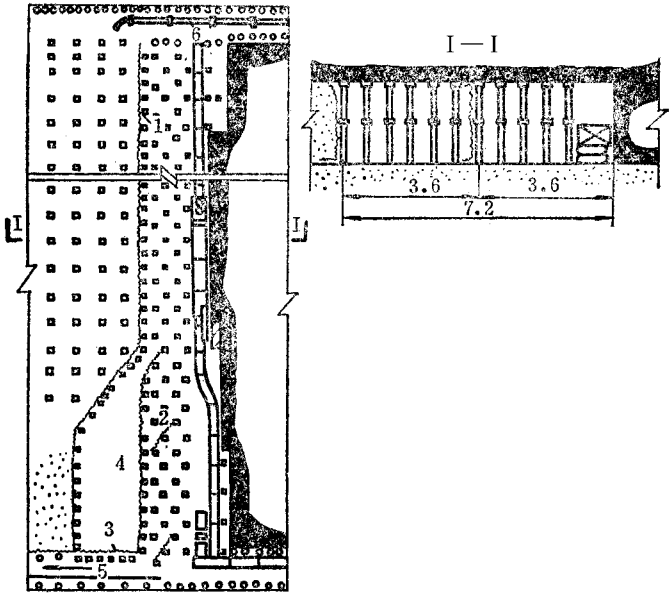


图 4 – 2 – 7　采充平行作业工作面布置

1—拉帮门子;2—半截门子;3—堵头门子;

4—临时沉淀池;5—水沟;6—充填管

3. 劳动组织及技术经济指标

肥城曹庄矿倾斜分层走向长壁下行陷落采煤和阜新高德矿上行水砂充填采煤劳动组织,见表 4 – 2 – 7 和表 4 – 2 – 8。倾斜分层走向长壁下行陷落采煤和上行水砂充填采煤技术经济指标实例,见表 4 – 2 – 9。

表 4 – 2 – 7　肥城曹庄矿倾斜分层走向长壁下行陷落采煤劳动组织

工　种	班　次　人　员(人)			
	计	一	二	三
司　机	4	2	2	
看 溜 工	4	1	1	2
支 柱 工	16	8	8	
临时支柱工	6	3	3	

工　种	班　次　人　员(人)			
	计	一	二	三
运 料 工	4	2	2	
开缺口工	12	6	6	
放 炮 工	2	1	1	
移 溜 工	2	1	1	
洒 水 工	2	1	1	
顶板维护工	12	3	3	6
回柱铺芭工	19			19
维 修 工	8	2	2	4
合　计	91	30	30	31

注:工作面长 140～180 米,煤厚 5.7 米,采高 1.9～2.0 米,荆芭假顶,回采工效率 8.8 吨/工。

表 4－2－8　阜新高德矿倾斜分层走向长壁上行水砂充填采煤劳动组织

工　种	班　次　人　员(人)			
	计	一	二	三
打 眼 工	9	3	3	3
放 炮 工	3	1	1	1
攉 煤 工	27	9	9	9
移 溜 工	3	1	1	1
支 柱 工	6	2	2	2
运 料 工	3	1	1	1
看 溜 工	15	5	5	5
装 车 工	3	1	1	1
电　工	3	1	1	1
充 填 工	21	7	7	7
队　长	3	1	1	1
合　计	96	32	22	32

注:工作面长 110 米,平均采高 1.5 米,回采工效率 4.73 吨/工,采充平行作业。

表 4－2－9　倾斜分层走向长壁采煤技术经济指标实例

矿井名称	分层厚度(米)	倾角(度)	工作面长度(米)	月进度(米)	月产量(吨)	回采工效率(吨/工)	坑木消耗(米³/万吨)	炸药消耗(公斤/万吨)	备注
下行陷落采煤									
平顶山一矿	1.6	8	110	35	10848	7.75	—	—	
平顶山五矿	2.0	20	107	36	12564	7.17	—	—	
淮南新庄孜矿	1.8	31	115	49	18096	7.25	46.6	2094	
淮南谢家集三矿	1.95	22	140	48	19607	6.89	13.3	2289	炮
石咀山二矿	2.0	21	184	40	23482	6.73	—	—	
窑街一矿	2.2	6	81	68	16400	6.64	—	—	
窑街二矿	2.2	12	116	51	17182	7.41	—	—	采
徐州大黄山矿	2.0	32	110	93	36185	6.86	2.5	6820	
徐州夹河矿	2.0	12	180	42	23235	8.87	3.4	639	普机
开滦唐山矿矿	2.17	15	122	38	19896	8.95	39.8	222	
上行水砂充填采煤									
辽源梅河矿二井	2.3	40	113	39	13991	6.10	148	2708	
辽源梅河矿一井	2.4	35	134	34	12186	4.15	146	2804	炮
辽源西安矿二井	2.1	8	168	26	14173	3.59	170	2826	采
阜新高德矿	1.7～2.8	20	85～149	9～24	14680	6.48	66	2920	

注 表中所列月产量和回采工效率，一般为各矿近两年工作面曾经达到过的比较先进的指标。

(二) V 型倾斜长壁水砂充填采煤法

倾斜长壁采煤法的工作面是沿走向方向布置，沿倾斜向上推进。为了便于工作面的充填、运输和通风工作，自开切眼开始回采后，将工作面逐步调整成两端高中间低的伪倾斜角(8°～12°)，全工作面呈 V 型。V 型倾斜长壁采煤法示意见图 4－2－8。

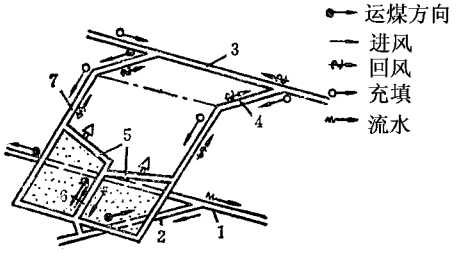


图 4－2－8　V 型倾斜长壁采煤法示意

1—集中胶带输送机巷道；2—运输煤门；2—集中回风巷道；

4—回风煤门；5—回采工作面；6—分层溜煤巷道；

7—分层回风(管子)巷道

V 型倾斜长壁水砂充填采煤法的技术特征，见表 4－2－10。

表 4－2－10　V 型倾斜长壁水砂充填采煤法的技术特征

项　目	技　术　特　征
适用条件	倾角 20°～45°,地质条件复杂和走向断层较多的特厚煤层
工作面布置	工作面调角后,为风流上行、充填及运输下行创造了条件。随着分层工作面沿倾斜向上推进,在充填体中逐渐留出并维护一条分层溜道,以便溜煤、进风和流水。为了不使工作面与溜道相交处顶板悬露面积太大,V 型两翼的工作面应始终保持 5～6 米的错距
主要参数	采区走向长度一般为 320～400 米;个别达 500 米。沿走向布置 4～5 个 V 型工作面,每个 V 型工作面长 80～100 米,每翼长 40～60 米。阶段内可分为 2～3 个分阶段,分阶段垂高在倾角 18°～45°的条件下分别为 40、50、60 米。这是根据分层溜煤巷和分层回风巷的维护状况,力求在 1.5～2 个月内采完一个分层,分层采高一般为 2～2.5 米
开采顺序	沿倾斜分阶段间下行式,工作面仰斜推进;沿层厚分组间下行,分层间上行。回采工作从运输水平向上推到回风水平
作业方式	均为两采一充,昼夜一循环的工作制度,开帮进度 1.5～2.0 米。最小控顶距 1.2～1.5 米,最大控顶距 4.2～5.5 米,充填步距为 3～4 米

V 型倾斜长壁水砂充填采煤技术经济指标实例,见表 4－2－11。

表 4－2－11　V 型倾斜长壁水砂充填采煤技术经济指标实例

矿井名称	采厚(米)	倾角(度)	工作面长度(米)	月进度(米)	月产量(吨)	回采工效率(吨/工)
抚顺龙凤矿	2.2	12～25	66	65	11619	3.87
抚顺老虎台矿	2.0	28	90	89	20816	5.31
抚顺老虎台矿	2.5	15	66	101	21680	5.06

注:表中所列月产量和回采工效率一般为各矿近两年工作面曾经达到过的比较先进的指标。

第二节　放顶煤采煤法

一、伪俯斜放顶煤采煤法

义马矿务局宜洛煤矿李沟井在急斜不稳定厚煤层中采用伪俯斜放顶煤采煤法,取得了良好的技术效果和显著的经济效益。

(一)工作面开采条件

宜洛煤矿李沟井 13021 工作面位于六采区北翼一区段,该采区走向长度 700m,煤层

倾角 45°～60°，平均 55°。煤层厚度变化较大，一般为 2.7～13m，平均 6.5m，煤的硬度系数 $f=0.8$，煤的容重为 1.471t/m^3。直接顶为砂质泥岩，厚 2～4m，老顶为中粒石英砂岩，厚 4.6～13m，底板为泥岩，厚度 3～6m，局部有 0.3～0.5m 的炭质泥岩伪底。

为保证煤的自溜运输，工作面伪倾角 33°，伪斜角 41°41′23″，平面伪斜角 27°02′49″，工作面长 34m，采高 1.8m，放煤厚度 0.9～11.2m，平均 4.7m，上下平巷沿底板布置，断面 3.6m^2。

(二)采煤工艺

1. 落煤

由于煤层松软，为便于管理顶板，采用传统的以风镐为主的落煤方式。为减少攉煤量，减轻工人的劳动强度，将采煤工作分为两个工序进行，先自下向上分段采煤壁与铅垂面之间的下三角煤，把底板完全暴露出来，再由上向下采另一半上三角煤，一次开采的分段长度 4m 为宜。

2. 装运煤

工作面为人工装煤，溜槽自溜运煤；工作面后方放出的顶煤先经短斜溜槽溜入工作面溜槽中，煤经溜槽往下巷，再经下巷刮板输送机运至溜煤眼。

3. 支护

采用 DWT22－15/70 轻型单体液压支柱与改进型的‘十’字铰接顶梁，一梁一柱，正悬臂齐梁直线柱布置，煤壁加打贴帮柱。在支柱上、下部沿倾斜方向加有两道防倒链。为便于控制工作面顶板及便于顶煤的放出，用金属网、荆芭和背木棍联合护顶，如图 4－2－9 所示。

在采上三角煤的同时，进行护顶上网、挂梁和支柱。支柱迎山角 3°～5°。

4. 放顶

工作面采用多头分段作业，人工卸压回柱，分段长度不小于 15m；分段内由下向上进行，并在两分段之间打好过渡隔离支柱。

5. 放顶煤

1)放煤步距。该矿进行了两采一放和一采一放两种放煤步距的试验。两采一放，放煤步距 2m，低位剪网取口放煤。放完煤后，放煤口重新补好网，顶煤放出率高；一采一放，采空区侧上半部为顶煤，下半部为矸石，放煤口只能在上部剪网，采用高位放煤，顶煤回收率低。

2)放煤方式。该矿进行了单轮间隔自下而上放顶煤；单轮间隔自上而下放顶煤；从工作面两端放起，再在中间加开放煤口，逐渐缩小放煤口间距等 3 种放煤方式的试验。

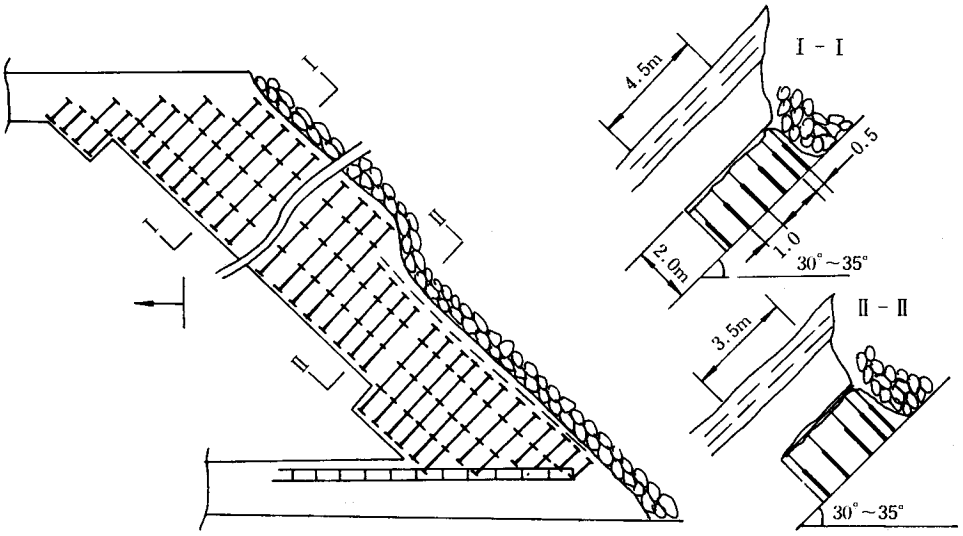


图 4－2－9　工作面布置方式

单轮间隔自下而上、自上而下放顶煤，首先每隔 4m 开一个放煤口，然后再在两放煤口间加开一个放煤口，这两种放煤方式放出煤量差异不大，其共同特点是放煤量小，见矸早、混矸多。

从工作面两端放起，再在中间加开放煤口，逐渐缩小放煤口间距，该放煤方式开始放煤时由于放煤口间距大，见矸晚，放煤多，随着放煤口间距的缩小，放煤量呈递减趋势。放到最后，放煤口间距缩小到 2m 左右，该方式放煤量大，见矸晚，相对混矸较小。

循环作业方式：工作面采用两班采煤，两班放顶，两班放顶煤，两天完成一个作业循环，其作业方式如图 4－2－10 所示。

（三）工作面矿压显现特征

1. 老顶的初次来压和周期来压

工作面有明显的老顶初次来压和周期来压，初次来压期间，支柱载荷明显增大，支柱安全阀开启次数较多，支架变形明显增大，如图 4－2－11 所示。

从图中可以看出，老顶初次来压步距为 27m，周期来压步距 8～12m，平均 10m。老顶来压强度见表 4－2－12。

2. 沿工作面倾斜方向压力分布

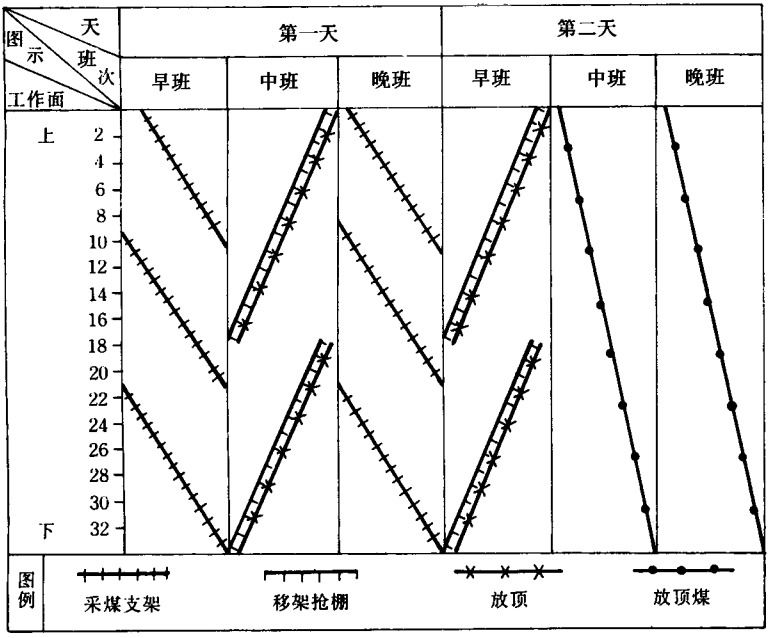


图 4－2－10　**工作面循环作业图表**

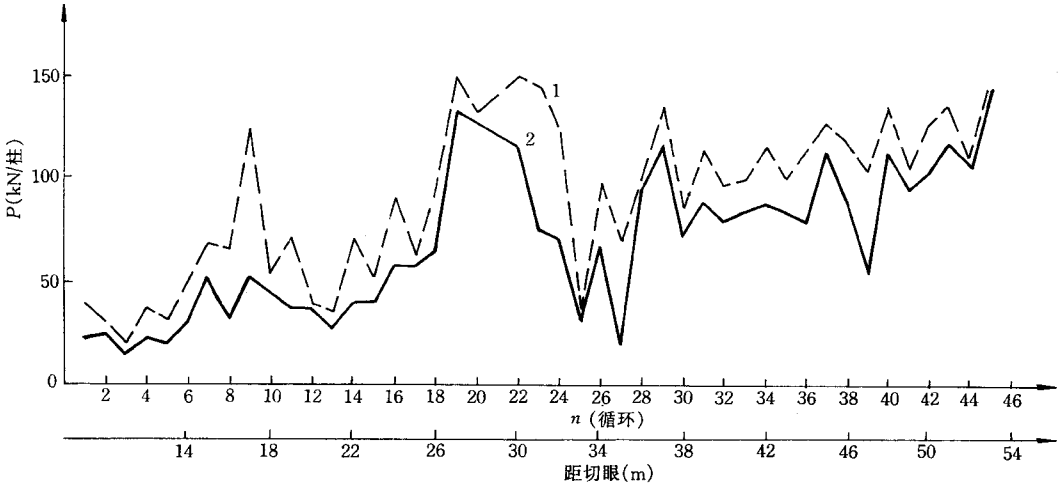


图 4－2－11　**沿工作面推进方向压力分布**

1—最大载荷平均值曲线；2—平均载荷曲线

沿工作面倾斜方向支柱载荷分布如图 4－2－12 **所示。**

表 4－2－12　工作面距煤壁 3m 处支柱载荷

次序 / 内容	初次来压	周期来压	
		1	2
来压时 P_n(MPa)	11.17	9.71	11.16
平时 P(MPa)	5.12	5.73	7.24
增载系数	2.18	1.69	1.54

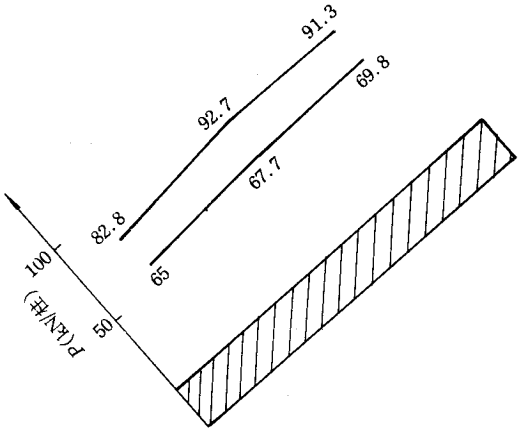


图 4－2－12　沿工作面倾斜压力分布

沿工作面倾斜方向，中上部载荷基本相同，且大于工作面下部。其主要原因是对于急倾斜工作面，垮落矸石冒落后向下滚动，充填工作面下部采空区，形成工作面下部充填密实，中上部出现悬空。采空区沿工作面长度方向形成不同充填状况。从而导致工作面支柱载荷沿长度方向分布不均。

3. 工作面控顶范围内支柱载荷分布

控顶范围内距煤壁距离不同，支柱载荷大小也不同，在距煤壁 3m 以内，支柱载荷随控顶距增大而增大，距煤壁 3m 处达最大值，这充分体现了支柱载荷的时间和空间效应。但距煤壁 4m 和 4.5m 处，支柱载荷较小，其主要原因是由于顶煤的破碎垮落，形成向工作面斜上方的垮落角，导致支柱载荷的降低。如图 4－2－13 所示。

4. 支柱初撑力对工作面支护效果的影响

当初撑力较小时，随支柱初撑力的增大，平均工作阻力呈线性增加，当初撑力大于 50kN/柱时，支柱平均工作阻力随支柱初撑力增大而增加的梯度较小，这说明支柱初撑力

较低不利于支柱阻力的发挥,影响工作面支护效果;支柱初撑力过大不能明显增加支柱平均工作阻力,亦不能明显改善工作面支护状况。

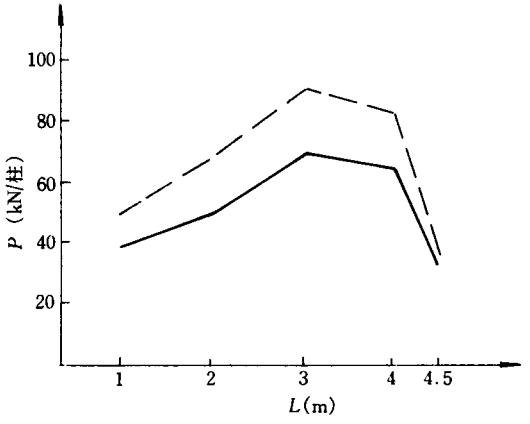


图 4－2－13　工作面控顶范围支柱载荷分布

5. 工作面支架稳定性分析

对于大倾角工作面,支架稳定性是确保工作面支护质量和安全生产的主要因素。

沿工作面推进方向,向煤壁方向偏转的支柱多于向采空区方向,其中向煤壁方向偏转的支柱占统计总数的 32.5%;支柱平均偏角向煤壁方向(9.4°)略大于向采空区方向(8.7°),说明在俯斜放顶煤工作面特定的地质及开采技术条件下,支架沿走向易向煤壁失稳,详见表 4－2－13。

表 4－2－13　支柱倾角观测结果统计表

向煤壁			向老塘			向下			向上		
柱数	比率(%)	平均倾角(°)	柱数	比率(%)	平均倾角(°)	柱数	比率(%)	平均倾角(°)	柱数	比率(%)	平均倾角(°)
54	67.5	9.4	26	32.5	8.7	64	80	10.7	16	20	9.8

沿工作面倾斜方向,向工作面下方倾转的支柱多于向工作面上方。其中向工作面下方倾转的支柱占统计总数的 80%,向工作面上方倾转的支柱占统计总数的 20%;沿倾斜方向支柱平均偏角向工作面下方(10.7°)大于向工作面上方(9.8°),说明支柱沿倾向向工作面下方失稳的可能性较大。

大倾角工作面支架的稳定性差,支架易于发生向工作面下方和煤壁方向的失稳,但支架的偏转并不说明工作面倒架冒顶事故的发生,而只有当支柱倾角偏转到某一极限位

置时，才可能发生支架的失稳。观测结果表明，支柱偏角最大达 15°，工作面生产期间未发生倒架冒顶事故。

为了预防支架向工作面下方和煤壁方向的失稳，支柱架设时应向上和采空区方向有一初始偏角，其大小控制在 5° ~ 8°左右为宜。

6. 顶煤运动规律分析

(1)顶煤走向方向水平位移速度分布规律

顶煤在走向方向水平位移速度分布状况如图 4 - 2 - 14 所示。顶煤远离工作面煤壁位置时，其水平位移速度在横坐标轴附近有微小波动，这说明远离工作面顶煤几乎不发生水平位移；当距工作面较近时，顶煤水平位移速度迅速增大，主要表现为向煤壁和采空区方向的位移。产生这种位移特点的主要原因是随着接近工作面，对顶煤的水平约束力解除，导致顶煤向约束力较小的煤壁方向产生水平移动。

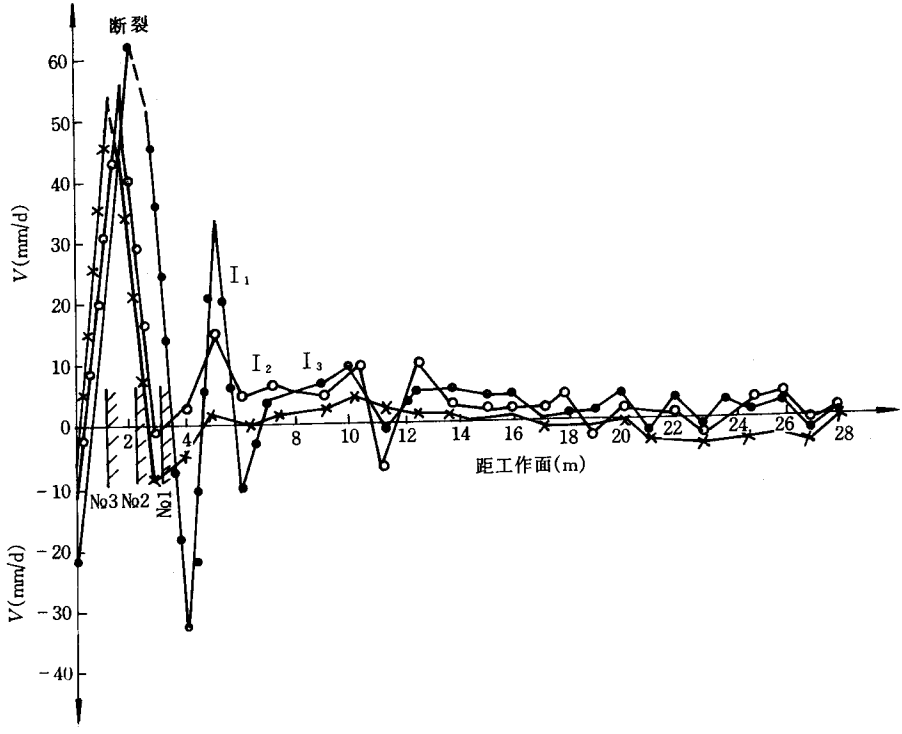


图 4 - 2 - 14　运输平巷顶煤水平位移速度分布

I_1 — Ⅰ# 孔 6.3m 基点曲线；I_2 — Ⅰ# 孔 4.3m 基点曲线；

I_3 — Ⅰ# 孔 2.3m 基点曲线；+ —表示向煤壁方向位移；

——表示顶煤向煤体深处位移

不同高度处的顶煤，其水平移动速度特征各不相同。在 6.3m 层位的顶煤，位移速度波动幅度最大，最大位移速度达 $V_{max}=442mm/d$。位移速度较大的波及范围从工作面前方 2.8m 到工作面后方 1.6m；在 4.3m 层位的顶煤，其水平位移速度波及范围从工作面前方 2.6m 到工作面后方 0.4m，最大位移速度发生在工作面后方 0.4m 处，其值为 402mm/d；2.3m 层位上的顶煤，其位移速度波动范围在工作面前方 0.4～1.6m，并在 1.6～3.6m 处出现了顶煤位移负速度。

(2)顶煤走向方向垂直位移速度分布规律

与走向方向顶煤水平位移速度分布特征相比，走向方向顶煤铅垂位移分布较为简单，如图 4－2－15 所示。一般而言，顶煤的垂直运动单纯表现为压缩作用。由图可以看出，在远离工作面时，顶煤表现出的垂直位移是微小而平缓的；当靠近工作面且在距工作面 2.8m 时才发生较大的台阶性下沉，这与顶煤发生的剧烈水平运动有关，而这一运动结果正是顶煤破坏的显著标志。工作面上部顶煤垂直位移速度影响区域远远大于工作面下部。影响区内垂直位移速度变化表现为波动过程，也出现台阶性下沉现象。

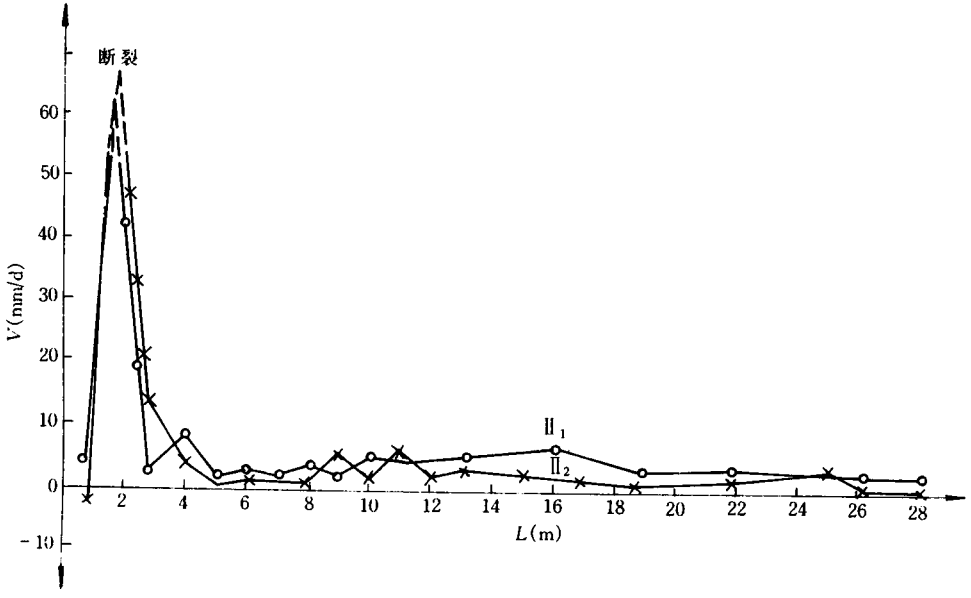


图 4－2－15　运输巷顶煤垂直位移速度分布

Ⅰ1－Ⅱ#孔 5.5m 基点曲线；Ⅱ2－Ⅱ#孔 4m 基点曲线

(3)顶煤沿倾斜下滑位移速度分布

顶煤沿工作面真倾斜方向的位移速度分布如图 4－2－16 所示。

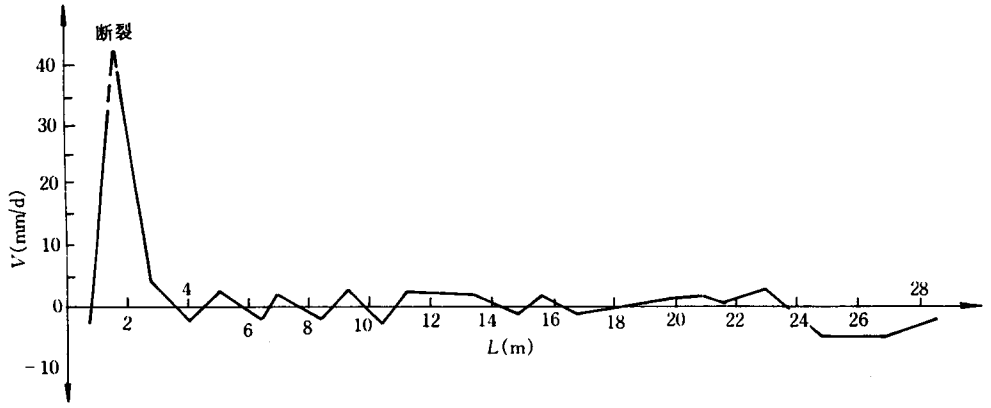


图 4－2－16　运输巷顶煤倾斜下滑位移速度分布

由图可见，伪俯斜工作面下部，顶煤下滑位移速度很小，即顶煤几乎不发生下滑移动，主要表现为水平移动速度影响的正向位移，顶煤的这一运动特征与其水平和垂直位移运动具有同样的规律性。但工作面位置不同，顶煤的倾斜位移也有一定的差异。随距工作面距离的接近，顶煤下滑速度分布出现明显阶段性波动特点。距工作面较近时，不同层位上的顶煤下滑速度并不相同，一般较高层位大于较低层位顶煤的下滑速度，且与较低层位相比还出现明显正位移速度阶段。可见较高层位顶煤运动形态更多地受到工作面顶板岩层运动的影响。因而，工作面伪俯斜布置缓和了上部顶煤台阶性下滑运动趋势，未发生象工作面下部出现的顶煤断裂性运动。

7. 工作面两巷超前支承压力显现特征

通过对两巷的围岩移动速度观测，表明上下两巷均受超前支承压力影响。上巷所受影响范围较大，约超前 20m；围岩移动速度随距工作面距离的接近逐渐增大，最大值在距工作面煤壁 1m 处。下巷所受影响范围较小，约超前 10m；在距工作面 10m 以远，围岩移动速度很小；距工作面 5～10m 范围内，围岩移动速度逐渐增大；距工作面 5m 以内，围岩移动速度急剧增大。

(四)瓦斯涌出规律

1. 瓦斯涌出规律与工作推进距离的关系

工作面初采阶段，瓦斯浓度较小，多数情况下低于平均瓦斯涌出速率；随着工作面的推进，矿压显现强度增加，瓦斯涌出速率增大；在工作面初次来压和周期来压期间，工作面瓦斯涌出速率出现峰值，如图 4－2－17 所示。一般工作面压力大，煤体破碎充分，工作面瓦斯涌出量也较大；工作面压力小，煤体完整性好，煤体内瓦斯不能得到充分释放，工作面瓦斯涌出量也较小。

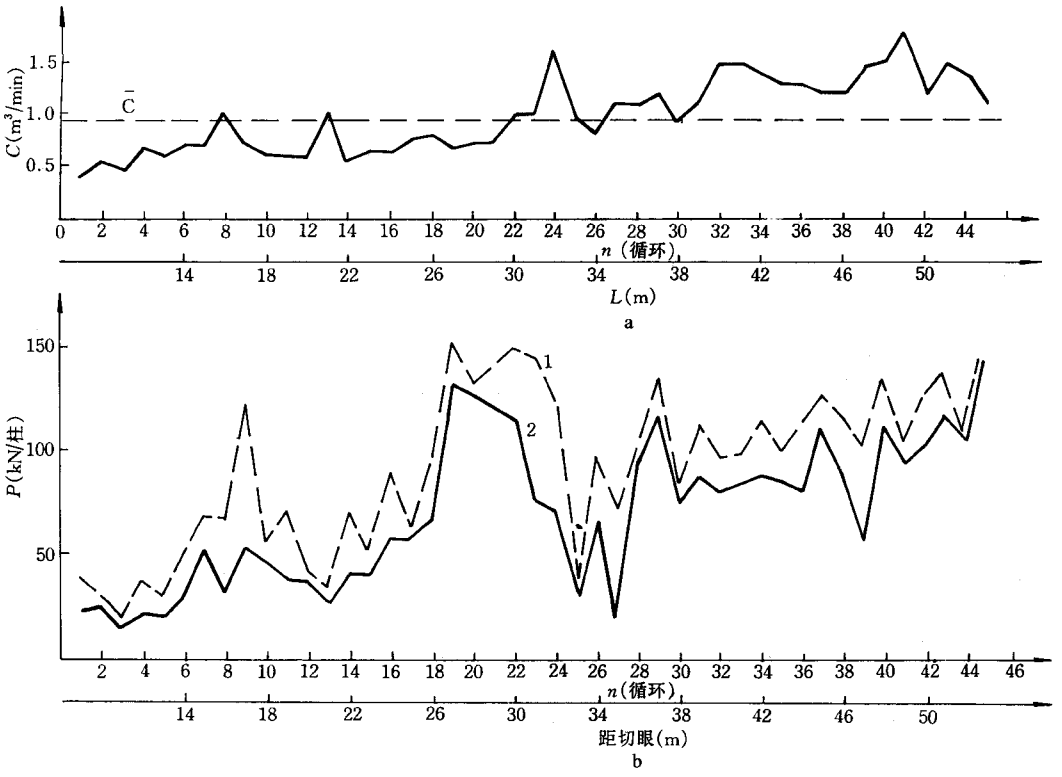


图 4－2－17　工作面矿山压力、推进距离与瓦斯涌出量的关系

a—工作面推进距离与瓦斯涌出量的关系；b—沿工作面推进方向压力分布规律

1—最大载荷平均；2—平均载荷

2. 生产工序与工作面瓦斯涌出量的关系

(1)实际生产中，往往连续几班放顶煤。随连续放煤班次的增加，回风巷中瓦斯浓度减少，但工作面上隅角逐渐达到最大，若放煤班次继续增加，工作面上隅角瓦斯浓度减少，如图 4－2－18 所示。

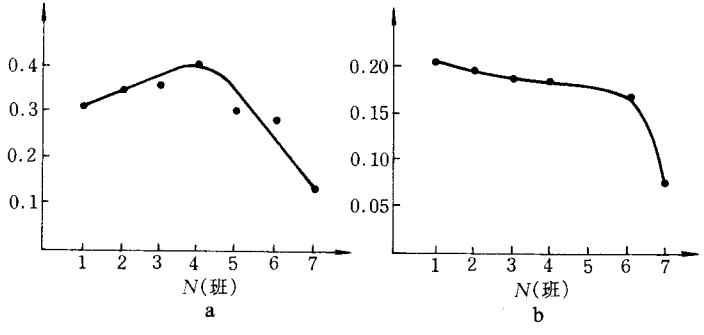


图 4－2－18　瓦斯涌出量与放煤班次的关系

a—工作面上隅角；b—工作面回风巷

(2)生产工序对瓦斯浓度影响程度由大到小依次为采煤、放顶煤和移架放顶。但无论任何工序对上隅角处瓦斯的影响都大于对回风巷中瓦斯的影响。

(五)对伪俯斜放顶煤采煤法的评价

伪俯斜放顶煤采煤法的优点是：

(1)提高了工作面单产和工效。该采煤法简化了工序，减轻了工人的体力劳动，避免了分层开采的多次搬家，工作面单产达到了月产万吨水平，回采工效达 10t/工以上，与分层开采相比，工作面单产提高 56.4%，回采工效提高 21%。

(2)提高了煤炭采出率。采用伪俯斜放顶煤采煤法，工作面采出率高达 92%，与分层开采相比，提高了 19.48%，获得较好的经济效益。

(3)降低了万吨掘进率，减少了巷道掘进和维护费用。采用该采煤法每年可减少岩巷掘进工程量 3750m，减少煤巷掘进量 11000m，每年可节约巷道掘进和维护费用 1220 万元。

(4)降低了工作面材料消耗和吨煤成本。与分层开采相比，每生产一吨煤可降低材料消耗费用 2.48 元，降低吨煤直接成本 3.25 元。

伪俯斜放顶煤采煤法存在的问题：

(1)当顶煤较薄(小于 1m)时，不易托顶煤，支护不及时易发生冒顶。

(2)放顶煤工序会产生大量的煤尘，对矿井安全和工人健康不利。

(3)工作面上隅角瓦斯聚积目前尚无有效治理措施。

该采煤方法适用急倾斜厚煤层，尤其是急倾斜‘三软’不稳定厚煤层。

二、斜坡采煤法

斜坡采煤法的主要特点是，在急斜煤层中应用成组的伪倾斜巷道(即斜坡或回采斜坡)按一定垂高把煤层切割成许多斜形条带，并保留一定厚度的护顶煤，逐次用爆破落煤方法回采，采煤工作面采落的煤经过一系列斜巷直接自溜运输到装车站的煤仓(或溜煤眼)，在采区内形成从掘到采连续的无动力运输，用比较简单的回采工艺方式把煤采出。

(一)下行斜坡采煤法

1. 云南一平浪矿下行斜坡采煤法

云南省一平浪矿用此种方法在北区一采区开采厚度为 1.06 ~ 2.26m(平均为 1.2m)，倾角为 42° ~ 90°(平均为 62°)的 K_2 煤层。该区断层纵横交错，地质构造极其复杂，煤层结构比较简单。直接顶由中厚层状粉砂岩夹煤线组成，底板由粉砂岩夹煤线，粉砂岩、细砂岩及 K_{4b} 煤层等组成，属低沼气矿井。

采区的走向长度为 1500m，倾斜长度为 190m，阶段垂高为 165m，分三个区段进行回采，区段垂高分别为 65m、55m 和 45m。巷道布置为集中上山双翼采区布置，在采区中部沿煤层底板开掘一条集中运煤上山，在底板岩石中掘进区段运输、通风平巷，并在区段运输平巷中，每隔 30～50m，以 27°～30°的坡度开掘岩石斜巷与煤层贯通。当这些斜巷掘到一定高度时，可以同样的角度和相反的方向继续掘进斜坡（反斜坡），这样反复多次最后到达回风水平，形成锯齿状斜坡群，把煤层切割成一个不太规则的菱形块段，在这菱形块段内布置回采斜坡进行回采工作。在这些斜坡中，有些起主斜坡的作用，负担一个采区的溜煤、通风、运料和行人等任务，有些斜坡则随着开采的结束而报废，其巷道布置方式如图 4－2－19 所示。

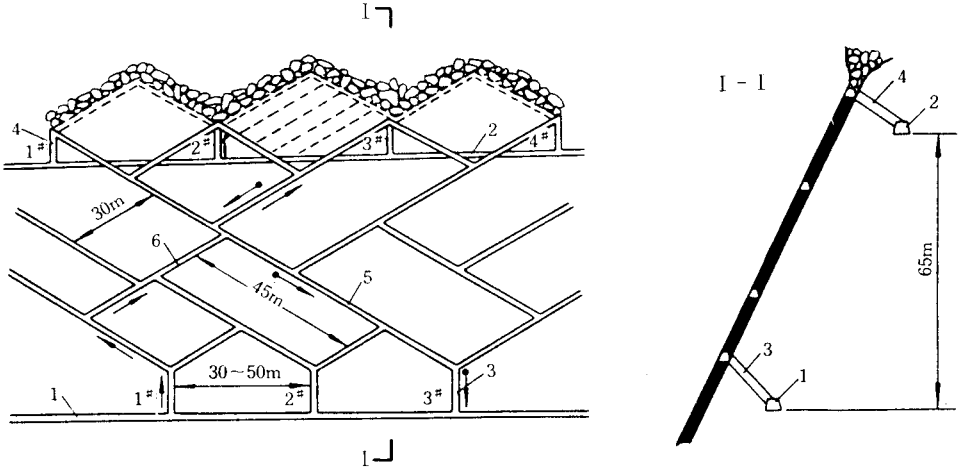


图 4－2－19　下行斜坡采煤法巷道布置

1—底板运输平巷；2—底板通风平巷；3、4—岩石斜巷；

5—主斜坡；6—反斜坡（副斜坡）

斜坡工作面正常生产及收尾期间，工作面的通风主要靠局部扇风机来实现。

进行回采工作以前，首先用回采斜坡把煤体切割成相互平行的若干个条带，条带间留有 5.5m 的护顶煤，而后用打眼放炮的方式对回采斜坡逐条由上而下进行回采工作，采煤工作面的布置方式，如图 4－2－20 所示，每次回采 4～5m。未进行回采的一段巷道要事先加固，以保证工作人员的安全。另外，在回采的块段与未回采的块段之间，用木支柱横竖交错将巷道支护牢固，并且加上斜撑以形成封塘闸。封塘闸只留 0.4～0.6m 左右的间隙，以便于溜煤。当工人向采空区捅煤时，封塘闸也可以起到阻挡和防止大块矸石，大块煤炭冲击伤人的作用。

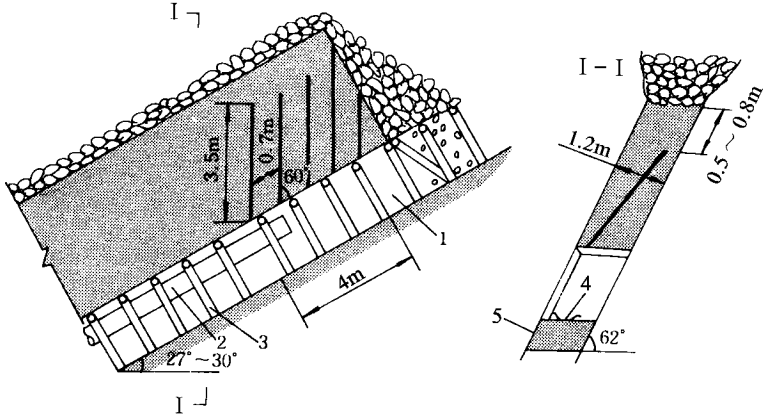


图 4－2－20　下行斜坡采煤法采煤工作面布置

1—回采斜坡；2—风筒；3—巷道支柱；4—溜槽；5—煤层

炮眼的深度、间距根据顶煤的厚度、煤层的硬度确定。一般情况下，炮眼深度为3.5m，间距为 0.7m。炮眼不要与采空区打通，应该留出 0.5～0.8m 的间距；

放炮前，对于回采段的支架应进行认真检查，部分拆除，应以不引起顶煤冒落威胁工作安全为准。

出煤时，使用长柄耙子或者长杆钎子，把塘内流不出来的煤捅出或耙出来，捅煤时必须注意做好通路，严禁进入封塘回煤。当出现大块矸石并且煤已出尽时，即可把封塘空隙堵死。

该种采煤法的主要技术经济指标，见表 4－2－14。

表 4－2－14　一平浪煤矿下行斜坡采煤法主要技术经济指标

序　号	项　　目	单　　位	指　　标
1	煤层平均厚度	m	1.2
2	年产量	t/a	46755
3	最高单产	t/月一个	4682
4	直接工效	t/工	3.447
5	坑木消耗	m^3/万 t	74.468
6	炸药消耗	kg/万 t	2447
7	雷管消耗	个/万 t	3960
8	直接成本	元/t	4.85
9	煤层平均角度	(°)	62

2. 北京木城涧矿下行斜坡采煤法

北京矿务局木城涧矿开采的煤层为石炭纪近海型海陆交相的无烟煤，煤层厚度为2.5～19.3m，平均厚度7m，煤层倾角为50°～70°，煤质松软易冒落，煤层结构复杂，煤层含夹石3～5层，厚度为0.42～0.47m，有时几层夹石合并成一层，形成厚夹石层，时而有细晶岩侵入。伪顶为0.5m厚的炭质页岩，直接顶板和底板为片状砂岩和粉砂岩。低瓦斯煤层，无自然发火现象，煤尘无爆炸危险。

该采区沿走向长度为80～100m，沿倾斜通常为100m。阶段运输平巷开在距煤层底板10～15m处。沿走向每隔100m向煤层开掘溜煤眼和石门，斜溜煤眼坡度为27°～30°。石门用作进风和运料，两者沿走向间距为10m。如图4－2－21所示。

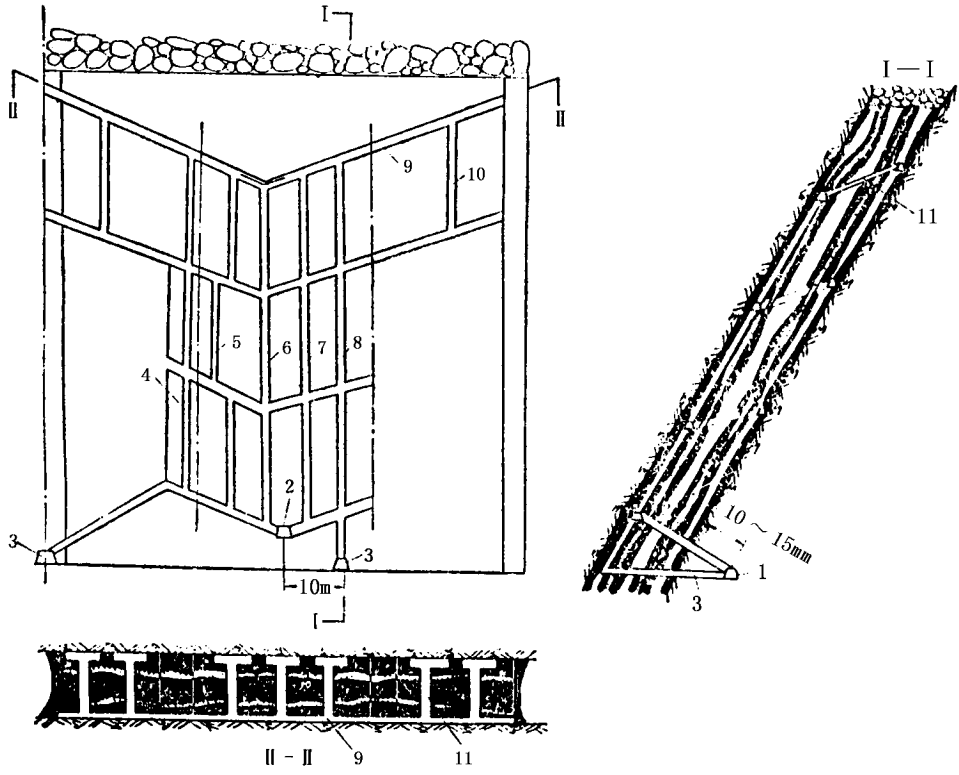


图4－2－21　北京局木城涧矿下行斜坡采煤法巷道布置

1—阶段运输平巷；2—斜溜煤眼；3—石门；4、8—溜煤和回风上山眼；5—行人上山眼；6、7—运料和进风上山眼；9—小分段斜坡巷道；10—联络眼；11—斜煤门

沿煤层倾斜布置4～5条采区上山，各条上山间距为5m，其中位于中央的是行人、运

料和进风上山，位于两侧的是溜煤和回风上山，各上山之间沿倾斜方向每隔 12m 开掘联络巷贯通。根据煤层的性质，采区上山可沿煤层底板布置，也可沿煤层顶板布置。如果靠近顶板的煤层较硬时，也可以沿顶板布置上山，以便于巷道维护。

当一组采区上山掘到回风水平以后，由两侧溜煤上山自上而下依次向采区两翼边界掘进坡度为 25°的小分段斜巷。上、下相邻斜巷间距取决于煤的硬度、顶底板岩性和技术操作水平，一般为 7～13m。显然，在一定条件下，加大斜巷间距可以提高产量和效率，并使掘进率降低。但间距过大会造成丢煤过多，也给操作带来很多困难。另外，为了便于通风，上、下小分段斜巷之间每隔 10m 用联络眼贯通。由于所开采的煤层较厚，需沿小分段斜巷每隔 5m 以 25°斜坡向煤层底板方向开掘斜坡煤门，如图 4－2－22 所示。如果采区上山是沿煤层底板布置，则在煤层内朝顶板方向掘斜坡煤门，然后在斜坡煤门内回采两侧的煤柱和顶煤。采落的煤在斜坡煤门内沿溜槽自溜运输，经小分段斜巷到溜煤上山，在运输平巷内装车。新鲜风流从运输平巷进入行人或运料上山，经小分段斜巷进入每个斜煤门，经过工作面，而后窜入采空区回风。

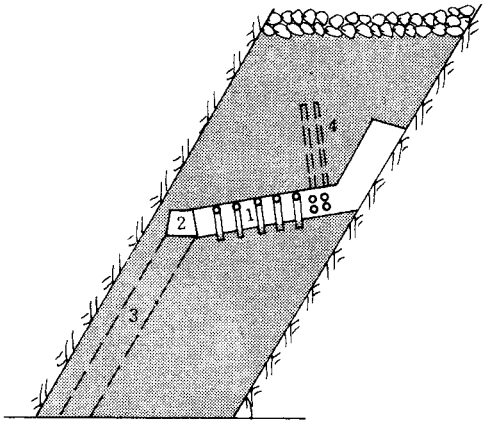


图 4－2－22　小分段斜坡煤门内的回采示意图

1—斜坡煤门；2—小分段斜巷；3—上山眼；4—炮眼

由于开采的煤层比较厚，回采工作应从斜坡煤门的最上端开始，由底板向顶板方向（如上山沿煤层底板布置则相反）沿斜坡煤门下行后退落煤回采。为了有效地对斜坡煤门之间的煤柱和巷顶煤进行爆破落煤，一般需要在回采之前在斜坡煤门之间的煤柱内开掘小斜巷，对煤柱二次切割成小块段，并依次在小块段的小斜巷内、斜煤门内和分段斜坡巷道内进行打眼放炮工作。

落煤时，可用煤电钻打眼，炮眼布置成放射状，如图 4－2－23 所示。炮眼的深度取

决于煤层的厚度和硬度。当煤层松软时，眼深为 1.8～2.0m；煤层较硬时，眼深为 2～4m（可采用接长钻杆的方法进行打眼），炮眼间距为 0.4m。装药量根据煤的软硬和炮眼深度确定。每段落煤距离可根据煤的厚度和在巷道内不同地点确定，如在小斜巷和煤门内，一般落煤距离为 1.5～2.0m，而在分段斜坡巷道内根据联络眼的间距不同可定为 3～4m。

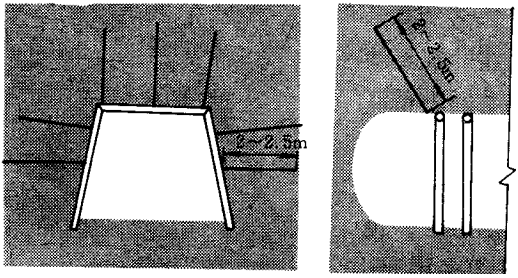


图 4－2－23　炮眼布置示意图

煤层较硬时，在放炮落煤之前应用简易回柱机进行拆棚回柱，并用木柱进行“封塘”，如图 4－2－24 所示，封塘之间的空隙断面不超过 0.4×0.6m，用于控制煤流速度，防止大块煤的矸石冲击伤人或堵塞溜煤眼。封塘木柱必须用坚硬耐用的材料，以保证工作时的安全性。

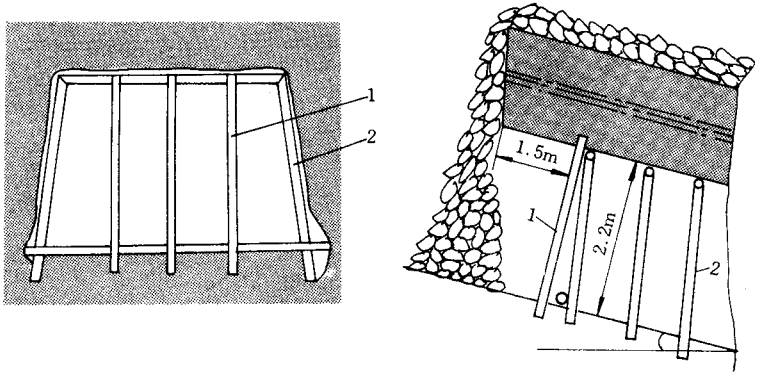


图 4－2－24　封塘木布置示意图

1—封塘柱；2—巷道木棚

出煤时，采煤工是在封塘柱的外侧经过支架加固的巷道内操作。在扒煤过程中，如果发现空塘不落，可向后倒柱，打一排炮眼以扩大落塘面积，促使煤体冒落。

这种方法的回采是在斜坡巷道内进行，且自上而下地后退落煤，其优点是产量比较

高，材料消耗少，回采工效较高，成本低。由于解决了立眼的支护问题，并在采区巷道中使用了金属支柱，从而解决了巷道压力、坑木消耗多的问题；工序少、工艺方式简单，易于适应地质条件的变化。主要缺点是采出率较低；不能实现全负压通风，存在着采空区和巷道上方空顶处瓦斯积聚的危险，故不能用于高瓦斯矿井；在25°的斜坡巷道内由上而下进行回柱作业，工作困难且不安全；崩落顶煤时其上方矸石也随之冒落，使煤混杂，严重影响煤质。所以此法一般只适用于顶板比较破碎，无自然发火倾向和低瓦斯的不稳定急倾斜厚煤层。

（二）上行斜坡采煤法

广东省曲仁矿务局花坪矿一石门采区开采的可采煤层分别为四槽煤，厚1.8m；六槽煤，厚1.3m；五槽煤，局部可采。四槽与五槽煤的层间距为50～100m，五槽与六槽煤的层间距为40～60m，煤层倾角60°～70°。

四槽煤直接顶为薄层粉砂岩，老顶为砂岩，底板为粉砂岩、泥岩。五槽煤的顶板为砂岩、粉砂岩，底板为泥岩，砂岩。六槽煤的顶板为中粗粒石英砂岩，底板为粉砂岩。

采区内水文地质条件简单，高瓦斯，煤层有自然发火危险，煤尘具有爆炸性。

采区走向长455m，倾斜长400m，垂高150m，划分两个区段。在采区中央布置一条采区运输石门，在其中布置调车场，车场长度为60～100m左右。集中轨道上山采用折返式布置在四糟煤顶板岩石中。在－150m，－220m，－300m水平分别布置区段集中石门，贯穿四槽、五槽、六槽三层煤。采区内采用大斜坡布置方式，主斜坡以25°～30°从－300m水平贯穿－220m水平或－150m水平平巷，两主斜坡间距保持在30～50m，条件简单时为50m，复杂时采用30m。沿主斜坡每隔30m掘副斜坡（反斜坡），而后掘进长度小于60m，倾角为25°～28°的回采斜坡，其下口应与主斜坡联通，其上口应与主斜坡或回风大巷联通，如图4－2－25所示。在回采斜坡之间，每隔一定距离（9～10m）掘进联络巷，作为回采工作面的进风、运煤、行人用。斜坡间的回采顺序为自上而下，斜坡内则为沿伪斜向上回采，如图4－2－26所示。

回采前应检查和处理回采工作面的安全通道、通风和瓦斯等情况，加强巷道支护；应根据煤层厚度和硬度布置炮眼，打眼时应特别注意，炮眼不应打通采空区，要保留0.5～0.8m的间距。用抬棚加固巷道，将棚顶板皮换上厚板皮。将封塘内的支架拆除并回收，封好塘（设拦挡），而后按顺序进行放炮。将爆破下来的煤用长杆钎子捅出，而后经过斜坡的搪瓷溜槽运出。

每回采完10m左右（大于两个相邻联络巷），进行集中回柱放顶，回柱绞车安装在未回采段斜坡的上方。支架回到联络巷下侧的第二排处停止，以维护联络巷，确保下一个

回采工作面有两个通道。最大控顶距为 10～15m，最小控顶距为 1.6m。

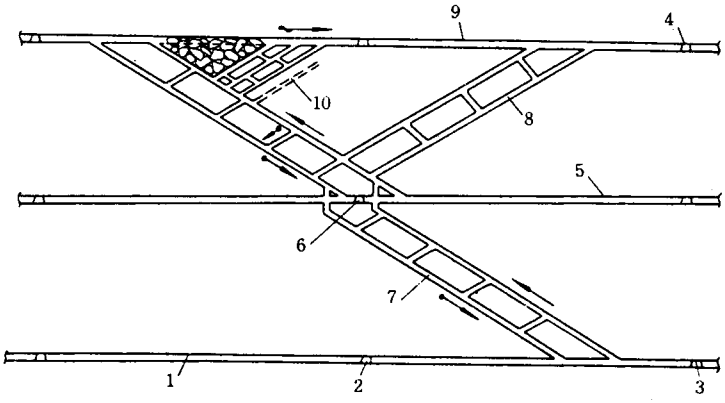


图 4－2－25　广东曲仁矿务局花坪矿上行斜坡采煤法巷道布置

1—水平运输大巷；2—采区石门；3—辅助石门；4—回风石门；5—中间运输巷；6—中间石门；7—主斜坡，8—副斜坡(反斜坡)；9—回风巷；10—回采斜坡

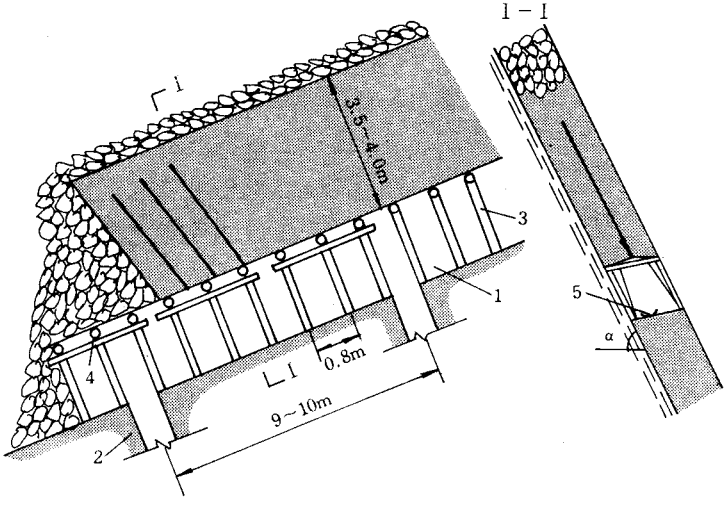


图 4－2－26　广东曲仁矿务局花坪矿上行斜坡采煤法工作面布置

1—回采斜坡；2—联络巷；3—巷道支柱；4—抬棚；5—搪瓷溜槽

该上行斜坡采煤法采煤工作面采用三班作业。每班应完成检查、打眼、放炮、出煤和回柱放顶等工序。工作面实行小循环，即每个小班完成 1～2 个正规循环。其循环数目应根据煤层的厚度而定，中厚以上煤层每个小班完成一个循环；中厚以下煤层每个小班

完成两个以上循环，其循环进度为 1.6～2.4m。上行斜坡采煤法主要技术经济指标见表 4－2－15。

表 4－2－15　曲仁矿务局上行斜坡采煤法主要技术经济指标

序　号	项　　目	单　　位	指　　标
1	采煤工作面长度	m	40～60
2	回采斜坡采高	m	3.5～4.0
3	采煤工作面单产	t/月	平均 3600，最高为 10000
4	回采工效	t/工	2.937
5	回采坑木消耗	m^3/万 t	98.21
6	回采炸药消耗	kg/万 t	950
7	万吨掘进率	m/万 t	549.12
8	原煤雷管消耗	个/万 t	5465
9	原煤含矸率	%	2

上行斜坡采煤法与下行斜坡采煤法相比具有下列优点：

1）煤炭采出率较高。根据曲仁二矿统计，上行斜坡工作面采出率比下行斜坡高 10%～20%；

2）作业较安全。上行斜坡采煤时人员和设备均在上方，可以避免下行斜坡采煤时，因采空区矸石向下滚落所造成的窜矸埋设备，以及威胁人身安全等事故。此外，上行斜坡的回柱放顶作业是用绞车自下而上逐棚回收，工作比较安全，坑木回收率也较高。曲仁二矿坑木回收率平均可达 82.8%，而下行斜坡采煤法由于回柱放顶作业不安全，一般巷道支架很少回出；

3）掘进方向与回采方向相同，有利于采掘平行作业，上、下分段工作面也可以保持一定错距而同时回采，连续推进。因此，采区生产能力较大，产量较均匀，克服了下行法间歇式生产等缺点；

4）上行斜坡采煤法有两个安全出口，可以做到上行风流通风，改善了通风和安全条件。

尽管上行斜坡采煤法有上述优点，但也存在一些缺点，如，

1）上行斜坡采煤法增加了许多联络小眼，其掘进率比下行斜坡采煤法高 20%～

30%。

2)上行斜坡采煤法的风流沿斜坡巷道上行,工人在污风流中工作,工作面煤尘比下行斜坡采煤法大。

因此,上行斜坡采煤法虽比下行斜坡采煤法有了一定程度的改进,但它本身仍然还不完善,需要继续进行研究和实践。

(三)对斜坡采煤法的评价及其适用条件

斜坡采煤法主要的优点是:对于煤层地质条件适应性强;能够充分利用斜坡进行煤的自溜运输,节省了机电和装运设备,简化了装煤、运煤和顶板管理等工作;采区准备时间较短;采煤工作面产量大,接替灵活;工序简单,操作方便。因此,在适合的条件下,其产量和效率指标略高于同等条件下的倒台阶或水平分层采煤法。一些煤矿采用这种方法开采埋藏条件复杂的煤层,产量、工效和材料消耗指标都有所好转。但是,这种采煤方法本身也存在着许多严重的缺点和问题,主要表现在以下几个方面:

1)斜坡采煤法丢煤比较严重。这种采煤法属于高落式采煤,回采过程中不能很好地控制和管理顶板,回采巷道顶煤时,顶底板和采空区矸石可能跟随一起冒落,这会降低煤质,亦可能把煤炭堵在采空区内,造成大量丢煤,使采区采出率达不到规定的最低标准。随着煤层厚度增大,倾角变小,丢煤将更为严重。另外,在实际工作中,当煤层较厚、顶底板围岩又比较破碎时,极容易发生回煤时煤炭被矸石覆盖现象。

2)通风系统不完善,劳动条件差。下行斜坡的采掘工作面都要有局部扇风机进行长距离的独头通风,安全出口的通风条件差,采空区易积聚瓦斯,潜在的事故隐患十分严重;在开采薄煤层时,开掘的斜坡巷断面小,但巷道内由于要悬挂风筒、铺设溜煤槽、设置无极绳联运线和挖掘泄水沟等,使生产劳动空间狭小,不利于通风,不利于安全生产,工人操作与行动均不方便。

3)掘进量大。这种采煤方法一般掘进率高达 400 ~ 500m/万 t,使采掘接替十分紧张,而且煤层的构造越复杂,其掘进速度越慢,回采落垛进度则相对地越快,常需 2 ~ 3 个掘进工作面方能保证一个采煤工作面生产。这种采煤方法由于支护方式普遍采用木支架,坑木消耗量大。采区和工作面运料比较困难,尤其在采煤工作面准备期间,运料成为劳动强度大、占用人员最多的工种,直接影响掘进速度。

4)斜坡采煤法的不安全因素较多。这种采煤法的准备巷道和回采巷道纵横交错,巷道交岔口很多,既难维护又容易冒顶,工人有被冒顶堵在独头斜坡巷道内的危险,在高瓦斯煤层中更易造成窒息。此外,由于采煤工紧靠采空区作业,易发生冒矸伤人事故。

5)斜坡采煤法的劳动强度大。长距离自溜运输占用很多辅助工,而且难于实现机械化。

显然,对于煤层顶底板不够稳固、高瓦斯、有自然发火或有煤尘爆炸危险的煤层,均不宜采用斜坡采煤法。而且对于哪些不属于上述条件的煤层,由于该采煤方法存在掘进率高、采出率低,煤质得不到保证,生产不够安全和劳动强度大等缺点,也不宜在大范围内推广应用。一般只适用于倾角大于 45°(特别是在 60° ~ 90°之间)、顶底板岩层稳定、低瓦斯、无自然发火、厚度和倾角变化大的不稳定煤层以及构造复杂难以使用正规采煤方法开采的煤层。

三、小分段爆破采煤法

(一)巷道布置

这种采煤方法,在垂高较小的阶段(或区段)内,沿走向掘进许多小分段平巷,将阶段(或区段)再划分为小分段,如图 4 - 2 - 27 所示。为了掘小分段平巷和通风,在区段运输平巷和区段回风平巷之间,沿走向每隔 50 ~ 70m 开掘一对分区上山。运输平巷与工作面之间布置溜煤眼,并随采煤工作面推进提前将溜煤眼上部爆破成漏斗状。

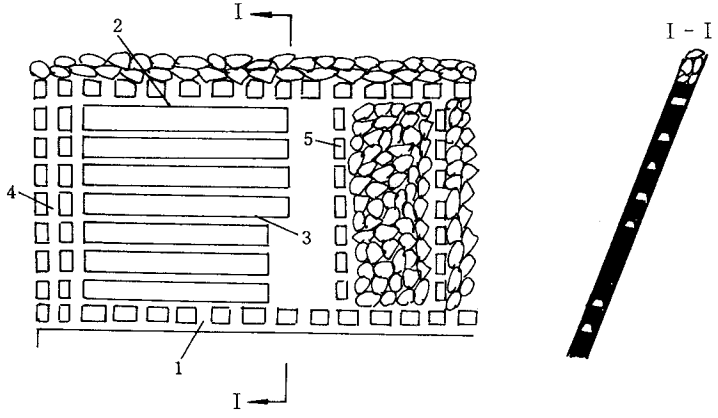


图 4 - 2 - 27　小分段爆破采煤法的巷道布置

1—段运输平巷;2—区段回风平巷;3—小分段平巷;

4—分区上山;5—隔离煤柱

分区上山和小分段平巷沿煤层底板掘进。

两条小分段平巷的间距(小分段斜长)决定于顶底板岩层性质、煤质软硬和钻眼爆破的技术装备,根据北票矿区的经验,一般要大于炮眼深度的两倍,如炮眼深度为 2 ~ 3m 时,则取两条小分段之间的净尺寸为 5 ~ 8m。

分区上山和小平巷的掘进顺序取决于矿井的瓦斯条件。在高瓦斯煤层中，为防止掘分区上山时出现掘进工作面瓦斯积聚和发生煤与瓦斯突出事故，一般使小分段平巷以单方向超前掘进，掘到下一个预定的分区上山位置时，再掘进分区上山，并及时与小平巷贯通。同时，在高瓦斯煤层中，分区上山的间距应缩短到 10m 左右，以利于小平巷掘进通风，并尽快与分区上山贯通；相反，在低瓦斯煤层中，当分区上山贯通上、下区段平巷以后，即可由分区上山向两侧同时掘进小平巷，并且可以适当加大分区上山的间距，以减少巷道掘进量。

(二)采煤工艺

采煤工作主要是在小分段平巷内用打眼放炮方法落煤。通常在小平巷内沿仰斜和俯斜两个方向打眼，仰斜眼深为 2.0～2.2m；俯斜眼深为 1.0～1.2m。当煤层较厚时还需要加帮眼(图 4－2－28)。各小分段落煤的顺序有两种；图 4－2－27 中采取两个小分段由下向上放炮落煤顺序，爆破下来的煤自溜到漏斗口装车；另一种是北票矿区采用的上分段超前于下分段的落煤顺序(图 4－2－29)，上、下分段的超前错距不超过 1.0m。

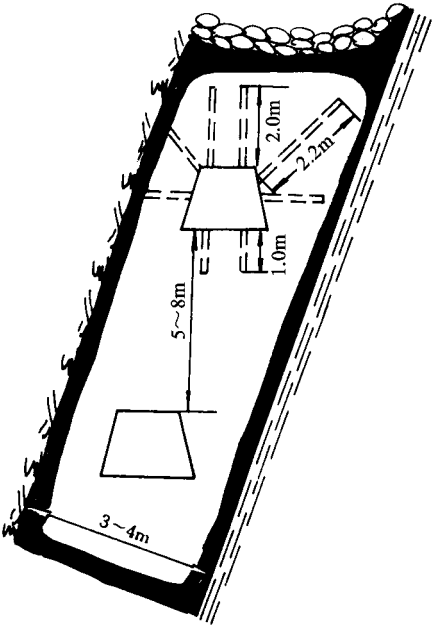


图 4－2－28　小分段爆炮眼布置图

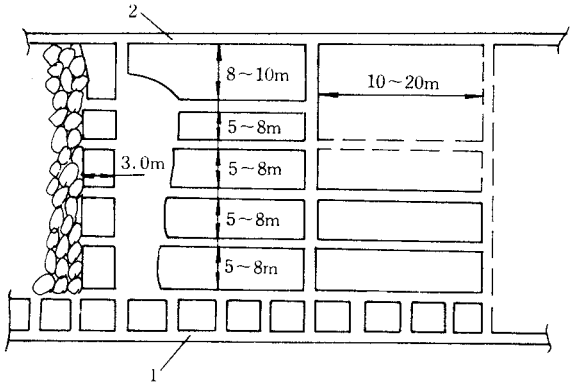


图 4－2－29　北票矿区采用的小分段落煤顺序图

1—运输平巷；2—回风平巷

这种采煤法的回采空间无支护，但要根据顶底板岩石性质，沿走向每隔 15～30m 留宽约 3m 的采空区隔离煤柱，回采到煤柱位置时另开开切眼。

（三）实例

包头矿务局白狐沟矿 0423 采煤工作面，开采 4 号煤层，煤层厚度 5.6～7.4m，平均厚度为 6.5m，煤层倾角 47°～67°，平均 61°。煤层顶板：伪顶为页岩，直接顶为砂岩。底板为页岩及砂岩，煤质较硬，自然发火期 6～10 个月。

阶段垂高 160m，划分为 3 个区段，区段垂直高度为 45～55m。回采工作面推进长度为 140m。

采区巷道布置方式为下山采区联合布置方式，由采区轨道下山及回风下山处开掘区段运输石门及区段回风石门，穿透煤层后分煤层开掘区段煤层运输平巷及区段煤层回风平巷。从采区边界起每隔 35m 开掘一条区段煤层立眼，供作行人、运料等。平行区段煤层回风平巷，从区段煤层立眼处，每隔 7m 开掘一条区段煤层小平巷，供作钻眼爆破作业使用。

落煤方式，采用 MZ—1.2 型煤电钻在区段煤层小平巷内打眼放炮，炮眼为扇形布置。在每一条区段煤层小平巷内打眼，必须一次装药一次放炮，不得分装分放，每一小分段工作面采用由下向上的爆破采煤顺序。为了提高煤质，防止页岩顶板随着爆破落煤垮落，炮眼底距煤层顶板距离，一般大于 0.5m。参见打眼放炮规格表 4－2－16。每循环进度为 1.0～1.2m，每日循环次数为 1 次，三班出煤，每班可在 1～2 个小平巷内爆破，如图 4－2－30 所示。

表 4－2－16　炮眼参数表

炮眼名称	炮眼深度(m)	炮眼角度		每个炮眼装药量(kg)	炮眼内充填物长度(m)	放炮顺序
		水平度	倾斜角			
底眼	1.5～2.0	前倾下扎	－60°～70°	0.45～0.75	1.0～1.1	1
顶眼	3.0～3.5	前倾上挑	70°～80°	1.2～1.5	1.4～1.5	1

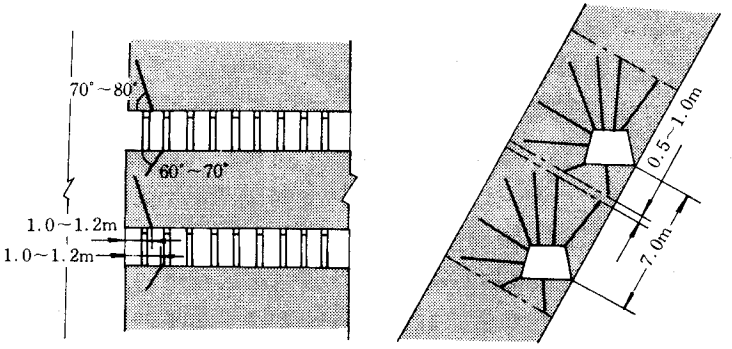


图 4－2－30　炮眼布置图

运煤方式，工作面崩落下来的煤炭借自重下滑堆积到区段煤层运输平巷内，采用SGD—20B 型刮板输送机运送到区段溜煤眼，由区段主要运输石门装车外运。

顶板管理方法，沿采煤工作面推进方向每隔 30m 留 5m 的切顶煤柱，确保在开采区间顶板不大面积冒落，采煤工作面区段煤层运输平巷、回风平巷均必须超前采煤工作面 20m 加强支护，以确保采煤工作面正常生产。区段平巷内的支架采用小型绞车回收。

采煤工作面主要技术经济指标见表 4－2－17。

表 4－2－17　采煤工作面主要技术经济指标表

顺序	项　目	单　位	数　值	备　注
1	平均月产量	t/月	5837	
2	回采工效	t/工	4.14	
3	工作面月推进度	m/月	15.55	
4	炸药耗量	kg/万 t	1959	
5	雷管耗量	个/万 t	1455	
6	采区采出率	%	53.4	
7	工作面采出率	%	70	
8	巷道掘进率	m/万 t	400～500	
9	坑木消耗量		低	无需采场支护

(四)评价及适用条件

这种方法的特点是,工人在区段煤层小平巷内工作,保证了安全生产;采煤工艺简单;采煤工作面内不设置支架,消除了急斜煤层中最繁重的支架操作,能适应较复杂的地质变化。主要缺点是,在区段掘进较多的区段煤层小平巷及煤层立眼,万吨掘进率大;需要留设切顶煤柱及区段煤柱,煤炭损失多,采区采出率低;此外,区段煤层小平巷多,风流自然分配困难,煤层瓦斯涌出量大时,采面上隅角瓦斯积聚,且难以解决;当顶板松软时,随采随冒易堵塞工作面下出口,处理较难,缩短刮板输送机时不安全,当顶底板岩石不够稳固或煤层中夹石较厚时,将使煤炭含矸率增高。

急斜煤层小分段爆破采煤方法的适用条件是:煤层倾角大于 50°,煤层厚度为 3.5 ~ 7.0m,顶板较稳定,底板不易滑落的不规则煤层及非缺煤地区的小型矿井。

四、房柱式(硐室)采煤法

房柱式(硐室)采煤法目前主要使用于地方煤矿。由于该采煤方法有严重的缺陷,一些地方煤矿已开始改房柱式为长壁采煤法。国有重点煤矿过去也曾使用过房柱式采煤法,目前仅用于回收边角煤柱。在条件合适的煤层中,房柱式采煤法也能取得较好的经济效益,但安全条件不好。

(一)巷道布置

陕西省车村矿,煤层平均厚度 3.5m,倾角 1° ~ 3°,$f = 3$,质硬而脆,垂直节理发育。煤层顶板为细砂岩,岩性稳定,局部有 0.3 ~ 0.5m 泥岩、粉细砂岩伪顶。煤层底板为砂质泥岩、岩性松软,遇水膨胀。煤不易自燃,有煤尘爆炸危险。低瓦斯矿井。

巷道布置与条带布置相似,如图 4 - 2 - 31 所示。在大巷两侧划分多个条带,条带长 490m,条带宽 90m,每相邻两条带为一组,中间布置运输平巷,两侧布置回风平巷。运输平巷和回风平巷由回采硐(巷)贯通后,即可扩硐回采。回采硐宽 8.0m,硐间留小煤柱 2.0m,间距 10.0m。运输平巷两侧条带硐口错距 5.0m,两硐相向回采。

陕西省焦坪永红矿主采 4—2 煤层,煤层厚度平均 6 ~ 10m,倾角 3° ~ 12°,$f = 1.8 \sim 2.5$,煤层构造简单,顶板为粉砂泥岩和粗砂岩,层理明显,不易垮落,底板为粘土岩,遇水膨胀。煤层自然发火期为 3 ~ 6 个月,有煤尘爆炸危险,低瓦斯矿井。

巷道布置如图 4 - 2 - 32 所示,两条采区上(下)山布置在煤层中,间距 30m。区段走向长 300 ~ 360m,倾斜长 80 ~ 100m。区段回风巷沿煤层顶板布置,留 0.8 ~ 1.0m 的顶煤,区段运输巷沿煤层底板掘进,留 0.6 ~ 0.8m 的底煤。区段内沿倾斜布置回采硐。硐间距为 10m,在煤层厚度方向上布置上、下硐,呈“吕”字形布置。正“吕”字硐适用于 7m

以上的煤层，偏‘吕’字适用于 5～7m 的煤层。上、下两硐各打一个反眼，用于通风、行人、运料，在区段运输巷靠回采硐上侧沿顶（留 0.8～1.0m 的顶煤）掘一条超前巷与上硐相连，用于行人、运料和为上硐掘进供风。采场上宽 8.0m，下宽 7.0m，呈倒梯形。相邻采场间留煤柱 2.5m。

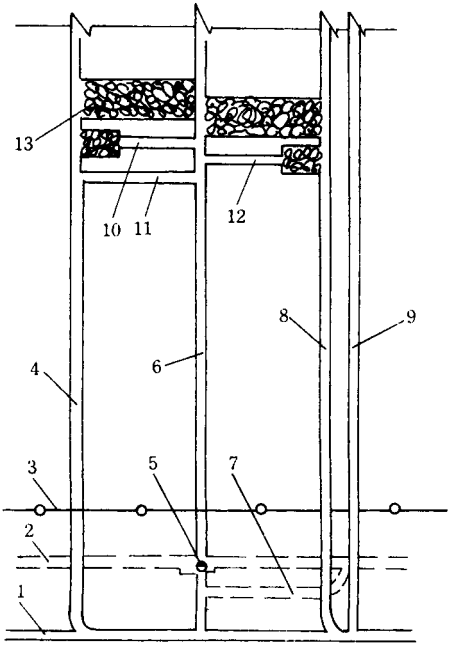


图 4－2－31　车村矿巷道布置

1—总回风巷；2—运输大巷；3—安全煤柱；4—回风平巷；5—煤仓；6—运输平巷；7—进风材料上山，8、9—回风平巷；10、12—回风硐（巷）；11—掘进硐（巷）；13—采空区

（二）采煤工艺

房柱式（硐式）采煤方法均为打眼放炮落煤。单硐布置时，硐宽 2.4m，高 2.2m，回采时每边扩帮 2.8m，挑顶 1.3m，扩帮挑顶每循环进度 2.8m，每循环扩帮两次，每次扩帮深度 1.4m，挑顶每循环两次，每次进 1.4m。扩帮挑顶炮眼布置如图 4－2－33 所示。

工作面人工装煤，煤炭经过回采硐输送机、运输平巷输送机及运输平巷胶带输送机运至煤仓。

工作面用全部垮落法管理顶板，使用木支柱，回柱后如果顶板仍不冒落，人工强迫放顶。回采硐为裸体巷道，超前工作面使用微增阻摩擦式金属支柱支护。最大和最小控顶距如图 4－2－34 所示。

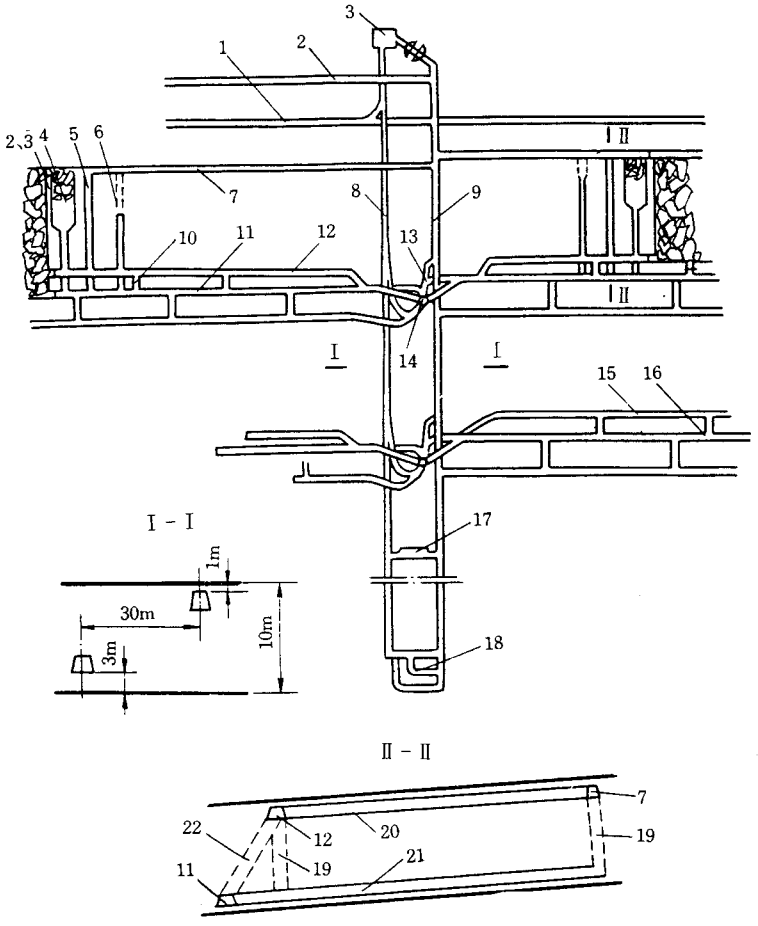


图 4－2－32　永红矿采区巷道布置图

1—运输大巷；2—总回风巷；3—绞车房；4—回采工作面；5—准备硐；6—掘进硐；7—区段回风巷；8—轨道下山；9—行人下山；10—联络斜巷；11、16—区段运输巷；12、15—区段超前巷；13—采区车场；14—采区煤仓；17—采区变电所；18—采区水仓；19—反眼；20—回采工作面上硐；21—回采工作面下硐；22—联络斜巷

上、下硐(吕字硐)布置时，工序较复杂，其工序为：先扩上硐两帮(超前下硐宽 1.6m 的一个台阶)→清理台阶浮煤→采场支护(锚杆)→扩下硐两帮→棚护溜子→回采中层顶煤→装、运煤→移短输送机。

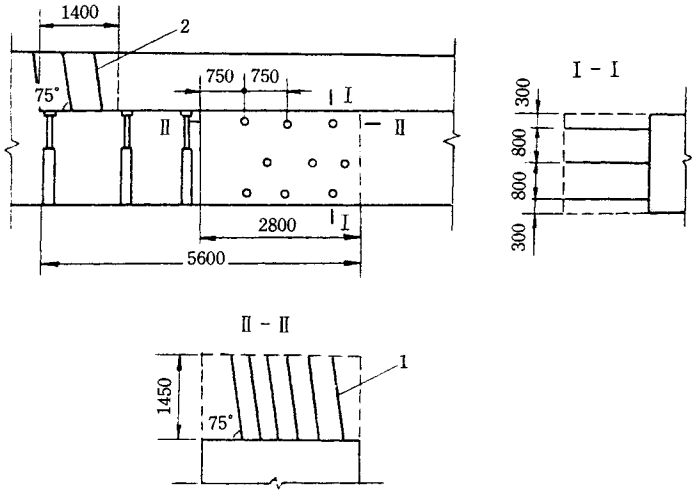


图 4－2－33　车村矿工作面炮眼布置图

1—扩帮眼；2—压顶眼

上、下硐扩帮和中层顶煤炮眼布置如图 4－2－35 所示。在中层顶煤放炮前，用圆木把采场控顶范围内的输送机棚盖好，以防煤量过多压住输送机。

上采煤硐采用木锚杆支护。上硐扩帮清煤后，在上台阶顶板打 1.5m 长的木锚杆，锚杆直径 34～36mm，排、行距各为 1.0m，托板规格为 400mm×200mm×50mm，下采煤硐超前采场 10m 采用双棚支护，棚距 1.0m。采煤工作面支护如图 4－2－36 所示。

工作面顶板管理用垮落法，每回采 3 个硐子，顶板有一次周期来压，所以每 3 个硐留 10～20m 煤柱。工作面配备有大亮度探照灯，有专职顶板监查员监视顶板。

工作面为两采一准作业方式，工作面平均月产量 15600t，坑木消耗 1.65m^3/万 t，工作面效率 4.8t/工。

(三)技术经济评价及适用性

硐式采煤法是最古老的采煤方法之一，之所以至今在地方煤矿，特别是地方小煤矿中广泛应用，是因为该采煤法有其自身的优点。这些优点是：生产能力大，出煤快，一般在 5～10m 的煤层中，一个工作面年产量可达 15～18 万 t，在 3.5m 厚煤层中，一个工作面(两个采煤硐)年产可达 13 万 t；设备简单，投资少、灵活，适应性强；材料消耗少，成本低、效率高，一般回采效率可达 5t/工左右。

但硐式采煤法有严重的缺点，这些缺点主要是：

1)硐式采煤法没有独立的通风系统，工作面是利用采空区回风，供风量没有保证，很容易造成瓦斯积聚，从而对矿井通风安全造成潜在威胁；

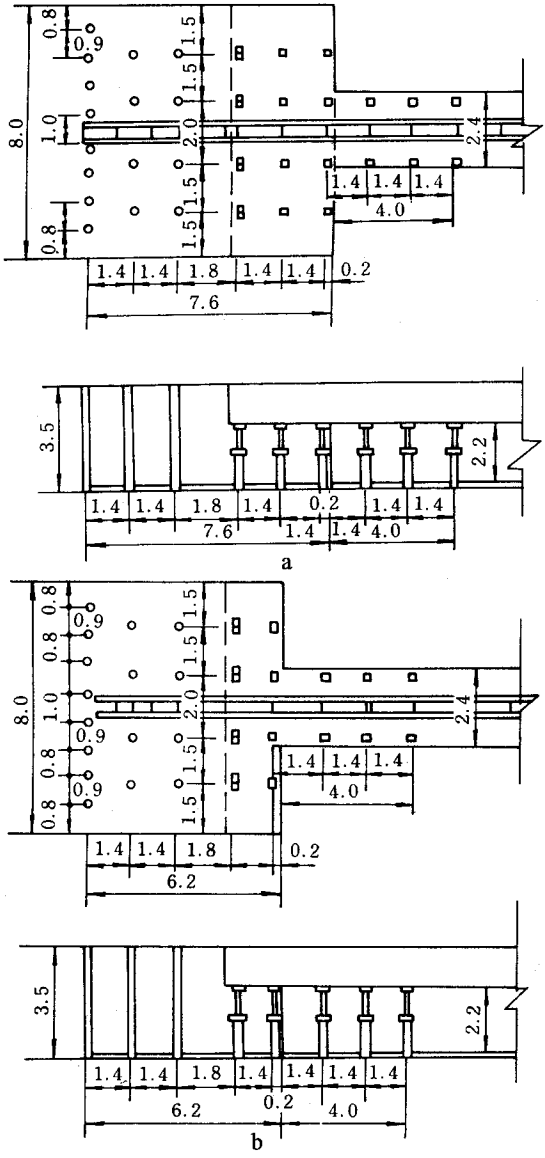


图 4－2－34　**车村矿工作面支架布置**

a**—最大控顶距**；b**—最小控顶距**

2)**硐与硐之间都要留隔离煤柱，还要留护顶煤，煤炭损失量很大，一般回采率仅达** 30%～40%**左右。**

3)**工人经常在无支护空间工作；在采高较大时，支架架设困难，煤壁也易片帮；在采用吕字硐采煤法时，采场采用普通木锚杆支护，其刚度和质量都比较差，采用单硐布置时，工作面仅有一个安全出口，因而，工作面安全状况差；**

4)掘进率高,采掘关系紧张,工作面接替频繁,影响开采的正常进行。

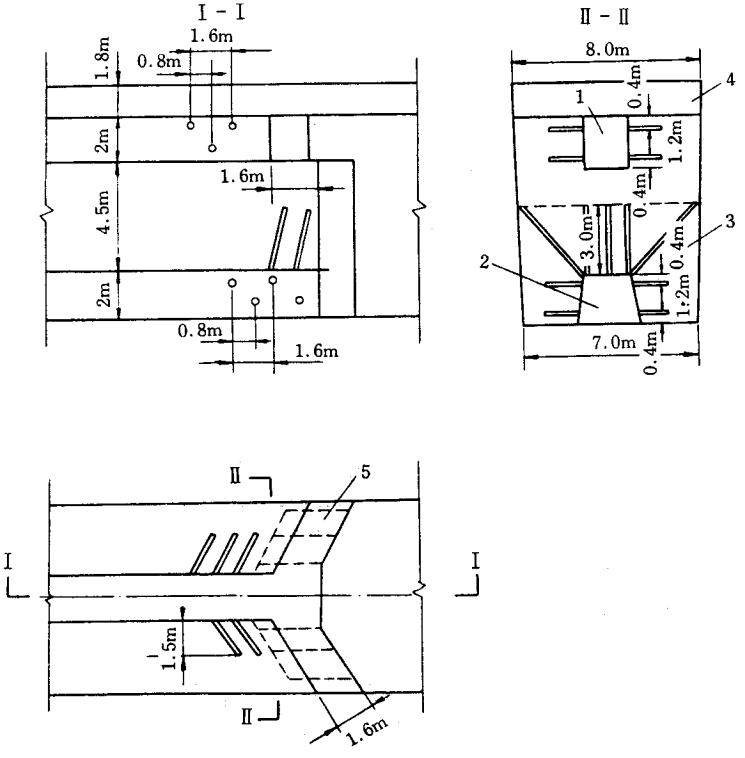


图 4－2－35　焦坪永红矿工作面炮眼布置

1—上硐;2—下硐;3—中层顶煤;4—护顶煤;5—超前台阶

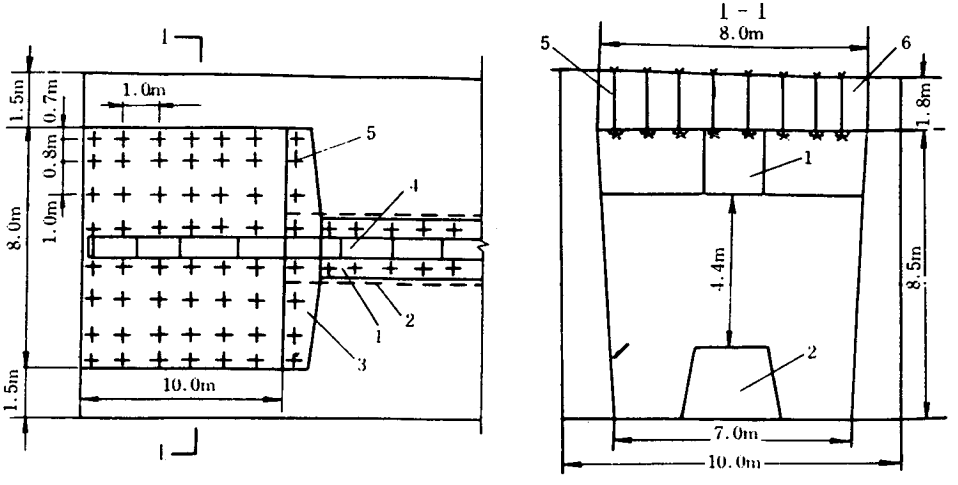


图 4－2－36　焦坪水红矿工作面支护布置

1—上硐;2—下硐;3—超前台阶;4—回采下硐溜子;5—木锚杆;6—顶煤

硐式采煤法的适用条件是：

1)煤层顶板稳定或中等稳定，一般直接顶板能大面积悬露一定时间保持稳定而不冒落；

2)煤质中硬以上，煤层倾角大于 12°；

3)煤层和围岩瓦斯含量不大，最好为低瓦斯矿井；

4)不能布置长壁工作面的零星煤层块段，如边角煤，护巷煤柱等。

五、巷道长壁放顶煤采煤法

在急斜中厚一厚煤层中，按一定标高划分区段。在区段底部沿煤层走向布置一条放煤巷道，于巷道内侧帮全长均布放煤小眼。利用矿压作用或辅以人工松动的方法，使巷道上方顶煤破碎堆于采场，并起临时支撑顶、底板作用。打开位于巷道下帮的放煤小眼闸门，破碎煤体及上覆顶板垮落矸石，借重力下移，并沿走向全长通过放煤口将其松散煤体均匀放出。放煤巷道两端分别与进、回风巷相连，以沿空护巷的方式服务本区段，各区段自上而下，使用巷道放顶煤工艺进行回采。

采煤工艺特点：

(1)采煤工艺的阶段性。回采分为初采、正常回采、终采三个阶段。初采，沿放煤巷道全长采出少量顶煤，以使整个区段高度范围内的煤体，破裂为松散介质。正常回采，采取合理的放煤方式放煤。终采，回撤输送机和支架，并回收支架上的余煤。

(2)放煤高度较大。缓斜、急斜特厚煤层的壁式放顶煤工艺，放煤高度受采放比制约。而巷道放顶煤采煤法，通过初采阶段放出煤量，调整放煤高度。因此，巷道放顶煤工艺较壁式放顶煤工艺，其放煤高度较大，一般为 15 ~ 25m。

梅田矿务局六矿采用这一方法，取得了单产、工效、采出率高，掘进率、含矸率、材料消耗、劳动强度、生产成本低 实现了全风压通风、安全条件好效果。

该矿 ±0m 水平的北七采区，走向长 140m，倾斜长 27m，沿倾斜分两个区段，上部是采空区，走向相邻两采区均未采动。开采 12 号煤层，厚度 2 ~ 8m，平均 3.95m，倾角平均 85°，$f = 0.29 \sim 2.1$，煤层顶、底板为层状粉砂岩式细砂岩。

回采巷道包括放煤巷道与放煤小眼，如图 4 - 2 - 37 所示。放煤巷道沿煤层布置，有三种情况 沿煤层顶板、底板或在煤层中，放煤巷道一旦放煤，便转沿空留巷状态，并始终处于落煤冲击和放煤影响之中。因此，巷道层位要根据顶底板岩性、煤层厚度、结构与倾角并考虑巷道的维护条件、煤的碎裂冒落和放出、落煤冲击与煤体放出流动对支架的影响等因素确定。一般沿煤层顶板布置有利。放煤小眼的作用，除了放煤之外，关键在于

使其支架上形成保护支架的缓冲垫层，以及避开垮落煤(矸)冲击和流动动压的影响。放煤小眼一般布置在煤层下帮对破煤、落煤有利。

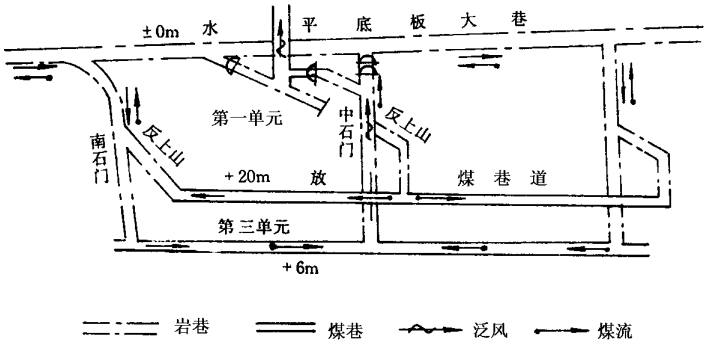


图 4－2－37　巷道放顶煤采煤法巷道布置

工作面生产能力取决于运输设备能力，放煤口能力和放煤方式。

1. 单口放煤能力 Q_1

$$Q_1 = \lambda\alpha\gamma v\eta s / K_p (t/s) \tag{2-1}$$

式中　λ——闸门完善系数，一般为 0.7～0.8；

s——放煤口断面积，一般为 $0.6\times0.8 m^2$；

α——放煤口处煤流收缩系数，一般为 0.6～0.7；

γ——煤的容重，$0.7\sim1.0 t/m^3$；

v——煤流速度，一般为 0.2～0.4m/s；

η——考虑堵、停等因素的放煤效率，0.75～0.80；

K_p——煤的松散系数，1.15～1.30。

2. 多口放煤能力，Q

$$Q = 3600NKQ_1 (t/h) \tag{2-2}$$

式中　N——同时放煤口个数；

K——放煤口利用系数，取决于放煤口个数；$N=1$，$K=1$；$N=2$，$K=0.7$；$N=3$，$K=0.6$；$N=4$，$K=0.48$。

顶煤裂碎冒落性能影响巷道放顶煤法的使用及其效果。影响顶煤裂碎冒落的因素有煤层强度、厚度、倾角、结构(夹矸)、顶底板和安全条件。

顶煤裂碎冒落利用支承压力、煤体的自重作用与煤炮等动力现象，并且利用处于悬吊状态的煤体容易向下部空间冒落等特性。为促使顶煤冒落、放出，可采取如下对策：

(1)初采,尤其当煤较硬时,用浅孔少装药进行松动爆破,使放煤小眼之间全线冒透;

(2)放出少量碎胀煤体,使顶煤沿走向全长处于悬吊状态;

(3)调整、控制初采放出煤量,使顶煤有破裂发育至区段上部边界的充分冒落空间,保证设计放煤高度;

(4)碎胀煤体为松散介质堆于采场,临时支承顶底板;

(5)有计划、有控制地使松散煤体有序放出,顶、底板下行逐渐冒落,其矸石覆盖在松散煤体之上,并与煤体一同借自重而下移。

放顶煤巷道是一条沿空留巷,其矿压显现与回采工艺的阶段性有明显关系。采准系统、回采工艺参数与放煤顺序等对矿压显现亦有影响。

(1)沿巷道走向的矿压显现,如图 4-2-38 所示。初采阶段,小眼之间未全面贯透,眼内有空洞存在,矿压显现明显,峰值出现在小眼之间的支架上,眼距较大,峰值较高,正常回采阶段支架受力呈脉冲变化,峰值降低,曲线变缓。终采阶段压力曲线趋于稳定。

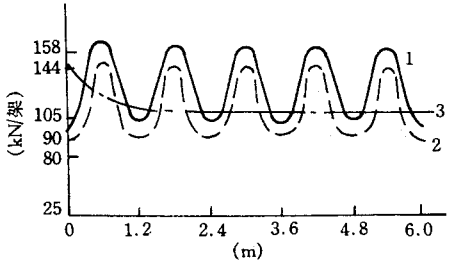


图 4-2-38　巷道矿压显现与回采阶段关系

(小眼距 1.2m)

1—初采;2—正常回采;3—终采

(2)沿巷道断面的压力显现。未采动前支架受均布载荷;初采阶段,支架中部受载较大,两侧较小,大体对称分布;正常放煤阶段,载荷明显向放煤侧偏移,呈非对称分布;终采趋于稳定,如图 4-2-39 所示。

(3)巷道支架有"晃动"现象,正常放煤时支架梁向放煤侧外移 150~200mm,终采时梁向非放煤侧外移 130~180mm。

放煤巷道稳定性措施:

(1)放煤巷道沿煤层顶板布置,以改善支架的边界条件,同时,最大限度地避开了落煤的直接冲击;

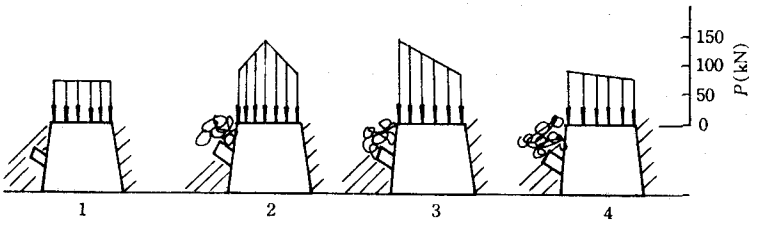


图 4－2－39　巷道断面载荷分布

1—未采动前；2—初采阶段；3—正常回采；4—终采

(2)支架间设拉杆与撑木，同时实施严密背帮、背顶，实现支架系统的整体性与支架间防漏；

(3)通过调整放煤小眼参数，以使巷道支架上方有足够松散煤体的垫层厚度，减缓动压的影响，必要时松帮卸压，减缓巷道变形；

(4)调整采准系统与放煤参数，采用合理的放煤顺序，改善支架受力状况；

(5)进行巷道压力监控。

巷道放顶煤的煤炭损失低于壁式工作面放顶煤的煤炭损失。它主要由放煤工艺损失、放煤小眼之间的脊背损失以及巷道支架垫层损失三部分组成，通过调整放煤巷道系统和放煤工艺参数，采取合理的放煤方式，使煤矸接触面大体平缓下降，防止矸石下降过快而提前堵口，以此改善松散煤体运动的空间条件，从而改善放煤效果，禁止单孔放空，同时终采阶段加强垫层煤和脊背煤的回收，工作面采出率达 95%，采区采出率达 85%。

巷道放顶煤采煤法较之该矿井采用水平分层(单分层平巷布置)，采煤法，单，产提高 230%，采出率提高 29.2%，工效提高 360.5%，掘进率降低了 73%，材料、电耗、吨煤成本均有大幅度降低。

该采煤方法适用于急斜中厚一厚煤层开采。

六、水平分层、斜切分层煤皮假顶采煤法

水平分层、斜切分层煤皮假顶采煤法的巷道布置，如图 4－2－40 所示。这种采煤方法的特点是，在每个分层工作面内采高 2m，在其上方留 4～6m 厚的煤皮作假顶，以隔离上部采空区。当工作面达到最大控顶距时，回柱放落顶煤，并将放落的部分碎煤扒出，直至见到矸石为止。如果煤质较硬，回柱后顶煤不能自行冒落，必须有计划地打眼爆落顶煤，如图 4－2－41 所示。

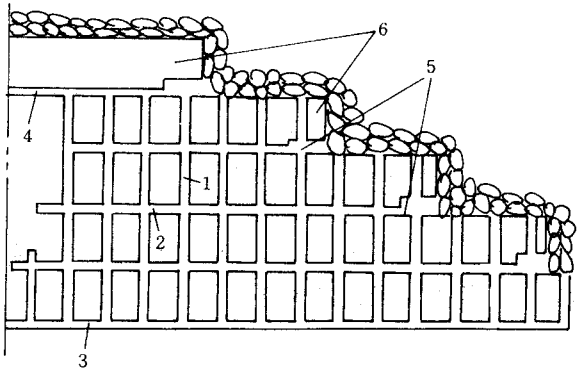


图 4－2－40　水平分层煤皮假顶采煤法中溜眼和联络平巷布置示意图

1—溜眼；2—联络平巷；3—区段运输巷；4—区段回风巷；5—水平分层工作面；6—煤皮假顶

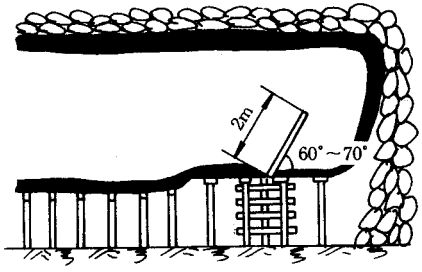


图 4－2－41　放落煤皮假顶的炮眼布置示意图

通化矿务局采用水平分层煤皮假顶，如图 4－2－42 所示。在每循环放落煤皮前，先将工作面与采空区之间用柳条帘隔开，使放落的煤能被柳条帘挡住而堆积起来，这样为了回收冒落的煤，只需在离分底板 1 m 处扒开柳条帘，就可用溜槽使采空区的碎煤沿溜槽自溜到工作面运输机中。余下的底煤由下分层再放出。

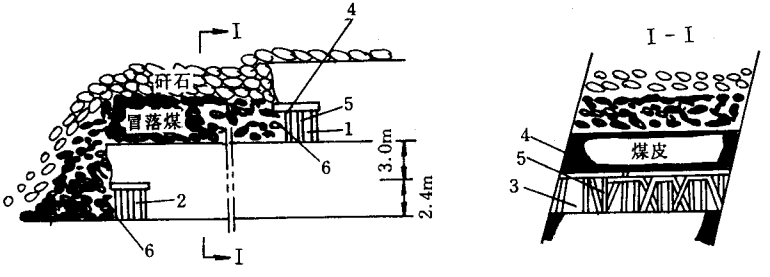


图 4－2－42　水平分层留煤皮假顶时回收顶煤的方法

1—分层工作面；2—二分层工作面；3—分层平巷；4—抬棚；5—工作面支架；6—挡矸帘

确定煤皮厚度十分重要，如果煤皮厚度太大，放顶煤时，煤顶不易放落，即使采用爆破强制放落，回收的煤数量也不多，丢煤严重；如果所留煤皮太薄，则不能有效地隔离采空区，在上部矿压作用下，煤皮可能自行冒落，造成冒顶事故，使采出率和煤质降低，并使下分层巷道维护困难。

图 4－2－43 是河北丰润县西窑煤矿在水平分层工作面使用煤皮假顶的情况。

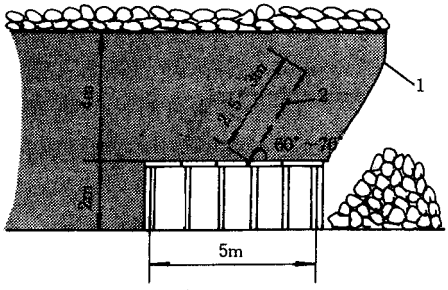


图 4－2－43　水平分层煤皮假顶

该矿煤层赋存很不稳定，9 号煤平均厚度 7.8m，倾角 50°～80°，煤质坚硬。分层厚度 6m，每个分层工作面采高 2m，其上方留 4m 煤皮假顶。工作面最大控顶距 5m，最小控顶距 3m。回柱放落的顶煤大部分随本分层工作面一起采出，其余部分可由下分层工作面放顶时再放出一些。

图 4－2－44 为广东南岭矿区所采用的这种方法。其分层厚度约为 4～4.5m。水平分层工作面采高 2.2～2.5m。每个分层都铺设竹笆假顶，竹笆假顶下留有厚 1.5～2m 的煤皮，此煤皮即由工作面支架支撑。随着工作面推进，当达到最大控顶距时，就可以放落煤皮，并在竹笆假顶的保护和隔离下回收放落的碎煤。这样不仅可使煤皮回收得比较干净，而且用竹笆假顶隔离了上部采空区的矸石，从而可以提高煤质，但煤皮厚度不能超过 2.0m，煤皮过厚，则会降低回收率和损坏竹笆假顶。

图 4－2－45 为开滦矿务局赵各庄煤矿所采用的方法。其特点是每个分层都铺设人工假顶，但每隔一个分层在假顶下留设一层煤皮。

如图所示，在区段的上部掘区段回风平巷，下部掘区段运输平巷。沿倾斜垂高 8m 划分为一个小分段，每个小分段都掘一条小分段平巷并与所有溜煤眼贯通，在高 8m 的小分段内划分为上下两个水平分层，上分层采高 2m，随着回采铺好人工隔离物（竹、荆笆），工作面前方需掘进分层超前平巷。下分层沿小分段平巷扩巷回采，采高 2m，其上留有高 4m 的煤皮，当下分层回柱时顶煤在人工假顶的隔离下放落回收。下分层回采时也需铺设隔离物，作为下一个分段上分层的人工假顶。如此依次向下回采各个小分段。

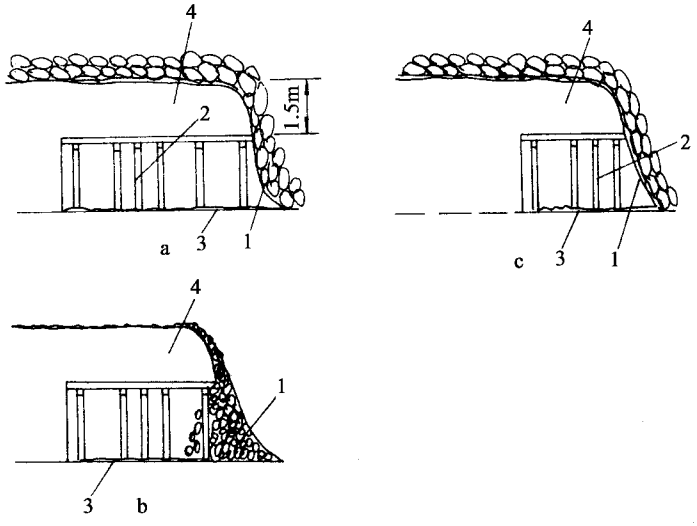


图 4－2－44　**竹笆假顶与煤皮联合使用的方法**

a—最大控顶距；b—回收顶煤；c—最小控顶距

1—竹笆假顶；2—临时棚子；3—为下分层铺设的竹笆假顶；4—顶煤

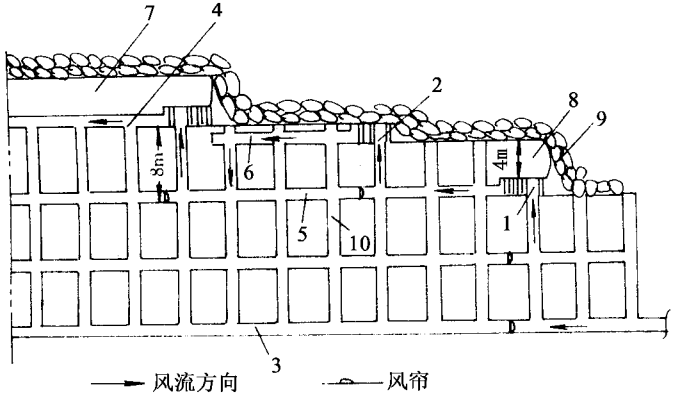


图 4－2－45　**人工假顶和隔层留煤皮联合使用方法**

1—下分层工作面；2—上分层工作面；3—区段运输巷；

4—区段回风巷；5—小分段平巷；6—分层超前平巷；

7—区段隔离煤柱；8—分层煤皮；9—人工假顶；10—溜眼

开滦矿务局马家沟矿在 9 水平东翼二采区采用斜切分层放顶煤采煤法。采区走向长 188m，煤层厚 8m，倾角平均 65°，顶板为炭质泥岩，底板为黑色粉砂岩。沿煤层顶、底板布置巷道，两巷高差 4m，斜切面与水平面成 25°角，采高 2.0m，放顶煤高度 6～12m。

采用斜切全面放煤和集中放煤两种工艺方式，全面放煤即随着工作面的推进，在末排支柱回撤后，在支柱空档放顶煤，集中放顶煤是在工作面推进后，在滞后的刮板输送机道回棚出煤。全面放煤法放煤面积大、回收率高。但是，放煤时，煤块、矸石块对支柱产生撞击，对支柱产生侧压，易损坏支柱。另外不能平行作业。集中放煤法比较安全，但出煤不太方便。

留煤皮假顶方法增加了分层采高，因而提高了工作面生产能力，减少了巷道掘进量。并且，省去了铺设人工假顶的工作，提高了劳动效率。但这种采煤方法的主要缺点是煤炭采出率低，工作不够安全。

该采煤方法适用煤层厚度约 3m 左右，煤质中硬以上，煤层的厚度和倾角变化很大，以及煤层没有自然发火的条件。

七、普通放顶煤开采的安全技术

放顶煤开采是采煤技术发展过程中的一次技术革命，其开采强度大，在条件适宜的工作面，具有高产、高效、低耗、低成本、巷道布置及生产系统简单、相对安全和经济效益显著等突出的优点，在 10 多年的生产实践中取得巨大成功，因此获得全面推广应用，形成九十年代的“放顶煤热潮”。

但是，在放顶煤开采取得上述高产高效成绩的同时，相应的安全技术问题，如瓦斯涌出量增大、工作面煤尘浓度超标、自然发火危险性增加、顶板管理难度增大等，比分层开采时显得愈益突出。由于各类型的非综采放顶煤开采有关顶板管理技术问题已在前文各章中作了一些叙述，在此仅就前 3 个问题进行分析并提出相应的安全技术措施，以确保非综放开采的安全生产。

（一）瓦斯综合治理

放顶煤开采的采高一般是分层开采的 2～5 倍，且底层落煤与顶层放煤同时进行或工序间隔时间较短，工作面单产很高，相应的工作面瓦斯涌出量明显增大，采空区上部和工作面上方顶煤裂隙中瓦斯大量聚集，尤其在高瓦斯煤层中该问题更为突出，从而严重威胁放顶煤工作面的安全生产。一旦自然因素如采空区落石碰撞产生火花、采空区残煤自然发火，或工序设备如放炮落底煤和松动顶煤、敲打大块煤和矸石、机电设备偶然打火等，都可能导致瓦斯爆炸事故，因此，对放顶煤开采工作面瓦斯防治应给予高度重视和措施落实。

1. 工作面瓦斯来源及涌出特征

普通放顶煤工作面瓦斯来源共有 5 处：煤壁、采落的煤炭、采空区、放煤口放落的顶

煤和支架上方的松碎顶煤。据统计结果后 3 者瓦斯涌出量之和占放顶煤工作面瓦斯涌出总量的 80% 以上，是主要来源。

与分层开采和中厚煤层整层开采相比，放顶煤工作面瓦斯涌出特征有如下几项，

(1)瓦斯绝对涌出量成倍增加，相对涌出量减少。

(2)在时间和空间以及工序上，瓦斯涌出具有不均匀性。回采初期瓦斯涌出量小，初次来压后增大，随后瓦斯涌出量变化较小 沿工作面风流方向瓦斯浓度逐渐增高，越靠近回风巷瓦斯浓度增加幅度越大 落底煤与放顶煤平行作业时瓦斯涌出量最大。

(3)局部区域瓦斯积聚比较严重。除上隅角之外，放煤口内和支架上方顶煤空隙内，以及采空区上部也存在瓦斯积聚。

(4)顶煤遗失越多，采空区瓦斯涌出量越大，反之则越小。

(5)放顶煤开采瓦斯涌出明显低于倾斜分层开采顶分层，但与最下分层相当或接近。

2. 工作面瓦斯防治主要措施

对于不同煤层条件的普通放顶煤工作面，可相应选择采取如下几项主要的瓦斯防治措施：

(1)超前预抽放瓦斯。采前从地面或从回采巷道打煤层瓦斯抽放钻孔进行抽放，这是从根本上减小放顶煤工作面瓦斯浓度的重要措施，如果难以进行采前抽放，可超前工作面随采随抽，或对采空区瓦斯进行抽放。

(2)适当增加工作面供风量。可按瓦斯涌出量计算工作面供风量

$$Q = 100qk/c \tag{2-3}$$

式中　Q——作面供风量，m^3/min；

q——作面瓦斯绝对涌出量，m^3/min；

k——瓦斯涌出不均衡系数，取 1.2～1.3；

c——作面回风流中允许最大瓦斯浓度。

(3)增设专用瓦斯排放巷道或风筒。由于放顶煤工作面瓦斯涌出不均衡性加大或高瓦斯煤层，按上式计算的风量可能超过分层开采工作面的 2 倍以上，势必造成放顶煤工作面风速过大和煤尘过多，以致不符合《煤矿安全规程》的规定。因此在这种情况下，可改变工作面通风系统，在靠近回风巷处多增加一条顶层专用瓦斯排放巷道，改 U 型通风方式为异 E 型，以减少工作面上部瓦斯积聚和回风巷内瓦斯浓度，如图 4－2－46 所示。个别矿还在瓦斯排放巷内布置局部通风机和风筒以加强瓦斯抽放的效果。

采用增设瓦斯排放巷道的工作面，要注意防止其带来的可能发生自然发火的可能性。

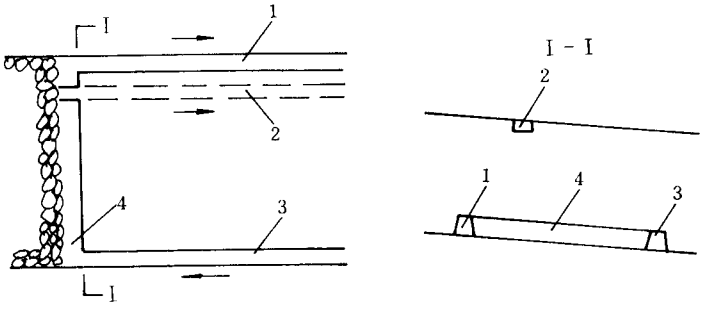


图 4－2－46　异 E 型通风方式

1—回风巷；2—瓦斯排放巷；3—进风巷；4—工作面

(4)堵截采空区漏风。强化放顶措施以确保顶板岩石及时垮落及采空区垮落矸石堆积密实,对两巷采过后封堵等,尽可能减少向采空区漏风,以使采空区窒息带在靠近工作面范围内形成。

(5)提高顶煤采出率和减少工作面浮煤损失。工作面煤炭损失直接影响采空区瓦斯涌出量的大小,因此必须加强放顶煤工艺设计与实际操作方法的管理以减少顶煤损失,加强初次来压前的放顶煤管理以减少初采损失,加强清煤质量管理以减少底部浮煤损失。

(6)采用下行通风或均压防火技术,减小工作面两端风压差和减少向采空区漏风量。

(7)安设瓦斯超限自动报警断电仪。在工作面上隅角或回风巷安设瓦斯监测仪,以确保瓦斯超限时自动报警并迅速切断电源,以确保工作面安全。

3.瓦斯综合防治实例

(1)山东七五煤矿

该矿 3307 悬移支架放顶煤工作面采用的瓦斯防治措施主要有：

1)合理选择工作面风速,适当加大供风量,冲淡瓦斯浓度。

2)加强通风构筑物的管理,对过车风门设专人看管,稳定通风系统。

3)严格控制顶煤松动炮眼的位置和角度,确保松动炮眼的最小抵抗线不小于 0.5m。在顶煤破碎处不放松动炮。

4)严禁用打眼放炮的方法处理采空区内的大块煤,严禁放糊炮。

5)在工作面上隅角安设瓦斯自动断电报警仪,每班都配专职瓦斯检查员,严格执行“一炮三检”制度。

(2)荷泽茅庄煤矿

1)完善通风系统,在保证人员呼吸、冲淡有害气体、不使煤尘飞扬的前提下,适当加

大工作面供风量。

2)工作面设专职瓦斯检查员,严格实行"一炮三检"。放炮前,必须检查附近地点瓦斯浓度,尤其架后高冒空间。

3)回风巷设瓦斯自动断电报警仪,对工作面进行连续监测。

4)顶煤放落过程中的大块煤,严禁炮崩,应用钢钎或液压镐破碎。

(二)自然发火防治

我国厚煤层大多具有程度不等的自然发火倾向,尤其是自然发火期短的煤层,在选择确定放顶煤开采时,综合防火效果是决定其成功与否的关键因素。最早进行综放开采试验未获成功的蒲河煤矿,就是因其发火期很短,在发展综放开采技术时,综合防火技术未能同步发展,从而导致自然发火,被迫封闭工作面。另外在个别急斜煤层水平分段滑移支架放顶煤工作面和极个别推进速度过慢(< 10m/月)的长壁放顶煤工作面也发生过自然发火事故,但近年来缓斜煤层放顶煤工作面尚未发生自然发火现象。

我国放顶煤开采的自然发火事故主要有两类。一类是巷道发火,另一类是采空区发火。防治两类发火事故的技术措施是不同的,重点在于后者。

综合防治自然发火,应以防为主,以治为辅。搞好自然发火的监测预报,及时发现迅速扑灭,以确保放顶煤开采安全正常进行。

1.采空区漏风及自然发火特征

(1)采空区应力分布与孔隙度

影响采空区漏风量大小的因素主要有漏风通道的风阻及产生漏风的风压差。漏风通道的风阻大小由采空区漏风区域的孔隙度来决定,而风压的分布又取决于漏风通道的分布,即采空区孔隙的分布,在采空区不同区域的孔隙度及风压的分布是不同的,其相应的漏风风流分布及渗透率是不相同的。在煤层厚度和冒落岩石块度一定的条件下,孔隙度的大小主要与采空区的压实程度有关。采空区各处应力分布不同,则其压实程度不同,因此采空区各处漏风风流分布即漏风渗透率的大小与采空区应力分布有关。放顶煤工作面推进方向上应力分布如图 4-2-47 所示,在不同区域其应力分布各不相同。

在图 4-2-47 中,沿走向方向采空区应力分布分为三个带:应力降低带 c、应力略升带 d 和常压带 e,相对应区域的岩块体孔隙度也存在差别。在应力降低带内,岩块零乱堆积,岩体的孔隙度大;在应力略升带内,受老顶岩梁的压力作用,岩体孔隙度有所缩小;在常压带内,岩体受老顶岩梁及上覆岩层长时间作用,孔隙度更小。因此采空区孔隙度的大小沿工作面走向推进的反方向逐渐变小,最后趋于定值。

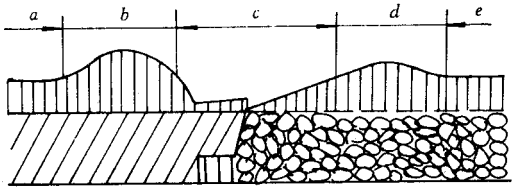


图 4－2－47　放顶煤工作面走向推进方向应力分布

(2)采空区漏风风流分布及自然发火特征

对应于采空区应力和孔隙分布的 3 个带，采空区漏风可简化为 3 条风道，它们均与工作面成并联关系，它们的风压差基本等于工作面上下两端的风压差。在应力降低带内，孔隙度较大，风道风阻小，漏风渗透率大，遗煤氧化产生的热量不易积聚，一般不会发生自燃现象，是主要漏风带 在应力略升带内，孔隙度较小，风道风阻较大，漏风渗透率较小，易于积聚氧化热量，是易自然发火带 在常压带内孔隙度最小，风道风阻最大，—漏风渗透率最小，遗煤一般不会发生自然发火，是窒息带。图 4－2－48 表示采空区漏风风流分布状态及其自然发火特征，图中箭头的密疏表示漏风量的大小。

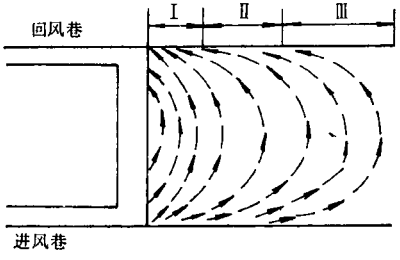


图 4－2－48　采空区的漏风风流分布特征

Ⅰ—主要漏风带；Ⅱ—易自然发火带；Ⅲ—窒息带

2.煤层自然发火预报

目前采用的 CO 自然发火预报参数，即发火系数 H_1 和 H_2 是煤科总院抚顺分院与古山矿共同提出的。

发火系数 H_1 是取样地点 CO 含量与风量的乘积，也就是单位时间内 CO 的绝对发生量，即

$$H_1 = C \times Q \tag{2-4}$$

式中　H_1——发火系数，m^3/min；

C——回风侧气样中的 CO 含量，%；

Q——工作面回风侧风量，m^3/min。

发火系数 $H_{是}$ 单位时间内 CO 绝对的发生量与氧气绝对消耗量的比值，即

$$H_2 = C \times Q/(\Delta Q_2 \times \Delta Q) \tag{2-5}$$

式中　ΔQ_2——氧气相对消耗量，%；

ΔQ——采空区漏风量，即进、回风量差值，m^3/min。

以发火系数 H_1 和 H_2 的下列数值来预报火灾：

当 $H_1 > 0.0059 m^3/rain$ 时，应视为井下火灾临界值；

当 $H_1 < 0.0049 m^3/min$ 时，应视为没有火灾安全值；

当 $H_1 = 0.0049 \sim 0.0059 m^3/min$ 时，应视为加强观察值；

当 $H_2 > 1.8$ 时，定为发火预报值；

当 $H_2 < 1.0$ 时，定为安全值；

当 $H_2 = 1.0 \sim 1.8$ 时，定为加强观察值。

3.巷道自然发火防治措施

巷道自然发火主要是指在切眼掘成后，工作面开始推进之前或回采过程中，在巷道内局部冒顶、空帮或浮煤堆积处，以及两巷与切眼相交处发生的自然火灾。其发火频率较高，但防治比较容易。巷道自然发火防治措施主要有：

(1)加强掘进工程质量管理，减少和避免巷道冒顶与片帮的发生，清净巷道中的浮煤。在掘进中一旦发生了冒顶和片帮，应及时予以注浆或刷浆封闭，然后用背板背紧，防止该处松动和扩大。

(2)对自然发火期较短的煤层巷道进行全面刷浆，以封闭巷道煤壁，隔绝空气，避免煤层被氧化生热。

4.采空区自然发火防治措施

放顶煤开采巷道布置简单，一次采出煤层全厚，避免了分层开采反复启闭采空区引起自燃的危险性，自然发火的威胁减少了许多，但另一方面放顶煤开采存在工艺损失、两巷不放煤的端头损失以及初采、末采损失等，工作面采出率偏低，大多未达到国家规定的工作面采出率标准，采空区残留碎煤较多，同时推进速度比分层开采也要缓慢一些，又相对增加了自然发火的危险性，因此，仍然要加强对放顶煤开采自然发火的预防和治理工作。防治采空区自然发火的主要措施有如下几项：

(1)优化工作面巷道布置，加强沿空巷道掘进中的防火工作。放顶煤工作面最好采用后退式布置，运输巷和回风巷采用单巷掘进，避免掘联络巷、探巷和尾巷等可有可无的巷道 在沿空掘巷或毗邻采空区的巷道掘进时，可向区段煤柱压注阻化剂或刷浆封闭，并

采用均压通风和加快掘进速度等措施，以减少和防止向采空区漏风。

(2)对采空区进行黄泥灌浆。这是我国行之有效传统的防治采空区自然发火的方法，自然发火危险性较大的煤矿都有黄泥灌浆系统，可以充分加以运用。但由于放顶煤工作面采空区遗煤分布广、厚度大，不易被泥浆水流完全包裹，其防火效果可能要打一些折扣。

(3)加快工作面推进速度。这样就使采空区遗煤能够减少被氧化时间，很快进入窒息带而降低发生自燃的危险性。

(4)对煤体进行超前预注水。实践证明该方法具有明显的阻燃作用和防尘效果，现已得到全面推广应用。

(5)对工作面上隅角和后方采空区遗煤较厚等处喷洒阻燃剂。可用于局部区域防灭火以及工作面推进速度比较缓慢等情况下，是黄泥灌浆的有力补充措施。

(6)对漏风比较严重的工作面采空区喷射气雾阻化剂。气雾阻化剂是将阻化剂气化为 $3\mu m$ 的雾粒，由工作面漏风流作为载体进入采空区，对漏风或自燃处进行防火和灭火，效果很明显。

(7)在工作面采用均压防火技术，减少采空区漏风。

5.自然发火防治实例

(1)山东七五煤矿

七五煤矿 3307 放顶煤工作面为防止煤层自然发火，采取了如下措施：

1)保持工作面适当的推进速度，使之不小于 40m/月，尽量缩短遗煤的氧化期。

2)向采空区喷洒阻化剂。阻化剂选用 $MgCl_2$ 卤片，明确规定其浓度，一次喷洒量和喷洒工艺的技术要求。

3)加强顶煤回收管理，减少顶煤丢失量。

4)采取均压防火技术，降低风压，减少采空区漏风量。

5)禁止引火物品下井，杜绝引火源在工作面出现。

(2)山东三河口煤矿

1)沿煤层底板掘进工作面上、下平巷。

2)封堵所有与采空区相通的巷道。

3)杜绝向预采过顶分层后的采空区漏风。在上、下平巷掘进时，棚上铺设金属网至肩下 0.5m，并喷射 $100^{\#}$ 混凝土封堵顶肩，不留渗漏缝隙。在推进底层放顶煤工作面过程中，对上、下平巷选点测定其流经的风量，发现漏风及时封堵。

4)对采空区进行常规采后黄泥灌浆。

5)当发现采空区 CO 和 CH_4 涌出量增加,采面温度明显增高时,可补充采用沿底板埋管向采空区后部注水及注浆,也可在上出口超前工作面回风巷内向巷顶打斜钻孔伸向采空区,从顶煤上部往采空区灌浆注水。

6)查明向采空区漏风原因和地点,采取封堵漏风的措施。

7)坚持每周清扫冲刷巷道浮煤和积聚的煤尘,减少粉尘飞扬和被氧化的机会。

(三)煤尘综合防治

1.工作面产尘源及其危害性

放顶煤开采的主要产尘源比分层开采或中厚煤层整层开采增加 1~2 个以上,如机采放顶煤工作面主要产尘源工序为落煤、放顶煤、移架和清煤等,炮采放顶煤工作面为打眼、放炮、放煤、清煤和移架等。工作面、尤其是回风流中煤尘浓度比分层开采要高 1~2 倍以上,其危害十分明显且令人难以忍受,是采煤工人面临的第二杀手,它严重摧残采煤工人的身体健康和工作面安全生产,是制约放顶煤发展与推广应用的关键因素之一。而仅仅采用工作面喷雾降尘和超前预注水等常见方法灭尘效果并不理想,因此必须切实采取有效的综合降尘措施进行治理。

2.煤尘综合防治措施

对于不同煤层条件和采煤工艺的普通放顶煤工作面,可选择如下几项煤尘防治措施:

(1)对放煤口采用喷雾降尘,并尽可能降低放煤口的高度。对于放顶煤工作面来说,最主要的产尘源就是放煤,所以首先要普遍对放煤口安设喷嘴,尽可能降低放煤时的产尘量;其次就是降低放煤口的高度。现在多数工作面的放煤口已接近输送机溜槽面,处于比较合理的位置,但仍有相当数量的工作面放煤口偏高,这样不仅加大了放煤时的产尘量,而且降低了顶煤的采出率,增大了煤炭损失,所以要尽量降低放煤口的高度。

(2)对于机采面要坚持采用采煤机喷雾灭尘;对于炮采面则要推广采用湿式打眼,坚持使用水炮眼结合黄泥封孔。

(3)在工作面进、回风巷设置水幕,转载点安设喷嘴。在多数工作面都有这些降尘设施,而且运行效果良好,但也有不少工作面只是把它们作为摆设,或已经失效。建议提高水质,并在管路上设置过滤器,保证供水压力达到 2.5~5.0MPa,有条件的可在水中加入抑尘剂。

(4)对煤体进行超前预注水,以湿润煤体降低产尘率,同时还可以起到压裂煤体、减小顶煤块度和降低煤层硬度等辅助破煤作用,可谓一举三得。

(5)在某些高瓦斯和高尘工作面,还可以结合专用排放瓦斯局扇和风筒,进行工作面

捕尘、导尘和降尘工作。

(6)加强工人个体防尘工作。推广使用防尘口罩,似阻止弥散在空气中的细小煤尘对人体的严重危害。

3.煤尘综合防治实例

以平顶山高庄煤矿为例说明放顶煤工作面煤尘综合防治措施。

下面概述该矿 24050 放顶煤工作面煤尘实测分布状况,采取的综合防尘措施及其实施效果。

(1)测尘内容与方法

主要测定放顶煤工作面各工序产生的煤尘浓度,包括全尘和呼吸性粉尘浓度。

高庄矿采用 AHFC—20A 型呼吸性煤尘采样器,运用滤膜计重测尘法对全尘和呼吸性煤尘浓度进行测定。

煤尘采样位置在工作面工人经常活动范围内的呼吸带处,一般距底板 1.5m,采样头方向迎向风流。采样流量一般为 15～40 升/分,采样时间不小于 10 分钟。采样称重按采样要求进行。

煤尘浓度的计算方式

$$C = \frac{m_2 - m_1}{qt} \times 1000 \qquad (2-6)$$

式中　C——煤尘浓度,mg/m^3;

m_1——采样前滤膜质量,mg;

m_2——采样后滤膜质量,mg;

q——采样流量,l/min;

t——采样时间,min。

(2)放顶煤工作面煤尘分布

工作面要产尘工序是打眼、放炮、放煤和擂煤,实测煤尘分布见表 4－2－18 和图 4－2－49。

表 4－2－18　放顶煤工作面实测煤尘分布

测点位置	班　次	生产工序	防尘手段	呼吸性煤尘 (mg/m^3)	全　尘 (mg/m^3)
回风侧 3～5m	8	打眼	无	23	106.5
作业点处	8	放炮	水炮泥	32	119
作业点处	0	放顶煤	无	25	110.5

测点位置	班　次	生产工序	防尘手段	呼吸性煤尘 (mg/m^3)	全　尘 (mg/m^3)
作业点处	8	移架	无	14	61
转载机处	8	运煤	无	12	57
转载机处	8	运煤	喷雾	6	27
作业点处	8	攉煤	无	21	103

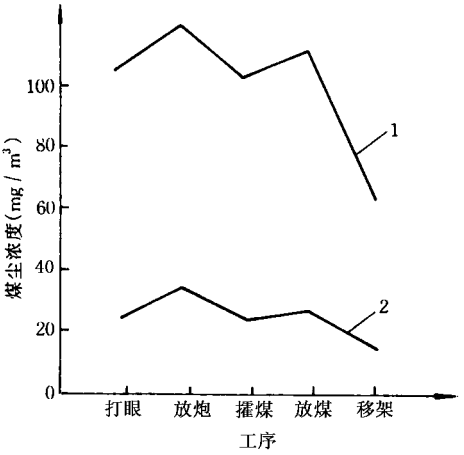


图 4－2－49　各工序实测煤尘分布

1—全尘；2—呼吸性粉尘

(3)工作面产尘机理

打炮眼：煤电钻打眼使煤体破碎产尘，是主要尘源之一。打眼产尘浓度主要与生产强度和煤的物理化学性质有关。高庄矿己$_{16-17}$，煤层的上分层和下分层物理性质不同。煤质坚硬时打眼产尘就大，煤质疏松时则小。

放炮：火药爆破瞬间产生强烈震动而使煤体迅速破碎，产生大量煤尘，而且冲击波使其易于飞扬是主要产尘源之一。产尘量主要与炸药数量、爆破方法和煤体化学性质及湿润程度有关。一般来说，同时起爆的炮眼和装药量越多，爆破后产尘就越大。在同等爆破条件下，风流里的煤尘浓度是随供风量的高低而变化。

放煤：放顶煤是工作面主要产尘源之一。顶煤放落时的较大，在放落过程中受到重力、矸石和其它顶煤煤块的摩擦阻力，以及风力的共同作用，块煤和较大的煤尘落入输送机，而微细煤尘沉降速度小，在风流风速的控制下悬浮流动，污染整个工作面。

(4)工作面煤尘综合防治措施与效果

该工作面主要采用了超前预注水、喷雾、湿式打眼以及个体防护等防尘措施，实施效果比较明显。

1）工作面超前预注水

在工作面前方通过钻孔和裂隙将水注入煤体，使水均匀分布于煤层孔隙中预先湿润煤体，以抑制工作面煤尘的产生和飞扬，因此超前预注水是一种积极有效的主动防尘方法。

注水方式：根据24050工作面煤层性质与条件，选择长孔注水方式，即注水钻孔长度为工作面长度的三分之一至二分之一。

钻孔布置方式：在工作面回风巷内打倾斜下行钻孔，如图4－2－50所示。该注水方式封孔容易，水在重力和水压作用下易于向下渗透湿润顶煤。钻孔施工容易，对煤炭运输无干扰。

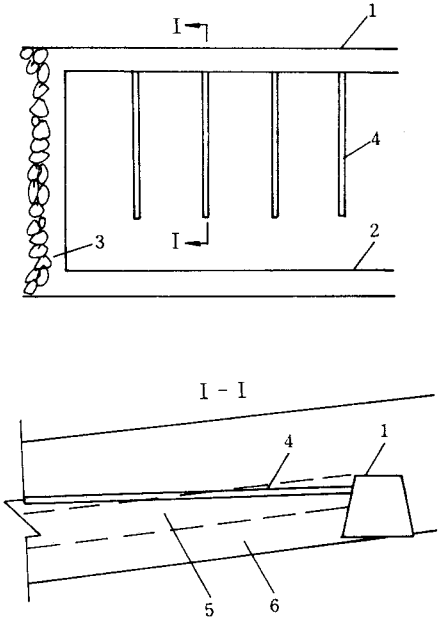


图4－2－50　倾斜下行钻孔布置

1—回风巷；2—进风巷；3—工作面；4—注水钻孔；5—块状煤分层；6—沫状煤分层

钻孔位置与角度：该工作面块状煤和沫状煤间隔赋存。将钻孔布置在块状煤中，不容易塌孔和能够较好保持钻孔状态。钻孔角度为水平向下1°～2°。

钻孔直径：由于块状煤质较硬，采用ϕ53～ϕ60mm的大直径钻孔。

钻孔间距：根据煤层湿润半径计算，结合该矿经验确定为20m左右。

钻孔长度：由如下经验公式计算

$$L = L_2 - N \tag{2-7}$$

式中　L——钻孔长度，m；

L_2——工作面长度，m；

N——与煤层透水系数和钻孔方向有关的系数，本文注水方式取 70m。

因此钻孔长度为 $L = 108 - 70 = 38$m，约为工作面长度的三分之一。

注水时间：超前于工作面到达钻孔时的前 2 个月开始注水，到达钻孔前 5 天停注，注水时间约 55 天。

注水压力：钻孔虽处于透水性较差的块状己$_{16}$煤中，但其厚度较小，其下部为沫状己$_{17}$煤，透水性较好，一般采用静压注水即可，注水压力约 1.1MPa。

注水流量：与注水压力相适应，注水流量约为 3.15L/min。

注水效果：工作面长钻孔超前预注水，注水时间长、不易发生泄水现象、注水量充足，对煤体的湿润效果好，水分含量可由 1.3%增至 2.86%，对采煤工作面生产干扰小、易管理，取得了较好的降尘效果，呼吸性粉尘降尘率平均达 61.8%，浮游煤尘浓度一般可降至 10mg/m^3 左右。

为进一步提高注水效果，可改连续式注水为间歇式注水，适当添加湿润剂等。

2）工作面喷雾降尘

喷雾降尘技术是指水在一定压力的作用下，经喷嘴微孔喷出与空气和压气混合，形成雾状水粒，在空气中与浮游矿尘相碰撞，使矿尘被湿润、重量增加，从而提高矿尘的沉降速度，减少矿尘在空气中的停留时间和数量。

影响喷雾效果的有雾滴粒度、供水流量、雾滴速度和供水压力等参数，以及喷嘴型式和安装方式等。

雾滴粒度：是指雾滴直径大小。矿尘有一定的抗湿性，当雾粒过大时，其质量大、动量也大，不易与矿尘相碰撞；当雾粒过小时，易于蒸发，即使尘粒与雾粒碰撞被湿润，但尚未沉落到底板而水分蒸发又重新飞扬起来。据研究试验结果，雾滴粒度在 10～200μm 范围降尘效果较好，最佳降尘粒度为 40～50μm。

雾滴速度：雾滴速度快，则动能大，当其与尘粒碰撞后能迅速降落，减少矿尘在空气中的停留时间且可有效地防止水在空气中蒸发。一般雾粒在射程内速度不应低于 20m/s，则雾化程度高，分布密度大，捕尘效果好。

供水流量：适当加大供水流量，可提高雾滴的运动速度与分布密度，增加雾滴与尘粒碰撞捕尘的机会，但流量达到一定的程度再增加时，其降尘效果提高并不明显。一般在

有效射程内喷雾密度平均 $10^6 \sim 10^8$ 粒/cm^3 的供水流量比较适宜。

供水压力：当喷嘴选定后，供水压力直接决定喷雾流量、雾粒大小和速度。当水压在 1.5MPa 以上时，可获得较为理想的喷雾降尘参数。

喷雾洒水器：俗称喷嘴。在炮采放顶煤工作面，一般铜制或尼龙喷嘴射程短，适于定点或短距离喷雾，对于放煤空间远距离喷雾降尘效果不佳，因此宜更换为冲击式喷水器、涡流式喷水器或混合式喷水器。

喷水器的安装方式：可分为移动式和固定式安装。移动式一般把喷水器直接连接在供水软管上，两个喷水器间的距离以不大于单个喷水器的有效射程的 1 倍为宜；供水软管由上、下顺槽各设 1 根，其长度可略小于工作面长度的一半。固定式一般把喷水器安设在支架的适当位置上，如放煤口上方或煤壁梁端处，并加设摆头装置，工作面每隔 10 ~ 15m 安设 1 个喷水器。

喷雾方式与降尘效果：煤壁落煤时喷雾 3 ~ 5min，放煤时全程喷雾，洒水量不小于 20 ~ 30L。喷雾射流应逆风流方向，捕尘效果最佳；有条件的矿井可改恒压喷雾为脉冲喷雾，以提高雾化程度和降尘效率。

3）湿式打眼与水封爆破

湿式打眼是指在打炮眼时，将有一定压力的水送到炮眼内，湿润和冲洗煤粉，使之变成煤浆流出炮眼，从而达到抑制煤尘飞扬，减少和消除空气中煤尘含量的目的。

我国目前所用新型湿式煤电钻大体可分为中心供水和侧式供水两种类型。中心供水型湿式煤电钻有 SMZ—12B 型，侧式供水型有 SMZ—12A 型、MZS—12A 型和 MZS—12S 型等。这些湿式煤电钻具有良好的水密封性能，能有效地降低工作面煤尘浓度，适用于有煤尘爆炸性危险的矿井。

水封爆破就是用充水塑料袋封堵炮眼以代替部分黄泥炮泥，即煤矿所有水炮泥，来实现爆破降尘的目的。借助于炸药爆炸时产生的压力，水袋中的水不仅强力渗透到钻孔周围的煤层中，而且因爆破的热量使水汽化，其降尘效果更为显著。另外水蒸汽降低了炸药引燃沼气的概率，炮烟中部分有害气体可溶于水，从而降低空气中有害气体的浓度。

目前使用方便的自动封孔型水炮泥，全长 290mm，直径 50mm，容水长 230mm，封孔长 60mm，容水重量 200 ~ 250g，水炮泥承载压力 70 ~ 75kg。

使用水炮泥后，爆破工序中煤尘浓度降低 60% ~ 80%，工作面风流气温下降 0.5 ~ 1℃，空气中有害气体成分减少 37% ~ 46%。

4）个体防护

个体防护是对某些作业区或生产工序，如擞煤或放煤，即使采用了上述防尘措施，仍

然未达到国家规定的粉尘浓度标准，还有一些细小矿尘弥散在工作面空气中，为减小和阻止它们通过呼吸道进入人体，必须进行个体防护。

个体防护的主要措施有佩戴防尘口罩和防尘帽进行防尘。

放顶煤工作面主要采用自吸式防尘口罩。这种口罩有两种：一种是带有换气阀的口罩，另一种是不带换气阀的口罩。前者阻尘率高、呼吸阻力小、严密性好，但重量较大，适用于矿尘浓度较大的工作面和工序中；后者又称简易口罩，其结构简单、轻便、容易清洗、成本低，但呼吸时阻力大、严密性略差，适用于矿尘浓度较小的工作面。

高庄矿 24050 放顶煤工作面一般选用三级或四级自吸式带换气阀的防尘口罩，用于煤尘浓度小于 $100mg/m^3$ 的工作面和放煤工序中，防尘效果比较理想。

第三节　急斜煤层采煤法

急斜煤层开采的基本原则与缓斜和倾斜煤层一样，但由于煤层倾角比较大，在地质、矿压、开采技术和安全方面，具有许多特点：

(1)由于地质构造结果，使煤层倾角变大、构造复杂，埋藏不稳定，增加了开采的困难。

(2)顶板沿层面倾斜方向的压力增大，而垂直层面方向的压力变小，因此支架不稳定，容易倾倒；护巷煤柱容易片帮；顶，底板都可能沿倾斜方向滑动。

(3)采下的煤和冒落的矸石，都可自重下溜，简化工作面的装运工作，但容易砸人，冲倒支架，影响安全。工作面行人、运料比较困难。

(4)一般用于缓斜煤层沿底板运行的采煤机和自移式液压支架，不适用于急斜煤层，所以急斜煤层目前仍以炮采为主。

根据煤层厚度，急斜煤层的开采方法差别较大。在此重点介绍伪倾斜柔性掩护支架采煤法、水平分层及斜切分层采煤法、倒台阶采煤法，至于其它采煤法这里只作简要介绍。

一、伪倾斜柔性掩护支架采煤法

这种采煤法是用柔性掩护支架把采空区与回采空间隔开，随着工作面推进，掩护支架靠自重和上部冒落矸石的压力推动而下移。工作面为直线形，与煤层走向成 25 ~ 30°

的伪倾斜布置并沿走向推进。

(一)采区巷道布置和生产系统

1. 采区巷道布置

它一般是采用双翼采区布置。图 4－2－51 表示采区一翼的情况,采区一翼的走向长度为 200～300 米,划分为 2 个区段,一区段在回采,二区段在准备,区段高为 30～40 米。

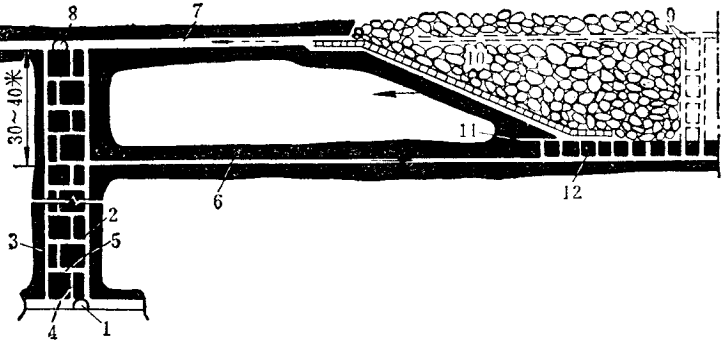


图 4－2－51　伪倾斜掩护支架采煤法的采区巷道布置

1—采区运输石门;2—采区溜煤眼;3—采区运料眼;4—采区行人眼;
5—联络平巷;6—区段运输平巷;7—区段回风平巷;8—采区回风石门;9—切割眼;
10—掩护支架;11—超前区段平巷;12—溜煤小眼

从采区运输石门上方沿煤层顶板倾斜掘进一组上山眼,至少有三条眼(溜煤眼、运料眼、行人眼),需要时还应掘进出矸眼,各眼的间距为 10 米。为安全起见,行人眼应错开布置,各眼之间用联络巷贯通。当上山眼与回风石门贯通后,就可从上山眼开始掘进区段运输平巷和区段回风平巷。每隔 5 米左右沿区段运输平巷向上掘进溜煤小眼,当区段运输平巷和区段回风平巷掘完后,距采区边界 5 米处,在煤层中间偏底板位置掘进间距 5～8 米的两条切割眼,每隔 10～15 米用联络巷贯通。两条切割眼的作用是为了支架逐步下放使工作面成伪倾斜,以便出煤、通风和行人需要而布置的。

随着工作面的推进,为了存放材料和行人方便在工作面下端,区段运输平巷上部 3～5 米处,掘进超前区段平巷。

当工作面推进到靠近上山眼,沿煤层中间偏底板位置,掘进两条收作眼,它们之间也用联络巷贯通。两条收作眼的作用,也是为了缩短支架结束下放时工作面的通风和行人。

2. 运输系统

采下的煤沿工作面的搪瓷溜槽溜下，经溜煤小眼、区段运输平巷、采区溜煤眼，下放到采区运输石门装车外运。

材料由采区运输石门，经运料眼向上运到区段回风平巷，送到工作面或由采区回风石经区段回风平巷送到工作面。

3.通风系统

由采区石门进入的新风，经行人眼（或材料眼）、区段运输平巷、溜煤小眼到工作面。清洗工作面后的乏风经区段回风平巷到采区石门排出。

（二）回采工艺

这种采煤方法的回采工艺，可分为准备回采（初次放架）、正常回采（正常放架）、收尾或收作（结束下放）三个阶段。

1.准备回采

安装支架前，把回风平巷扩大到煤层顶底板，为了安装支架，从切割眼以外 5 米处，在回风平巷中间位置挖掘地沟（图 4－2－52），其规格根据架宽选取（参阅表 4－2－19）。

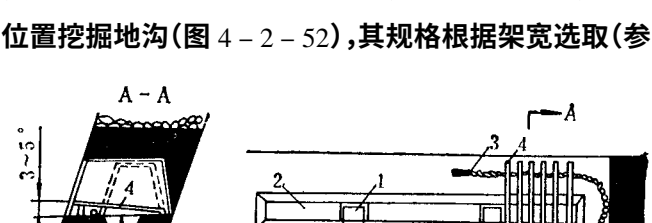


图 4－2－52　掩护支架的安装

1—切割眼；2—地沟；3—钢丝绳；4—钢梁

表 4－2－19　地沟规格

架宽（米）	地沟高（米）	地沟上宽（米）	地沟下宽（米）
＜2.0	0.8	0.8	0.5
2.2～3.2	1.0	1.3	0.8
3.6～5.0	1.0	1.6	1.2
5.2～7.2	1.2	1.8	1.4

地沟挖好后，就可沿地沟安装支架，随着支架安装，地沟要不断延长，保持超前最后一根支架（钢梁）米。在开始安装支架时，沿地沟两侧放置钢丝绳，钢丝绳两端应折回，每根钢丝绳长 30 米，两根钢丝绳搭接长度不少于 2 米并用 5 付绳卡夹紧，钢丝绳接头位置要错开（图 4－2－53）。钢梁从切割眼以外 3～5 米处开始铺设，每隔 200～300 毫米在钢

丝绳上放一根钢梁。俐梁垂直顶底板，靠近顶板的钢梁端垫高，使钢梁有 3 ~ 5°的倾角（见图 4 - 2 - 52），这样便于联结钢梁和钢丝绳，而且也利于支架下放改为伪倾斜时转动方便。

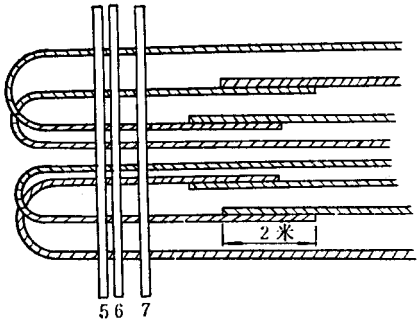


图 4 - 2 - 53　架尾安装法

这种支架的结构如图 4 - 2 - 54 所示。架宽按煤层厚度而定，一般应比煤层厚度小 0.2 ~ 0.5 米，便于架子下放。钢丝绳的根数按架宽而定，可由 3 ~ 5 根组成。钢梁之间的间隙（一般为 0.3 米）用撑木和荆笆充填。钢梁和钢丝绳用垫板螺栓联结，也可用环形卡子联结。在钢梁上铺设双层荆笆，作为隔离采空区矸石和拆架时人工假顶之用，如含水较大，还需铺上油毡；如煤层极易自燃，可在支架上铺层黄泥或洒泥浆。这样结构的架子，具有柔性而且便于控制和回收。

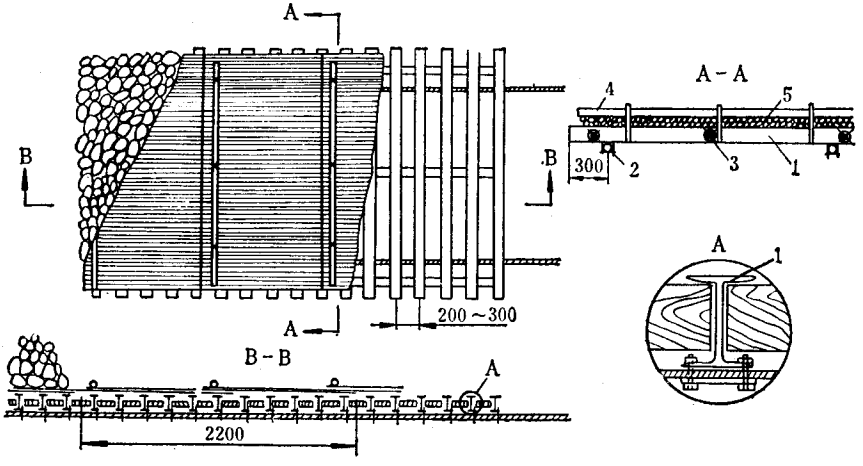


图 4 - 2 - 54　柔性掩护支架结构

1—工字梁；2—钢丝绳；3—撑木；4—压木；5—荆笆

掩护支架安装好一段距离后，将平巷内的支架拆除，使上面的煤顶和顶板冒落，如不易冒落，应放炮崩落，使掩护支架上有 2～3 米厚的煤矸层，。以防掩护支架受到冲击荷载而影响安全。

为了防止支架下放过程中下滑，应使冒落的煤矸距工作面上部拐点处的长度不小于 5 米。

当支架安装长度已够 15 米，支架上全冒落煤矸层后，就可调整支架下放。支架下放是利用两个切割眼来完成的，在切割眼内打眼放炮，使架尾（安装支架的一端称架头）由水平位置逐步调斜下放。调斜下放过程中，在回风巷内不断接长支架，最后到达规定的位置形成 25～30°的伪倾斜工作面（图 4－2－55，同时沿工作面中间位置形成一条地沟，这时回采准备阶段结束，转入正常回采阶段。

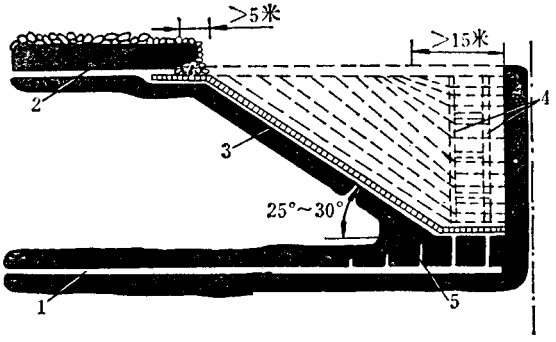


图 4－2－55　掩护支架的调斜

1—区段运输平巷；2—区段回风平巷；3—掩护支架；4—切割眼；5—溜煤小眼

在准备回采阶段落下的煤，经切割眼、溜煤小眼、运到区段运输平巷。材料由区段回风平巷运到工作面。新风由区段运输平巷经溜煤小眼进入工作面。乏风经区段回风平巷排出。

在准备回采阶段，支架调斜下放过程中，整个支架实际上是倾斜掩护支架和平板掩护支架的组合，即调斜工作面支架成为倾斜支架，调斜切割眼支架成为平板掩护支架。

2.正常回采

随着工作面推进，在区段回风平巷内延长地沟和接长架头。同时在工作面下端的区段运输平巷内拆除架尾。

在掩护支架下的正常回采工艺是 打眼、放炮、出煤、移架。

根据煤层的厚度和软硬情况，炮眼可布置单排或双排。双排炮眼的布置和眼距、行距，如图 4－2－56 所示。煤质坚硬时，可加打刷帮眼。放炮工作，最好沿工作面全长一

次放炮，这样有利于支架均匀下沉，工作面很长时，也可分段打眼放炮。

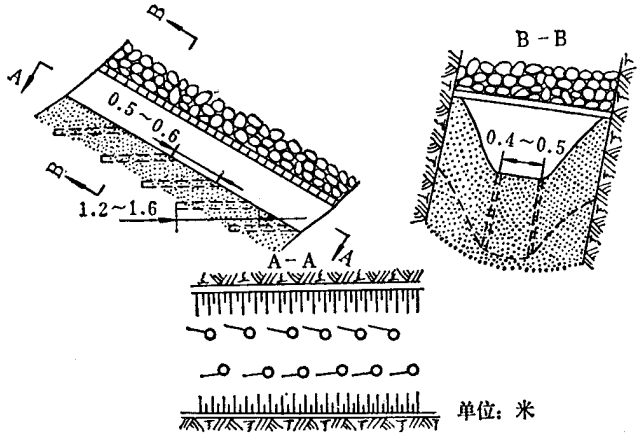


图 4－2－56　双排炮眼布置

崩落的煤，装入工作面的搪瓷溜槽滑下，经溜煤小眼运到区段运输平巷。

随着出煤，支架在自重和上部煤矸的作用下，逐渐下降而移架，同时工作面随着移架沿走向推进一定的距离。爆破后地沟两帮可能不规整，应有专人整修，把支架调整到正常位置，即支架沿工作面倾斜方向保持一直线，并与顶板有 3～5°的迎山角（即支架钢梁与顶板法线的夹角）。

为了维护区段运输平巷作为下区段的回风平巷，必须保留煤柱。当工作面向前推进三个溜煤眼的距离（靠近工作面的溜煤眼用作溜煤；中间的用作行人和通风；靠近拆架处的用作运料），就可开始拆架尾。

拆架前，要将地沟扩大到两侧的钢丝绳位置。扩大地沟时，要跟着打点柱，靠老塘口 4 排钢梁下也要加打临时点柱。

拆架时，先卸掉螺帽，拿去垫板，然后将钢丝绳折回，即能取下钢梁。为了便于拆架，可用带帽点柱支撑老塘的笆片假顶（图 4－2－57）。

3. 收尾

当工作面推进到采区停采线前的两条收作眼时，架头就不再接长，利用收作眼把架头逐步下放。为了防止窜矸和支架沿斜面下滑，造成钢梁重迭，架头必须保持有 2～3 米的平板架。随工作面缩短拆除多余架头，当工作面缩短到 15～20 米时，逐步减小工作面的斜度，呈扇形下放直到水平位置（图 4－2－58），拆除支架的方法，与上述相同。

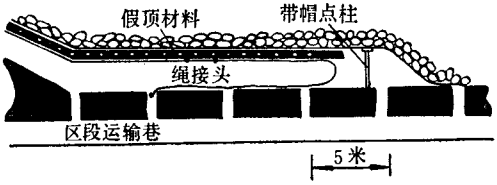


图 4－2－57　拆架尾

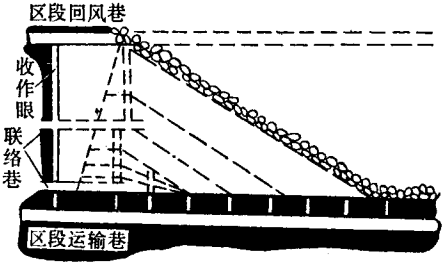


图 4－2－58　支架结束下放情况

(三)故障处理

这种采煤法在生产中发生的主要故障有:支架切入顶底板;支架扭斜;窜矸;钢丝绳和接头故障。

1.支架切入顶板或底板

如图 4－2－59 所示,支架切入顶底板的主要原因是:

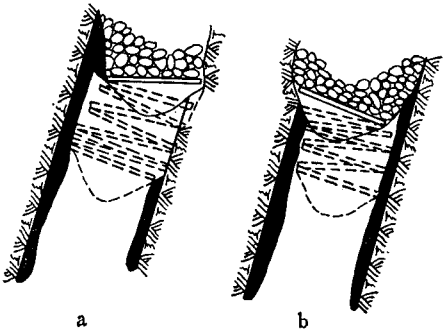


图 4－2－59　支架切入顶板或底板

a—切入底板;b—切入顶板

(1)炮眼布置和装药量不当,靠顶板或底板一侧煤壁被崩坏,支架失去平衡。

(2)煤层顶底部的硬度相差过大,以致顶板或底板一侧不易崩落。

(3)煤层倾角局部突变,支架控制不当。

处理的办法是:打眼放炮下放切入端,在另一端打点柱支撑,经过几次下放调整切入端,逐步使支架回到煤层中的正常位置。

2.支架扭斜

支架下放过程中,钢梁不垂直顶底板发生扭斜,支架扭斜后,不但缩小架宽,降低回采率,而且影响安全,其产生的主要原因是:

(1)安装支架时,钢丝绳拉紧程度不一致。

(2)夹紧螺栓没有拧紧,使钢丝绳和钢梁产生相对移动,或钢丝绳接头松脱。

(3)工作面地沟两帮煤的硬度不一致。

(4)支架发生切入顶底板。

(5)钢梁由上拐点转入伪倾斜工作面时,底板一侧钢梁下移。

根据上述原因,可采取下列措施:

安装支架时,所有钢丝绳拉力要保持一致,拧紧螺栓和钢丝绳接头的绳卡;靠近硬煤一侧布置地沟炮眼或调整装药量,放炮后,使支架保持平衡;在工作面上拐点处,靠底板一侧加打深炮眼,使支架逐渐转角,形成缓转弯。

3.窜矸

矸石窜入工作面,影响生产安全和煤质,其产生的主要原因是;

(1)炮眼距顶底板太近或装药量不当,把煤帮和顶底板破坏,出现空洞或部分支架悬空。

(2)钢梁上的荆笆移动,使钢梁间出现空隙。

(3)支架通过小溜煤眼或煤巷时,巷道周围煤岩受压而破碎,出现空洞或部分支架悬空。

处理办法是:将窜矸的空洞用木料或笆片堵上;支架过老巷时,预先把老巷用碎煤填实。

4.钢丝绳和接头故障

钢丝绳接头滑脱,使钢梁间距拉大,其产生的主要原因是:

(1)接头处绳卡不够或绳卡未夹紧。

(2)钢丝绳使用时间长,锈蚀严重,有断丝;绳的封头不牢。

(3)钢丝绳的强度不够。

(4)由于支架局部悬空,使钢丝绳受力太大。

(5)支架扭斜,使钢丝绳受力不均。

处理办法是：在支架下放过程中，检查拧紧螺帽；更换断丝锈蚀严重的钢丝绳；采用全长工作面一次放炮；已滑脱的部分，用短钢丝绳接上，并用绳卡接牢，每端绳卡不少于3付。

（四）优缺点、使用条件和改进措施

这种方法与水平分层、倒台阶采煤法比较具有下列优点：

（1）工人在掩护支架下工作，安拆支架都在水平巷道内，所以比较安全、劳动条件好、工作面通风好。

（2）工作面工序简单，取消工作面支护和采空区处理工作，大大减轻工作面的劳动强度，提高效率。

（3）材料消耗少、设备简单。

（4）如区段高为30～40米，工作面倾角为30°，工作面长度可达60～80米，这不仅可提高产量，而且减少了巷道掘进量。

其缺点是：在回采过程中，架宽不能随煤层厚度变化而调节，以致当煤层变厚时，容易丢煤；煤层变薄时，支架不易下放。因此，往往需要处理，影响生产。

其使用条件：

煤层倾角大于60°，层厚为1.8～4.0米且变化稳定，开采最为有效。煤层倾角小于60°，支架容易切底，下放困难。厚度过大，如架宽增大到7～8米，则架子结构复杂，安拆麻烦，工作面不易调架，钢梁容易弯曲和切底。

对于倾角小于60°或厚度小于1.3米的煤层，可采用单腿“八”字形支架（图4－2－60），以减少支架下放的困难，并扩大回采空间。如把单腿支撑改为液压支柱，则架子升降调整更灵活，以适应煤层厚度变化不大的要求。

对于倾角大于60°厚度变化很大的厚煤层，可采用组合钢梁，即把较短（2～3米）的单根直梁，按煤层厚度，用螺栓联成一根长梁，避免钢梁过长的缺点。

为了减少支架安拆，节省人力和材料消耗、减少区段煤柱损失，可增加区段高，即增加工作面长度，用伪倾斜上山或溜煤眼把工作面分段，如图4－2－61所示。上段工作面超前下段工作面1～2米，各分段工作面单独回采。

（五）工作面机械化

为了提高这种采煤法的工作面效率，主要是实现落煤机械化，需要研制挖地沟的采煤机，我国研制了MLJ－80型联合采煤机，并进行现场试验，如图4－2－62所示。采煤机在支架下挖地沟，地沟两侧的煤在支架自重和上面的矸石作用下被压碎，使支架下放，采煤机由回风平巷内的绞车牵引上行挖地沟，空程自爬下放。

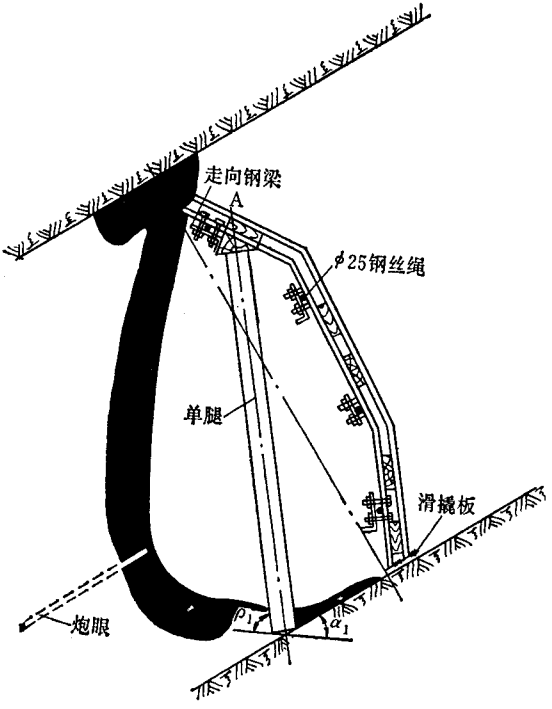


图 4－2－60　单腿支撑‘八’字形掩护支架

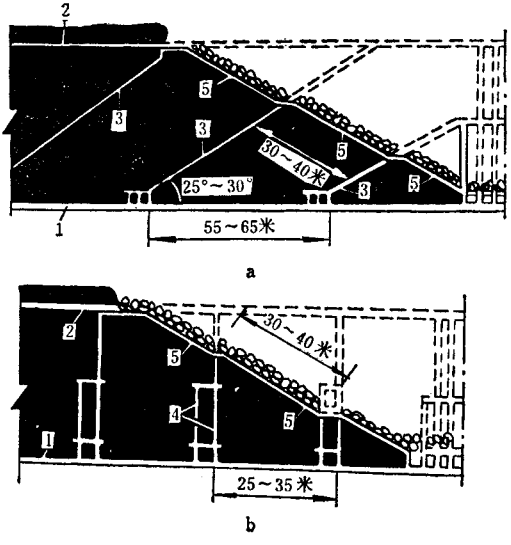


图 4－2－61　分段工作面布置图

a—伪倾斜上山布置；b—溜煤眼布置

1—区段运输平巷；2—区段回风平巷；3—伪倾斜上山；4—溜煤眼；5—回采工作面

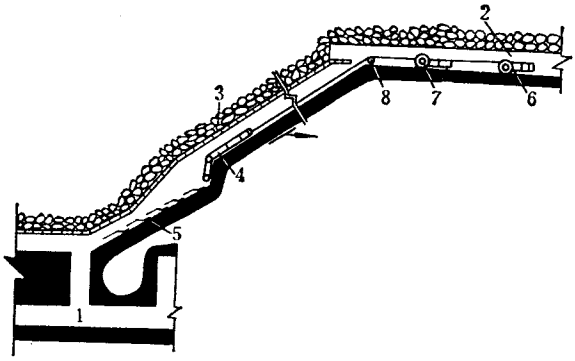


图 4－2－62　伪倾斜掩护支架采煤机工作面布置

1—区段运输平巷；2—区段回风平巷；3—掩护支架；4—联合采煤机；5—搪瓷溜槽；6—牵引绞车；7—辅助绞车；8—地滚

二、柔性掩护网假顶综合采煤法

这种采煤法就是在厚煤层的顶分层回采时铺设柔性掩护网，并使顶板垮落在掩护网上，所以常把顶分层称为安装分层。顶分层以下的煤层，根据不同条件，在采区内，采用巷柱式或倾斜分带式开采。

(一)柔性假顶巷柱式综合采煤法

1. 巷道布置

如图图 4－2－63 所示，在采区内每隔 100～150 米掘进上山眼，把采区分成若干段。在段内沿煤层倾斜每隔 6～8 米掘进回采平巷，各回采平巷之间，用直径 650～850 毫米的深孔贯通，各深孔的间距为 6 米，这样在区段内形成很多回采煤柱。每 3～4 条回采平巷组成一落煤组，每组最下部的平巷内安装输送机，并在上部溜煤眼口做成漏斗形，以便放煤。

2. 回采工艺

首先沿煤层倾斜，把煤层分为厚 1.5～1.8 米的顶分层，通常用炮采，有条件也可用机采进行回采，随着回采，在底板上铺设柔性假顶。

开采顶分层的同时，在回风水平上开出一个水平分层工作面，在此水平分层的底板上也铺上假顶，与顶分层的假顶连成一体。

顶分层和水平分层都采用冒落法开采，垮落的顶板都压在假顶上。

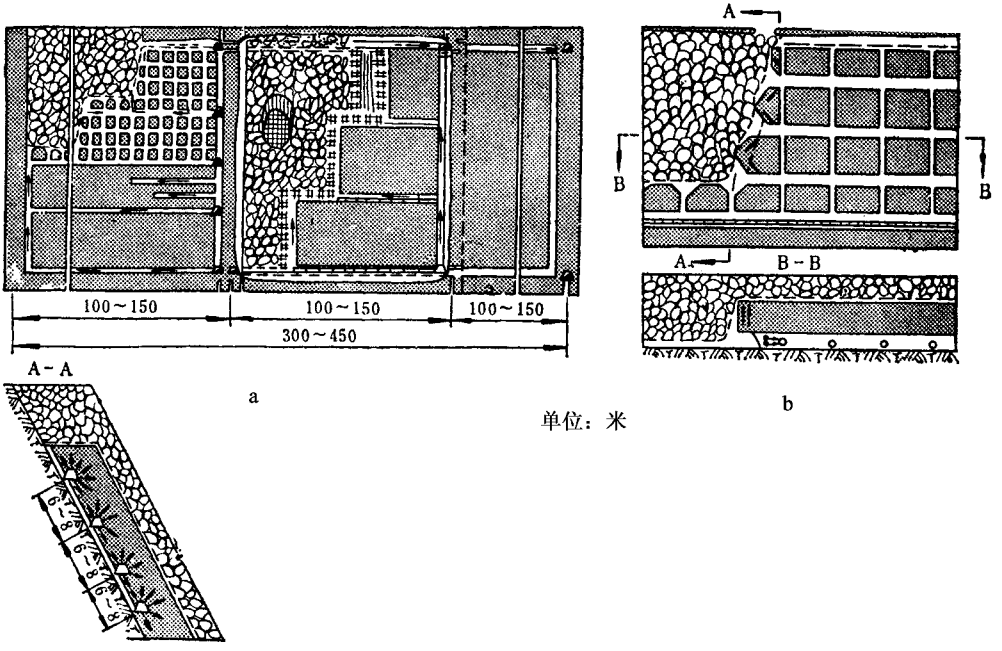


图 4－2－63　柔性假顶巷柱式综合采煤法

a—准备方式；b—回采工作面生产系统

顶分层下面的回采煤柱，采取下行回采。在掩护网下面，各回采平巷按后退式回采，在平巷内打扇形炮眼。打向顶板的炮眼深度等于开采的厚度；其余炮眼与煤层走向成 60～70°的夹角，眼深为 2～4 米。每次爆破采下煤的宽度约 1.0～1.5 米。爆破后各回采巷道之间的煤柱呈‘＜’形，这样形状可使崩落的煤不堆积在回采巷道内，有利于向下溜煤；同时在采空区形成中间支撑点，这些支撑点容易压酥，有利于掩护网卸压。

落下的煤经溜煤眼装入回采平巷内的输送机外运。假顶随着工作面内的煤采出而下落。

在输送机的平巷以上的各回采平巷爆破后，所形成的工作面应成 75～80°的倾斜，此倾斜工作面的长度为 18～24 米，即 4 条回采平巷所组成的落煤组的工作面总长度。上落煤组（上区段）超前下落煤组（下区段）15～20 米。

这种采煤法一般适用于煤层厚度小于 7.5～8 米，倾角小于 65°。

这种采煤法，由于在巷道内作业，人不进入工作面，所以工作安全；掩护网破裂少，从而减少煤的损失。根据苏联使用实践表明：这种采煤法的采区效率为 7 吨/工；开采损失为 24%。其平均技术经济指标接近于刚性掩护支架开采法的指标，但它的劳动量却比使用普通支柱支护的工作面分层开采低 33～50%。

(二)柔性假顶走向条带综合采煤法

1.巷道布置

这种采煤法的巷道布置与刚性(平板)掩护支架相同,如图 4－2－64 所示。在采区内沿走向每隔 20～30 米掘进安有梯子间的行人眼,把采区分为若干段。在段内沿走向于煤层底板每隔 6 米掘进 5～6 个溜煤眼,把段再分为若干个开采条带。为了行人和通风,用水平联络巷把行人眼与溜煤眼贯通。

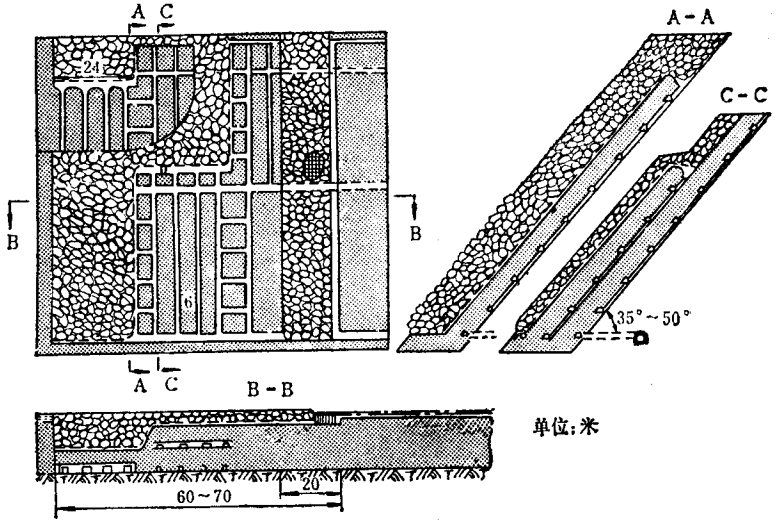


图 4－2－64　柔性假顶走向条带综合采煤法

2.回采工艺

顶分层的回采工艺与巷柱式相同。若假顶以下煤层的厚度大于 7.5 米时,应分为两个或两个以上的分层来开采,以免假顶悬露面积过大而损坏。

工作面沿倾斜推进,上分层工作面超前于下分层工作面 20～25 米。

在溜煤眼之间,沿煤层底板掘完水平切割眼后,就可在开采条带内打眼放炮落煤,采落的煤由各带条间的溜煤眼溜下。随后从溜煤眼内把煤放出,假顶自动下落。

这种采煤法一般适用于厚度较大(15～16 米)、倾角 35～60°、赋存稳定的煤层。为了保证巷道的稳定性,下分层煤的厚度不小于 5～6 米。

三、水平分层和斜切分层采煤法

水平分层就是把煤层沿水平方向分成许多厚为 2～3 米的分层,如图 4－2－65a 所示。斜切分层就是沿与水平面成 25～30°夹角的斜面,把煤层分成许多厚为 2～3 米的分

层，如图 4－2－65b 所示。在每个分层内，由上而下依次回采。

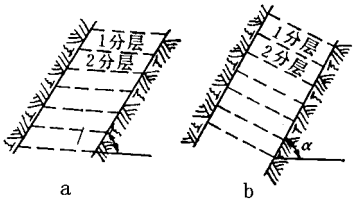


图 4－2－65　水平和斜切分层

a—水平分层；b—斜切分层

(一)水平分层采煤法的采区巷道布置和生产系统

1.采区巷道布置

这种采煤法的采区巷道布置可分为双翼和单翼两种方式。采区内沿倾斜划分区段，区段高一般为 15～20 米，可保证 5～7 个分层同时回采。分层厚度主要决定于工作面支架高度，分层厚度过大，支护困难，效率低，因此，分层厚度一般为 2.2～2.6 米。

图 4－2－66 为水平分层采煤法常用的采区巷道布置。采区运输石门进入煤层后，即可布置采区溜煤眼、行人眼、运料眼，它们之间用联络巷贯通。上山眼多沿煤层底板布置，一方面便于和区段平巷连接，另一方面可减少回收上山眼煤柱的损失。上山眼之间的距离，一般为 10～15 米。为了行人安全，行人眼左右错开布置，行人眼内要设梯子间。

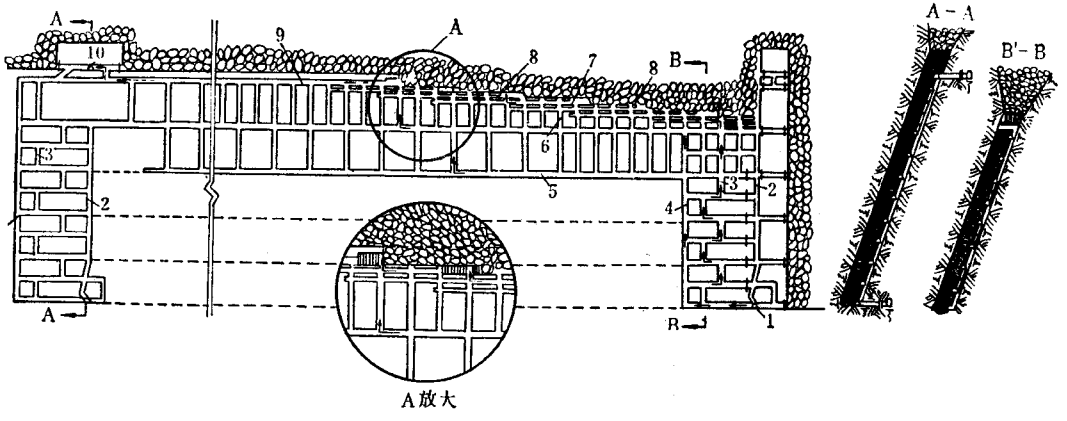


图 4－2－66　水平分层采煤法采区巷道及工作面布置

1—采区运输石门；2—采区溜煤眼；3—采区行人眼；4—采区运运料眼；5—区段运输平巷；6—区段溜煤跟；7—分层运输平巷；8—分层回采工作面；9—区段回风平巷；10—回风石门

当上山眼掘到回风水平时，与回风石门贯通后，就可同时掘进区段运输平巷和区段回风平巷。为了便于掘进时通风和溜煤，每隔 20 ~ 30 米，用区段溜煤眼贯通两区段平巷。当区段运输平巷和区段回风平巷掘到采区边界，与前一采区回风石门贯通，形成了通风系统后，就可从溜煤眼开始，每隔 5 ~ 6 米，从区段运输平巷 5 向上开掘区段溜煤眼与区段回风乎巷贯通。

当掘完两个区段溜煤眼以后，就可在区段回风平巷与第一个溜煤眼交叉的地方，掘进通达顶底板的煤门，如图 4 - 2 - 67 所示。

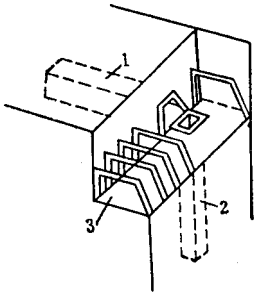


图 4 - 2 - 67　水平分层采煤法的煤门(切割眼的布置)

1—第一区段回风平巷；2—区段溜煤眼；3—煤门

第一区段的区段回风平巷就是第一区段第一分层的回风平巷，煤门就是第一分层的切割眼，其长度就是工作面的长度，从切割眼开始第一分层的回采工作。为了减少煤炭损失，回采也可从采区溜煤眼开始，直接推向采区边界。

随着第一分层回采工作面向前推进，在工作面前面，应及时超前进区段溜煤眼。在回采工作面的控顶距离内，要始终保持两个溜煤眼，以保证回采工作面的通风和溜煤。第一分层工作面回采后，应及时铺设人工假顶，然后回柱放顶，使上水平已采区的矸石冒落下来，充填第一分层的采空区。待第一分层采空区冒落后，即可开掘第二分层平巷，按第一分层的方法，布置切割眼进行回采。

一个区段内布置 5 ~ 7 个分层的工作面同时回采，上、下分层工作面应保持 20 ~ 30 米的错距，以免互相干扰和便于通风。

2. 运输系统

从工作面采出的煤经区段溜煤眼下放到区段运输平巷，由输送机运到采区溜煤眼，下放到采区运输石门装车外运。

工作面所需的材料，由前一采区的回风石门运入，经分层平巷送到各分层工作面或由前一采区的运输石门运入，经运料眼 4 提升到区段回风平巷，再经分层平巷运到各工

作面。

3.通风系统

新风经运输石门、采区运料眼、行人眼、区段运输平巷，进入各分层工作面。各分层工作面的乏风，经各分层平巷汇集到区段回风平巷，由回风石门排出。各分层工作面的通风是“串联渗新”方式，即下分层工作面的乏风，都是经上分层工作面串联排出，而上分层工作面又不断从区段运输平巷中获得新风补充。所以上分层工作面通风是乏风渗新风。在分层工作面中，距分层巷道较远的地方，主要是靠扩散通风，有时可用局扇通风。

由于各分层工作面不断向前推进，各区段溜煤眼有时用作通风、行人、运料，有时又用作溜煤。为保证各分层工作面正常通风，必须在适当地点设置临时通风设施，如挂风障并随时改变其位置。

(二)水平分层采煤法的回采工艺

水平分层采煤法工作面的回采工艺包括：落煤、装煤、支护、铺假顶、采空区处理。

落煤　多采用打眼放炮或风镐。炮眼布置根据煤层软硬，可采用单排眼或双排眼(图 4－2－68。眼距 1.5～2.0 米，眼深 1.2～1.5 米，每眼装药量 200～300 克。

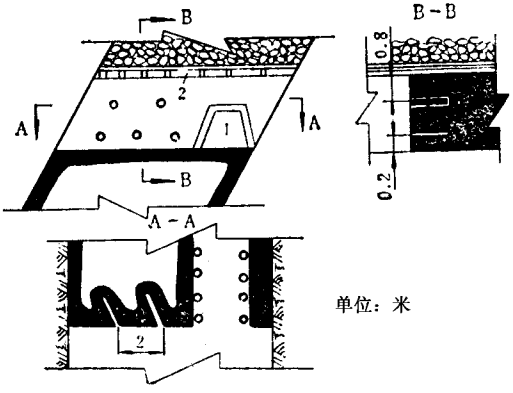


图 4－2－68　水平分层工作面炮眼布置

1—分层巷道；2—人工假顶

装煤　由于工作面较短，采下的煤由人工攉入区段溜煤眼，如煤层厚度大，人工装煤距离长、效率低、劳动强度大，可采用刮斗扒煤或把分层平巷和溜煤眼布置在煤层中间。

支护　可采用金属支柱或木支架。采用木支架时，棚梁一般平行工作面布置；采用金属支柱时，顶梁垂直工作面布置。柱距、排距为 1.0～1.2 米。

铺假顶工作　它是与厚煤层倾斜分层下行垮落法相同。

采空区处理　采用全面垮落法，由于工作面较短，各分层工作面又处于冒落的矸石下面。因此，工作面回柱时可不打排柱，但为安全起见，可设若干木垛，随工作面推进而拆除。

各分层工作面一般采用两班采煤，一般准备。采煤班配 6～8 人，负责采煤、装煤、支架、铺假顶和分层平巷掘进，准备班配 2～4 人，负责回柱放顶，巷道维修。

（三）水平分层采煤法的优缺点和适用条件

这种采煤方法的优点是：①能适应煤层厚度和倾角的变化；②工作比较安全；③回采率高。其缺点是：①巷道掘进量大；②通风运料困难；③工作面机械化水平低；④产量小，效率低。

它一般适用于厚度大于 4～6 米的急斜煤层。

（四）斜切分层采煤法

这种采煤法的采区巷道布置和回采工作，与水平分层采煤法基本相同，不同的是工作面采下的煤，可以自溜到溜煤眼中。

由于斜切分层工作面比水平分层工作面长，显然煤层厚度愈大，工作面愈长，扩散通风困难。因此，在每个分层内，沿煤层顶底板布置两条分层平巷，每隔两个溜煤眼开掘一条斜煤门贯通（图 4－2－69）。

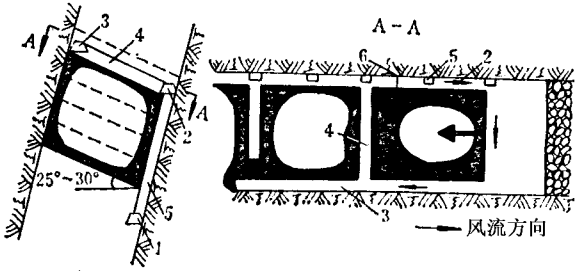


图 4－2－69　斜切分层采煤法的巷道布置

1—区段运输平巷；2—底板分层平巷；3—顶板分层平巷；4—斜煤门；5—溜煤眼；6—风障

工作面采落的煤沿分层工作面自溜，人工装入溜煤眼，到区段运输平巷。

新风从区段运输平巷、溜煤眼、底分层运输平巷进入工作面。冲洗工作面的乏风，经顶分层平巷、斜煤门、底分层平巷，进入回风石门，排至地面。

这种采煤方法比水平分层采煤法的产量大、效率高，但同样存在巷道掘进量大，通风系统比较复杂等缺点。

（五）水平分层采煤法的机械化回采

为了提高水平分层采煤法的机械化水平，在苏联采用掘－采机回采。这种采煤方法

的巷道布置与水平分层基本相同(图 4－2－70)。分层高度可达 5 米。由于回采空间比较高大,苏联称为房柱式开采,实质上应属于水平分层开采的类型。

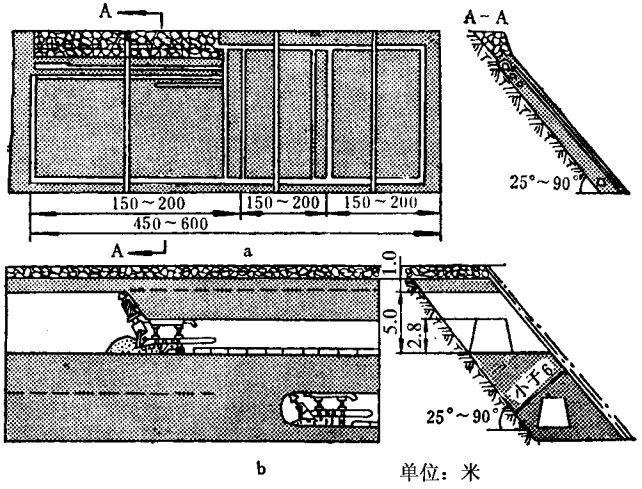


图 4－2－70　水平分层采煤法的机械化回采

a—准备方式;b—回采系统

回采工艺。先由 ГПК 型掘采机沿区段全长掘进 6～8 米^2 断面的回采巷道至采区边界,而后用掘－采机后退扩大回采巷道断面进行采煤。掘－采机回采的范围高达 5 米、宽为煤层的厚度,一般为 6 米。采下的煤由螺旋装载机装入回采巷道内的输送机运出。

回采巷道采用锚杆和单体金属支柱支护,回采时可以回收。为了支护回采巷道与回采工作面的连接处,以及为了提高回采和回收巷道支架时掘－采机的稳定性,掘－采机上部采用液压掩护板。

采用全部垮落法处理采空区,各分层间留有 1 米厚的煤皮(护顶煤)。

采区日产量为 825 吨;回采和准备工作的效率为 27.5 吨/工。煤的回采损失为 25～35%。

由上可看出,这种采煤法虽然实现了采掘机械化,效率比较高,但煤炭损失较大,如改用人工假顶代替护顶煤,则可大大提高回采率,并可减少自然发火的危险。

四、短壁放顶煤采煤法

这种采煤法在法国应用比较普遍,成功地应用于开采厚度变化很大、煤质较软的急斜厚煤层。

就本质来说,这种采煤法就是水平分层采煤法的扩大应用。把煤层沿倾斜划分为高