

インドネシア共和国サワルト(オンビリン)
石炭開発計画調査報告書

昭和56年6月

国際協力事業団

国際協力事業団	
船名 848(28 5)	108
登録No. 14160	66.7
	MPN

は し が き

日本政府はインドネシア共和国の要請に基づき同国西スマトラ州サワルント(オンピリン)石炭開発計画のフィージビリティスタディ調査を行うこととし、その実施を国際協力事業団に委託した。

当事業団は、河合榮一氏(住友石炭鉱業株式会社)を団長とする調査団を組成し、1980年7月22日より8月10日まで現地調査を行った。

調査団はインドネシア共和国政府及び関係機関の協力を得て、プロジェクト関連地域の踏査、関係資料の収集等の現地調査を実施し、その結果及び資料に基づき、データの検討、解析等の国内作業を行った。

本報告書はこのフィージビリティスタディの成果をとりまとめたものである。本報告書がインドネシア共和国のサワルント(オンピリン)石炭開発計画を実施する上で適切な資料を提供できれば幸いである。

終りに、本調査の任に当たられた団員の労を多とするとともに、調査に際し多大の協力をいただいた、インドネシア共和国政府関係機関の方々をはじめ、在インドネシア共和国日本大使館、外務省及び通商産業省の関係各位に対し、衷心より感謝の意を表するものである。

1981年6月

国際協力事業団

総裁 有 田 圭 輔

伝 達 状

国際協力事業団

総裁 有田 圭 輔 殿

インドネシア共和国、西スマトラ州オンビリン炭鉱リハビリテーション調査を目的とした技術協力事業のうち、前段階の地質調査を受けて行ったフィジビリティスタディ終了に伴う報告書をここに提出いたします。

本調査は、住友石炭鉱業株式会社河合栄一を団長とする鉱山開発、鉄道、港湾設備、経済それぞれの専門家からなる10名の調査団によって、1980年7月より現地調査、国内解析作業、現地報告説明を経てここに計画通り終了いたしました。内容は鉱山開発計画、その増産に伴う鉄道港湾等のインフラストラクチャー整備計画、およびそれらに基づく総合的な経済性評価となっております。現在のインドネシアのエネルギー事情より、石炭資源の開発は急務のこととなり、その一環としてのオンビリン炭鉱のリハビリテーションに対する熱意も今までになく昂揚してきています。本調査の結果がその推進に有意義に役立つことを切に期待しております。

なお本報告書提出にあたり、本調査実施に多大の御協力を賜ったインドネシア政府関係者、駐インドネシア日本大使館、外務省、通産省および国際協力事業団の関係者各位に衷心より謝意を表します。

インドネシア共和国サワルト石炭開発計画調査
団 長 河 合 栄 一

目 次

は し が き

伝 達 状

要 旨 1

第1章 鉱山開発計画

1. 基本骨格構造	10
1.1 全体構造	10
1.2 Block-1 坑内構造	10
2. 出炭計画	21
2.1 計画可採炭量	21
2.2 採炭方法	23
2.3 出炭計画	39
3. 掘進計画	43
3.1 計画掘進量	43
3.2 掘進方法	44
3.3 掘進計画	46
4. 運搬計画	49
4.1 人員輸送	49
4.2 原炭の輸送設備	51
4.3 研 材料の運搬	54
4.4 機関車	59
5. 保安計画	62
5.1 通気計画	62
5.2 排水計画	69
5.3 保安対策	70
5.4 保安設備	71
6. 坑外設備	73
6.1 圧給空気設備	73
6.2 電気設備	75

6.3	選炭設備	77
6.4	研捨て設備	80
6.5	その他坑外設備	80
7.	年度別設備投資計画	84
7.1	設備投資のスケジュール	84
7.2	設備投資額	84
8.	人員計画	95
8.1	基本的考え方	95
8.2	新坑関係人員	95
8.3	全体人員計画	97
9.	山元生産原価	100
9.1	新規開発区域	100
9.2	現状稼行区域	110
9.3	山元生産原価総括表	123

第2章 貯炭および船積設備計画

1.	はじめに	127
2.	現有設備	128
2.1	貨車卸し及び貯炭設備	128
2.2	港務施設	132
3.	計画条件	134
4.	設備の概要	137
4.1	概 説	137
4.2	貨車卸設備	137
4.3	石炭切出装置	137
4.4	貯炭設備	137
4.5	払出、船積設備	138
4.6	電気設備	139
4.7	接岸設備	139
4.8	建 屋	141
5.	基本計画	142
5.1	石炭専用岸壁	142

5.2	貨車卸設備	165
5.3	貯炭設備	166
5.4	払出、給積設備	169
6	主要設備及び機器	172
6.1	一般事項	172
6.2	貨車卸設備	172
6.3	貯炭、払出し及び給積設備	173
6.4	附属装置	185
6.5	電気設備	186
6.6	けい留施設の設計	190
7	建設スケジュール	206
8	建設コストの推定	206
9	運転、管理要員	206
10	港頭費用	212
10.1	労務費	212
10.2	メンテナンス部品	212
10.3	電力料	212
10.4	雑収入	213
10.5	減価償却費	214

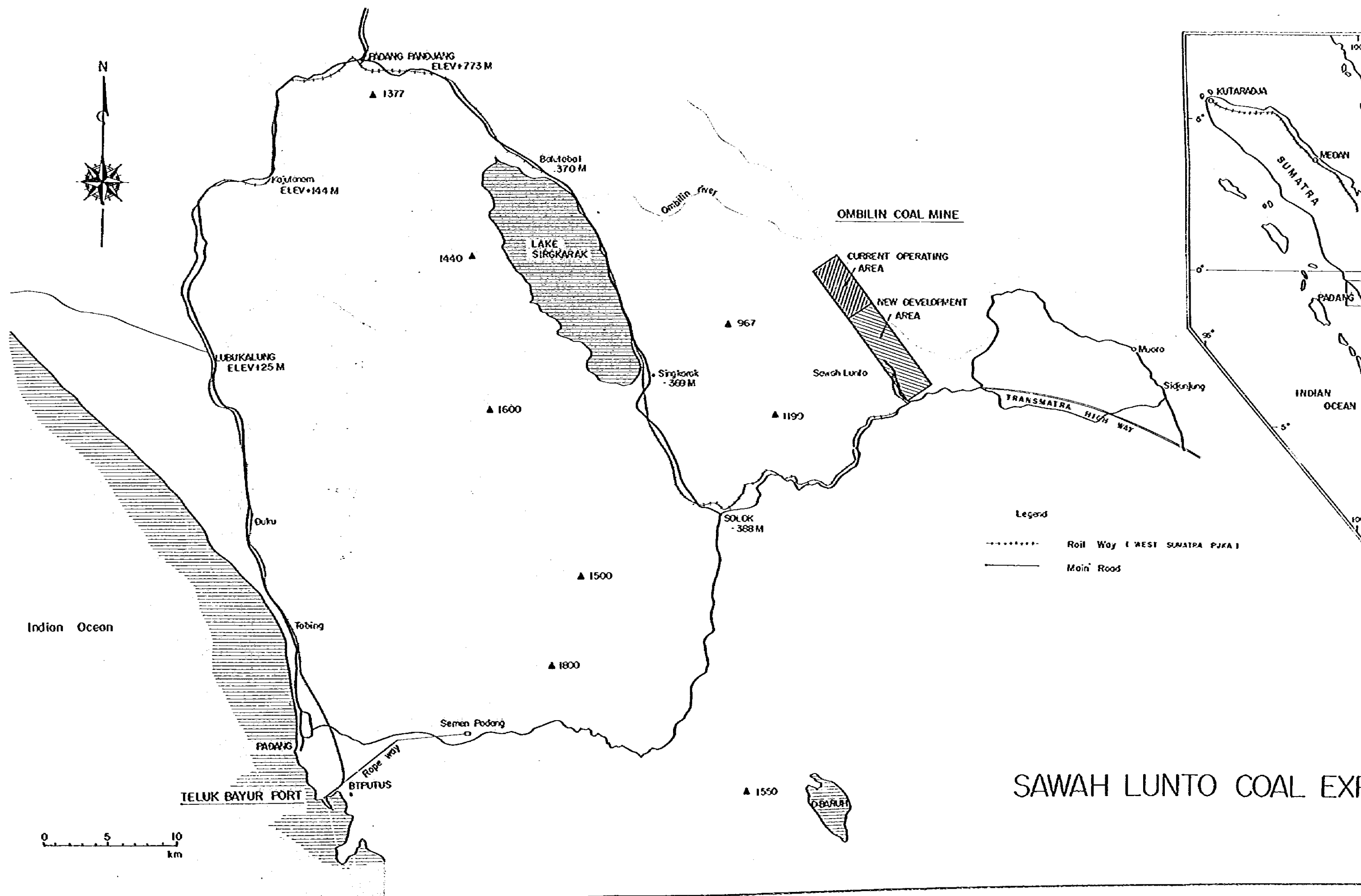
第3章 鉄道輸送

1	スタディの目的と範囲	215
2	鉄道の現状概要	216
2.1	ルート概要	216
2.2	軌道構造概要	216
2.3	車両及び運転の現況	221
2.4	橋梁の現況	227
2.5	トンネル及び切盛土現況	235
3	輸送量の設定	236
4	鉄道輸送計画及び車両計画	237
4.1	鉄道に対する石炭輸送需要	237
4.2	機関車性能と列車編成及び列車数	237

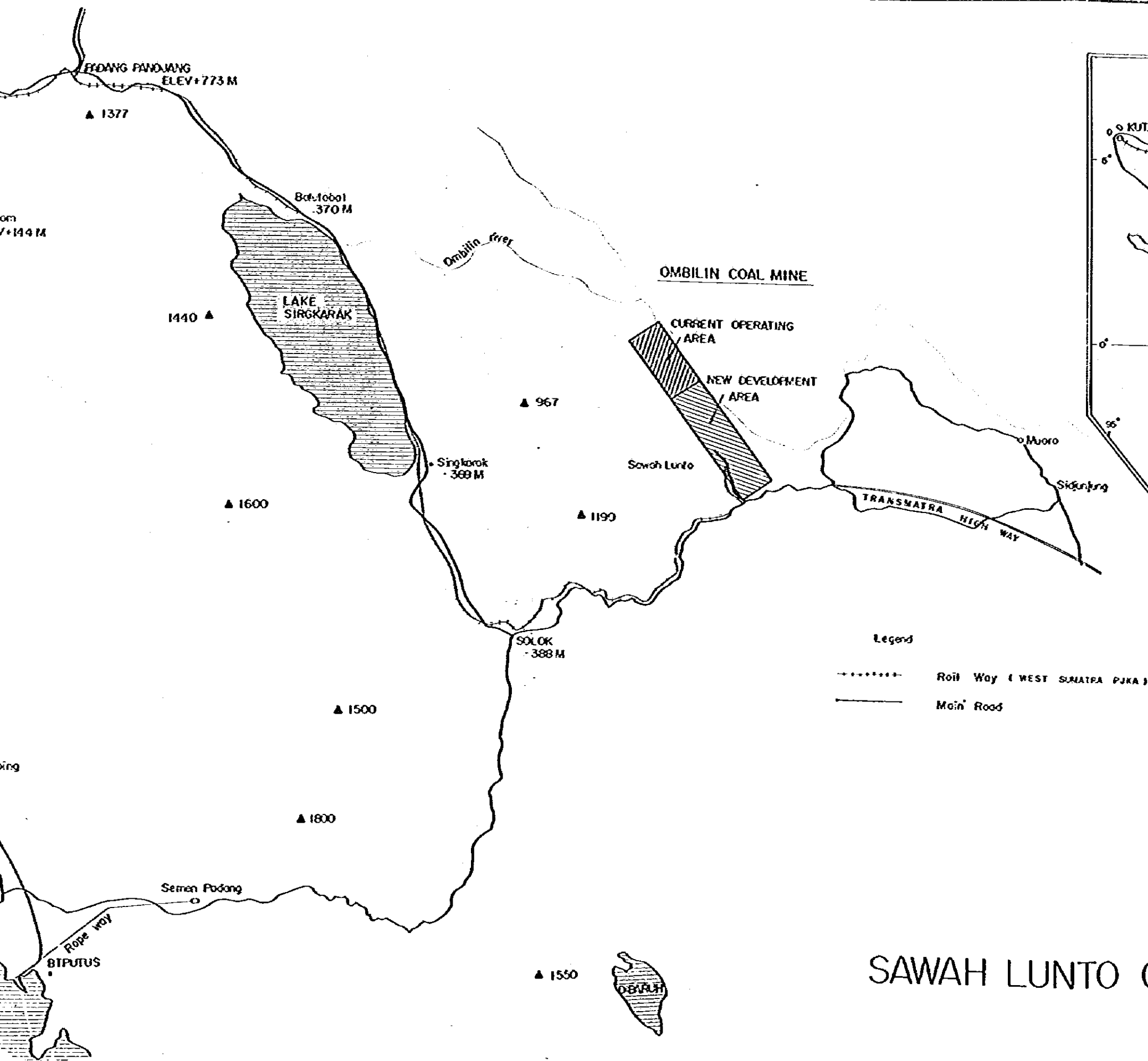
4.3 車両の種類別必要両数	247
5. 駅設備改良	257
5.1 行き違い設備	257
5.2 ターミナル駅設備	257
6. 軌道改良	263
6.1 計画輸送量と軌道構造	263
6.2 レール及びラックレール	263
6.3 マクラギ	267
6.4 道床バラスト	267
7 土木構造物の改良、補修	269
7.1 橋 梁	269
7.2 トンネル・切盛土工	290
8 信号保安設備改良	292
8.1 現在の方式と改良の方向	292
8.2 トークンレス方式	292
9 保守機構及び設備の改良	295
9.1 機関車庫及び工場	295
9.2 軌道および構造物の保守	297
9.3 信号・通信の保守	299
10 設備投資	300
10.1 車両改良費	300
10.2 軌道改良費	301
10.3 信号設備改良費	303
10.4 駅設備改良費	304
10.5 車両保守設備改良費	306
10.6 橋梁塗装費	307
10.7 トンネル、落石防護工費	309
11 営業収入及び営業費	311
11.1 営業収入	311
11.2 営業支出	312

第4章 経済性評価

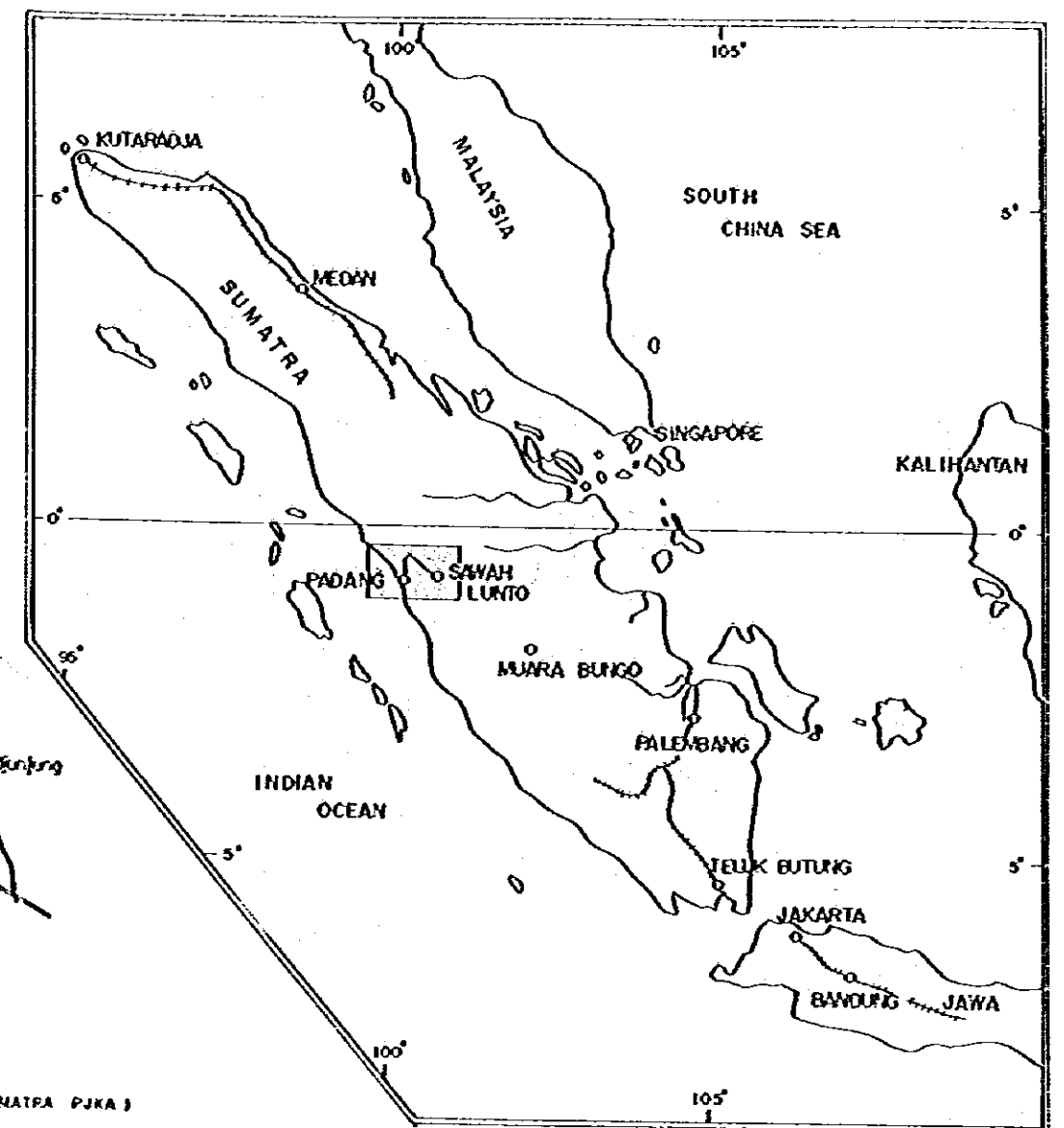
1 損益及び資金収支	320
1.1 販 売	320
1.2 山元生産原価	323
1.3 本社費	324
1.4 販売費	325
2. D.C.F法による経済性評価	328
2.1 エスカレーションを考慮しない場合	328
2.2 エスカレーションを考慮した場合	328
2.3 各要素変化による評価計算（感度分析）	328
2.4 プロジェクトとしての実現可能性（危険度分析）	329
結 論 と 提 言	335
APPENDIX. 1 インドネシアにおける石油と石炭の経済性比較	337
APPENDIX. 2 石炭輸送能力増強によるP.J.K.Aの収支予測	339
APPENDIX. 3 インドネシア側の鉄道輸送容量増強案について	342
APPENDIX. 4 インドネシア側提案の条件による経済性評価	345



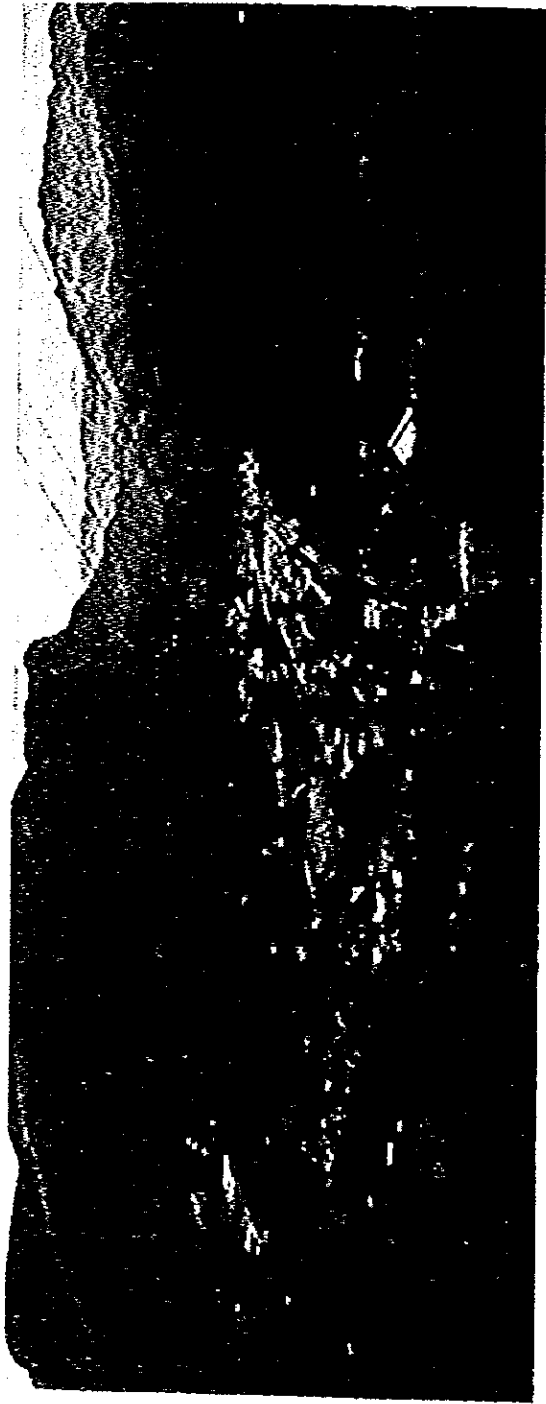
SAWAH LUNTO COAL EXP



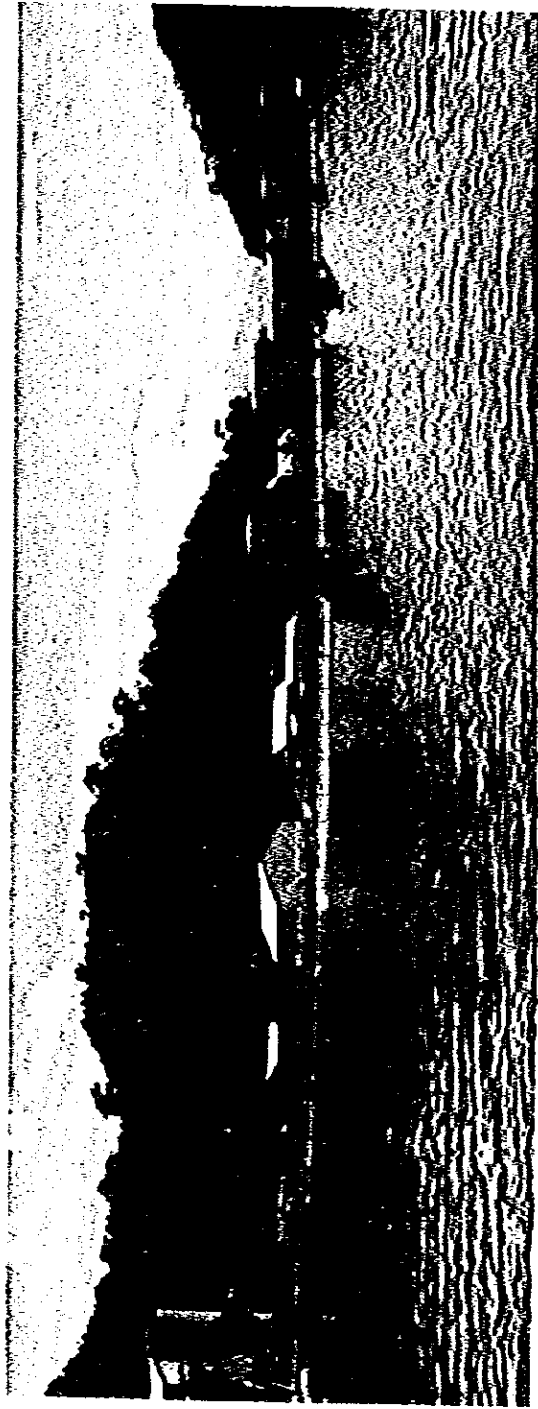
Legend
 - - - - - Rail Way (WEST SUMATRA PJKA)
 ————— Main Road



SAWAH LUNTO COAL EXPLORATION



Sawah Lunto



Teluk Bayur Port

団 員 名 簿

氏 名	担 当	現 職	現地調査 1980 7/22~8/10	国内解析 作 業	現 地 報告書説明 1981 2/23~3/4
河 合 栄 一	総 括 (団 長)	住友石炭鉱業株式会社 取締役 技術開発本部長	○	○	○
立 野 博 昭	採 鉱	同 上 技術開発本部 海外石炭開発部長	○	○	
吉 村 俊 彦	鉱山設備	同 上 技術開発本部 海外石炭開発部 技 師	○	○	
高 木 総一郎	経済評価	同 上 社長室次長	○	○	
上 田 嘉 男	土木・構造	住友建設株式会社 土木部 技 師 長 補	○	○	○
石母田 豊	同 上	同 上 土木部 課 長 代 理	○	○	
中 村 明 夫	機械設備	住友重機械工業株式会社 搬送物流 システム部長 課 長	○	○	
神 谷 進	鉄道・軌条	日本交通技術株式会社 軌 道 部 長	○	○	
大 橋 新 一	鉄道車輛	同 上 計画調査部 技 師 長	○	○	
南 坊 博 司	採 鉱	住友石炭鉱業株式会社 技術開発本部 海外石炭開発部		○	

要 旨

① 開発スケジュール

1981	意思決定
1982	開発設計
1983～1985	建設（新鉱山、鉄道および船積設備）
1986	新鉱山生産開始

但し既開発区域は1981年より全計画期間に亘り生産体制継続

② 生産規模 到達目標 100万t/年

（内、既存区域40万t 新規開発区域60万t）

③ 必要初期投資額 US\$107 million

（内、鉱山設備49, 港荷関係設備22, 鉄道36）

④ 販売（100万t 生産時）

自家消費（発電他） 6万t/年

国内販売 48万t/年

内 パダンセメント 33万t/年

アンドラスセメント 15万t/年

輸 出 46万t/年

⑤ 経済性（Most likely case）

販売価格（US\$/t） 国内向 F.O.R. 220

輸出向 F.O.B. 300

エスカレーション（価格、コスト共） 10%/年

D.C.F. rate of return 約17%

（但し評価期間1981～2005年 1980年現価）

Table 1 PRODUCTION AND SALES SCHEDULE

[1,000t]

	1981	1982	1983	1984	1985	1986	1987	1988	1989	1990~2005
Production	Current operating area	200	300	400	400	400	400	400	400	Equal to the amount of 1989.
	New developing area					150	300	450	600	
	Total	200	300	400	400	550	700	850	1,000	
Sale	Own consumption	15	15	20	20	40	40	60	60	
	Domestic sale	140	235	235	330	480	480	480	480	
	(Padang Cement)	(140)	(235)	(235)	(330)	(330)	(330)	(330)	(330)	Equal to the amount of 1989.
	(Andaras Cement)					(150)	(150)	(150)	(150)	
	Export	45	50	45	50	30	180	310	460	
Remarks	Total	200	300	300	400	550	700	850	1,000	
	Amount for railway transport	185	285	280	380	510	660	810	940	Equal to the amount of 1989.
	Amount for shiploading	45	50	45	50	180	330	460	610	

Table 2 INVESTMENT SCHEDULE

[10⁶US\$]

Item	Investment		Investment by year										(): Additional			
	Initial	Addi- tional	Total	1980	1981	1982	1983	1984	1985	1986	1987	1988	1989	1990	1991-2005	
Mine	Current operating area	13.6	36.2	49.8	0.7	1.8	8.2	0.2	1.8	0.9	(1.8)	(0.8)	(0.2)	(3.0)	(5.8)	(24.6)
	New developing area	29.2	41.4	70.6			4.0	6.2	10.4	2.9	5.7 (0.9)	(0.6)	(0.6)	(1.8)	(37.5)	
	Contingency	2.9		2.9			0.4	0.6	1.0	0.3	0.6					
	Engineering Design	3.6		3.6			0.4	0.1	0.9	2.1	0.0	0.1				
	Sub total	49.3	77.6	126.9	0.7	1.8	8.6	4.7	9.5	14.4	3.2 (1.8)	6.4 (1.7)	(0.8)	(3.6)	(7.6)	(62.1)
Port	Wharf	6.4		6.4				4.5	1.9							
	Shiploading	10.4		10.4				7.3	2.8	0.3						
	Coal storage	2.4		2.4				1.8	0.6							
	Contingency	0.9		0.9				0.6	0.3							
	Engineering Design	1.6		1.6			0.5	0.9	0.2							
	Sub total	21.7		21.7		0.5		15.1	5.8	0.3						
Railway	Total	71.0	77.6	148.6	0.7	1.8	9.1	4.7	24.6	20.2	3.5 (1.8)	6.4 (1.7)	(0.8)	(3.6)	(7.6)	(62.1)
	Rolling stock	21.9		21.9			4.6	0.2	1.0	3.3	10.0	1.6	1.2			
	Rail track	8.0		8.0				5.0	3.0							
	Others	3.9	2.6	6.5			0.4	2.1	1.4				(0.3)	(0.3)		(2.0)
	Contingency	2.0		2.0			0.6	0.9	0.5							
	Engineering Design															
	Total	35.8	2.6	38.4			5.6	8.2	5.9	3.3	10.0	1.6 (0.3)	1.2 (0.3)	(0.3)		(2.0)
	Grand total	106.8	80.2	187.0	0.7	1.8	14.7	12.9	30.5	23.5	13.5 (1.8)	8.0 (1.7)	1.2 (1.1)	(3.9)	(7.6)	(64.1)

Table 5 Ombulfin Coal Mine profit and loss, and cash flow

[illegible]

Fig.1 SENSITIVITY ANALYSIS①

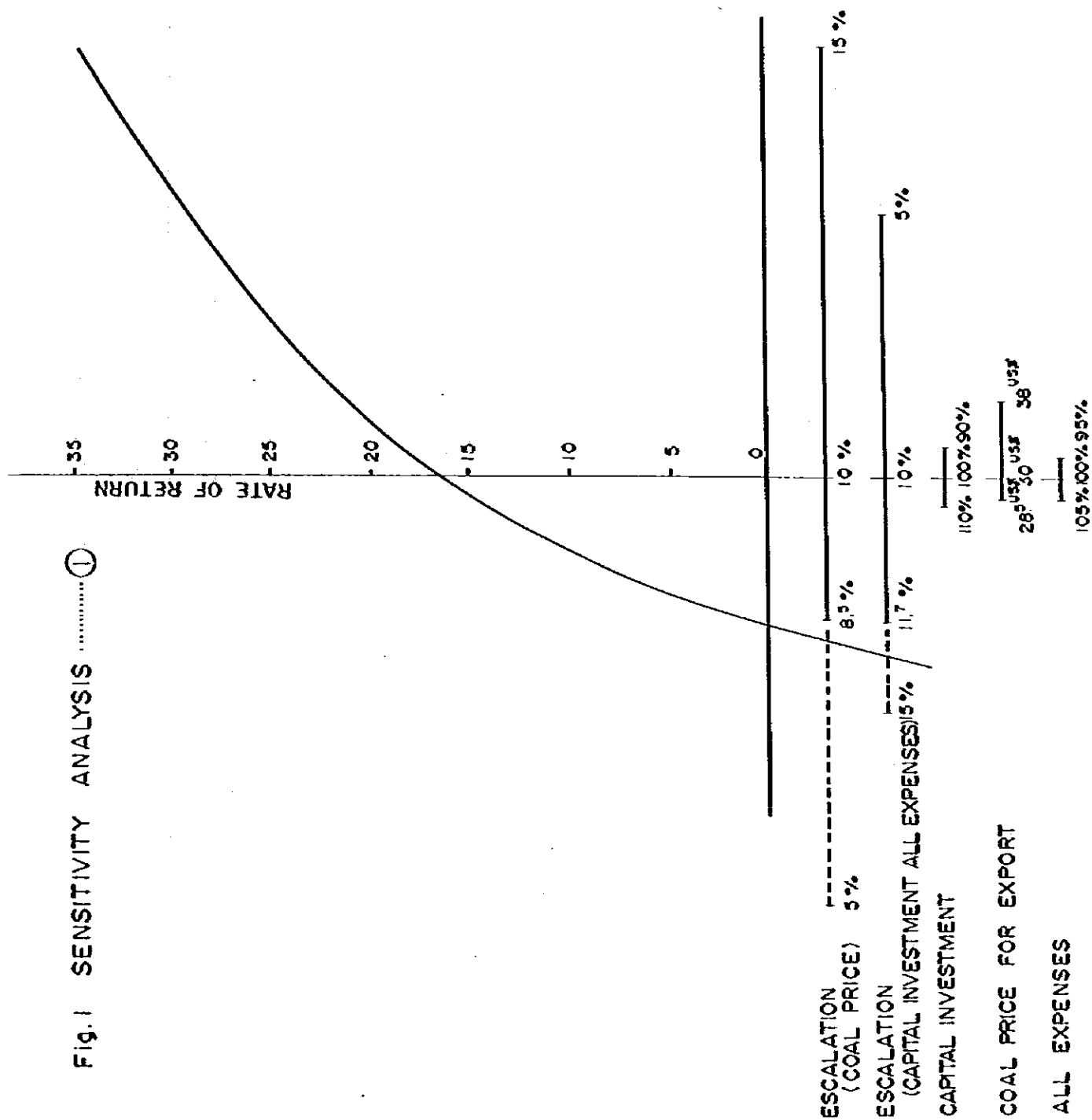


Fig 2 SENSITIVITY ANALYSIS ②

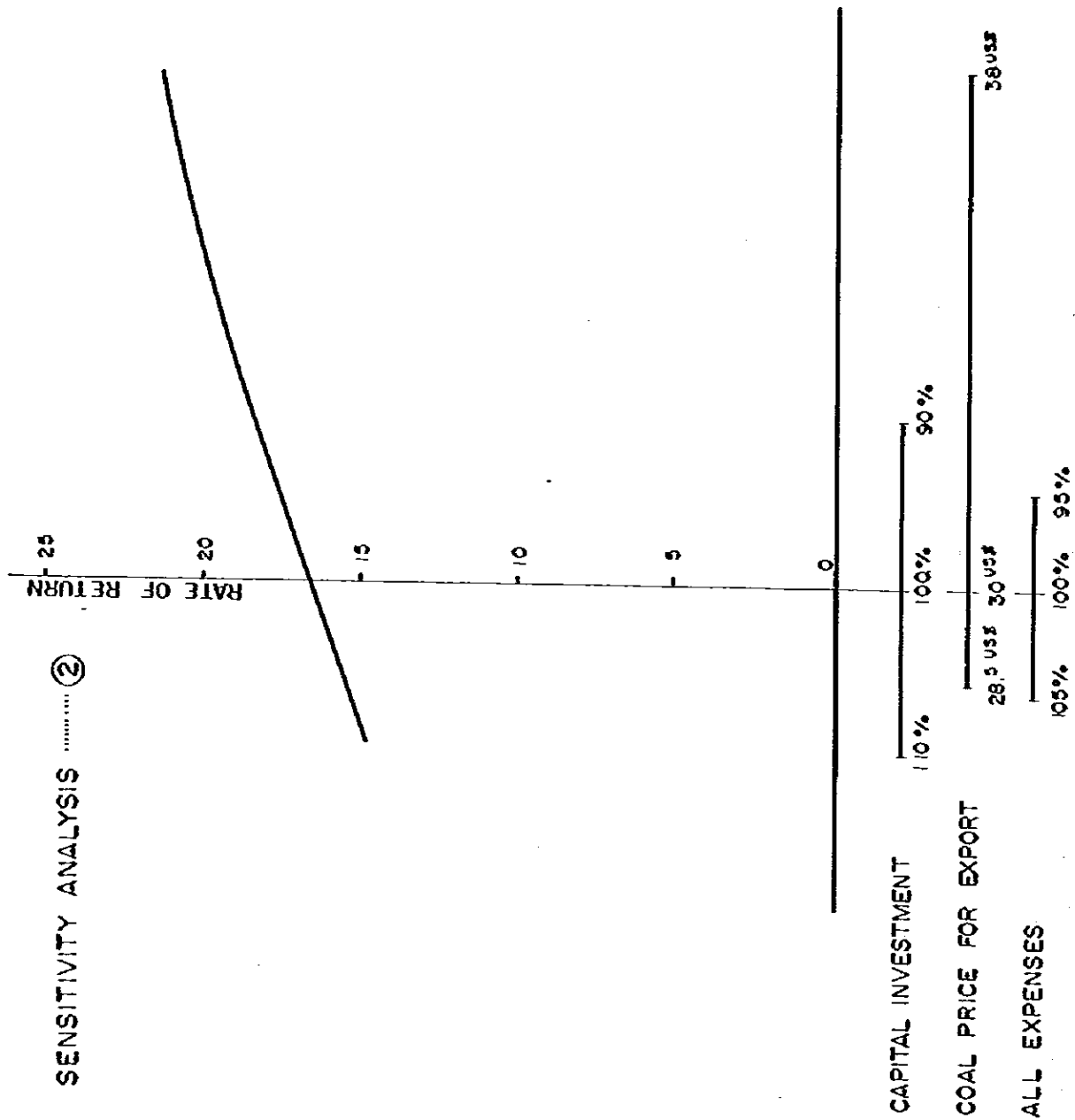
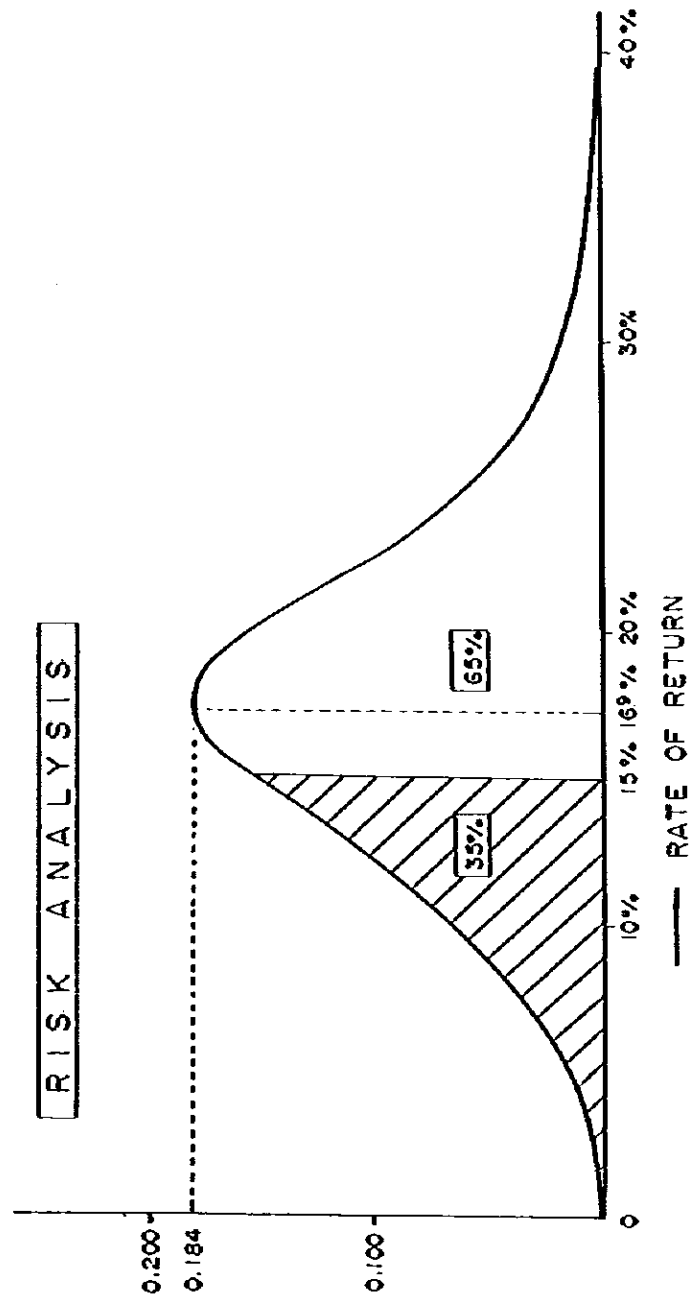


Fig. 3 RISK ANALYSIS



第1章 鉦山開発計画



はじめに

インドネシア政府のエネルギー政策及び指導にもとづき、オンピリン炭の増産をベースとしたセメント工場、発電所等の新設、増設計画が最近にわかに具体化されて来つつある。

これに対し、石炭公社オンピリン炭鉱では、現稼行区域（Sawah Rassaw Pit-Vの坑内掘、Tanah Hitamの露天掘）からの出炭を主体とした増産計画を立案、さらに坑内採掘法の改善、坑外運搬系統の合理化、水洗設備の増強等、着々とその対応体制を整備している。

一方、インドネシア鉱山エネルギー省をはじめとする関係各省庁は、より一層の長期展望に立ったオンピリン炭鉱の総合開発を目的として、日本との政府間ベース技術協力にもとづきフィージビリティスタディを実施した。

本章は、そのフィージビリティスタディの中、今回地質調査を行った地域を主体とした新しい鉱山開発について検討したものである。

しかしながら、鉱山開発のプロジェクトフィージビリティは、現稼行区域との総合した中で判断されなければならない、従って本章では、開発上の技術的事項については新坑のみを対象としているが、設備投資、生産コスト等は、全オンピリン炭鉱について検討している。

本計画作成に当っては、インドネシア当局と基本方針について協議を重ね、その結果をとりまとめた “Guideline for the Feasibility Study of the Sawah Lunto Coal Exploration” dated Aug. 7 1980にもとづいて実施された。

1. 基本骨格構造

1.1 全体構造

予想される炭層賦存状況、地形、現在の採掘区域、現状各種施設等を考慮の上、当面の計画対象区域 Block-1 と将来展開区域 Block-2, 3 の基本骨格構造を次のように設定する。

(Fig 1-1)

(1) Block-1

今回の技術協力により、調査主対象となった Waringin 南部～Sugar 北部。計画深度は一応 -200mL までとするがさらに深部迄引き続き展開可能な構造とする。Block の中央部に主要斜坑を設け $+200\text{L}$, 0L , -200L の各レベルに基幹坑道を配置する。坑内展開拡大にともない適宜、通気専用坑口を付加していく。

(2) Block-2

Waringin 中央部～Sawah Luhung。Block-1 より $+200\text{L}$, 0L , -200L 基幹坑道を延長し、Sawah Luhung と連絡する。石炭の搬出は原則としてすべて Block-1 中央斜坑より行なう。

(3) Block-3

Sugar 中南部 (Sumatra highway まで)。Block-1 より $+200\text{L}$, 0L , -200L の各基幹坑道を延長し、新たに坑外より開設する斜坑 (中央部、南部にそれぞれ 1 本) と連絡する。石炭の運搬は Block-1 中央斜坑へもっていくことを主体に考えるが、今後の調査により炭量が充分予想される場合 Sugar 南部斜坑を主要場炭坑口として、坑外施設をそちらへ移すことも考える。

1.2 Block-1 坑内構造

1.2.1 開坑方式と坑口位置

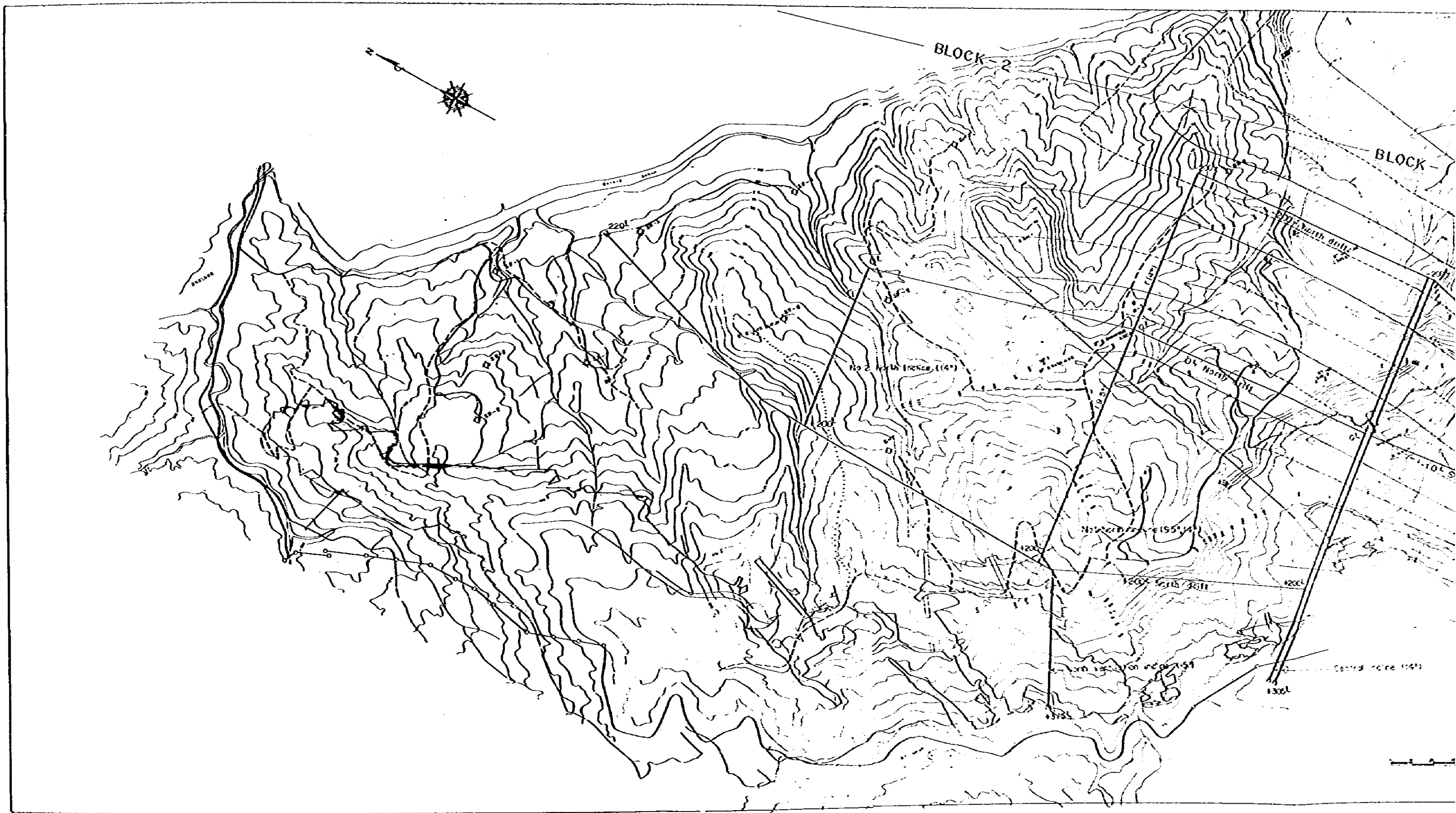
既存施設、地形、研砕場との関連を考慮して、Kapala Rantai より 2 本の平行な斜坑により開坑する (坑口レベルは $+305\text{L}$ 見当)。斜坑傾斜は約 14° 全長約 $2,000\text{m}$ 。斜坑は原則として C 層の下盤部に設けるものとする。(Fig 1-2)

1.2.2 片盤間隔

炭層傾斜、採炭法、掘進力などを考慮して片盤間隔は垂直で 40m とする。

1.2.3 基幹岩石坑道

中央斜坑より、N, S 両翼に向けて、基幹岩石坑道を $+200\text{L}$, 0L , -200L にそれぞれ配置する。これらは、将来 Block 2, 3 展開時に主要水平運搬坑道として使用される。



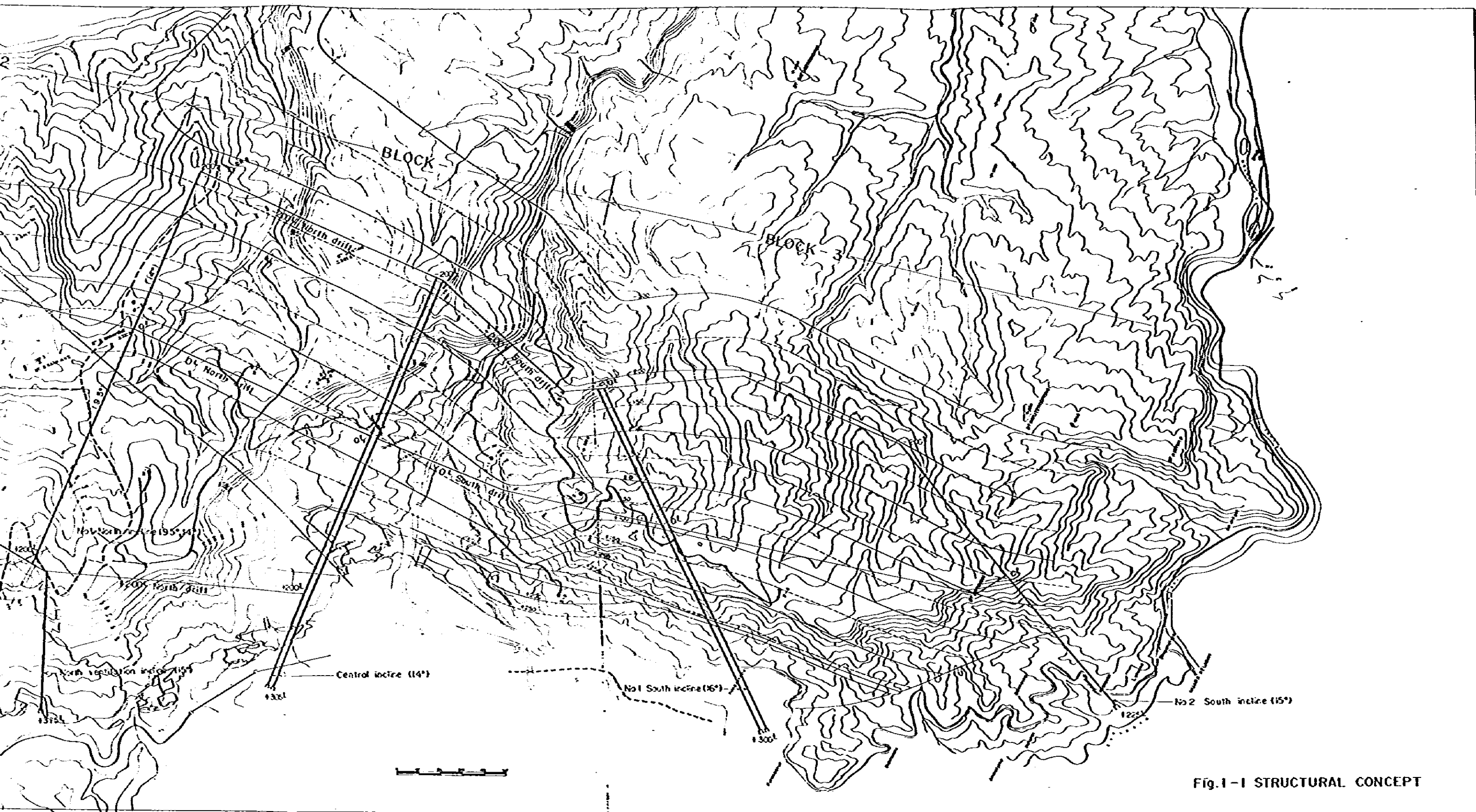


Fig. 1-1 STRUCTURAL CONCEPT

1.2.4 通気専用坑道

2本の中央斜坑だけによる、中央式通気では、いずれその容量に限界がくるので適当な時期にBlockの北部と南部に対偶式通気を目的として、それぞれ専用斜坑を配置する。

1.2.5 各種坑道の配置

(1) 立入

各レベルの斜坑捲立から立入坑道（岩石、一部沿層）によりA、B、C層それぞれに着炭させる。また必要に応じて片盤坑道からの立入も考慮する。

(2) 片盤坑道

立入の名炭層着炭部より、沿層片盤坑道をできるだけ直線に近い形で掘さくする。本片盤坑道は上部採炭時の運搬坑道になるとともに、下部採炭時には屑坑道として利用する。

(3) ゲート坑道

片盤坑道と15～20mの保安炭柱を置いて、ほぼ平行にゲート坑道を設ける。両者の連絡を目的として30m～50mおきに連絡目板を配置する。

(4) その他の坑道

風道、風橋、ポンプ室、電気室、捲座、坑内倉庫、炭ポケット、坑内連絡所などを必要に応じて設ける。

1.2.6 運搬、通気の基本的考え方

(1) 運搬

中央斜坑の一方を運搬坑道とし、石炭はベルトコンベア（B.C.）研，材料、人員等は捲上機運搬とする。また、立入片盤坑道とも原則として、石炭運搬はB.C.掘進研，材料運搬はロコ・ワゴン方式とする。

(2) 通気

当初約10年は2本の中央斜坑をそれぞれ入排気とした、いわゆる中央式通気法とするが漸次、北翼、南翼双方に排気専用坑口（斜坑）を設け、中央斜坑は2本共入気とする。

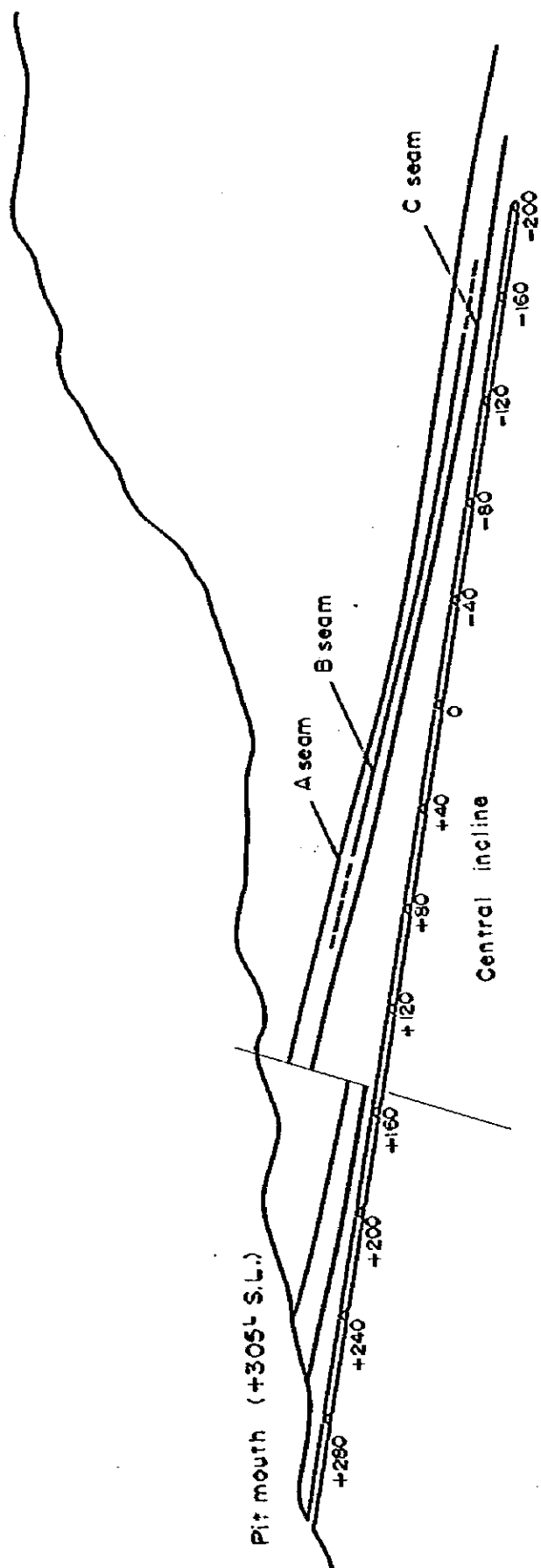


Fig. 1-2 SECTION OF CENTRAL INCLINE

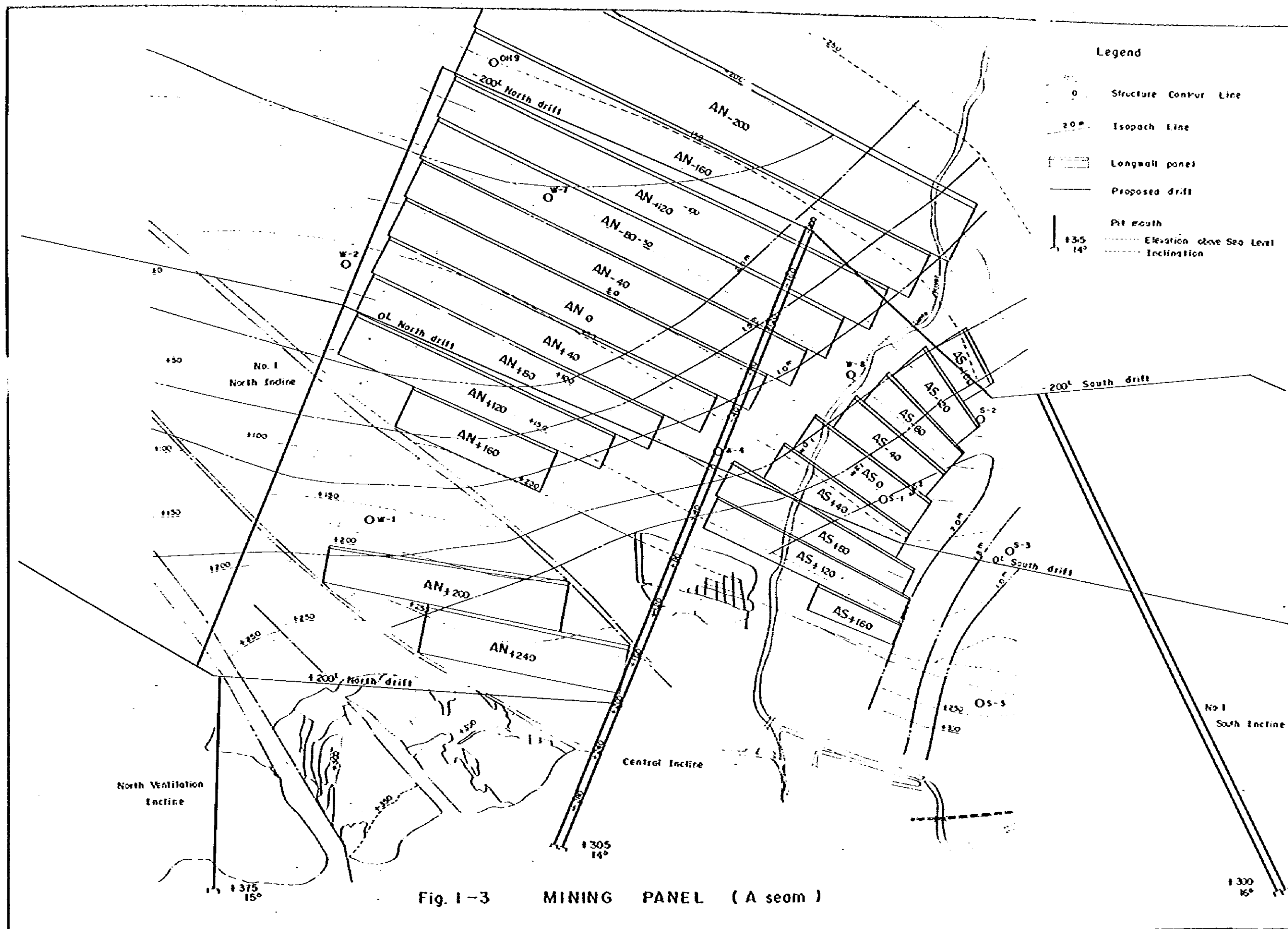


Fig. 1-3 MINING PANEL (A seam)

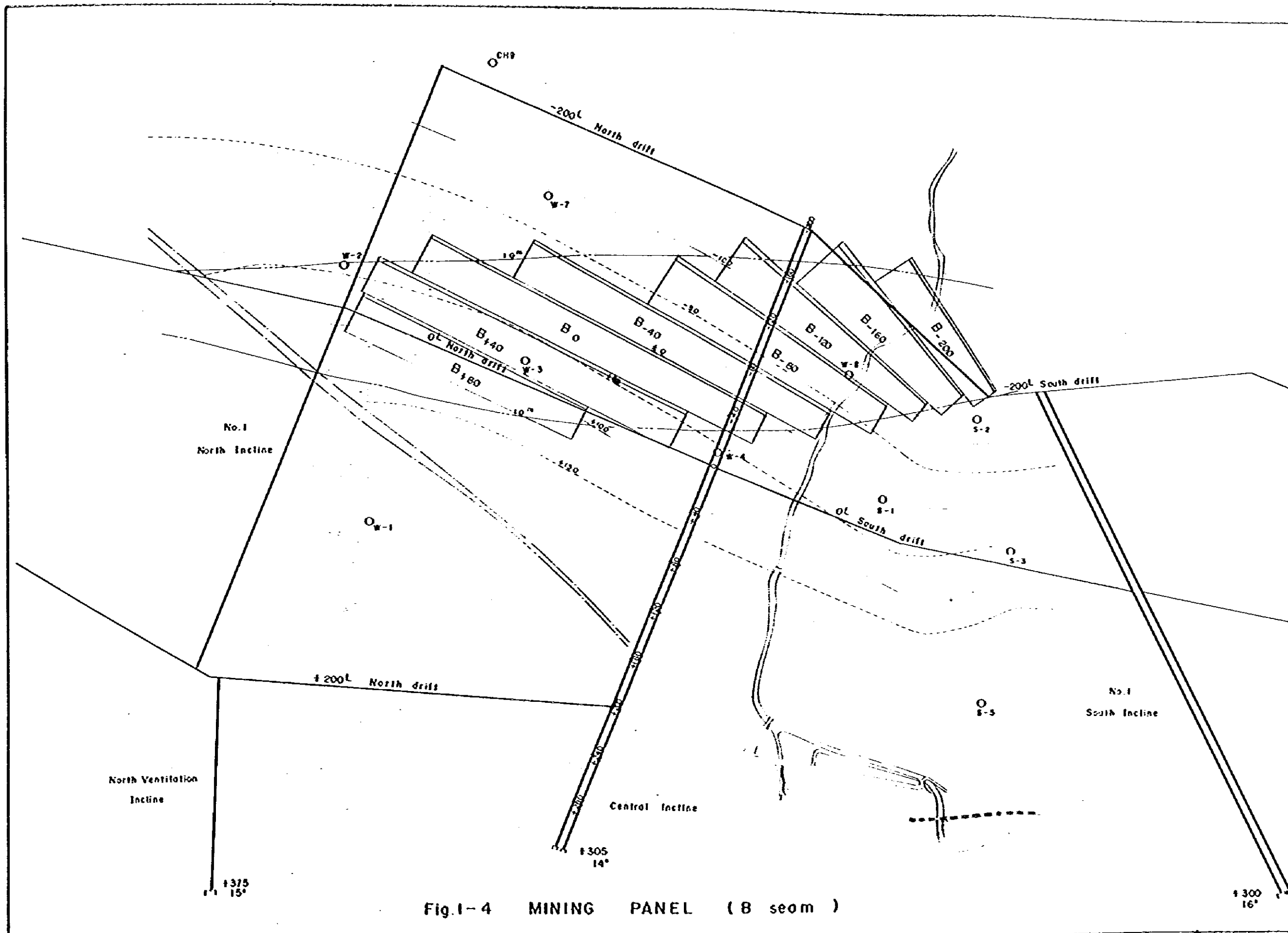


Fig. 1-4 MINING PANEL (B seam)

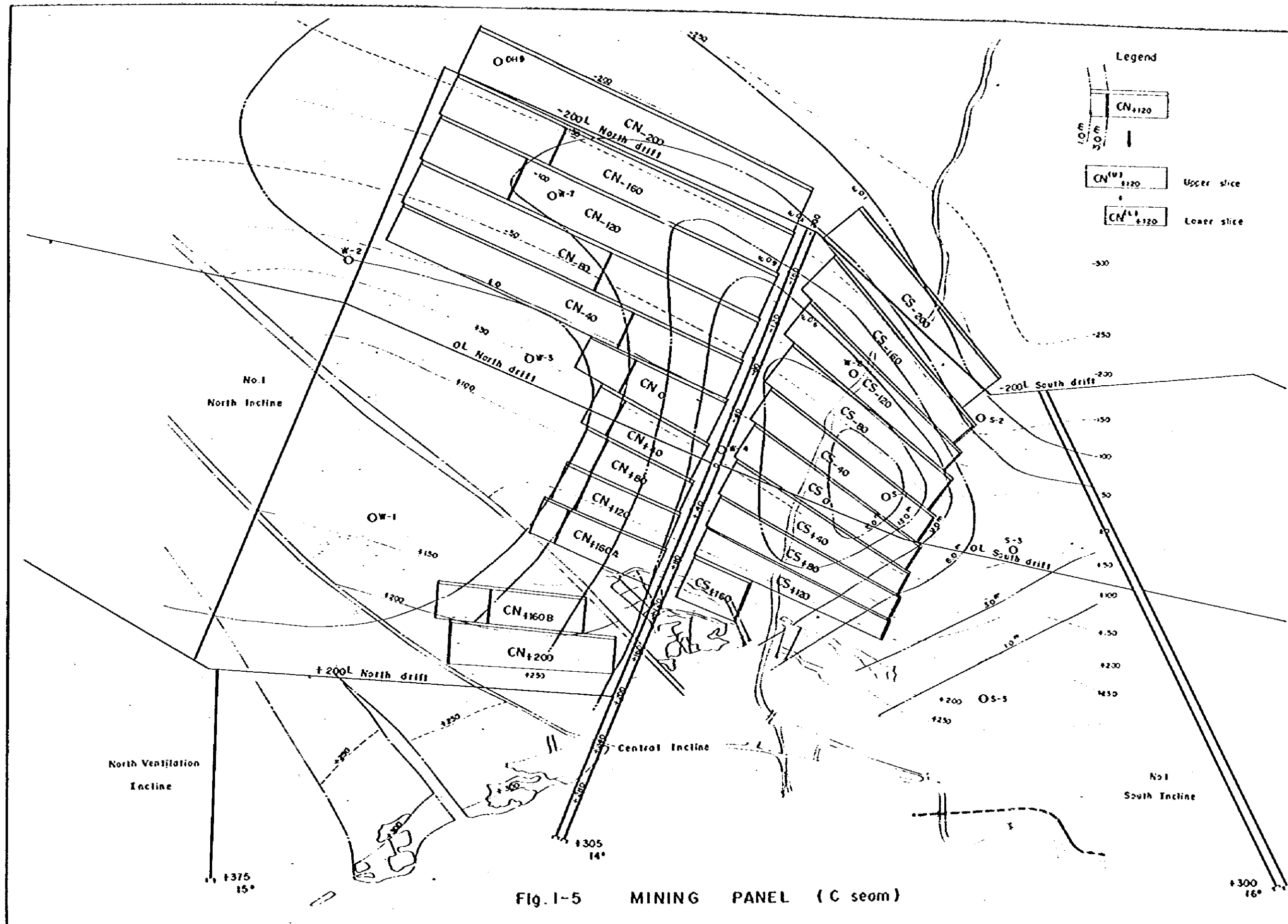


Fig. 1-5 MINING PANEL (C seam)

2. 出炭計画

2.1 計画可採炭量（原炭ベース）

2.1.1 採掘範囲

中央斜坑より，走向方向に北部約 1.2 km，南部約 0.7 km，傾斜方向は -200 m^l までを当面の採掘計画範囲とする。

2.1.2 採炭区画（Fig-1.3, 1.4, 1.5）

2.1.1 でしめした採掘範囲について，各レベル毎に A，B，C 層別に採炭区画に分割する。その際，中央斜坑，Lunto 川への採掘影響が考えられる所はそれぞれ適当な保安炭柱を残す。また A，B，C 層の 1 段払については Isopach の 1 m Line 以上，C 層 2 段スライシング払については Isopach の 3 m Line 以上の区域を対象とする。

2.1.3 可採炭量

分割した採炭区画毎に下記計算式により可採炭量をもとめる。

$$V = S \times \sec \theta \times t \times 1.3 \times 0.9$$

V：可採炭量（t）

S：図上面積（実際にいる）（m²）

t：炭層厚（m）

θ ：炭層平均傾斜（degree）

1.3：平均比重

0.9：安全率

なお，炭層厚 t については，平均線行丈をとって

A，B，C 層 1 段払 2.0 m

C 層 2 段払 4.0 m とする。

レベル別，層別，可採炭量（原炭ベース）を Table 1-1 に，採炭区画毎の可採炭量（原炭ベース）を Table 1-2 にしめす。

Table 1-1 レベル別層別可採炭量（原炭ベース）

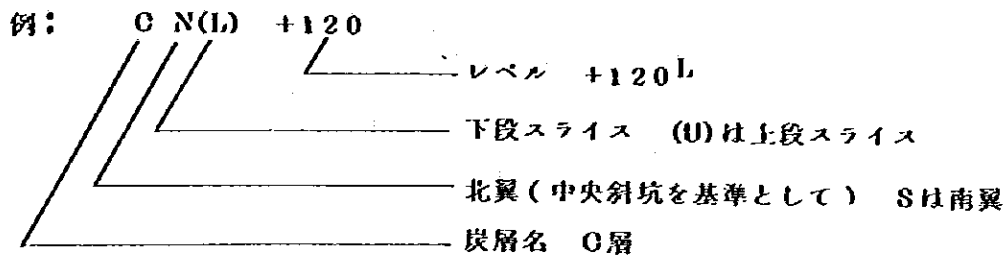
レベル \ 層	A	B	C	合計	レベル \ 層	A	B	C	合計
+240	214			214	-40	473	203	767	1,443
+200	222		292	514	-80	514	192	939	1,645
+160	207		532	739	-120	544	155	1,007	1,706
+120	405		456	861	-160	604	149	993	1,746
+80	431	158	458	1,047	-200	788	95	652	1,535
+40	450	218	500	1,168	合計	5,334	1,402	7,148	13,884
0	482	232	552	1,266					

Table 1 - 2 MINEABLE COAL RESERVES OF EACH MINING PANEL (R. O. M.)

(Unit: 1,000t)

Name of panel	A seam			B seam			C seam			Level
	Reserves	Name of panel	Reserves	Name of panel	Reserves	Name of panel	Reserves	Name of panel	Reserves	
AN +240	214									+240
AN +200	222					CN(U+L) +200	292			+200
AN +160	151	AS +160	56			CN(U) +160A	115	CS(U+L) +160	131	+160
						CN(L) +160A	92			
						CN(U) +160B	113			
						CN(L) +160B	81			
AN +120	251	AS +120	154			CN(U) +120	107	CS(U+L) +120	265	+120
						CN(L) +120	84			
AN +80	272	AS +80	159	B +80	158	CN(U) +80	96	CS(U+L) +80	285	+80
						CN(L) +80	77			
AN +40	320	AS +40	130	B +40	218	CN(U) +40	110	CS(U+L) +40	306	+40
						CN(L) +40	84			
AN 0	356	AS 0	126	B 0	232	CN(U) 0	136	CS(U+L) 0	326	0
						CN(L) 0	90			
AN -40	380	AS -40	93	B -40	203	CN(U) -40	330	CS(U+L) -40	330	-40
						CN(L) -40	107			
AN -80	431	AS -80	83	B -80	192	CN(U) -80	356	CS(U+L) -80	427	-80
						CN(L) -80	156			
AN -120	462	AS -120	82	B -120	155	CN(U) -120	382	CS(U+L) -120	340	-120
						CN(L) -120	285			
AN -160	550	AS -160	54	B -160	149	CN(U) -160	354	CS(U+L) -160	397	-160
						CN(L) -160	242			
AN -200	788			B -200	95	CN -200	401	CS -200	251	-200

注：Table 1-2 区画の呼称について



ただし、B層についてはとくにN、Sに分割しない。

2.2 採炭方法

2.2.1 炭層の採掘順序

同一レベルにおいてA、B、C層3層が採行対象となる場合は、上部に位置するA層の採掘を先行させ、その後B層、C層の順に採掘する。

2.2.2 採炭方式

採炭方式としては長壁式を採用し、原則として後退式とする。代表的な採炭区画をFig1-6に示す。

採炭切羽は自走枠切羽1払と単柱切羽1払を常時稼働切羽とし、他に単柱予備切羽1払を設ける。

C層の厚層部分については、上段先行のスライシング法(Fig1-7)によって、採掘するが、本計画では一応2段スライシングを限度としている。

A、B、C層のそれぞれにどの採炭設備を適用させるかについては採掘順序と炭丈、上下盤などの自然条件によって決定しなければならないが、原則としてB層については、炭丈との関係から単柱払によって採掘することとする。またA、C層については適宜選定していくこととする。

2段スライシング払の場合、上段払は自走枠払、単柱払、いずれも適用を可とするが、下段払は人工天盤に対する支保効率、保安の面から原則として自走枠払とする。下段払は上段払終掘後十分な期間が経過した後、採掘を開始する。

2.2.3 切羽出炭力

本計画における自走枠払、単柱払、それぞれの稼働時における切羽出炭力は、日本西欧その他の実績とオンピリンのローカルファクターを考慮して、原炭ベースで自走枠払2,000t/日、単柱払600t/日とする。

しかしながら自走枠払の場合、実際には予備切羽をもたないので、一切羽の終掘後撤収、移設組枠の期間は出炭が完全にストップする。したがって切羽の移設を考慮した年間の平均計画出炭量(日産)は設定した切羽出炭力より小さくなる。

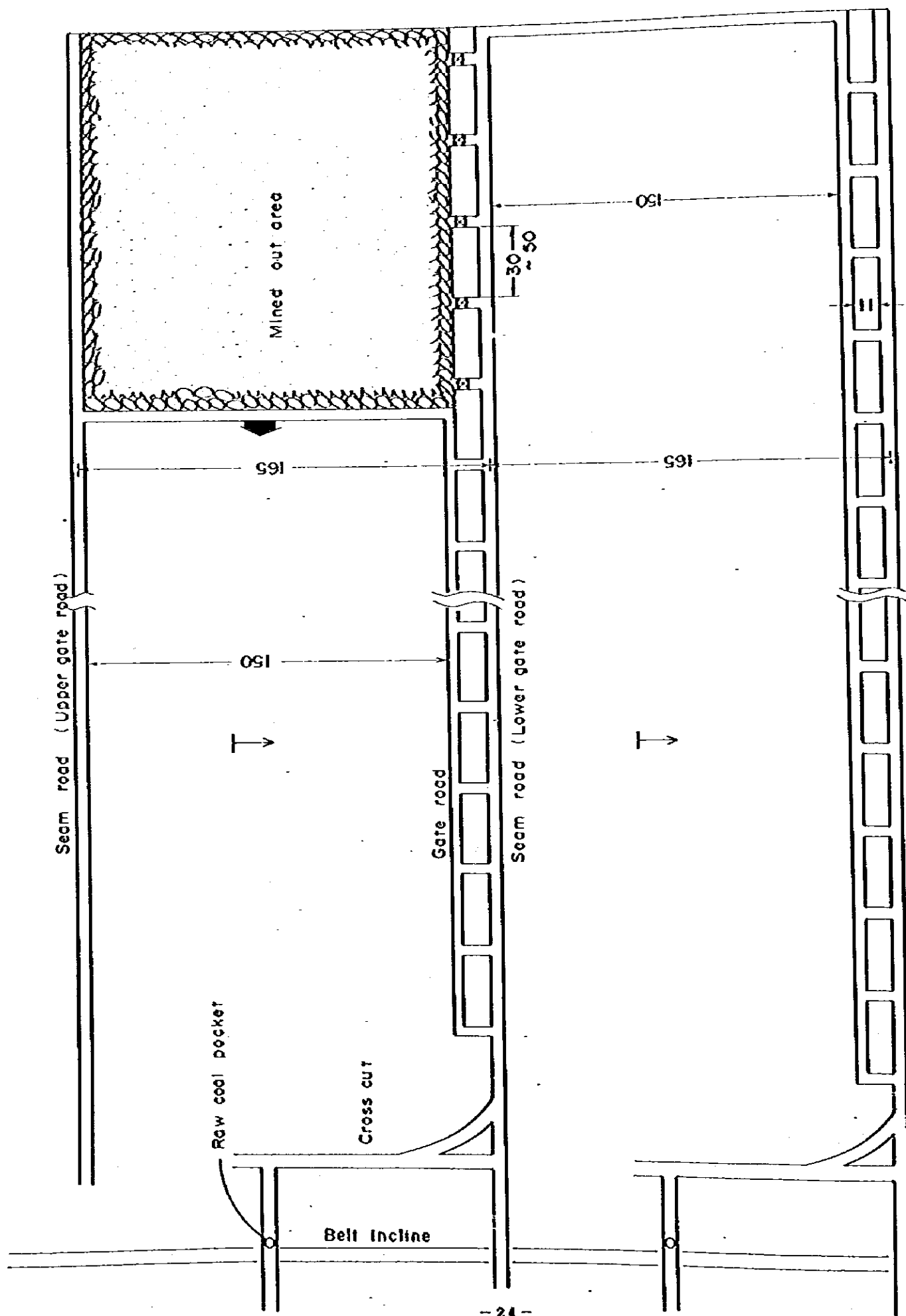


FIG. 1-6 TYPICAL ARRANGEMENT OF LONGWALL PANEL

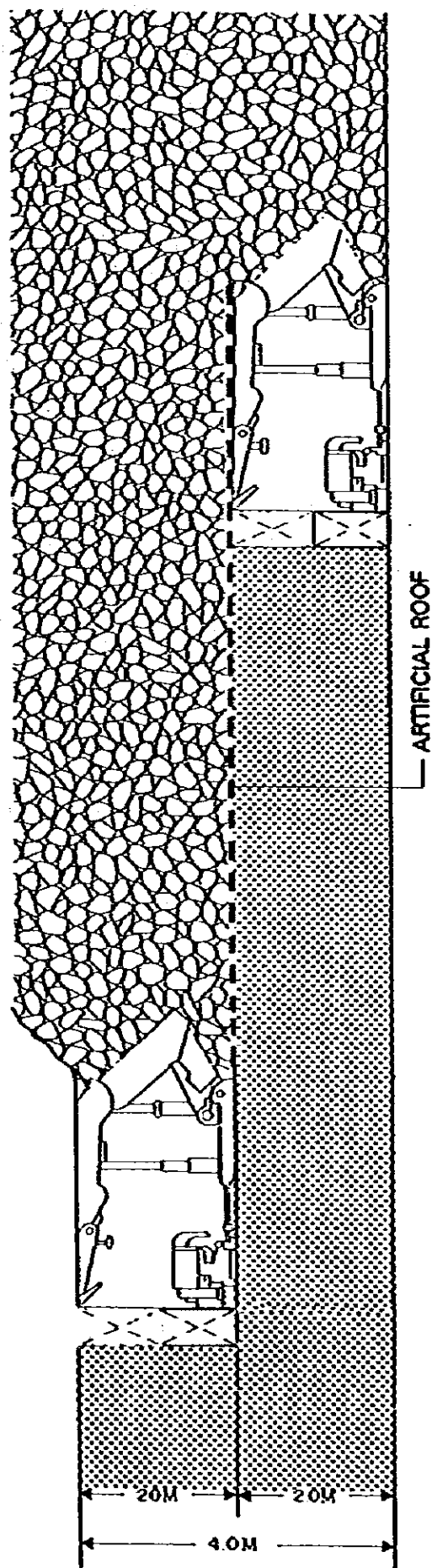


Fig. 1-7 SLICING MINING METHOD

単柱払は、常時予備切羽があるので、終掘後直ちに予備切羽の方に人員だけを移動させ連続的に採炭できる。終掘払は採炭人員以外の人員で撤収を行ない新たな予備切羽へ切羽設備を移設する。したがって単柱の年間平均計画出炭量（日産）は切羽出炭力をそのまま適用する。

撤収、移設を考慮した自走枠払の平均切羽出炭力については次のように考える。すなわち、平均的な自走枠払の切羽区画については、層厚2.0 m、切羽面長150 m、片磐長900 mとし、可採炭量は、したがって $2.0 \times 150 \times 900 \times 1.3 = 351,000 \text{ t}$ とする。実稼働時における切羽出炭力を2,000 t/日とすると採掘には約176日間を要する。その後の撤収移設組枠には40日^(注)必要であるとすれば、1切羽の採掘開始から次の自走枠払への移設完了のサイクルにしろる移設所要日数の割合は $40 / 176 + 40$ である。年間300日稼働だから、平均1年あたりの移設所要日数は $300 \times 40 / 176 + 40 = 56 \text{ 日}$ 、採掘可能日数は244日である。したがって、切羽出炭力2,000 t/日の場合、移設を考慮した場合の1日あたり平均出炭量は $2,000 \times 244 / 300 \div 1,630 \text{ t/日}$ となる。

(注) 撤収移設所要日数

$$32 \text{ 日 (日本における平均所要日数)} \times 125\% = 40 \text{ 日}$$

2.2.4 人員配置と切羽能率

(i) 人員配置

稼働時における切羽出炭力が自走枠払2,000 t/日、単柱払600 t/日の場合、それぞれの払に必要な人員配置をTable 1-3に示す。

Table 1-3 採炭払人員配置
(day)

	自走枠払	単柱払
Deputy	3	2
Foreman	3	2
Shearer	6	4
Support	12	30
Stable	6	4
Filter	3	2
Electrician	3	2
Packing	6	4
Material	—	4
TOTAL	42	54

自走枠払は3方採炭、1方メンテナンス、単柱払は2方採炭、他の2方はメンテナンスまたは空番とする。メンテナンスの必要人員は採炭直接人員に含まない。

(2) 能率

稼働時の切羽能率は

自走枠払 $2,000 \text{ t} / 42 \text{ 人} = 47.6 \text{ t} / \text{人} \cdot \text{日}$

単 柱 払 $600 \text{ t} / 54 \text{ 人} = 11.1 \text{ t} / \text{人} \cdot \text{日}$

参考までに日本における好条件の採炭切羽の平均的な能率はそれぞれ約 $70 \text{ t} / \text{人} \cdot \text{日}$ $20 \text{ t} / \text{人} \cdot \text{日}$ である。

2.2.5 自走枠払の主要採炭設備

自走枠払における主要採炭設備の配置を Fig. 1-8 に、それぞれの機器の仕様および外観を下記に示す。

(1) ドラムシェアラ

ドラムシェアラの選択に際しては、下記の機能が装備されていることが必要である。

- ▼ 全層同時採掘：ダブルレンジングドラム
- ▼ カutting・ローディングの同時進行：らせんスクリュードラム
- ▼ ノンステابلタイプ：押し込み用チップビット付ドラム
- ▼ 払の起伏に対して安定した安全な運行ができること：チェーンレスドライブ（歯車式）
- ▼ 炭塵抑制機能：スプリンクラー

上記に適合する典型的な機種として、次のような仕様のドラムシェアラを例示する。その外観は Fig. 1-9 に示す。

EICKHOFF EDW-200L

- ▼ モーター出力 200 kW , $1,000 \text{ V}$
- ▼ ドラム直径 $1,300 \text{ mm}$
- ▼ 切削深度 750 mm
- ▼ 有効切削深度 700 mm
- ▼ レンジングアームの長さ $1,600 \text{ mm}$
- ▼ 切削山丈範囲 $1.6 \sim 2.4 \text{ m}$
- ▼ カutting速度 $\text{max } 5 \text{ m/min}$
- ▼ 移動速度 $0 \sim 10 \text{ m/min}$
- ▼ 遠用傾斜 $0^\circ \sim 23^\circ$
- ▼ ラックホイールドライブシステム（チェーンレス）、スプレーノズル付ヘリカルドラム

(2) 自走枠

大出力のドラムシェアラの導入によって、切削能力は大幅に増大するが、その稼働に対応する支保の役割は非常に重要なものになる。次に示すような事項が自走枠の選定を行な

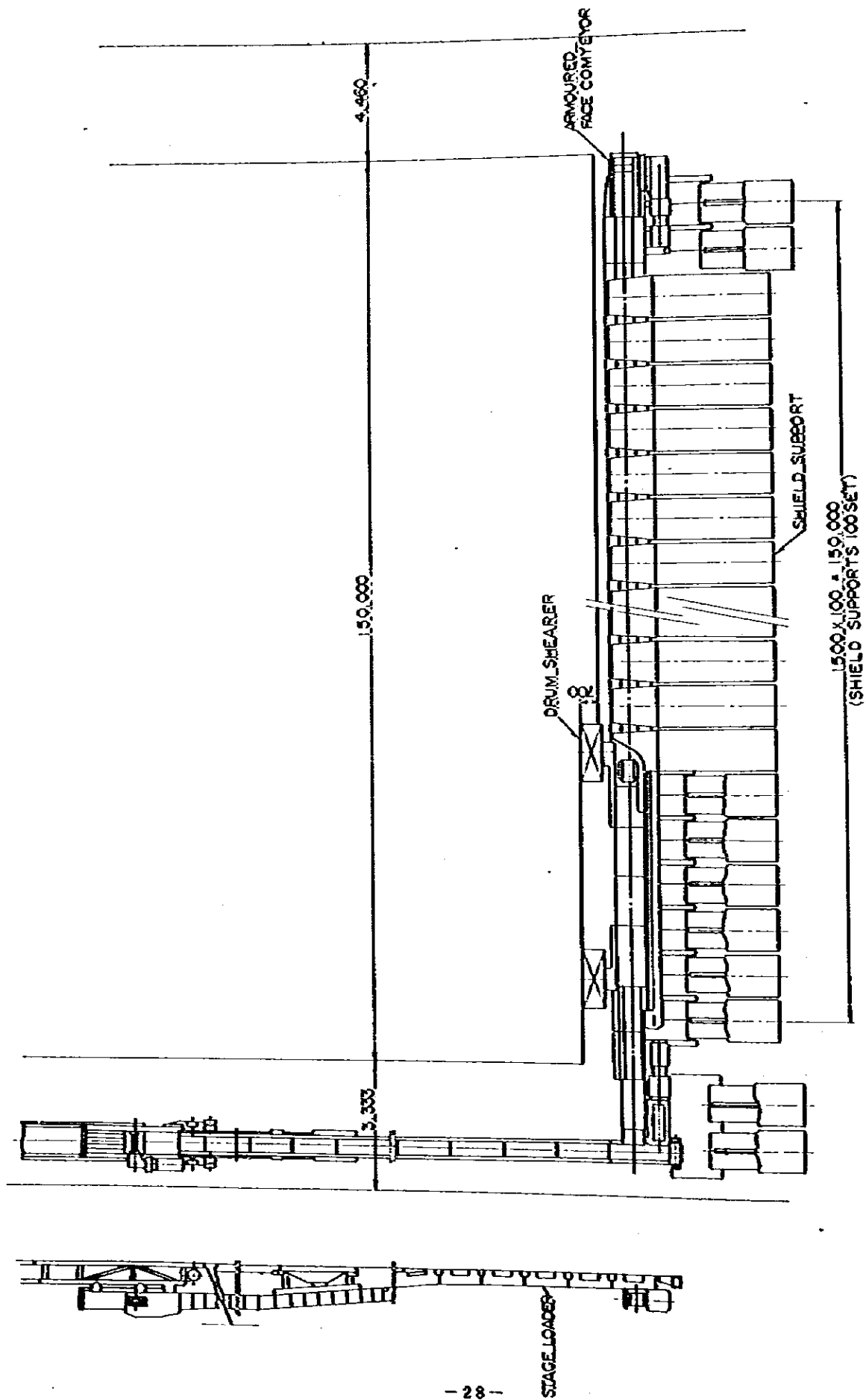


Fig 1 - 8 LONGWALL UNIT LAYOUT

ううえて重要な点である。

- ▼ 天磐からの大圧力を充分に支え得ること（降伏荷重）
- ▼ 擾乱をうけた脆弱なゾーンを克服し得ること（建付荷重）
- ▼ カッティング後の裸天磐に対して速やかな支保が可能であること
- ▼ 撒収新設が容易であること
- ▼ 天磐や踏山からの切羽への転石が防止できること

以上の点を考慮して、適合機種として、次のような仕様の自走枠を例示する。その外観は Fig.1-10 にしめす。

HEMSCHEIDT O 320-12 12/27.5

- ▼ 枠伸長 2,750%
- ▼ 枠縮長 1,220%
- ▼ 枠受持幅 1,500%
- ▼ 建付荷重 240t
- ▼ 降縮荷重 320t
- ▼ 鉄柱本数 2本
- ▼ パワーバック (HAU-RINGO)

吐出圧 350 kg/cm² , 容量 80 L/min , 電動機 75kW

(3) 切羽コンベア

切羽コンベアの必要運搬能力は下記の関係式によって決定する。

$$Q = m \times f \times v \times 1.3 \times 60 \times 0.70$$

- m : シェアラ－切さく高さ 2.0 m
- f : シェアラ－有効切さく深さ 0.7 m
- v : シェアラ－切さくスピード 5.0 m/min
- 1.3 : 石炭の比重
- 60 : 分/時
- 0.7 : 積込率
- Q : 運搬量 t/時

上式よりQは約380t/時であるが、この場合の必要な出力は下記関係式によりもとめる。

$$N = \frac{(W_1 L f_1 + W L f_1 + W L f_2) \cos \alpha + W_1 L \sin \alpha V \cdot S}{6120 \times \eta}$$

- N : 出力
- W₁ : 運搬物重量 240kg/m
- W : チェーンスクレーパーの重量 40kg/m

- L : コンベア長 150 m
- V : チェーンスピード 55 m/min
- f_1 : 石炭, コンベアパン間摩擦係数 0.3
- f_2 : リターンチェーン, コンベアパン間摩擦係数 0.2
- S : 安全率 1.5
- η : 有効率 0.75
- α : 払傾斜 14°

計算によって、約160kl/h の出力が必要になる。以上の点を考慮して適合機種として次のような仕様の切羽コンベアを例示する。

EICKHOFF EKF-3-26-8Z-300/VL

- ▼ 運搬能力 max 600 t/時
- ▼ チェーンスピード 55 m/分
- ▼ 原動機出力 90kl×2
- ▼ コンベアノルマル幅 730%
- ▼ 全 長 150 m
- ▼ シングルチェーンタイプ

(4) ステージローダー

切羽進行速度の増大を考慮して、切羽コンベアとダートベルトコンベアの間の運搬は、移設を容易に行なうことのできるステージローダーによって行なう。次のような仕様のステージローダーが適当である。外観をFig.1-11 Kに示す。

MITSUI

- ▼ 運搬能力 600 t/h
- ▼ チェーンスピード 65 m/min
- ▼ 電動機出力 75kl
- ▼ アドバンシングユニットの電動機出力 3.7kl×2

2.2.6 単柱払の主要採炭設備

単柱払における主要採炭設備、それぞれの機器の仕様および外観を下記に示す。

(i) 水圧鉄柱とカッペ (Fig.1-12)

機種の選定にあたって、下記に示すようなことを考慮する必要がある。

- ▼ 1.6～2.4 mの層厚に適用し得ること。
- ▼ 軽量で操作が容易であること。
- ▼ 曲げ荷重に対して、相応の強度を有すること。
- ▼ 十分な天磐支持力を有すること。

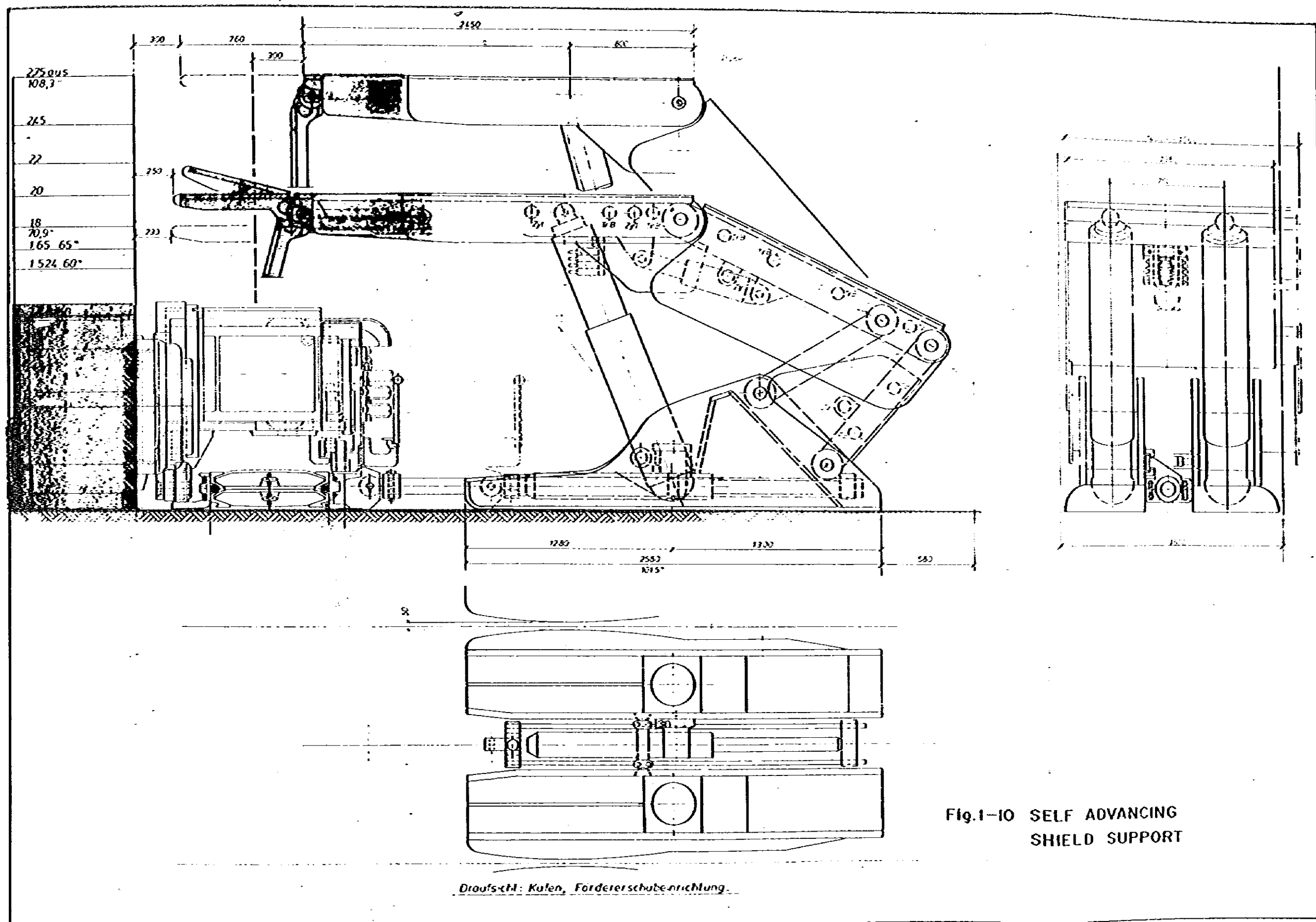


Fig.1-10 SELF ADVANCING
SHIELD SUPPORT

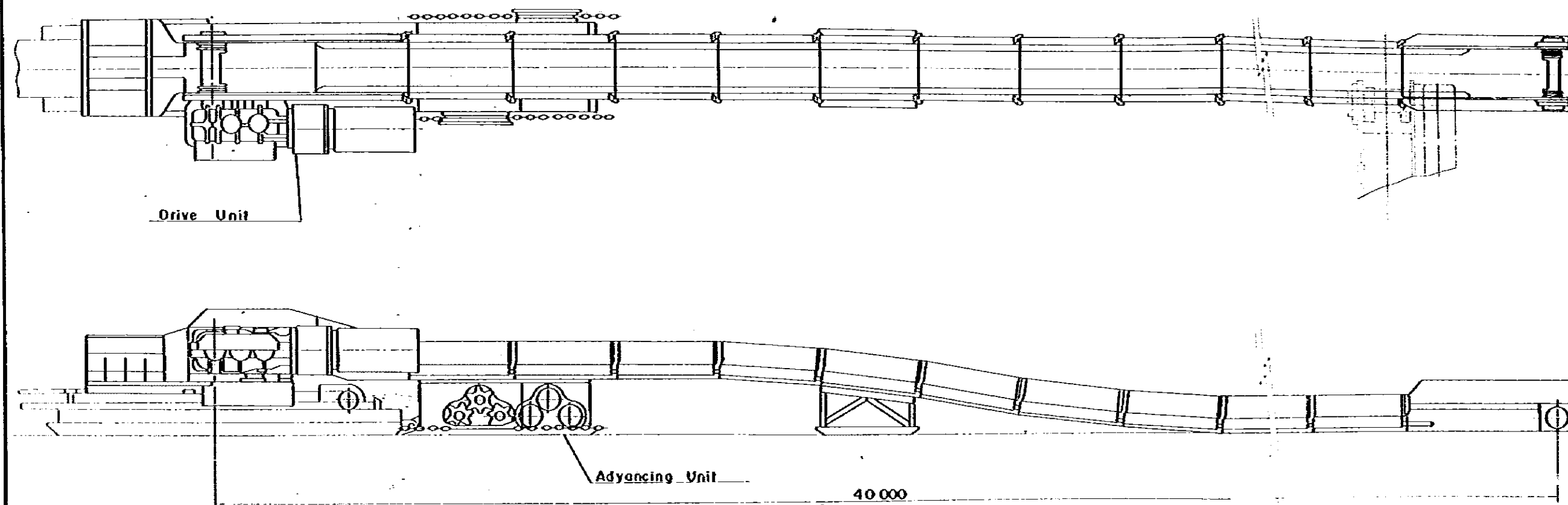
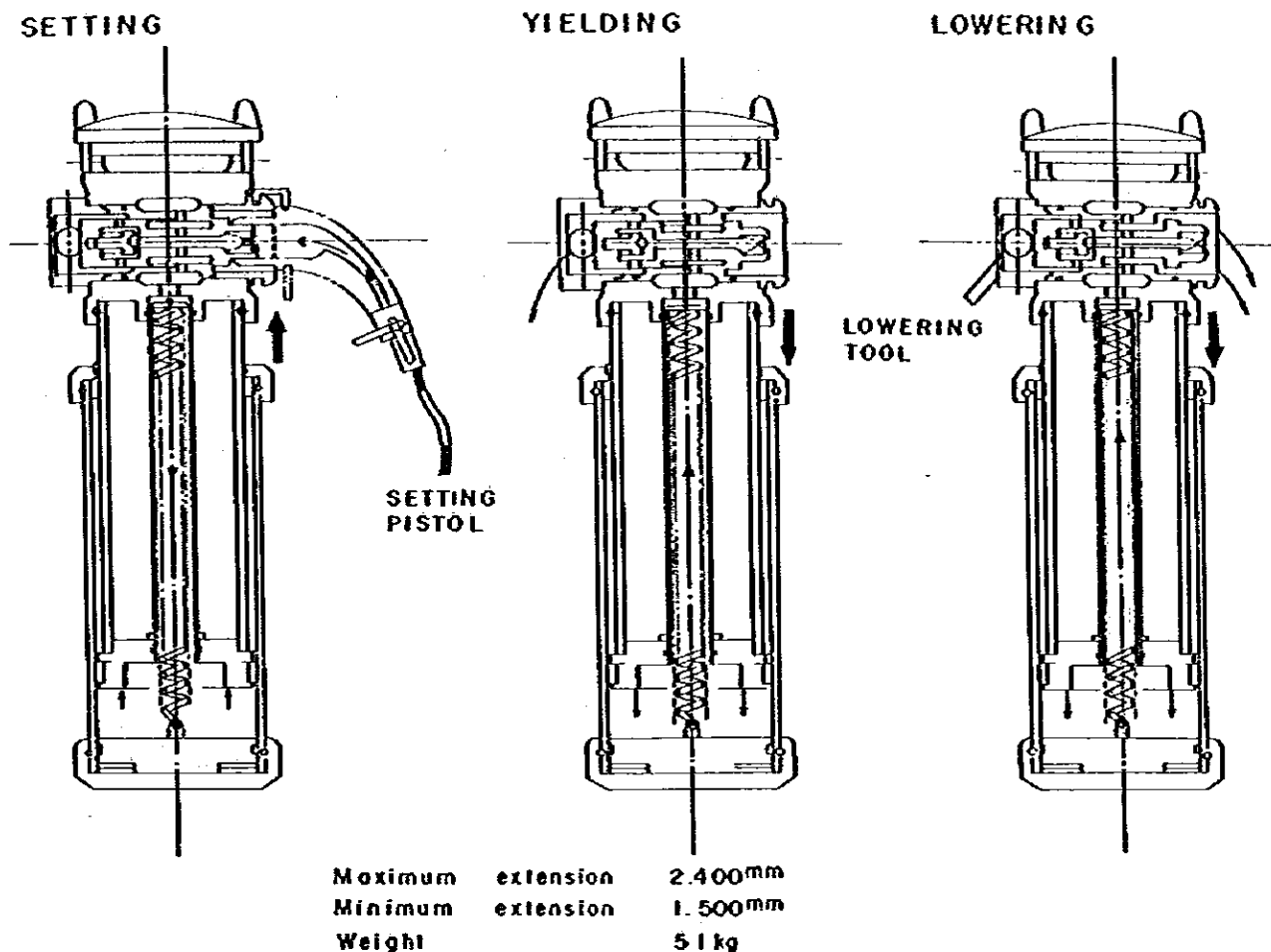


Fig. I-II STAGE LOADER

Light metal hydraulic prop



Joint bar "KAPPE"

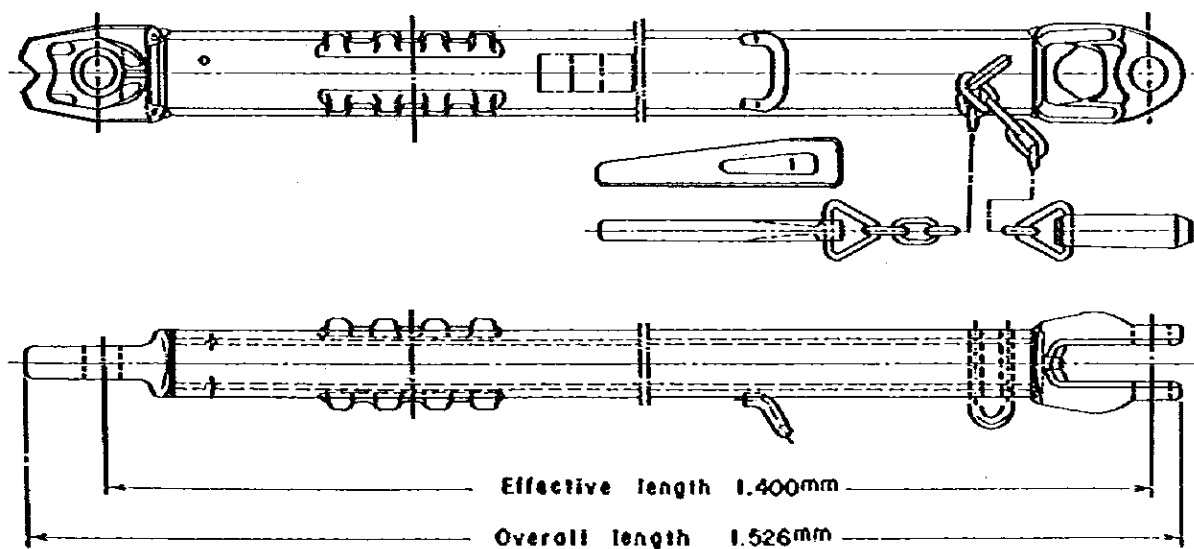


Fig. 1 - 12 Light metal hydraulic prop and Joint bar "KAPPE"

次のような仕様の軽量水圧鉄柱が適当である。

NIHON KOKI 40AL2400

▼ 最伸長	2,400%
▼ 最縮長	1,500%
▼ 最大降伏荷重	40t
▼ 最大建付荷重	30t
▼ 重量	51kg

カッベについては、次にしめすものが適合機種としてあげられる。

NITTO SKA-110 1.4

▼ 有効長	1,400%
▼ 全 長	1,526%
▼ 重 量	47.7kg
▼ 本体強度(700スパン)	63 $\frac{+7}{-5}$ t
▼ 継手強度(1,200スパン)	25 $\frac{+3}{-2}$ t
▼ 接手上下調節範囲	上 13° 下 9°
▼ 接手左右調節範囲	左 3° 右 3°

軽量水圧鉄柱の使用圧力水は、高圧ポンプにより供給する。高圧ポンプの仕様を下記にしめす。

HAU-HINGO

▼ 電動機	35kW
▼ 吐出水量	80 L/min
▼ 吐出圧力	150 kg/cm ²

(2) ドラムシェアラール、フェイスコンベア

ドラムシェアラールおよびフェイスコンベアは、互換性を考慮して自走枠組と共通のものを使用する。

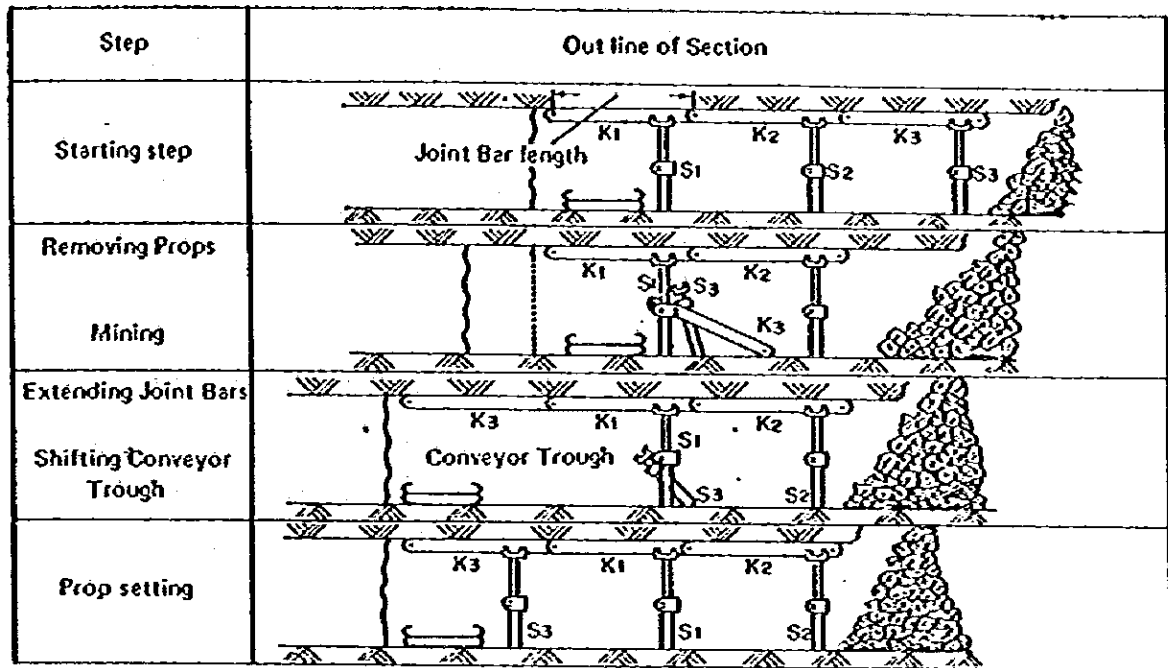


Fig. 1-13 単柱払 採炭方式

2.3 出炭計画

2.3.1 年間計画生産量

年間の計画生産量のうち、採炭切羽よりの出炭と沿層掘進炭の内訳をTable 1-4 にしめす。各炭層の採掘丈の変動、ハサミの増減などを考慮して、精炭歩留りは85%とする。

Table 1-4 採炭払炭、沿層掘進炭出炭計画内訳
〔単位：1,000t〕

	精炭	原炭		
		採炭払炭	沿層掘進炭	合計
1986	150	159	18	177
1987	300	318	35	353
1988	450	477	53	530
1989-2005	600	635	71	706
合計	11,100	11,749	1,313	13,062

2.3.2 出炭計画

採炭切羽よりの出炭について採炭方式別の内訳をTable 1-5 にしめす。原則として、自走枠払、単柱払のそれぞれ1払ずつを同時に操業させるが、1986年、1987年については単柱払のみとする。1988年から自走枠を導入するが、習熟期間を勘案して、1988年の計画出炭量は、正常出炭規模より低目に見積っている。また、各切羽の年間平均出炭量は2.2.3で述べた範囲で作成している。

Table 1-5 採炭切羽別出炭計画(原炭) (単位: t)

	採炭出炭		採炭切羽別出炭(日産)	
	年産	日産	自走採炭	単柱採炭
1986	159,000	530		530
1987	318,000	1,060		530×2
1988	477,000	1,590	1,060	530
1989~2005	636,000	2,120	1,590	530

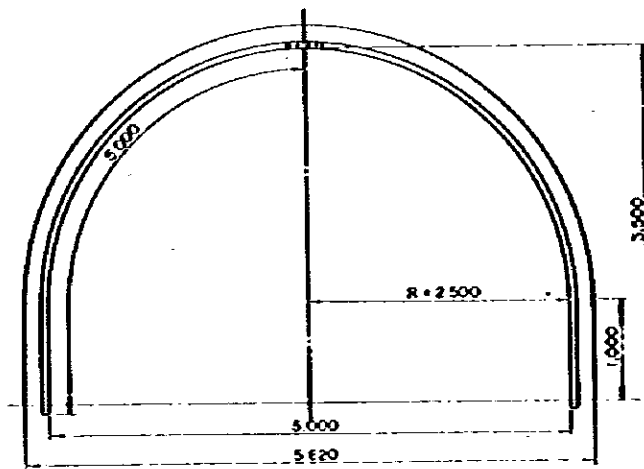
年別、炭層別、レベル別の出炭計画を Table 1-6 にしめす。当初 1990 年までは 1 年毎、1991 年から 2005 年までは 5 年毎の出炭計画をしめす。なお、本計画における平均深部移行率は約 20 m/年 となり、日本の平均 10~15 m/年 と比較してもかなり高い。これはすなわち常時十分に先行した開発体制の維持が要求されることを意味し、言い換えれば高い掘進力と関連したきめ細かいマネジメントによって達成されるものであることを認識する必要がある。

Table 1-6 ANNUAL COAL OUTPUT PLAN FROM EACH SEAM AND LEVEL

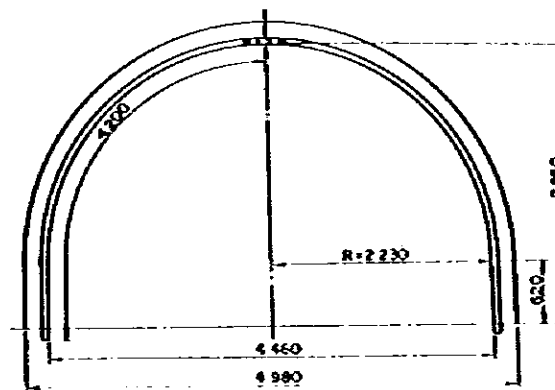
(Unit: 1,000t)

	Coal getting	Seam road	A seam		B seam		C seam	
			Output	Level	Output	Level	Output	Level
1986	159	18	177	+240L				
1987	318	35	37 222	+240L +200L			94	+200L
1988	477	53	207	+160L			198 125	+200L +160L
1989	635	71	405	+120L			301	+160L
1990	635	71	431	+80L			106 169	+160L +120L
1991	3,177	353	450	+40L	158	+80L	287	+120L
1992			482	0L	218	+40L	458	+80L
1995			473	-40L	232	0L	500 272	+40L 0L
1996	3,177	353	514	-80L	203	-40L	280	0L
1997			544	-120L	192	-80L	767	-40L
2000					91	-120L	939	-80L
2001	3,177	353	604	-160L	64	-120L	1,007	-120L
2002			713	-200L	149	-160L	993	-160L
2005								
Balance			75	-200L	95	-200L	652	-200L

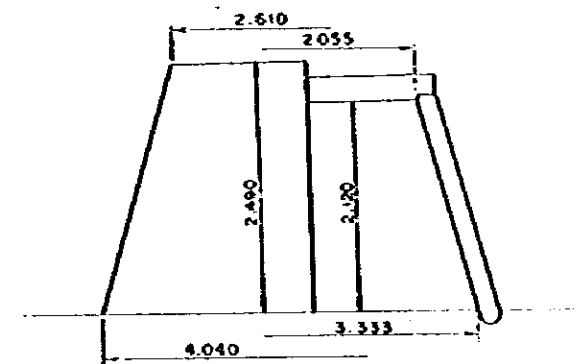
5m Arch



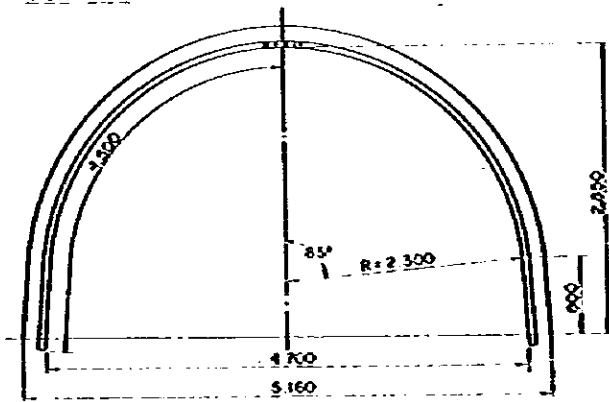
42m Arch



24m x 24m



4.5m Arch



36m x 2.4m

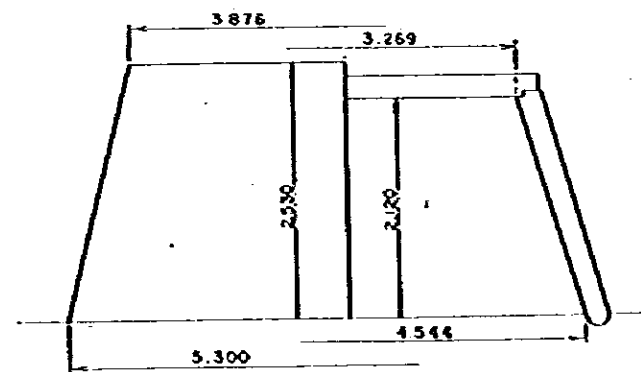


Fig. 1-14 STANDARD OF CROSS SECTION

3. 掘進計画

3.1. 計画掘進量

3.1.1 坑道規格と適用坑道

掘進力、坑道維持の必要性、通気運搬との関連などを考慮して、坑道規格、適用坑道を Table 1-7 のように計画する。坑道規格図を Fig 1-14 にしめす。

Table 1-7 坑道規格と適用坑道

規 格	掘さく断面〔㎡〕	有効断面〔㎡〕	適 用 坑 道
5.0 m フーチ	18.02	14.82	基幹岩石坑道（斜坑）
4.5 m フーチ	14.46	12.05	基幹岩石坑道（斜坑、水平）
4.2 m フーチ	12.83	10.58	立入（岩石、鉛管）、片磐坑道（鉛管）
2.4 m × 2.4 m	8.28	5.72	ゲート坑道（鉛管）、単柱枘枘座
3.6 m × 2.4 m	11.61	8.28	自走枘枘座

3.1.2 計画掘進長算出基礎

計画掘進長は次の条件のもとに算出する。

(1) 基幹岩石坑道

図上計画と実際の掘進との間に 20 % の安全率を見込む。

(2) 立入、片磐坑道、ゲート坑道

断層、褶曲による切替坑道発生の可能性、電気室、ポンプ室、その他特殊坑道の掘進に対して、日本における図上計画と実績値との差などを参考として 50 % の余裕率を見込む。

3.1.3 計画掘進量

前述の計画掘進長算出基礎より、算出した本計画における計画掘進量を Table 1-8 にしめす。

Table 1-8 計 画 掘 進 量

坑 道 種 別	掘 進 長 (m)	掘さく量 (㎡)	適 用 坑 道
5.0 m フーチ斜坑	9,460	170,420	基幹岩石坑道（中央斜坑 №1 南部斜坑）
4.5 m フーチ斜坑	3,260	47,130	基幹岩石坑道（№1 北部斜坑）
4.5 m フーチ水平岩石	11,990	173,380	基幹岩石坑道（水平坑道）
4.2 m フーチ水平岩石	16,170	207,370	立 入
4.2 m フーチ水平鉛管	85,560	1,097,670	立入、片磐坑道
2.4 m × 2.4 m 水平鉛管	86,130	713,120	ゲート坑道、枘座

岩石、沿層坑道の掘進長合計、それぞれの1,000tあたりの掘進長は下記のとおりである。

岩石坑道 40,880 m 3.1 m/1,000 t

沿層坑道 171,690 m 13.1 m/1,000 t

3.2 掘進方法

3.2.1 掘進直接人員の作業範囲

掘進直接人員の作業範囲は、穿孔、発破、積込、枠付、レール仮線延長、ホース延長、風管延長などとし、本軌道布設作業、鉄管作業、ホイスト運転は坑内間接人員によるものとする。

3.2.2 使用掘進機器

各坑道種類別の使用掘進機器の機種およびその主要仕様をTable 1-9 にしめす。

Table 1-9 掘進切羽における主要機器

機 器		岩 石 坑 道		沿 層 坑 道	
		斜 坑	水 平 坑 道	アーチ枠坑道	そ の 他
さく孔	エア-ハンマー	4	4	1	
	エア-オーガー			3	3
積 込	サイドダンプ ローダー	バケット容量0.7 m ³ (タガーホイスト付) 1	バケット容量0.7 m ³ 1	バケット容量0.7 m ³ 1	
	スクレーパー ローダー				1
運 搬	両 車	2 m ³ 函 型	2 m ³ 函 型	2 m ³ ダンプカー	
	ベルトコンベアー				1 set
	チェーン コンベアー				1 set
	ホ イ ス ト	75D	10D	10D	
通 風	局部扇風機	1,000 m ³ /min	1,000 m ³ /min	260 m ³ /min	260 m ³ /min

3.2.3 掘進能率

掘進能率については、日本における実績を参考にして計画した。日本における現状の機械積掘進切羽の実績は

岩石：平均断面 15.6 m² (4.5 mアーチと同一とみなす)

掘進能率 延 0.233 m/人・日 量 3,634 m³/人・日

沿層：平均断面 13.3 m² (4.2 mアーチと同一とみなす)

掘進能率 延 0.501 m/人・日 量 6,640 m³/人・日

である。この実績能率を下記の条件のもとに変更を加えて、インドネシアの能率として適用する。

▼ 実働時間に関して

日 本 6時間 (1方 8時間ベース)

インドネシア 4時間 (1方 6時間ベース)

より上記能率に $4/6$ を乗ずる。

▼ さらに日本とインドネシアとの現場実態の相違、掘進切羽の年間稼働率を考慮して、上記能率に 70% を乗じる。

▼ 坑道種別掘進長の能率に関しても日本における実績を参考とし

5.0 mアーチは、4.5 mアーチの 80%

4.5 mアーチは、4.2 mアーチの 80%

4.2 mアーチは、 $2.4\text{ m} \times 2.4\text{ m}$ の 80%

斜坑については同加背の水平坑道の 80%

岩石坑道は同加背の沿層坑道の 80% とする。

したがって、本計画における各坑道種類別平均掘進能率は、下記を基準とした。

▼ 水平岩石坑道

4.5 mアーチ $0.233 \times 4/6 \times 0.7 = 0.11 (\text{m}/\text{人} \cdot \text{日})$

4.2 mアーチ $0.11 \div 0.8 = 0.14$

▼ 水平沿層坑道

4.2 mアーチ $0.501 \times 4/6 \times 0.7 = 0.23$

$2.4\text{ m} \times 2.4\text{ m}$ $0.23 \div 0.8 = 0.29$

▼ 斜 坑

4.5 mアーチ $0.11 \times 0.8 = 0.09$

5.0 mアーチ $0.09 \times 0.8 = 0.07$

効率的な掘進作業を実施するために必要かつ適正な各坑道種類別の人員配置は次のとおりとする (但し直接夫のみ)

▼ 5.0 mアーチ斜坑, 4.5 mアーチ斜坑, 4.5 mアーチ水平岩石, 4.2 mアーチ水平岩石

4~5人/方 ただし、人員計画上は5人とした。

▼ 4.2 mアーチ水平沿層, $2.4\text{ m} \times 2.4\text{ m}$ 水平沿層

3~4人/方 ただし、人員計画上は4人とした。

3.2.4 坑道種類別掘進可能量

前述、掘進能率と人員配置、さらに、掘進切羽の稼働を4交代連続操業として、それぞれの坑道種類別の年別、月別の計画掘進可能量をTable 1-10に示す。

Table 1-10 坑道種類別、年別、月別
掘進可能量

	上段 掘進長(m) 下段 掘進量(m)	
	年 間	月 間
5.0m アーチ斜坑	360 6,190	30 541
4.5m アーチ斜坑	480 6,940	40 578
4.5m アーチ水平岩石	600 8,680	50 723
4.2m アーチ水平岩石	720 9,240	60 770
4.2m アーチ水平岩層	960 12,320	80 1,030
2.4m×2.4m 水平岩層	1,200 9,940	100 828

3.3 掘進計画

掘進計画の基本的考え方として、当該区画の採炭開始予定時期の少なくとも1年前までに、関係するすべての坑道準備を完了しておくものとする。また本計画期間(20年間)の末期の掘進計画にはさらに引き続き、次のステージ(21年目以降)に必要な掘進量を含んでいる。

基幹岩石坑道、年別、坑道別掘進計画をTable 1-11 に全計画坑道、年別、坑道種類別掘進計画をTable 1-12 に示す。

Table 1-11 YEARLY EXECUTION PLAN (1)

(Unit : m)

	Name of drift												Total			
	Central incline		No.1 South incline	No.1 North incline & ventilation incline	-200L South drift	OL South drift	+200L North drift	OL North drift	-200L North drift	5.0m Arch incline		4.5m Arch incline		4.5m Arch horizontal drift		
										Number of faces	Yearly performance	Number of faces	Yearly performance	Number of faces	Yearly performance	
	Standard	5.0m Arch	5.0m Arch	4.5m Arch	4.5m Arch	4.5m Arch	4.5m Arch	4.5m Arch	4.5m Arch	4.5m Arch	Number of faces	Yearly performance	Number of faces	Yearly performance	Number of faces	Yearly performance
1983	180x2									2	360					
1984	360x2									2	720					
1985	360x2									2	720					
1986		360x2								2	720					
1987		360x2	480							2	720	1	480			
1988	360x2		480							2	720	1	480			
1989		360x2	480							2	720	1	480			
1990			480		600							1	480	2	1,200	
1991		360x2	480							2	720	1	480			
1992	360x2				600					2	720			1	600	
1993		360x2					600			2	720			1	600	
1994					420	600	600	180						3	1,800	
1995				600	30	330	240	600						3	1,800	
1996	360x2									2	720					
1997		360x2								2	720					
1998	360x2									2	720					
1999	210x2	20x2								2	460					
2000			480					600				1	480	1	600	
2001			380		530			60				1	380	1	590	
2002-2005	-	-	-	-	-	-	-	-	-					2	1,200	

Table 1-12 YEARLY EXECUTION PLAN (2)

Table 1-12 YEARLY EXECUTION PLAN (2)																		
	5.0m Arch Incline		6.0m Arch Incline		6.0m Arch drifts		4.2m Arch Horizontal rock drifts		4.2m Arch Horizontal seam road		2.4m x 2.4m Horizontal seam road		Rock drifts		Seam roads			
	Number of faces	Yearly performance m ³	Number of faces	Yearly performance m ³	Number of faces	Yearly performance m ³	Number of faces	Yearly performance m ³	Number of faces	Yearly performance m	Number of faces	Yearly performance m ³	m	m ³	m	m ³		
1983	2	360	6,490		1	120	1,940		3	720	9,240		2,370	34,140	720	9,240		
1984	2	770	12,970		3	2,000	29,660	6	4,040	51,830	2	1,730	14,320	2,770	39,630	5,770	66,150	
1985	7	770	12,970		1	620	7,950	6	4,040	51,830	4	4,220	34,940	1,340	20,920	8,260	86,770	
1986	2	770	12,970		1	620	7,950	6	4,040	51,830	4	4,220	34,940	1,820	27,860	8,260	86,770	
1987	2	770	12,970		1	620	7,950	6	4,040	51,830	4	4,220	34,940	1,820	27,860	8,260	86,770	
1988	2	770	12,970		1	620	7,950	6	4,040	51,830	4	4,220	34,940	1,820	27,860	8,260	86,770	
1989	2	770	12,970		1	620	7,950	6	4,040	51,830	4	4,220	34,940	1,820	27,860	8,260	86,770	
1990					1	620	7,950	6	4,040	51,830	4	4,220	34,940	1,820	27,860	8,260	86,770	
1991	2	770	12,970		1	620	7,950	6	4,040	51,830	4	4,220	34,940	1,940	29,600	8,260	86,770	
1992	2	770	12,970		1	620	7,950	6	4,040	51,830	4	4,220	34,940	1,940	29,600	8,260	86,770	
1993	2	770	12,970		3	1,800	26,030	6	4,040	51,830	4	4,220	34,940	2,420	33,980	8,260	86,770	
1994					3	1,800	26,030	6	4,040	51,830	4	4,220	34,940	2,420	33,980	8,260	86,770	
1995					3	1,800	26,030	6	4,040	51,830	4	4,220	34,940	2,420	33,980	8,260	86,770	
1996	2	770	12,970						4	4,220	34,940	4	4,220	34,940	20,920	8,260	86,770	
1997	2	770	12,970						4	4,220	34,940	4	4,220	34,940	20,920	8,260	86,770	
1998	2	770	12,970						4	4,220	34,940	4	4,220	34,940	20,920	8,260	86,770	
1999	2	460	6,790						4	4,220	34,940	4	4,220	34,940	1,080	16,240	8,260	86,770
2000					1	400	6,940	1	600	8,600	6	4,040	51,830	4	4,220	34,940	8,260	86,770
2001					1	380	5,490	1	500	8,130	6	4,040	51,830	4	4,220	34,940	8,260	86,770
2002					2	1,200	17,350	1	620	7,950	6	4,040	51,830	4	4,220	34,940	101,200	347,080
2003									16,170	207,370	—	86,130	713,120	40,880	590,300	171,600	1,810,790	
Total	—	9,460	170,620	—	—	11,090	173,390	—	16,170	207,370	—	86,130	713,120	40,880	590,300	171,600	1,810,790	

4. 運搬計画

運搬は鉱物資源開発計画のなかで、もっとも重要なもので、運搬計画の良し悪しが計画全体を左右するものである。

- ▼ 出来るだけ連続運搬装置を採用する。
- ▼ 貯鉱ビン等を設け、負荷を一定にし、動力費、設備容量の軽減をはかる。また設備の故障が直接採炭作業に影響しないようにする。
- ▼ 設備は、採掘箇所の深度に応じて、容量等を増加させることを最初から考慮に入れて計画する。
- ▼ 保安面に最重点を置き、装置等を選定する。
- ▼ 機器は出来るだけ同一なものを使用し互換性、予備台数を少なくすることに留意する。

4.1 人員輸送

人員の輸送に要する時間は直接作業時間に影響を与えるので、もっとも短かい時間で行なえるよう計画する。

入坑者はキャブランプ等保安に必要な器具をもって坑口人車待合室に待機し、一定時間に斜坑人車で作業現場の捲立まで運ばれる。捲立から、作業現場までの距離は平均500m、最大1,200m程度であるので徒歩によるものとする。

4.1.1 入昇坑時間

入坑時間は、採炭要員を主体とし、坑口出発後30分以内に現場に到着するような設備を考慮する。

4.1.2 輸送人員

輸送人員は1989年度以降の最大実働人員時について計画し、入昇坑人員、輸送能力は下表をベースとして作成した。

Table1-13 入昇坑人員及び人車回数

	入 坑 者	出 坑 者	人車運行回数及び最大輸送人員	
1 番 方	183人	110人	432人	4回
2 番 方	183	183	432	4
3 番 方	156	183	432	4
4 番 方	110	156	324	3
計	632人	632人		15回

1人車あたりの輸送人員は

車 種	員 数	
救急車	6人 + (1)人 = 6人	()は人車操作者
人 車	6両 × 15人/両 = 90人	
後尾車	12人	= 12人
計	108人	

4.1.3 人員輸送設備

捲揚装置は人車と研等（鋼車）の兼用捲揚を行うものとし、必要に応じて人車と鋼車の付替を行うものとする。但し付替は2台とも同時に行い、人車と鋼車との運行が並行して同時に行わないものとする。

(1) 捲揚機

捲揚機は、斜坑深度が深くなるにしたがい、ロープ速度と牽引力を増加させ輸送能力の低下を防ぐものとする。又設備は、最初の設置時より最終深度に達したときに対応出来る強度を有する機器とする。電動機は、最初より大きなものを取付けると電力損失が大きくなるので、2段階に分け容量をかえるものとする。速度変更は、ビニオン歯車、電動機の取替により行う。

Table 1-14 捲揚設備仕様

	315L~120L	315L~0L	315L~-120L	315L~-200L
ロープ速度 m/min	160	200	240	240
牽 引 力 kg	9000	9500	12500	13500
電動機出力 kw	400	450	650	650
ドラム径 mm	2,800			
ドラム巾 mm	1,600			
ブレーキ	650kw V-Sブレーキ			
非常ブレーキ	スラストブレーキ			
ワイヤロープ 径 の 種 類	28mm B種	30mm B種	31.5mm B種	33.5mm B種
ロープ長さ m	1,170	1,670	2,160	2,630

(2) 人 車

斜坑人車は、救急車1、人車6、後尾車1の8両編成で、安全装置として

- ・人車運行速度が規定速度の135%を超過した場合
- ・人車操作者が急降と判断した場合
- ・ワイヤロープが切断した場合

は、自動又は手動により救急車に設置してあるフックを落下させて列車を停止させるようにする。

仕 様

救急車：自重 2,000 ㌔，軽合金製，無線信号装置付

搭乗員 7 人（1 人は人車操作者）

人 車：自重 1,350 ㌔，軽合金製，搭乗員 15 名（5 列×3 人）

後尾車：自重 1,350 ㌔，軽合金製，無線押釦及びフック操作レバー付，搭乗員 13 人（1 人は人車操作者）

4.2 原炭の輸送設備

原炭の輸送については、採炭切羽よりの出炭は、採炭方式に機械化採炭を採用したので、この設備と合致させるため、コンベア類による連続輸送方式とする。又沿層掘進よりの原炭（雑炭）は、ダンプカー積みとし蓄電池機関車で引出し、主要コンベア上部炭ポケットまで運び、炭ポケット上でダンプカーを転倒させ炭ポケット内へ送り込む。

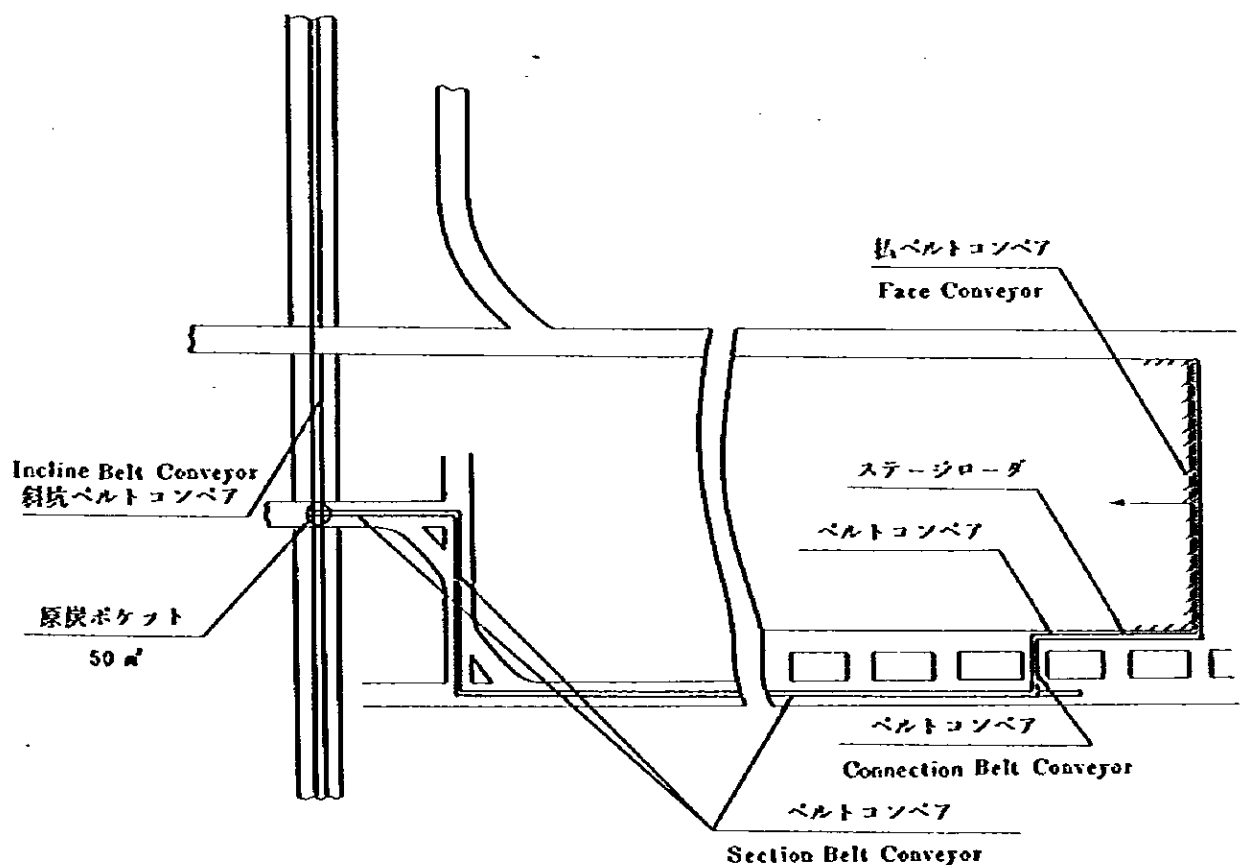


Fig 1-15 原炭運搬設備

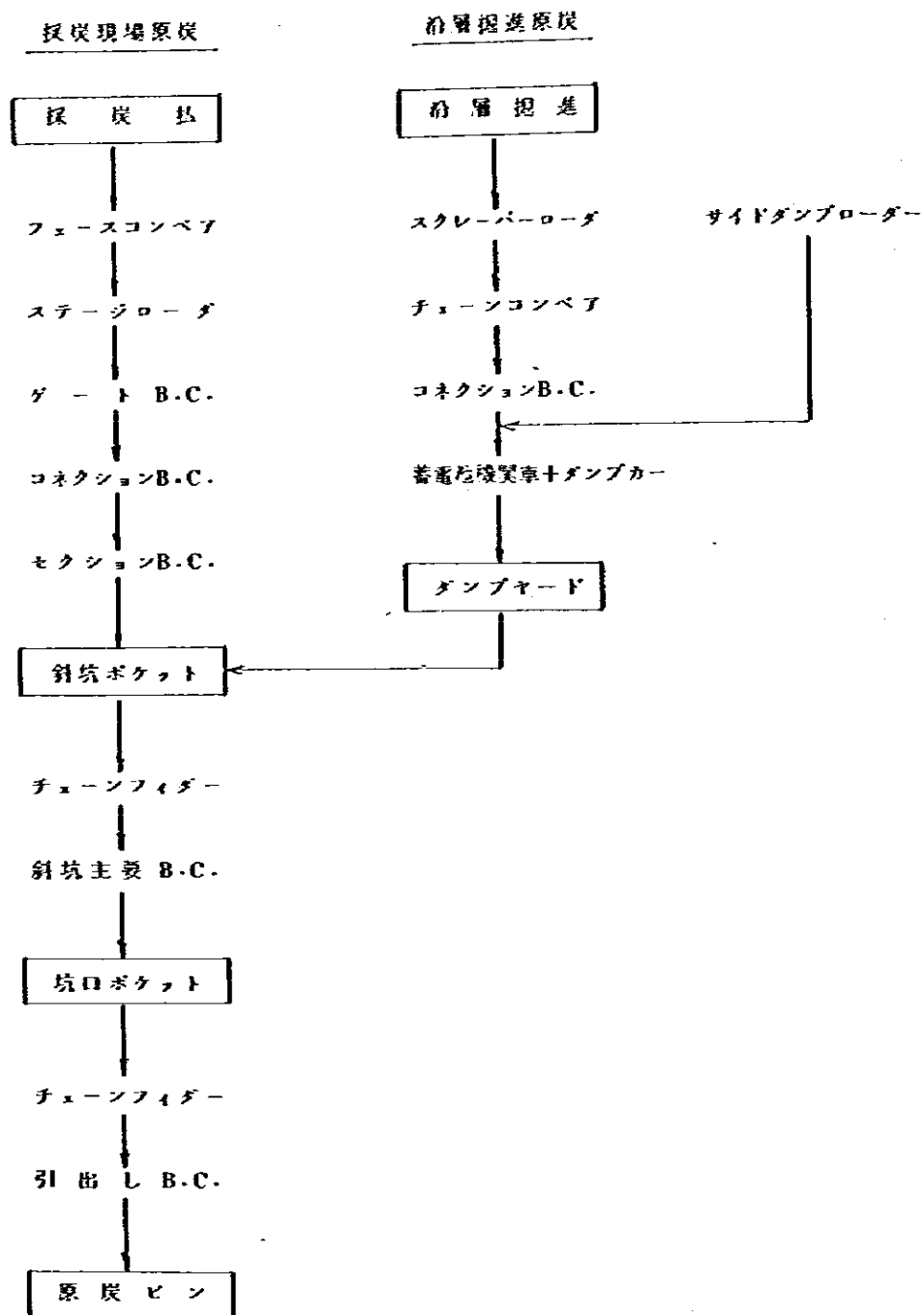


Fig 1-16 原炭運搬系統

4.2.1 採原炭運搬機器

(1) ゲートベルトコンベア

自走採炭機のステージコンベアの後方にゲート用ベルトコンベアを使用するものとした。

このベルトコンベアは、セクションベルトコンベアと同様な仕様とし、長さのみ短いものとする。

仕 様

原 動 機	27kW
ベルト速度	120 m/min
ベルト巾	750 mm
トラフ角	30°
機 長	60 m
運 搬 量	400 T/H

(2) コネクションベルトコンベア

ゲートベルトコンベア，セクションコンベアの中間にコネクションベルトコンベアを使用する。これは機長も短く，移設頻度が高いため，駆動装置を内蔵したブーリを使用するものとした。

仕 様

モータブーリ	15kW
ベルト速度	120 m/min
ベルト巾	750 mm
トラフ角	30°
機 長	30 m
運 搬 量	400 T/H

(3) セクションベルトコンベア

セクションベルトコンベアは，次の点に留意して長さ，原動機の大きさを決定する。

○移設しやすく，設置しやすい型のもを選定する。

○原動機・減速機は，出来るだけ同一形式，容量のものとする。

使用台数は，最大時10 set で予備3 set の13 set を準備する。

仕 様

原 動 機	27kW 減速装置付（二段減速）
ベルト速度	120 m/min
ベルト巾	750 mm
トラフ角度	30°
機 長	250 m
運 搬 量	400 t/h

(4) 斜坑ベルトコンベア設備

斜坑ベルトコンベアは，坑内採掘現場が深部にさがるにつれて延長してゆき，3段階に分けて設置するものとする。

各レベルの積込口は、50 m²程度のポケットを設け、各口から断続的に運ばれてくる原炭を出来るだけ定量的にベルトコンベアに供給するものとする。フィーダは定量的に原炭のフィーダが可能なチェーンフィーダを設置するものとする。(Table 1-15 Fig 1-17)

Table 1-15 各段階における斜坑ベルト仕様

項目 \ ステージ	第1期斜坑B.C.	第2期斜坑B.C.	第3期斜坑B.C.
運 搬 箇 所	坑口～+120L	坑口～-10L	坑口～-200L
水 平 機 長 m	822	1,464	2,106
垂 直 揚 程 m	205	365	525
駆 動 方 式	タンデム式	タンデム式	タンデム式
運 搬 量 t/h	400	400	400
ベルト速度 m/min	140	140	140
ベ ル ト 巾 m	750	750	750
最 大 張 力 kg	16,490	27,500	38,580
使 用 ベ ル ト	ST-2,600 (ST-1,600)	ST-2,600	ST-4,000
カバーゴム厚さ種類	5×5, 難燃性	5×5, 難燃性	5×5, 難燃性

4.2.2 雑炭の運搬

水平坑道の運搬は機関車とダンプカーによるものとした。

(1) 運搬量

沿層出炭量は、年間130千t (86,770 m³/年×1.5 t/m³)で、1日当りの運搬量は出炭の変動による増加率を30%とすると、

$$\frac{130,000 \text{ t} \times 1.3}{300} = 563 \text{ t/日}$$

1日当りの運搬車数

$$563 \div 2 = 282 \text{ 車}$$

(2) ダンプカー台数

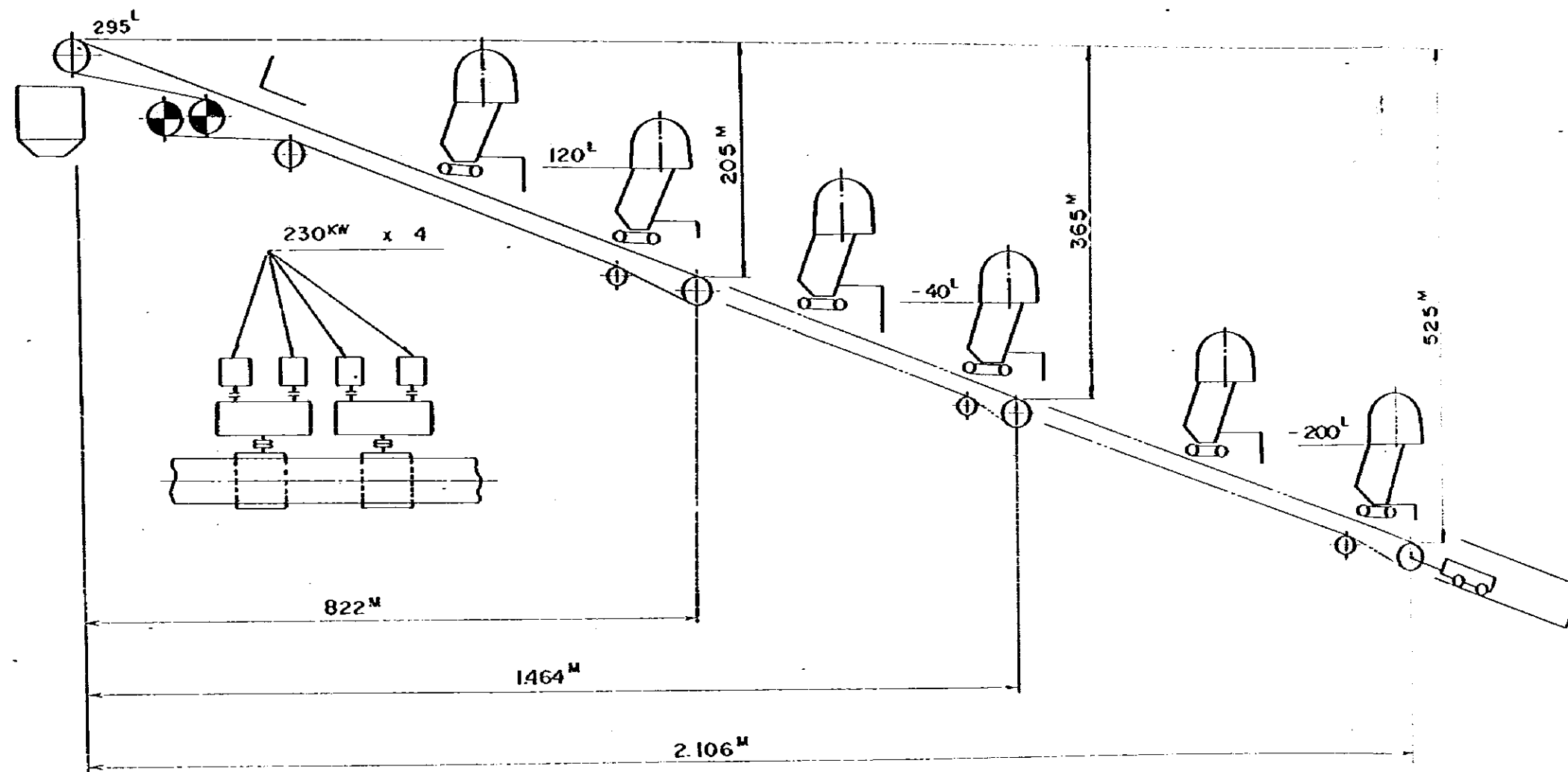
雑炭を運搬するダンプカーの回転率を2.0回/日 とすると

$$282 \text{ 車/日} \div 2 \text{ 回/日} = 141 \text{ 両}$$

予備台数を約30%として、合計180両とする。

4.3 研，材料の運搬

研は、坑内岩石坑道で鋼車に積まれ水平坑道は蓄電池機関車で牽引され斜坑へ到る。斜坑は捲揚機により坑口まで捲き上げられる。



	1ST	2ND	3RD
CAPACITY T/H	400	400	400
KILOWATT OF ELECTRIC MOTOR	230 x 2	230 x 3	230 x 4
APPLICATED BELT	ST-2600	ST-2600	ST-4000

Fig. 1-17 LAYOUT OF INCLINE BELT CONVEYOR

坑口水平部は、再び蓄電池機関車で牽引され研捨て箇所へ運ばれる。

材料は、研を空けた空車の一部を、材料置場へ回送し、坑木、鋼棒等を積み、研と反対の方向に輸送する。

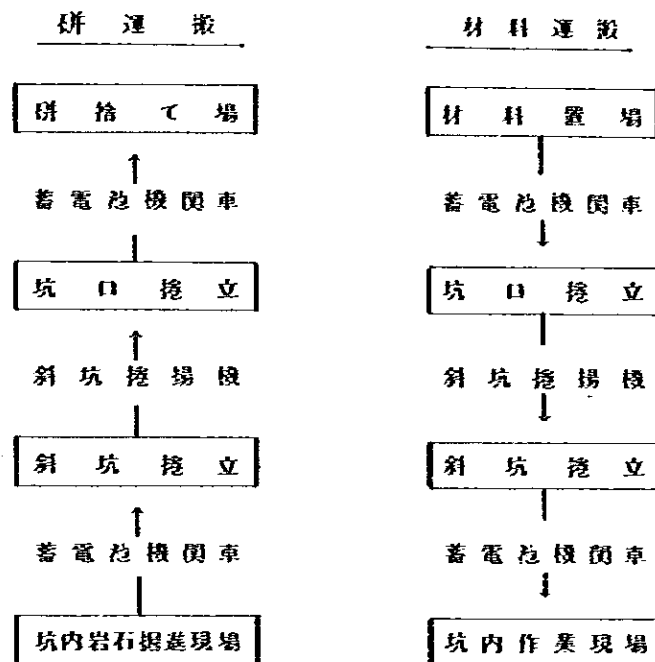


Fig 1-18 研，材料運搬系統

4.3.1 出研運搬量

出研運搬量は、1990年で計算する。

(1) 1日当りの出研量

年間出研量約81,000 m^3 で一日当りの出研量は平均値の30%が変動するものとして、

$$\frac{81,000 m^3 \times 1.3}{300 \text{ 日/年}} = 351 m^3/\text{日}$$

(2) 1日当りの運搬車数

鋼車は2 m^3 容量のものを使用するものとして

$$351 m^3/\text{日} \div 2 m^3/\text{車} = 175.5 \div 180 \text{ 車/日}$$

(3) 鋼車台数

鋼車の回転率を1.2回/日として、研用鋼車の台数は、

$$180 \text{ 車/日} \div 1.2 \text{ 回/日} = 150 \text{ 両}$$

予備台数を約20%として、合計180両とする。

4.3.2 材料運搬量

材料運搬量は、1987年の坑木搬入量、及び1987年の鋼枠搬入で計画する。

(1) 1日当りの材料運搬量

坑 木 量 15,500 m^3 /年

鋼 枠 量 6,500 組/年

1日当りの材料搬入量は、平均値の30%が変動するものとして

坑 木 量 67 m^3 /日

鋼 枠 量 28 組/日

(2) 1日当りの運搬車数

坑木は、鋼車(2 m^3)に、1.2 m^3 積み込み可能であるので

$$67 \text{ } m^3/\text{日} \div 1.2 \text{ } m^3/\text{車} = 56 \text{ 車/日}$$

鋼枠は、鋼車2両を連結して3組を積み込む

$$28 \text{ 組/日} \div 3 \text{ 組/2 車} = 20 \text{ 車/日}$$

(3) 鋼車台数

鋼車の回転率を0.7回/日として、材料用鋼車の台数は

$$(56 + 20) \div 0.7 = 109 \text{ 車}$$

予備台数を約20%として、合計130車とする。

4.3.3 斜坑運搬

斜坑捲揚機は、人車と材料、研車の捲揚、捲卸を兼用で行う。

(1) 操作時間

操作時間は、人車の付替、運行時間を各2時間とし、研、材料、空車を運行させる時間は下記とした。

中 食 時 間 1時間

役 動 時 間 3時間

(2) 1日当り斜坑操車数

1日当り斜坑での、研、材料車等の操車数は総材車を30車とし下記とする。

捲揚車数

研 車 180 車

総 材 車 30 車

計 210 車

捲卸車数

鋼 枠 20 車

坑 木 56 車

機 材 車	30車
空 車	104車
計	210車

(3) 斜坑捲揚機的能力

捲揚車数の定函、ロープ速度は、運搬現場が深部へ移行してゆくに従い輸送能力を減少させないように増加させる。

捲揚機の稼働率を60%、定函は研を捲揚るものとして計画し下表に示す。

Table 1-16 斜坑捲揚機的能力及び必要台数

	315L~200L	315L~0L	315L~-120L	315L~-200L
ロープ速度 m/min	160	200	240	240
捲揚車数/回 (定函)	7	7	9	9
1サイクル所要時間 (秒)	951	1,128	1,281	1,419
実稼働時間	3H×3,600S/H×4方=43,200S/日			
稼働率	0.60	0.60	0.60	0.60
捲揚車数	190	160	141	127
捲揚機台数	1.10÷2	1.31÷2	1.48÷2	1.65÷2

4.4 機関車

機関車としては、トロリー式、蓄電式、ディーゼル等が石炭鉱山で多く使用されている。

本計画では、運搬距離があまり長くない、通気量がそれほど多くないので、保守の容易さ、保安面からの安全度が大きいこと等により蓄電池機関車を使用する。機体重量については、捲車数、坑道断面の大きさを考慮して6T車とした。

(1) 蓄電池機関車の仕様

蓄電池機関車の仕様は下記とする。

仕 様

重 量	6,000kg
牽 引 力	1,000kg
運 行 速 度	7 KM/H
電動機出力	2×10kW
蓄電池電圧	96V
蓄電池容量	496A・H

(2) 台 数

6 Tの蓄電池機関車の定数は、炭車20両、研車15両、空車・材料車25両とし、一日の運行量を研車1.5回/方、炭車(雑炭)は2回/方、材料車は1.5回/方とすると、機関車台数は

研 車 用	$180 \text{ 車/日} \div (4 \text{ 方/日} \times 15 \text{ 両/回} \times 1.5 \text{ 回/方}) =$	2 台
炭 車 用	$282 \text{ 車/日} \div (4 \text{ 方/日} \times 20 \text{ 両/回} \times 2 \text{ 回/方}) \div$	2 台
材料車用	$88 \text{ 車/日} \div (4 \text{ 方/日} \times 25 \text{ 両/回} \times 1.5 \text{ 回/方}) =$	1 台
坑 外 用	(研車+材料車)	= 3 台
予 備		4 台
計		12 台

(3) 配 置

機関車の配置は

		稼働	予備
採炭箇所	3レベル	3台	3台
掘進箇所	2レベル	2台	
坑 外	研 捨 場	1台	1台
	材料置場	2台	

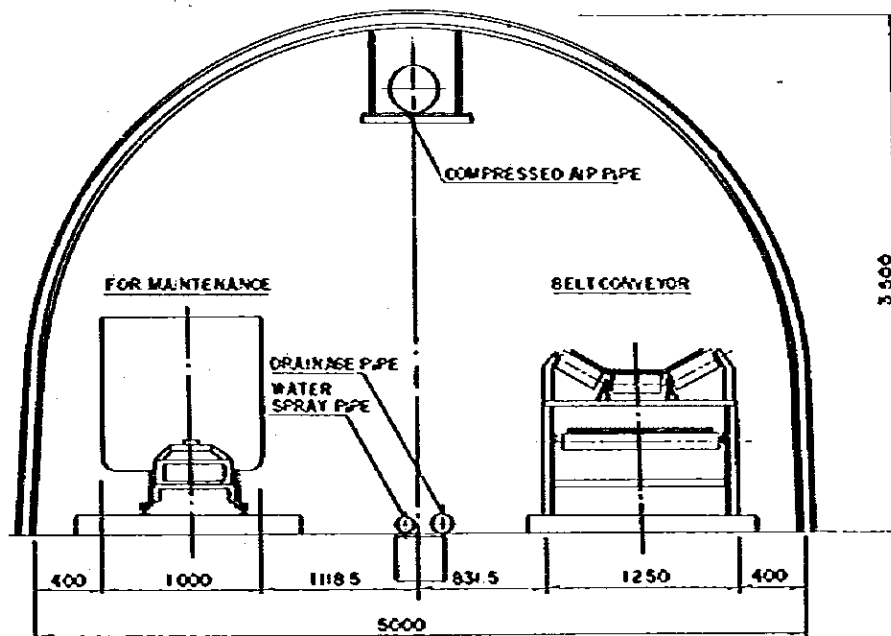
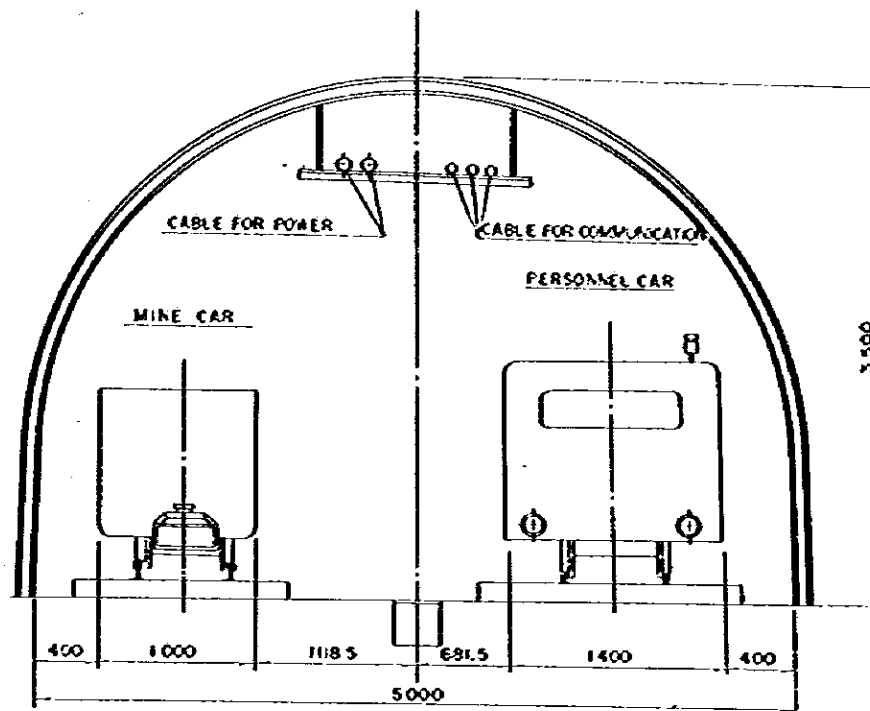


Fig. 1-19 CROSS SECTION OF CENTRAL INCLINE

5. 保安計画

5.1 通気計画

5.1.1 通気系統

Block-1 開坑当初は中央斜坑の一方を入気、他方を排気としたいいわゆる中央式通気系とするが、深部移行に伴なう、所定の通気量確保の困難化をカバーする為、逐次、Blockの南北西サイドに、排気専用斜坑を設け中央斜坑は2本共入気とした対偶式通気系に変更する。

5.1.2 代表的通気モデル

通気系統は坑内の展開にともない、逐次変化していくものであるが、本計画では、一応、次の3つのケースを想定して検討を加えた。

CASE-1 (1990年) +160L~+120L間のC層採炭払
+120L~+80L 間のA層採炭払とA層予備切羽……
(Fig1-20)

CASE-2 (1995年) 0L~-40L 間のC層採炭払
-40L~-80L間のA層採炭払とA層予備切羽
CASE-2において中央式通気の場合をCASE-2A
対偶式通気の場合をCASE-2Bとする……
(Fig1-21, 1-22)

CASE-3 (2005年) -120L~-160L間のC層採炭払
-160L~-200L間のA層採炭払とA層予備切羽……
(Fig1-23)

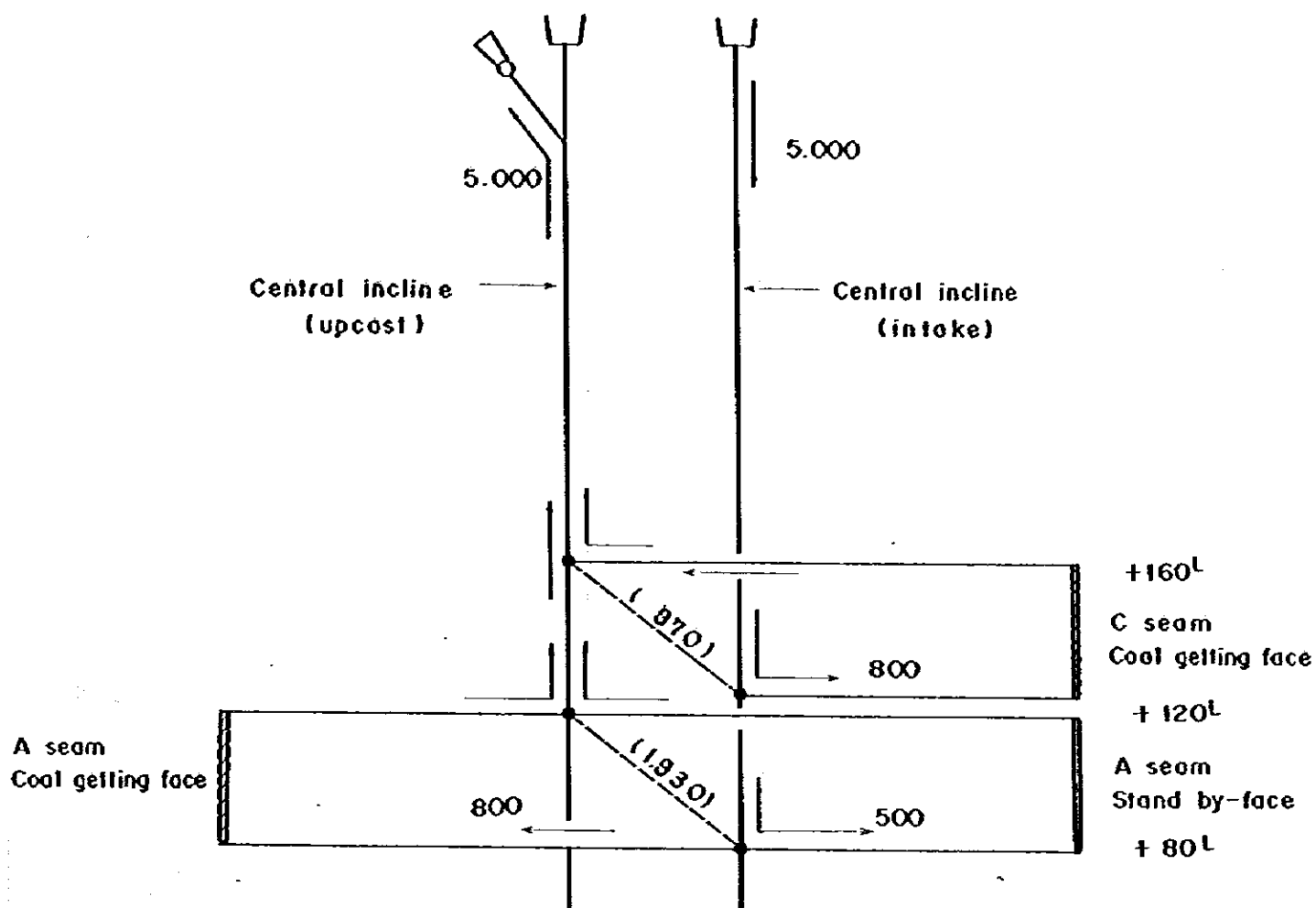
5.1.3 所要通気量

5.1.2でしめした4つのCASEにおいて、採炭切羽の所要通気量を發行払に各 $800\text{ m}^3/\text{min}$ 計 $1,600\text{ m}^3/\text{min}$ 、予備切羽に $500\text{ m}^3/\text{min}$ 、合計 $2,100\text{ m}^3$ とする。日本では通常、ガス湧出のある切羽では自走採切羽で $300\sim1,000\text{ m}^3/\text{min}$ 、単柱切羽で $600\sim800\text{ m}^3/\text{min}$ 程度である。

全通気量に対する採炭切羽通気量の割合は、通気系の比較的単純な間(原則として中央式通気の可能な期間)は40~50%、坑内展開が進んだ段階(原則として対偶式通気となる期間)では35%程度とする。したがって、全通気量は前者 $5,000\text{ m}^3/\text{min}$ 、後者で $6,000\text{ m}^3/\text{min}$ とした。

5.1.4 通気計算

各ケース毎に通気回路を作成し、各分枝毎の通気量、坑道比抵抗からそれぞれの負圧を求める。それらの負圧の合計が最も大きくなる所をもって全体の通気負圧とする。並行に入る回路



Legend

5,000 ——— Air quantity : m^3/min

(970) ——— Leakage (quantity : m^3/min)


 ——— Main fan

Fig. 1-20 VENTILATION NETWORK(CASE-1)

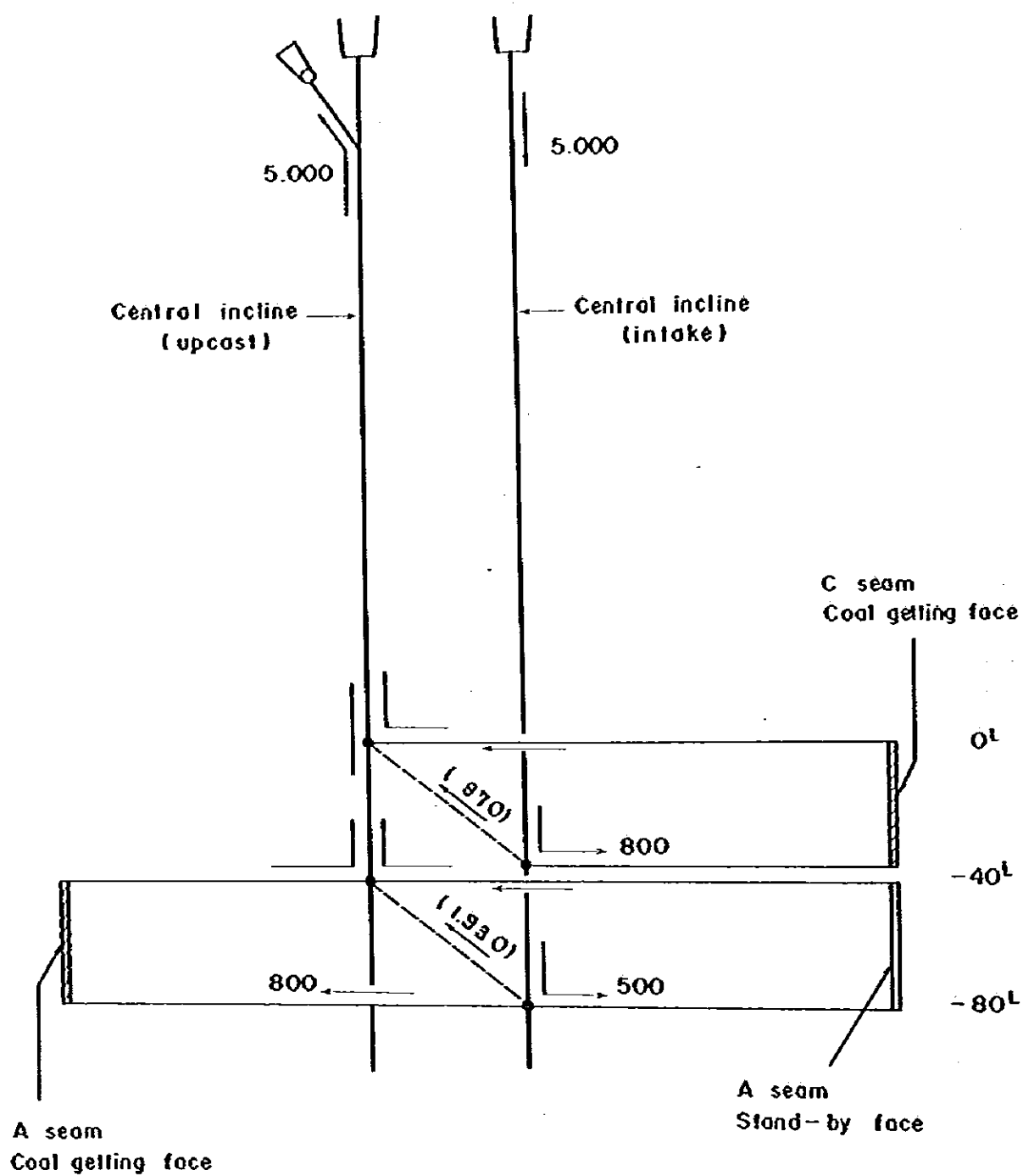


Fig. 1-21 VENTILATION NETWORK(CASE-2A)

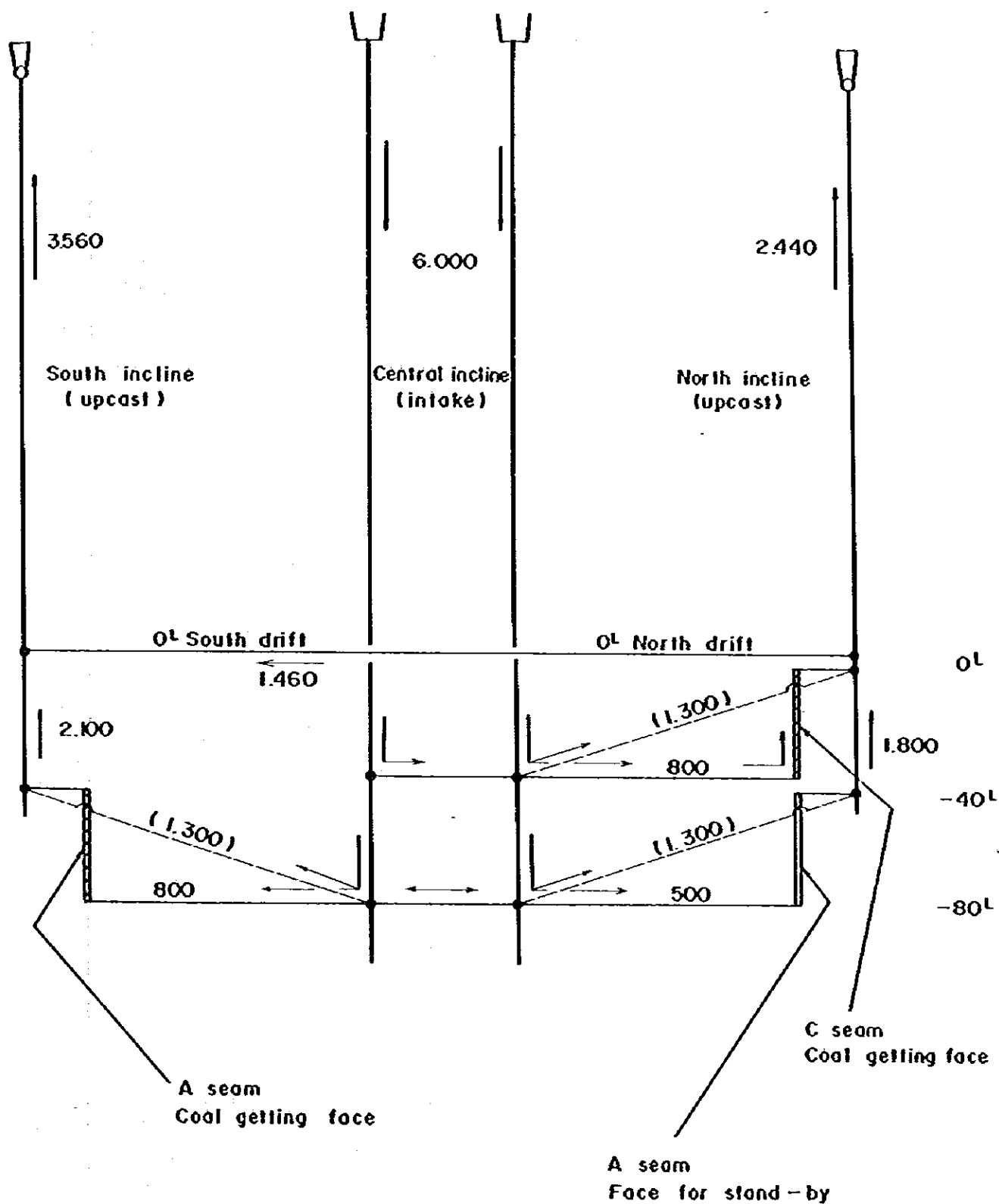


Fig. 1-22 VENTILATION NETWORK(CASE-2B)

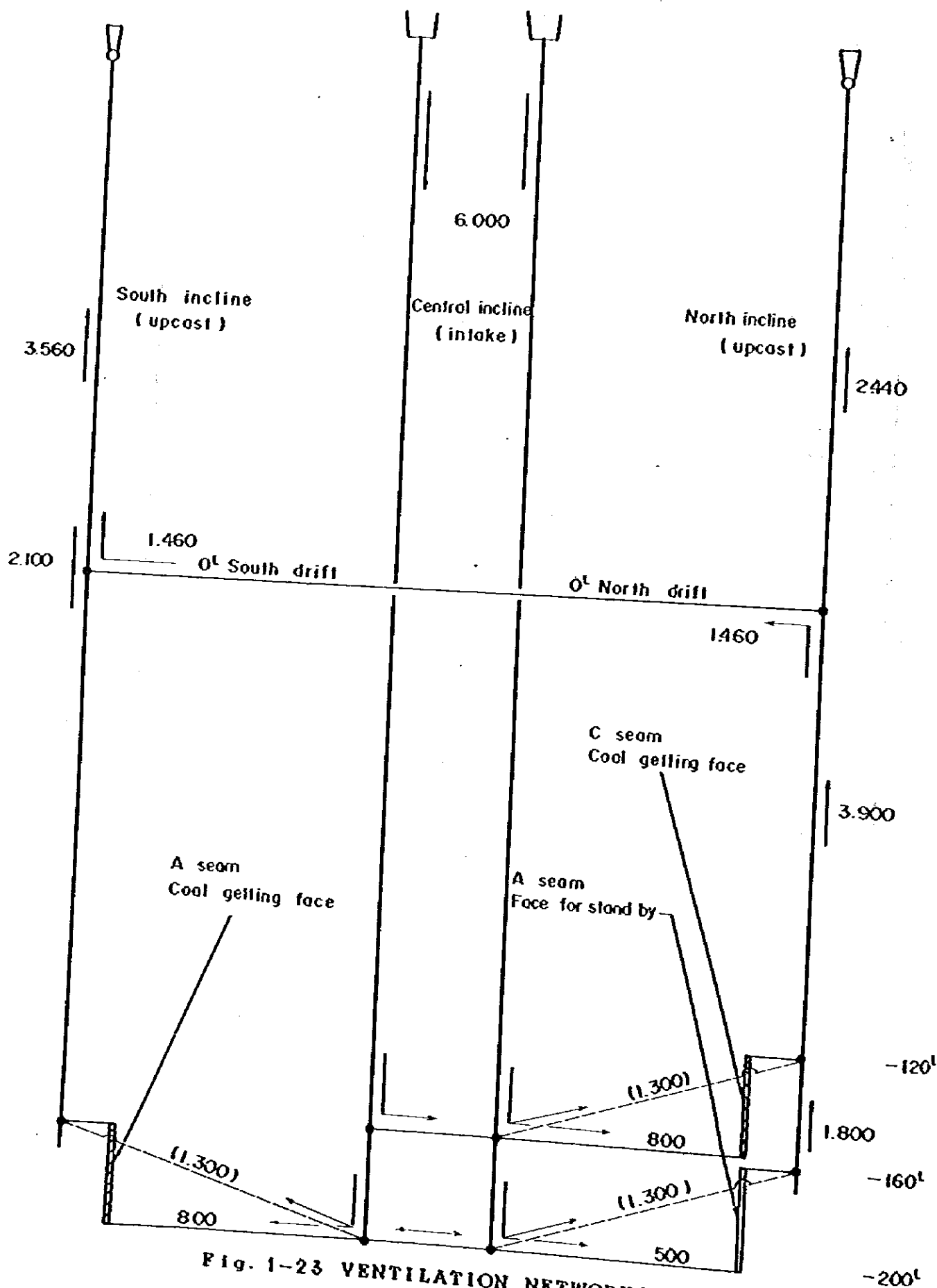


Fig. 1-23 VENTILATION NETWORK (CASE-3)

で抵抗が小さい部分には、並列部分の最大負圧にあわせて適当な坑道抵抗を加える。本計算では圧力ならびに、温度に起因する空気密度の変化あるいは、水の蒸発に基づく通気量の補正等は考慮外としている。

坑道規格別の通気比抵抗値を Table 1-17 にしめす。

Table 1-17 坑道別通気比抵抗値

	(㎡) 掘さく 断 面	(㎡) 有効断面	実効係数	(㎡) F 実効断面	(m) U 坑 道 長	K 摩擦係数	μ 1000m あたり 比抵抗値	通 用 坑 道
5.0mアーチ	1802	1482	1.0	1482	150	0.0015	691	中央斜坑 №1 南部斜坑
			0.9	13338			948	中央斜坑 (ベスト斜坑)
4.5mアーチ	1446	1205	1.0	1205	1375	0.0015	1179	水平基幹岩石坑道 №1 北部斜坑
			0.9	10845			1617	
4.2mアーチ	1283	1058	1.0	1058	1286	0.0015	1629	
			0.9	9522			2234	立入 片磐坑道
24m×24m	828	572	0.9	5148	982	0.0025	1799	ゲート坑道
			0.6	3432			6073	厚柱松
36m×24m	1161	828	1.0	828	1224	0.0025	539	
			0.5	414			4312	白走松松

注：1,000mあたりの抵抗値(μ)は次式によってもとめた。

$$\mu = 1,000 \times K \times \frac{1,000 \times U}{F^3}$$

K：摩擦係数

U：坑道周辺長(m)

F：実効断面積(㎡)

5.1.2でしめした4通りのCASEについて、それぞれ計算した結果を Table 1-18 にしめす。

CASE-2については、A. 中央式通気、B. 対偶式通気の両方について計算した。中央式通気(CASE-2A)では、扇風機負圧が200mmAqに達することが予想される。一般的に扇風機負圧が200mmAqを超えることは好ましくない。また、深部展開にともない、総通気量を増大させることが必要であるので、10年目前後を目途にそれ以降は、北部排気斜坑、南部排気斜坑を新設して、対偶式通気に切替えるものとする。

Table1-18 通気計算結果

CASE	主要排気坑名	所要風量 (m^3/min)	所要負圧 ($mm Aq$)	等積孔 (m)	通気方式
CASE-1	中央斜坑排気	5000	1214	287	中央式
CASE-2A	中央斜坑排気	5000	2002	224	中央式
CASE-2B	南部排気斜坑	3480	839	241	対偶式
	北部排気斜坑	2520	841	174	
CASE-3	南部排気斜坑	3480	1266	196	対偶式
	北部排気斜坑	2520	1264	142	

注：対偶式通気(CASE-2B, CASE-3)については、南部排気斜坑、北部排気斜坑の両主要扇風機の負荷がほぼ等しくなるように風量を決定した。

5.1.5 通気設備

主要扇風機は、採掘箇所の産熱化に対応するため風量、風圧を変化させる必要があること、消費電力が比較的大きいので効率がよいこと等を考慮して軸流プロペラ型を選定する。また、Table1-18の結果より、若干の余裕を考慮し、風量 $4,000 m^3/min$ 、負圧 $250 mm Aq$ 程度のもので2台を用意し、当初(中央式通気)は2台の並列運転とし、対偶式通気移行時に分離して設置する。

必要を動力は下記に示す計算式によりもとめる。

$$P = \frac{Q \times h}{6120 \times \eta}$$

P：総動力 kW

Q：風量 $4,000 m^3/min$

h：負圧 $250 mm Aq$

η ：効率 0.85

$P=192.2 kW$ が得られるが、電動機効率を85%として電動機動力は $250 kW$ とする。

主要扇風機仕様

▼ 型式	MITSUBISHI 軸流二段プロペラ型扇風機
▼ 風量	$4,000 m^3/min$
▼ 風圧	$250 mm Aq$
▼ ピッチ	10ピッチ
▼ 電動機	$250 kW$

5.2 排水計画

5.2.1 湧水量

排水設備容量決定の基礎となる湧水量は、実際に坑内の採掘が始まらなければ正確に判明しない。既存の採掘区域においては、湧水は殆んどなくサンドフィリングによる疏送用の水の排水が行なわれているにすぎない。しかし本計画ではLunto川の下部も、適当な防水炭柱は残すものの、採掘対象に含めているので、一応 $3 \text{ m}^3/\text{min}$ 程度の湧水があるものとして、排水設備を計画する。

5.2.2 排水設備

主要排水設備は、最終計画深度を4分割して、+200L, +40L, -80L, -200Lに設ける。ポンプ3台(1台は予備)、 60 m^3 のバックおよび自動運転装置を設備するが、ポンプは型式容量同一のものを選定する。

水の pH は 6.5～8.0 程度で、特に材質などに考慮ははらわないものとする。

▼ 主要ポンプ設計

$$\text{管路抵抗} \quad h = \lambda \frac{v^2}{2 \cdot g} \frac{L}{d}$$

h : 管路抵抗 m

λ : 管摩擦係数 $250 \text{ mm} \cdots 0.024, 100 \text{ mm} \cdots 0.026$

v : 流速 m/s

g : 重力の加速度 9.8 m/s^2

L : 管路の長さ m

d : 管の内径 m

毎分 $3 \text{ m}^3/\text{min}$ の湧水を、稼働率 60%, 2 台のポンプで揚水するとすれば 1 台のポンプ容量は $3 \text{ m}^3/\text{min} \div 0.6 \div 2 = 2.5 \text{ m}^3/\text{min}$ を要する。

管路中におけるバルブ曲り等の等価長さ 10% とすると、管路抵抗は

$$h = 0.024 \times \frac{1.7^2}{2 \times 9.8} \times \frac{600 \times 1.1}{0.25} = 9.3 \text{ m} \approx 10 \text{ m}$$

ポンプの揚程は、実揚程 + 管路抵抗 + 余裕 $120 + 10 + 20 = 150 \text{ m}$ とする。

ポンプ動力は

$$P = \frac{Q \cdot H}{6120 \times \eta}$$

P : 水動力 kW

Q : 揚 量 $2,500 \text{ L/min}$

H : 揚 程 150 m

η : 効 率 0.6 ~ 0.7 (0.65)

$P = 94.3 \text{ kW}$ 電動機出力は 効率 0.85 とすると

$$94.3 \div 0.85 = 110.9 \div 110 \text{ kW}$$

▼ 主要ポンプ仕様

型 式	巻巻式ポリユートポンプ
揚 程	150 m
揚 量	2.5 m ³ /min
電動機出力	110 kW

排水管は主要幹線の斜坑 250 mm ϕ 、各水平坑道 100 mm ϕ とし、管種SGPビクトリックジョイントにより接続し、1,000 m間隔にバルブを設置する。水平部の配管は深度が移行するにしたがい撤去して、一部廃却精給後布設する。

5.3 保安対策

5.3.1 可燃性ガス

現在の採掘区域では可燃性ガスは殆んど検出されないが、深部移行に伴なりガス湧出の増加は当然予想すべきと考える。したがって、次のような基本的ガス対策は最低限考慮することとする。

- (1) それぞれの区画の採炭路は速やかに密閉を施し、気流中への可燃性ガスの滲出を抑える。
- (2) 採炭路への分流はそれぞれ独立させ、二重通気を禁止する。
- (3) 主要作業箇所またはその近辺へのガス自動警報器の設置

5.3.2 炭じん

炭じんは、作業環境を損うばかりでなく、火源の存在または衝撃により爆発する危険性を有するものである。特に、可燃性ガスと共存する場合、その危険性は極めて大きなものとなる。したがって、次のような炭じん抑制対策は是非考慮されなければならない。

- (1) 炭じんの発生源（採炭、掘進、その他作業場およびその周辺）には撒水設備を設置する。

ドラムシェアラーのドラムは撒水装置付きのものとし、切削時の炭じん発生を抑制する。

- (2) 炭じんの堆積しやすい場所には、岩粉撒布、撒水を十分に実施する。

5.3.3 自然発火

自然発火は炭質によってその発生のしかたに差はあるが、本質的には石炭の酸化熱の蓄積に起因するものである。予防対策としては一般的に、①完全採掘、②十分な通気量の確保、③通気の完全遮断（密閉）などが実施されているが、本計画では炭層の影縮の変化が大きいため①は実技上困難である。したがって自然発火予防対策としては、利用坑道における十分な通気量の確保（酸化熱の速やかな放散）と採掘路の完全密閉（酸素欠乏による酸化の進行防止）

を心がけることとする。その他原則として、後退式採掘法の採用、扇風機負圧の適正化等をはかることが重要である。

日本においては、密閉、自然発火発生の際の消火手段として、流送充填による方法が一般化していて、自然発火対策として大きく貢献しているが、本計画では、一応、設備投資計画からは除外する。

5.4 保安設備

5.4.1 撒水兼消火用水設備

撒水兼消火用水には噴霧ノズルを使用する関係から清水を用いる。その必要水量の内訳を下記に示す。

撒水量	ドラムシェアラ	40 L/min×2	80 L/min
	圧力水用ポンプ	60	60
	切羽撒水	100	100
	計		240 L/min
消火用水量	1ヶ所（緊急時切替）		200 L/min

300 L/min程度が送水可能な設備とする。また圧力については使用現場で7 kg/cm²程度にするべく適当な箇所へ減圧弁を切り込むものとする。

配管は、主要坑道100 mm ϕ 、その他水平坑道50 mm ϕ 、採炭払内25 mm ϕ とし、頻繁な移設が必要になることから、接手にはビクトリックジョイントを使用する。

貯水タンクとして、坑口周辺の適当な箇所に200 m³の鋼製タンクを設ける。

5.4.2 坑内ガス測定装置

坑内気流中のメタンガス濃度を検知するセンサーを適当な箇所に設置し、その値を電圧に変換して坑外集中監視室に数値で表示するようにする。一定濃度1.5 %を超えると警報を発するように設定する。

センサー設置箇所は、採炭箇所の排気側3ヶ所、沿層掘進箇所10ヶ所の計13ヶ所とする。

5.4.3 通信設備

通信設備として、電話装置および誘導無線装置を設ける。

▼ 電話装置

電話装置は、坑外20回線、坑内30回線を準備し、各作業現場間の連絡を行なう。

交換器はダイヤル式自動型、電話器は坑外普通型とする。

▼ 誘導無線装置

災害時の退避命令、作業上の各種連絡のため、誘導無線装置を設置する。親局を坑外事務所に、子局は作業管理者が持ち歩き、必要に応じて親局から子局、子局から親局への連絡をpush talking方式で行なうものとする。誘導線は坑内坑道全域に布設し、一般

坑道は、ビニール被覆線、採炭払は裸鉄線を用いる。

5.4.4 集中監視室

集中監視室のグラフィック板上に電灯の点滅により、使用機械の稼働あるいは停止の状態にあることを表示する。標準機器は、ドラムシェアラ－2、斜坑B.C.1、主要排水設備5、空気圧縮機4、主要通気戸門15、以上、計27とする。また負荷状況等を知る必要のある機械については、指示記号計を取り付けるものとする。指示項目は下記のとおり。

主要扇風機 全圧、回転数

コンプレッサー 圧力、流量

主要排水ポンプ 圧力、流量

6. 坑外設備

6.1 圧縮空気設備

気流中の可燃性ガス濃度が高い箇所では、保安上圧縮空気を動力として使用するのが望ましいが、既存区域においては可燃性ガスは殆んど検出されないので、本計画の使用機器は主に電気動力によるものを選定する。したがって、圧縮空気を使用する機材は圧気動が適しているハンマー類に限った。

圧縮空気使用機器の種類、台数、圧気使用量などをTable1-19に示す。

Table1-19 圧縮空気使用量

機 器 名	使用台数	1台あたり 空気消費量 (m^3/min)	同時使用率	負 荷 率	空気消費量 (m^3/min)
局 部 扇 風 機	10	42	1.0	0.9	37.8
ショベルハンマー	60	3	0.05	1.0	9
コーンピック	20	1.2	0.05	1.0	1.2
スクレーパーローダー用 エアホース	5	15	0.2	0.7	10.5
エアオーガ	10	2	0.05	1.0	1
ボーリングマシン	2	15	0.1	1.0	3
そ の 他	—	—	—	—	10
					72.5

漏気量を30%とすると、総空気使用量は $104\text{m}^3/\text{min}$ になり、これをもとに圧縮機の選定を行なう。空気圧縮機には、往復動型と回転型がある。本計画における総空気使用量は比較的小さいので、機材が大きく高価ではあるが、容量の変化が可能で、効率のよい往復動型圧縮機が適当であるので、これを選定することとし、稼働1台、予備1台の計2台を設置する。主要仕様は下記のとおり。

圧縮機の仕様

▼ 型 式	バランス型往復動2段圧縮機	
▼ 吐出量	ピストンデスプレースノット	$145\text{m}^3/\text{min}$
	実吐出量	$115\text{m}^3/\text{min}$
▼ 吐出圧力	$7\text{kg}/\text{cm}^2$	
▼ 電動機	670kW	
▼ 冷却水量	$1\text{m}^3/\text{min}$	
▼ 吐出管径	200mm	

▼ 吸引管径 300 mm

坑外から使用現場までの圧縮空気用配管は、次の条件で考える。

▼ 斜坑主要配管路の流量は 120 m³/min とする。

▼ 水平主幹配管路（水平基幹岩石坑道，立入）の流量は 60 m³/min とする。

▼ 枝管路（沿解坑道，採炭坑内）の流量は 20 m³/min とする。

▼ 管路損失は 1 km で 0.1 kg/cm³ 程度とする。

▼ 接手はビクトリックジョイント，バルブは 1,000 m に 1 個の割合で布設する。

管径については管路損失が 1 km で 0.1 kg/cm³ 以下になるように，斜坑主要配管路，水平主幹配管路，枝管路ごとにそれぞれ選択する。一般に管路損失は次にしめす関係式によって得られる。

$$Pr = \lambda \frac{v^2 \times L}{2g \times D} \times r$$

Pr : 管路損失 (kg/cm³)

λ : 管の摩擦係数

v : 流体の流速 (m/sec)

g : 重力の加速度 9.8 m/sec²

L : 管の長さ (m)

D : 管の直径 (m)

r : 空気の比重 (kg/m³)

斜坑主要配管は 200 mm 鋼管を使用する。このとき $\lambda = 0.00392$ で 1,000 m（曲管，バルブ損出を 10% 等価長とする）あたりの管路損出は

$$Pr = 0.00392 \times \frac{9.8^2 \times 1000 \times 1.1}{2 \times 9.8 \times 0.200} \times 7.8 = 824 \text{ kg/m}^3$$

0.08 kg/cm³ で 0.1 kg/cm³ 以下である。

水平主幹配管は，150 mm 鋼管を使用する。 λ は 0.00432

$$Pr = 0.00432 \times \frac{7.3^2 \times 1000 \times 1.1}{2 \times 9.8 \times 0.150} \times 7.8 = 672 \text{ kg/m}^3$$

0.07 kg/cm³ < 0.1 kg/cm³

枝管路は 100 mm 鋼管を使用する。 λ は 0.00513

$$Pr = 0.00513 \times \frac{5.4^2 \times 1000 \times 1.1}{2 \times 9.8 \times 0.1} \times 7.8 = 655 \text{ kg/m}^3$$

0.07 kg/cm³ < 0.1 kg/cm³

6.2 電気設備

本計画の坑口附近に 6,000V の送電線が設置されているので、この線から分岐をとり受電するものとする。

坑外は、大型揚機が坑口附近に集中していることにより電圧降下が少ないので、変圧器により 3,000V に降圧し配線する。配線系統は 3 系統とし、扇風機用配線は、保安上の点から他の揚機の故障により停電しないよう独立配線とする。他は運搬系統と圧縮機系統に分けて配線する。

坑内配線は電圧降下を避けるため 6,000V 2 系統とし、各使用現場に power pack を設け、必要な電圧、電流を得るものとする。系統は生産を主体とするものと保安を主体とするものに分ける。

坑外電気設備および坑内電気設備をそれぞれ Table 1-20, Table 1-21 にしめす。坑内、坑外の設備容量の合計は $4,800 + 5,000 = 9,800 \text{ kW}$ である。これを 50%, すなわち約 5,000 kW を最大電力需要量とする。全体の配電系統図を Fig 1-24 にしめす。

Table 1-20 坑 外 電 気 設 備

機 器 名	電動機容量 (kW)	機 器 名	電動機容量 (kW)
コンプレッサー × 2	1,340	主要扇風機 × 2	500
主要揚機 × 2	1,300	選 炭 機	250
ベルト斜坑保守用揚機	150	修 理 工 場	150
トランクベルトコンベアー	920	そ の 他	190
		合 計	4,800

Table 1-21 坑 内 電 気 設 備

機 器 名	電動機容量 (kW)	機 器 名	電動機容量 (kW)
自 走 幹 線	750	そ の 他 坑 内	3,580
ドラムシャフター	200	主要排水ポンプ (×5)	1,100
ハイドロリックポンプ	75	サイドダンプローダー (×17)	1,190
フェイスコンベアー	180	バッテリーチャージャー (×5)	200
ステージローダー	70	セクション排水ポンプ (×10)	75
コネクションベルトコンベアー (×2)	30	局部扇風機 (×10)	40
セクションベルトコンベアー (×5)	150	ラ ン プ	50
そ の 他	45	75 kW ホイスト (×3)	225
単 柱 線	670	10 kW ホイスト (×40)	400
ドラムシャフター	200	そ の 他	300
フェイスコンベアー	180	合 計	5,000
コネクションベルトコンベアー (×2)	30		
セクションベルトコンベアー (×5)	150		
そ の 他	110		

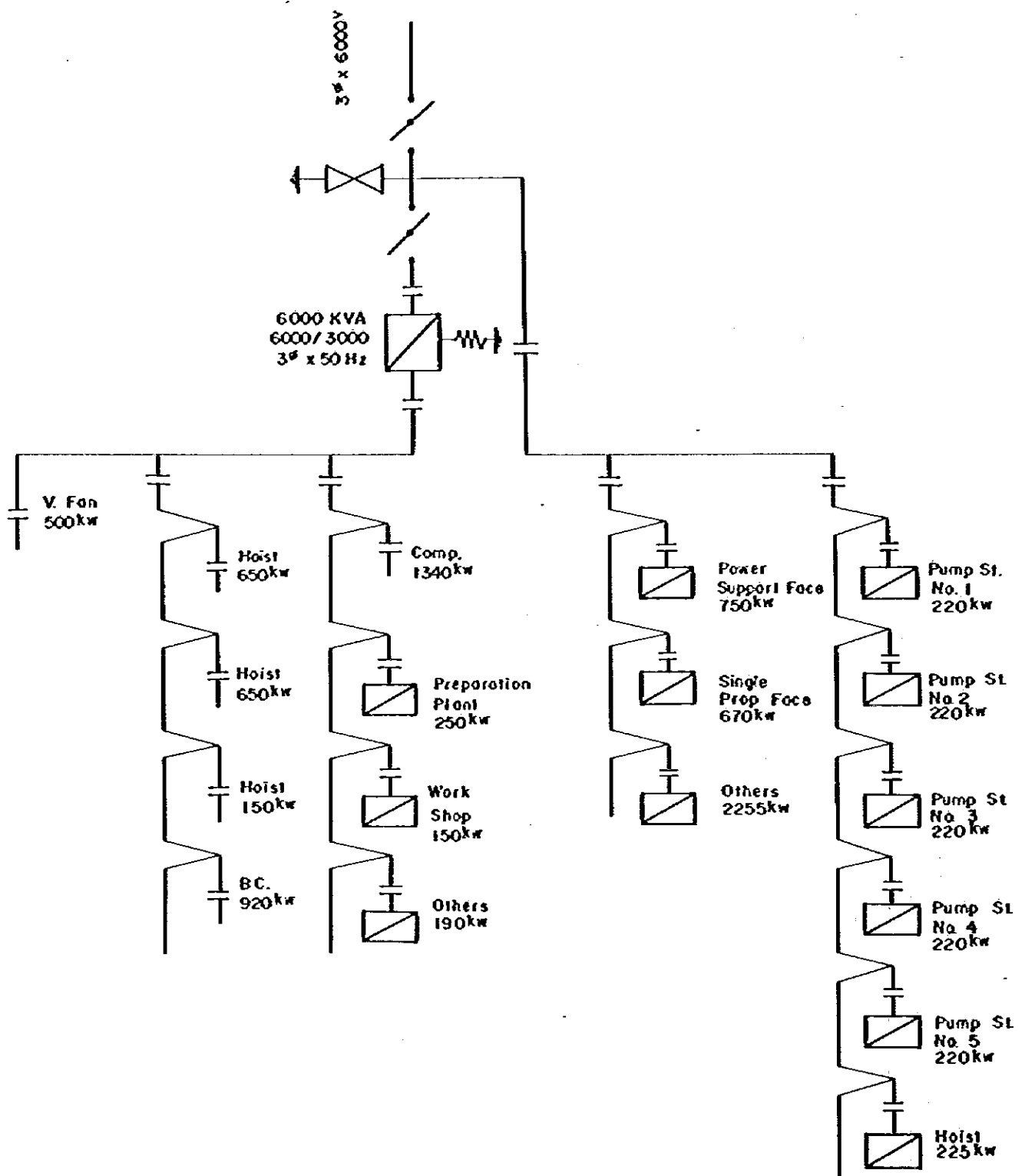


Fig. 1-24 SKELTON DIAGRAM OF ELECTRIC POWER SYSTEM

6.3 選炭設備

本計画では採炭はすべてドラムシェアラーにより行なわれる。炭層の状態によっては、上下層の一部を切さくする場合も考えられるので所定の品質を確保するためには選炭が必要と考える。

現状の選炭設備における資料より、炭分と研の分離は比較的容易であることが推定されるので、追加する選炭設備はJIGによる水洗を主体としたものとする。

操業時間は3万24時間、そのうち2万16時間は設備運転、整備は1万8時間とする。

各装置の能力については次のように考える。

▼ 原炭ビン……およそ1万分の原炭1,000tを保持可能なものとし、それ以上の貯炭を必要とするときは屋外貯炭を行う。

▼ シグ……準備1時間として稼働時間15時間とすると $2,120t \div 15 = 141t/h$ 原炭処理能力は150t/hとする。

▼ ベルトコンベア……精炭150t/h、研50t/h、中間物20t/hの運搬能力が必要であるが、ベルト巾はすべて600mmの同一のものを使用し、ベルト速度を変更させることによって、これに対応するものとする。

▼ クラッシャー……ダブルロール型で20t/hを-30mmに破砕するものとする。

▼ 研ビン……研は1万分約100m³を保持可能なものとする。

選炭設備のフローシートをFig 1-25に、各装置の配置および主要仕様をそれぞれFig 1-26、Table 1-22に示す。

Table 1-22 選炭設備各装置の主要仕様

名 称	台数	仕 様
ベルトコンベア-(R)	1	運搬量400t/h、巾750mm、長さ110m、電動機22kw、鉄片除去機付
原炭ビン	1	容量1,000m ³ 、15mφ×8m鉄筋コンクリート製
原炭ビンフィーダー	1	給炭量150t/h、ハンガー型、電動機1.5kw×2台
ベルトコンベア-(F)	1	運搬量150t/h、巾600mm、長さ40m、揚程3m、電動機3.7kw
ベルトフィーダー	1	給炭量150t/h、巾1,800mm、長さ7m、揚程2m、電動機7.5kw
タカブジグ	1	2室式タカブジグ、容量150t/h、巾3m、長さ7m、電動機、バルブ用3.7kw、ゲート0.75kw
シープバンド	1	ウェッジ2×5mm、スキ間0.5mm
ロールクラッシャー	1	ダブルロール型、容量20t/h、電動機15kw
ベルトコンベア-(M ₁)	1	運搬量20t/h、巾600mm、長さ13m、揚程3m、電動機3.7kw
ベルトコンベア-(M ₂)	1	運搬量20t/h、巾600mm、長さ10m、揚程2m、電動機3.7kw
ベルトコンベア-(D)	1	運搬量20t/h、巾600mm、長さ30m、揚程5m、電動機3.7kw
研ビン	1	容量200m ³ 、6mφ×8m鉄筋コンクリート製
ベルトコンベア-(C)	1	運搬量150t/h、巾600mm、長さ50m、揚程3m、電動機3.7kw

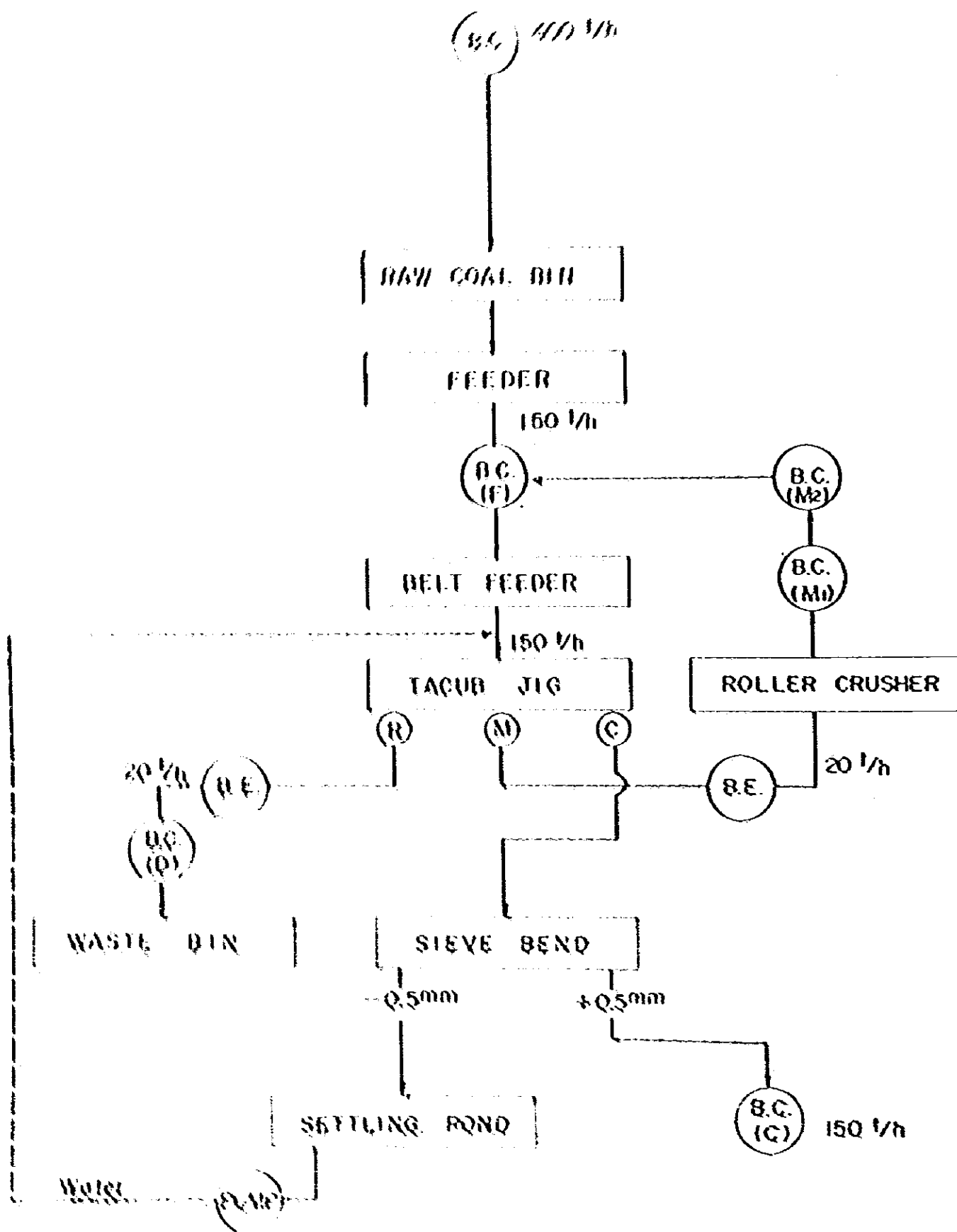


FIG. 1-25. FLOW SHEET OF WASHING PLANT

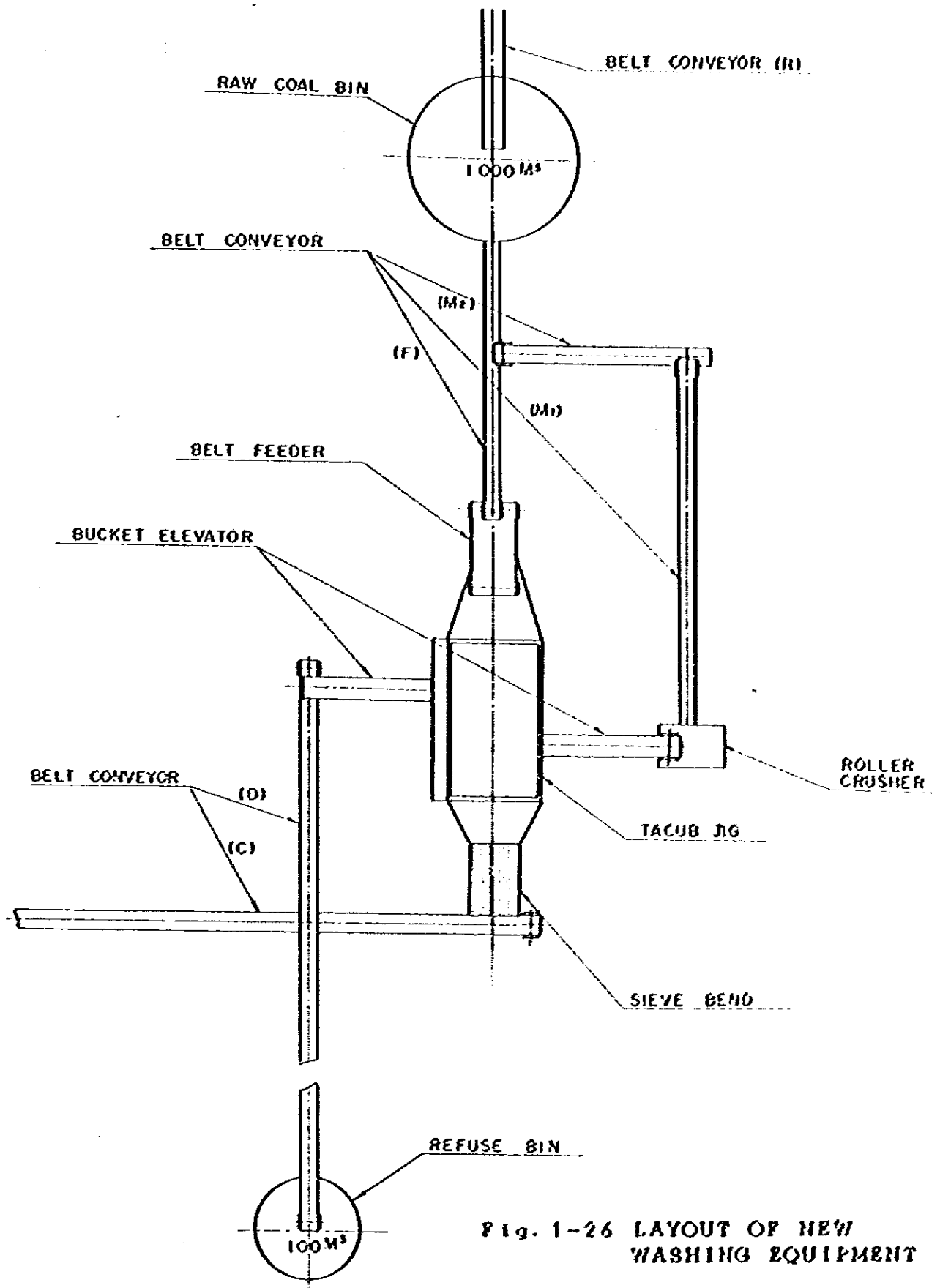


Fig. 1-26 LAYOUT OF NEW WASHING EQUIPMENT

6.4 研捨て設備

研捨て場としては、斜坑坑口附近の谷部 (Fig 1-27 参照) 275L~315L 間を利用する。埋立にさきだつて、中央部に暗渠を設け、滞水による研の流失などの災害が発生しないよう十分な排水を行なうものとする。また 275L から 315L の傾斜部は角度を 30° とし 275L には防護壁を設ける。埋立容量は 50 万~60 万 m^3 である。この容量は長期操業上不十分と考えられ適当な時期に新たに他の適当な場所に研捨て場を設ける必要がある。坑内岩石掘進より発生する研は斜坑掘進後、研捨て場に設ける簡易チップラーによつて鋼車より排出され、ブルドーザーにより適当に整地していく。また、選炭研は、ダンプトラックにより、研捨て場へ運び、排出後、掘進研と同様ブルドーザーにより整地する。

6.5 その他坑外設備

6.5.1 整備工場

一般の機器の整備、修理は既存の整備工場で行なうこととするが、機械化採炭の採用により導入された機器については新たに整備工場を設置し、採炭机移送時、あるいは必要に応じ整備、修理を行なう。

整備工場の建家は $15m \times 40m$ とし、天井走行クレーンを設置する。解体組立作業が主作業であることを考慮し、工場内には溶接機、グラインダー、ボール盤、水圧プレス等を設置する。また 1 切羽分の採炭機器を収納する場合に備え、整備工場に隣接して 500 m^2 程度の置場を設ける。

各採炭機器の主な整備項目を Table 1-23 にしめす。整備は機種毎に基準 (マニュアル) を設け、一定の手順に従つて行なうものとする。

Table 1-23 採炭機器の主要整備内容

機 器 名	整 備 内 容
ドラムカッター	各部を分解し軸、軸受、歯車、オイルシール等を点検または測定し、損耗の度合に応じて取替を行なう。
チェーンコンベアー	歯板の厚さを測定、摩耗量に応じて、ゲート用および廃品に分類する。チェーンは伸びを測定、採炭机再使用、ゲート用、廃品に分類する。減速機は分解し、軸受、歯車等の摩耗量を測定し、度合に応じて取替を行なう。
鉄 柱	分解、曲り修正、パッキング取替。高圧接手類の点検を行ない、損耗品は取替る。
自 走 機	曲り修正、損耗部は補修・取替、高圧ホース類は、損耗度に応じて取替る。

6.5.2 材料置場

材料置場には、鋼材、坑木置場、鋼材加工場、坑外使用の蓄電池機関車用の充電庫等を設

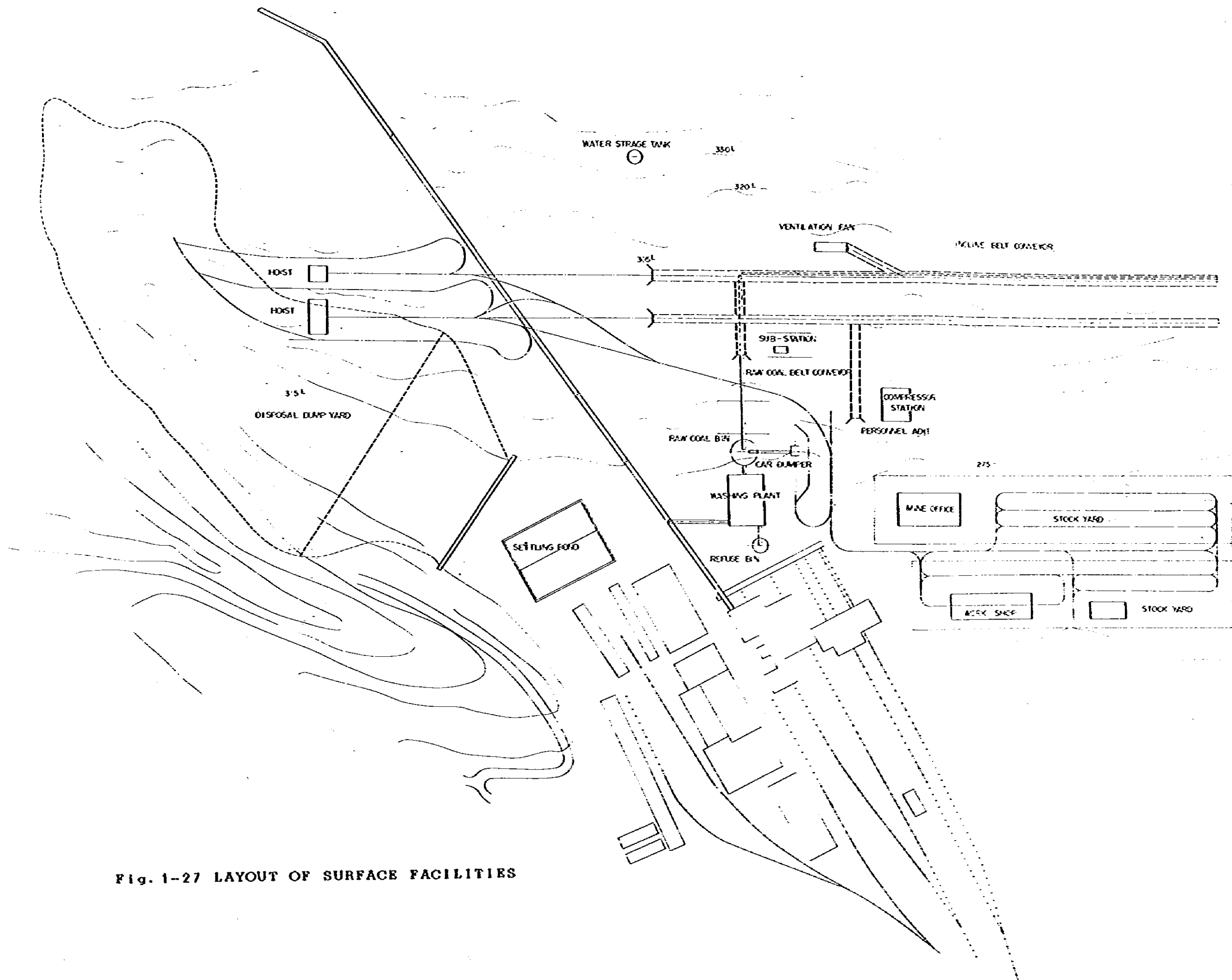


Fig. 1-27 LAYOUT OF SURFACE FACILITIES

ける。それぞれの敷地面積，その他をTable 1-24に示す。

Table 1-24 材料置場各専有敷地面積

箇所名	敷地面積 (㎡)	備 考
材料置場		
鋼材	1800	鋼材1年分を在庫可能な大きさとする。
坑木	1200	坑木は半年分を在庫可能な大きさとする。
その他	5,100	ロクロダ等の運転敷内
鋼材加工場	100	アングルベンダー，打ち抜き機を設置，鋼材より鋼材に加工する。
充電車庫	200	坑外使用の蓄電池機関車3台分の充電台等を設ける
軌道敷内	700	
合 計	9,100	

6.5.3 礦務所

礦務所はTable 1-25に示すような各室および面積を有するものとする。

Table 1-25 礦務所各室専有面積

名 称	専有面積 (㎡)	備 考
執 務 室	290	所長室，管理室，係員室
会議室，応接室	120	会議室1室，応接室3室
中央監視室	60	グラフィック板，主要扇風機，主要排水ポンプ，圧縮機の各指示装置，誘導無線局，その他
安全灯，誘導無線室	100	安全灯充電装置 300set 誘導無線誘導器 100set
救命器室	30	救命器 10set
そ の 他	400	簡易食堂，便所，貯置，廊下，その他
合 計	1,000	

7. 年度別設備投資計画

与えられた需要、需要、需要、需要、設備投資の名目別の計画に基づき、必要設備の導入及び増設（包括増設）計画を現在から2005年の期間において立案する。その際下記の前提条件を与えるものとする。

Ⅶ 前提条件

1. 各種価格及び相場等の価格は、1980年時点をベースとする。しかしながら現実的には、何年、インフレーション等の要因で価格が上昇することが考えられる。従って本計画では第4年度設備投資計画において、全件計画の中でエスカレーションを考慮した評価を行うものとする。（山元生産原価、燃料、鉄道、本社費、販売費、売上等についても同様）
2. 坑上を修め始める等の設備及び相場等は、インドネシア国内で製造されておらず、輸入にたよるものが多い。従って本来であればかなり高率の輸入税が賦課されることになるが、今回の開発計画の重要さと、投資額の膨大さを考慮して政策的に免除されるものとする。（山元以外の投資についても同様）

ただし、① 山元生産原価の項で発生する spare parts には、C.I.F 価格の30%が賦課されるものとする。

3. 金額の表示はUS\$で行うが、その際に通貨の換算レートは次の様にする。

$$1 \text{ US\$} = 620 \text{ Rp. } 220 \text{円}$$

4. 必要資金は全て自己資金とする。従って借入金は一切発生せず、よって金利の負担もないものとする。
5. 投資金額は全て借入ベースと資金ベースは一致したものとする。
6. 初期投資については、Contingency と、Engineering の費用を考慮する。

8.1 設備投資のスケジュール

Planning Areaの開発に必要な設備投資のスケジュールは表1-26の通りである。1982年は、設計期間とし、1983～87年の間に必要な設備導入及び据付工事は完了するものとする。従って1988年以降2005年の間は維持投資のみの発生となる。

8.2 設備投資額

8.2.1 年度別設備投資額

8.1設備投資のスケジュールに基づいた年度別設備投資額の総括は、表1-27に示した通りである。主要設備及び副産物を除く設備投資の詳細は別に表1-28に示す。表1-28

Table. 1-26 CONSTRUCTION AND INSTALLATION SCHEDULE

		1982	1983	1984	1985	1986	1987	1988	1989	1990
Engineering		////								
Civil construction	Preparation for mine site		////							
	Service road		////	////						
	Office & others			////	////					
	Surface track									
Surface	Sub-station		////							
	Hoist		////							
	Trunk belt conveyor				////					
	Compressor station		////							
	Work shop, stock yard		////	////						
	Ventilation fan				////					
	Washing plant			////	////					
	Disposal yard		////							
Underground	Tunneling		////	////	////	////	////	////	////	////
	Drifting			////	////	////	////	////	////	////
	Coal getting (prop)				////	////	////	////	////	////
	" " (shield support)							////	////	////

Table. 1-27 SUMMARY OF CAPITAL INVESTMENT

	1940	1941	1942	1943	1944	1945	1946	1947	1948	1949	1950	1951	1952	1953	1954	1955	1956	1957	1958	1959	1960	1961	1962	1963	1964	1965	1966	1967	1968	1969	1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979	1980	1981	1982	1983	1984	1985	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039	2040	2041	2042	2043	2044	2045	2046	2047	2048	2049	2050	2051	2052	2053	2054	2055	2056	2057	2058	2059	2060	2061	2062	2063	2064	2065	2066	2067	2068	2069	2070	2071	2072	2073	2074	2075	2076	2077	2078	2079	2080	2081	2082	2083	2084	2085	2086	2087	2088	2089	2090	2091	2092	2093	2094	2095	2096	2097	2098	2099	2100	2101	2102	2103	2104	2105	2106	2107	2108	2109	2110	2111	2112	2113	2114	2115	2116	2117	2118	2119	2120	2121	2122	2123	2124	2125	2126	2127	2128	2129	2130	2131	2132	2133	2134	2135	2136	2137	2138	2139	2140	2141	2142	2143	2144	2145	2146	2147	2148	2149	2150	2151	2152	2153	2154	2155	2156	2157	2158	2159	2160	2161	2162	2163	2164	2165	2166	2167	2168	2169	2170	2171	2172	2173	2174	2175	2176	2177	2178	2179	2180	2181	2182	2183	2184	2185	2186	2187	2188	2189	2190	2191	2192	2193	2194	2195	2196	2197	2198	2199	2200	2201	2202	2203	2204	2205	2206	2207	2208	2209	2210	2211	2212	2213	2214	2215	2216	2217	2218	2219	2220	2221	2222	2223	2224	2225	2226	2227	2228	2229	2230	2231	2232	2233	2234	2235	2236	2237	2238	2239	2240	2241	2242	2243	2244	2245	2246	2247	2248	2249	2250	2251	2252	2253	2254	2255	2256	2257	2258	2259	2260	2261	2262	2263	2264	2265	2266	2267	2268	2269	2270	2271	2272	2273	2274	2275	2276	2277	2278	2279	2280	2281	2282	2283	2284	2285	2286	2287	2288	2289	2290	2291	2292	2293	2294	2295	2296	2297	2298	2299	2300	2301	2302	2303	2304	2305	2306	2307	2308	2309	2310	2311	2312	2313	2314	2315	2316	2317	2318	2319	2320	2321	2322	2323	2324	2325	2326	2327	2328	2329	2330	2331	2332	2333	2334	2335	2336	2337	2338	2339	2340	2341	2342	2343	2344	2345	2346	2347	2348	2349	2350	2351	2352	2353	2354	2355	2356	2357	2358	2359	2360	2361	2362	2363	2364	2365	2366	2367	2368	2369	2370	2371	2372	2373	2374	2375	2376	2377	2378	2379	2380	2381	2382	2383	2384	2385	2386	2387	2388	2389	2390	2391	2392	2393	2394	2395	2396	2397	2398	2399	2400	2401	2402	2403	2404	2405	2406	2407	2408	2409	2410	2411	2412	2413	2414	2415	2416	2417	2418	2419	2420	2421	2422	2423	2424	2425	2426	2427	2428	2429	2430	2431	2432	2433	2434	2435	2436	2437	2438	2439	2440	2441	2442	2443	2444	2445	2446	2447	2448	2449	2450	2451	2452	2453	2454	2455	2456	2457	2458	2459	2460	2461	2462	2463	2464	2465	2466	2467	2468	2469	2470	2471	2472	2473	2474	2475	2476	2477	2478	2479	2480	2481	2482	2483	2484	2485	2486	2487	2488	2489	2490	2491	2492	2493	2494	2495	2496	2497	2498	2499	2500	2501	2502	2503	2504	2505	2506	2507	2508	2509	2510	2511	2512	2513	2514	2515	2516	2517	2518	2519	2520	2521	2522	2523	2524	2525	2526	2527	2528	2529	2530	2531	2532	2533	2534	2535	2536	2537	2538	2539	2540	2541	2542	2543	2544	2545	2546	2547	2548	2549	2550	2551	2552	2553	2554	2555	2556	2557	2558	2559	2560	2561	2562	2563	2564	2565	2566	2567	2568	2569	2570	2571	2572	2573	2574	2575	2576	2577	2578	2579	2580	2581	2582	2583	2584	2585	2586	2587	2588	2589	2590	2591	2592	2593	2594	2595	2596	2597	2598	2599	2600	2601	2602	2603	2604	2605	2606	2607	2608	2609	2610	2611	2612	2613	2614	2615	2616	2617	2618	2619	2620	2621	2622	2623	2624	2625	2626	2627	2628	2629	2630	2631	2632	2633	2634	2635	2636	2637	2638	2639	2640	2641	2642	2643	2644	2645	2646	2647	2648	2649	2650	2651	2652	2653	2654	2655	2656	2657	2658	2659	2660	2661	2662	2663	2664	2665	2666	2667	2668	2669	2670	2671	2672	2673	2674	2675	2676	2677	2678	2679	2680	2681	2682	2683	2684	2685	2686	2687	2688	2689	2690	2691	2692	2693	2694	2695	2696	2697	2698	2699	2700	2701	2702	2703	2704	2705	2706	2707	2708	2709	2710	2711	2712	2713	2714	2715	2716	2717	2718	2719	2720	2721	2722	2723	2724	2725	2726	2727	2728	2729	2730	2731	2732	2733	2734	2735	2736	2737	2738	2739	2740	2741	2742	2743	2744	2745	2746	2747	2748	2749	2750	2751	2752	2753	2754	2755	2756	2757	2758	2759	2760	2761	2762	2763	2764	2765	2766	2767	2768	2769	2770	2771	2772	2773	2774	2775	2776	2777	2778	2779	2780	2781	2782	2783	2784	2785	2786	2787	2788	2789	2790	2791	2792	2793	2794	2795	2796	2797	2798	2799	2800	2801	2802	2803	2804	2805	2806	2807	2808	2809	2810	2811	2812	2813	2814	2815	2816	2817	2818	2819	2820	2821	2822	2823	2824	2825	2826	2827	2828	2829	2830	2831	2832	2833	2834	2835	2836	2837	2838	2839	2840	2841	2842	2843	2844	2845	2846	2847	2848	2849	2850	2851	2852	2853	2854	2855	2856	2857	2858	2859	2860	2861	2862	2863	2864	2865	2866	2867	2868	2869	2870	2871	2872	2873	2874	2875	2876	2877	2878	2879	2880	2881	2882	2883	2884	2885	2886	2887	2888	2889	2890	2891	2892	2893	2894	2895	2896	2897	2898	2899	2900	2901	2902	2903	2904	2905	2906	2907	2908	2909	2910	2911	2912	2913	2914	2915	2916	2917	2918	2919	2920	2921	2922	2923	2924	2925	2926	2927	2928	2929	2930	2931	2932	2933	2934	2935	2936	2937	2938	2939	2940	2941	2942	2943	2944	2945	2946	2947	2948	2949	2950	2951	2952	2953	2954	2955	2956	2957	2958	2959	2960	2961	2962	2963	2964	2965	2966	2967	2968	2969	2970	2971	2972	2973	2974	2975	2976	2977	2978	2979	2980	2981	2982	2983	2984	2985	2986	2987	2988	2989	2990	2991	2992	2993	2994	2995	2996	2997	2998	2999	3000
Performance																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					

Table. 1-28 CAPITAL INVESTMENT SCHEDULE (2)

Category	Description	Specification	(thous. r./h.)											
			1962	1963	1964	1965	1966	1967	1968	1969	1970	1971	1972	Total
Haulage	Auger drill	Individual, 44"			(118)	(112)			(10)	(10)	(10)	(10)	(10)	(10)
	Chain conveyor				(6)	(4)								
	Cable belt conveyor	750m x 40m x 120m/min x 400t/h x 15kw			(6)	(4)	(1)	(1)	(4)	(3)	(3)	(3)	(3)	3,310
	Connection belt conveyor	750m x 15m x 120m/min x 400t/h x 15kw			(1)	(1)	(1)	(1)	(1)	(1)	(1)	(1)	(1)	20
	Section belt conveyor	750m x 250m x 120m/min x 400t/h x 27kw			(10)	(2)	(2)	(2)	(6)	(4)	(4)	(4)	(4)	54
	Electric battery locomotives	NIPROK VU200L, BLUD-N Pull: 1000kg, Speed: 7km/h Traction motor: 10hp x 2			(4)	(5)	(5)	(5)	(4)	(4)	(4)	(4)	(4)	4,400
	Battery charger & holder	NIPROK VU200L			(4)	(5)	(5)	(5)	(4)	(4)	(4)	(4)	(4)	440
	Mine car	TOYOTA, Capacity: 2m ³ , Net weight: 610kg			(90)	(50)	(50)	(50)	(50)	(50)	(50)	(50)	(50)	2,000
	Dump car	TOYOTA, Capacity: 2m ³ , Net weight: 610kg			(90)	(50)	(50)	(50)	(50)	(50)	(50)	(50)	(50)	1,450
	Deck carrier				(20)	(10)	(10)	(10)	(10)	(10)	(10)	(10)	(10)	1,450
Power	Hoist (steel)	1000kg x 50m/min x 10kw			(20)	(10)	(10)	(10)	(10)	(10)	(10)	(10)	(10)	1,450
	Hoist	MTZ-2, Single drum 3500kg x 10m/min x 75kw			(2)	(1)	(1)	(1)	(2)	(1)	(1)	(1)	(1)	470
	Personnel car	TOYOTA, First and emergency car, Personnel car, 2, Personnel car, 2, Personnel car, 2			(2)	(1)	(1)	(1)	(2)	(1)	(1)	(1)	(1)	340
	Main cable				(2)	(1)	(1)	(1)	(2)	(1)	(1)	(1)	(1)	220
Power	Distribution cable				(2)	(1)	(1)	(1)	(2)	(1)	(1)	(1)	(1)	140
					(2)	(1)	(1)	(1)	(2)	(1)	(1)	(1)	(1)	140

(Note) () shows number of unit.

Table. 1-28 CAPITAL INVESTMENT SCHEDULE (3)

Description		(10'USS) 3/3)																								
Category	Item Name	1982	1983	1984	1985	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005	Total
Communication	Telephone			28	9																					47
	Induced wireless telephone																									
					26							43	43							43	43					258
	Section ventilation fan	(2)	(2)	29																						58
Safety	Section ventilation fan (small)				(5)	(5)	(5)	25																		105
	Air fan				(5)	(5)	(5)	10				(5)	(5)	(5)	10				(5)	(5)	10	10				90
	Gas detector for CH ₄			95	95	95					95	95	95						95	95	95					950
	Section pump station		(2)	10	(5)	25									(4)	20	(3)	(3)	15							100
Drainage	Trunk pump station			240			240									240										240
	Drainage pipe line			34	11	11	34	11	11	11	34	11	11	11	11	34	11	11	11	11	11	11	11	11	11	34
	Hydrant and spray pipe line			50	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	155
	Back hop				(3)	54				(3)	54			(3)	54			(3)	54			(3)	54			270

(Note) () shows number of unit.

Table. 1-28 CAPITAL INVESTMENT SCHEDULE (4)

Category	Description	Summation	(thous. \$/yr)												Total	
			1982	1983	1984	1985	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993	1994	1995
Civil construction	Preparation for mine site		200		100											300
	Service road			100	50											150
	Office & warehouse				300	200										500
	Ventilation fan	HYDOL, 4000 ft/min propeller, 4000 rpm, 2400w x 750w				200										200
Surface machinery	MISC	HYDOL, 4000 ft/min propeller, 4000 rpm, 2400w x 750w	(2)	1,200												1,200
	Truck belt conveyor	4000 ft/min x 420w				1,200										1,200
	Noise for performance	HYDOL, single drum 1200w x 600w x 100w	(1)	250												250
	Surface track			50	100											150
	Compressor station	HYDOL, 4000 ft/min propeller, 4000 rpm, 2400w x 750w			1,000											1,000
	Work area			50	200											250
	Sun station	6000w x 100w		200												200
	Power distribution			100	100	100										300
	Electric battery	HYDOL, 4000 ft/min propeller, 4000 rpm, 2400w x 750w		(2)	50	(2)	50	(2)	50	(2)	50	(2)	50	(2)	50	345
	Vegetative															

(Note) () shows number of unit.

Table. 1-28 CAPITAL INVESTMENT SCHEDULE (5)

Category	Description	Specification	(10-US\$)																				(8/5)						
			1982	1983	1984	1985	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001		2002	2003	2004	2005	2006	
Coal preparation	Battery charger & holder	NIPON W50K1		(2)	32										(2)	32												128	
	Log loader					40																40						120	
	Storage tank					45																						45	
	Raw coal bin	Capacity 1000m ³				200																						200	
	Washing plant				500	1,000																						1,500	
	Refuse bin	100m ³				40																						40	
	Settling pond					65																						65	
	Original dump yard	Capacity 200m ³				50							50															150	
	Dump truck	10% dump truck				(2)	60				(2)	60							(2)	60					(2)	60			240
	Front-end loader					(1)	30					(1)	30							(1)	30								90
Engineering	Contingency		379	605	1,010	253	109																					2,892	
			428	57	91	151	34	91																				896	

(Note) () shows number of unit.

では Engineering Fee 及び Contingency として 1983-87 年における投資総額のそれぞれ 3%, 10% を計上した。

7.2.2 主要岩石坑道

前述 3, 掘進計画のうちで骨格構造を成す主要岩石坑道は資産と見做され減価償却の対象となる。従ってそれにかかる掘さく費用は設備投資と考えられる。以下にその算出根拠を述べる。

1) 主要岩石坑道の年度別掘進計画

表 1-12 に示された 5.0 m アーチ斜坑, 4.5 m アーチ斜坑, 4.5 m アーチ水平岩石が主要岩石にあたる。

2) 掘さく費

(1) 労務費

必要在籍人員数に年平均賃金を乗じたものを労務費とする。

▼ 在籍人員の推移

表 1-35 に示されたものを使用する。

▼ 年平均賃金

オンピリン炭鉱の全従業員（職員・鉱員）の 1 人当り年平均賃金は 1,020 US\$ を使用する。

（算出方法は別途 9 項で述べる。）

(2) 物品費

加背別の掘進長に物品の原単位と単価を乗じて物品費とする。

▼ 物品の原単位

加背別の掘進 m 当りに使用する物品の数量（原単位）は坑道の規格及び日本の炭鉱における標準的な数値を考慮して表 1-29 に示されたように定める。

表1-29 物品の原単位

			5.0アーチ斜坑	4.5アーチ斜坑	4.5アーチ 水平岩石
爆	薬	kg	2024	1624	4.5アーチ水平 岩石に同じ
雷	管	個	68	55	
鋼	枠	kg	287.0	258.3	
木	材	m ³	0.45	0.36	
軌	条	m	4	4	
鋼	6インチ	m	1	1	
管	4インチ	m	2	2	
枕	木	個	4	4	
その他物品			(注) 参照	(注) 参照	

(注) 使用する物品の種別、規格

・爆薬 P.G.Dynamite 40%

・雷管 №8

・鋼枠 28.7kg/nのI型鋼

・軌条 22kg/n

その他物品として風管、ホース、ケーブル等が考えられるが、爆薬～枕木までの主要物品の合計額の17%を計上する。

▼ 物品の単価

石炭公社の資料に記載された物品については1979年の価格で表示されているので年間のインレーションを考慮し10% up をもって1980年の価格とする。(枕木はもともと1980年の価格となっている。)

また石炭公社の資料に記載されていない物品については、1980年の日本における価格に輸入税等見合として30% up した数値を使用する。ただし木材及び枕木はインドネシア国内調達なので価格は30% up はしない。

・爆薬 $32231\text{RP} / 2009 \times 5 \times 1.1 \div 620\text{RP} = 2.86\text{US\$} / \text{Kg}$ ・雷管 $512\text{RP} / \text{個} \times 1.1 \div 620\text{RP} = 0.91\text{US\$} / \text{個}$ ・鋼枠 $98\text{円} / \text{kg} \times 1.3 \div 220\text{円} = 0.58\text{US\$} / \text{Kg}$ ・木材 $8,000\text{RP} / \text{m}^3 \div 620\text{RP} = 12.90\text{US\$} / \text{m}^3$ ・軌条 $2,364\text{円} / \text{m} \times 1.3 \div 220\text{円} = 13.97\text{US\$} / \text{m}$ ・鋼管(6インチ) $2,060\text{円} / \text{m} \times 1.3 \div 220\text{円} = 12.17\text{US\$} / \text{m}$ (4インチ) $1,205\text{円} / \text{m} \times 1.3 \div 220\text{円} = 7.12\text{US\$} / \text{m}$ (2インチ) $590\text{円} / \text{m} \times 1.3 \div 220\text{円} = 3.49\text{US\$} / \text{m}$ (1インチ) $365\text{円} / \text{m} \times 1.3 \div 220\text{円} = 2.16\text{US\$} / \text{m}$ ・枕木 $43,750\text{RP} / \text{m}^3 \div 620 \times 0.02\text{m}^3 / \text{個} = 1.41\text{US\$} / \text{個}$

(注) 主要岩石坑道では鋼管の2インチ、1インチサイズのものを使用しないが、伝達する岩質坑道で使用するのでここに単価を算出した。

⑧ その他

実際にはその他に動力費、後方運搬費等が発生することになるが、これらは山元生産原価に含まれていると考えてここではゼロとした。

7.2.3 創業費

本来であれば、営業掘進費は山元生産原価で処理されるが、生産に入る以前の建設期間中の営業掘進費は発生ごとに原価計上せず、繰り延べたのちに、生産が開始される1986年以降5年で均等償却することとする。

以下にその算出根拠を述べる。

また Engineering Feeについても、同様、創業費と考えて1986年以降5年で均等償却する。

1) 営業掘進

(1) 年度別掘進計画

表1-12に示された4.2 mアーチ水平岩石、4.2 mアーチ水平岩層、2.4 m×2.4 m水平岩層のうち1983～85年の掘進が対象である。

(2) 掘さく費

▼ 労務費

7.2.2と同様の方法により求める。

▼ 物品費

7.2.2と同様の方法により求める。ただし物品の原単位は表1-30に示されたものを使用する。

表1-30 営業掘進における物品原単位

			4.2 mアーチ 水平岩石	4.2 mアーチ 水平岩層	2.4×2.4 水平岩層
煤	炭	kg	1441	353	228
雷	管	個	48	18	12
鋼	棒	kg	2411	2411	—
木	柱	個	0.32	0.53	1.02
鉄	条	m	40	20	—
鋼	4 インチ	m	1	—	—
	2 インチ	m	2	1	1
	1 インチ	m	—	2	2
柱	木	個	4	2	—
その他の物品			(上記物品の 17%)	(上記物品の 17%)	(上記物品の 17%)

8. 人員計画

8.1 基本的考え方

人員計画については、現地側との打合せにおいて一応次のとおり了解している。

▼ 現在、オンビリン炭鉱に在籍している人員から200人を新坑へ配置転換する。

▼ 新坑開発に不足する人員は適宜新規採用する。

▼ 既存区域の開発、坑外関係人員（運搬、工作、事務所など）については、特に増員はしない。

しかしながら、新坑開発後の既存区域との人員のバランスを検討の結果、本人員計画では、配置転換人員200人にこだわらず、オンビリン炭鉱全体からみて、適正と思われる方向をとった。

以下の人員計画は新坑開発に関するものに主体をおき、既存区域に関する人員配置の詳細にはふれないものとする。

8.2 新坑関係人員

8.2.1 採 炭

自走枠払、単柱枠払の必要な採炭人員配置は2.2.4にしめたが、それをもとに出炭計画に見合う年度別1日あたり採炭実働人員を求めるとTable1-31のようになる。

Table1-31 年度別1日あたり採炭実働人員

	出炭計画(日産)(t)		採炭実働人員 (人)		
	自走枠払	単柱枠払	自走枠払	単柱枠払	合 計
1986		530		54	54
1987		530×2		54×2	108
1988	1060	530	42	54	96
1989~2005	1590	530	42	54	96

8.2.2 掘 進

3.2.3でしめた1方あたりの各坑道別の人員配置と全計画坑道、年別、加背別掘進計画(Table1-12)における掘進箇所数から、年度別1日あたり掘進実働人員を求める。年度別営業起業別1日あたり掘進実働人員をTable1-32にしめす。

8.2.3 仕 様

日本における類似した坑内条件を有する炭鉱を参考として、採炭枠出炭100t(原炭)あたりの仕様工数を5人/日とし、出炭計画にあわせて仕様人員を求める。年度別1日あたり仕様実

Table. 1-32 ACTUAL NUMBER OF HEADING WORKERS

5.5m Area Traction	6.5m Area Traction				6.5m Area Rock Drive				6.2m Area Horizontal Seam Road				6.2m Area Horizontal Seam Road				Total
	Number of Faces	Number of Workers	Number of Faces	Number of Workers	Number of Faces	Number of Workers	Number of Faces	Number of Workers	Number of Faces	Number of Workers	Number of Faces	Number of Workers	Number of Faces	Number of Workers			
(Capitalized development)																	
1983	2	40					1	20						60	60		
1984	2	40					3	60	3	48				148	148		
1985	2	40					3	60	6	96	2	32		228	228		
(Capitalized development)																	
(Operation)																	
1986	2	40					1	20	6	96	4	64		40	180		
1987	2	40	1	20			1	20	6	96	4	64		60	180		
1988	2	40	1	20			1	20	6	96	4	64		60	180		
1989	2	40	1	20			1	20	6	96	4	64		60	180		
1990			1	20	2	40	1	20	6	96	4	64		60	180		
1991	2	40	1	20			1	20	6	96	4	64		60	180		
1992	2	40			1	20	1	20	6	96	4	64		60	180		
1993	2	40			1	20	1	20	6	96	4	64		60	180		
1994					2	60	1	20	6	96	4	64		60	180		
1995					3	60	1	20	6	96	4	64		60	180		
1996	2	40					1	20	6	96	4	64		40	180		
1997	2	40					1	20	6	96	4	64		40	180		
1998	2	40					1	20	6	96	4	64		40	180		
1999	2	40					1	20	6	96	4	64		40	180		
2000			1	20	1	20	1	20	6	96	4	64		40	180		
2001			1	20	1	20	1	20	6	96	4	64		40	180		
2002					2	40	1	20	6	96	4	64		40	180		
2003					2	40	1	20	6	96	4	64		40	180		
2004					2	40	1	20	6	96	4	64		40	180		
2005					2	40	1	20	6	96	4	64		40	180		

働人員を Table 1-33 にしめす。

Table 1-33 年度別 1 日あたり仕様必要人員

	出炭計画(日産) (t)	仕様必要人員 (人)
1986	530	27
1987	1,060	53
1988	1,590	80
1989~2005	2,120	106

8.2.4 坑内間接人員

運搬、機械、電気、内工、保安などの各職種は、坑内間接人員とし、全坑内人員の 30% を配置する。

8.2.5 在籍人員

出稼率を 90% (既存区域の実績ベース) と予想し、各職種別の在籍人員を決定する。新坑各職種別、実働在籍人員を Table 1-34 にしめす。

8.3 全体人員計画

新坑開発に必要な人員は既存区域からの配置転換と新規採用によって賄うが、既存区域からの配転可能人員については、8.1 にしめたように、200 人とするこゝで合意に達している。しかし、最終的には新坑と既存区域は能率の面でバランスがとれていることが望ましく、そのためには 200 人の配転では、既存区域が新坑にくらべて人員過剰になると思われるので、これに上乗せをし配転人員を 265 人とする。

既存区域のどの部門から何人を新坑に配転するかについては、新技術の導入による能率向上や、省力化の進行状況などを勘案して検討を加える必要がある。一応本計画では、既存区域を坑内、坑外、露天掘の 3 部門に分けて、露天掘部門については現状の人員のままとし、265 人の配置転換は坑内より 165 人、坑外より 100 人として実施することとする。

全体の年度別部門別在籍人員計画を Table 1-35 にしめす。

Table. 1-34 REGISTERED NUMBER OF WORKERS IN NEW PIT

	Development		Operation												Total Actual	Total regis- tered
			Drifts and roads		Coal getting		Road maintenance		Indirect		Sub total actual	Sub total regis- tered				
actual	regis- tered	actual	regis- tered	actual	regis- tered	actual	regis- tered	actual	regis- tered	actual	regis- tered	actual	regis- tered			
1983	60	67							26	29	26	29	86	96		
1984	148	165							64	72	64	72	212	237		
1985	228	254							97	108	97	108	325	362		
1986	40	45	180	200	54	60	27	30	129	144	390	434	430	479		
1987	60	67	180	200	108	120	53	59	172	192	513	571	573	638		
1988	60	67	180	200	96	107	80	89	179	199	535	595	595	662		
1989	60	67	180	200	96	107	106	118	190	212	572	637	632	704		
1990	60	67	180	200	96	107	106	118	190	212	572	637	632	704		
1991	60	67	180	200	96	107	106	118	190	212	572	637	632	704		
1992	60	67	180	200	96	107	106	118	190	212	572	637	632	704		
1993	60	67	180	200	96	107	106	118	190	212	572	637	632	704		
1994	60	67	180	200	96	107	106	118	190	212	572	637	632	704		
1995	60	67	180	200	96	107	106	118	190	212	572	637	632	704		
1996- 2005	40	45	180	200	96	107	106	118	181	202	563	627	603	672		

Table. 1-35 PERSONNEL ALLOCATION IN WHOLE OMBILIN COAL MINE

	1980	1981	1982	1983	1984	1985	1986	1987	1988	1989~1995	1996~2005
Operation	Under ground	565	565	517	428	400	400	400	400	400	400
	Existing area	152	152	152	152	152	152	152	152	152	152
	Open cut										
	Sub total	717	717	669	580	552	552	552	552	552	552
	Under ground										
New pit				29	72	108	434	571	595	637	627
Surface	802	802	802	754	702	702	702	702	702	702	702
Total	1,519	1,519	1,519	1,452	1,354	1,362	1,688	1,825	1,849	1,891	1,881
New pit development				67	165	254	45	67	67	67	45
Grand total	1,519	1,519	1,519	1,519	1,519	1,616	1,733	1,892	1,916	1,958	1,926
Additional personnel required	0	0	0	0	0	97	214	373	397	439	407

9. 山元生産原価

本StudyのMining計画はPlanning Areaのみを対象としているが、最終的な経済性評価は現稼行区域を含めた体系的な評価を目的とする。従って本項においては、Planning Areaの生産原価は勿論のこと、現状稼働区域の生産原価についてのStudyが必要である。

現状稼行区域の生産原価の将来計画をたてるに際し、UndergroundについてはPlanning Areaの計画を参考にし、また坑外に関しては現在の生産原価を考慮して実現性のある計画をたてるように配慮した。

年次別の生産原価の算出に際し、下記の事項を前提とした。

1. 現在、オンピリン炭鉱では減価償却費は生産原価に含めていないが、この計画では生産原価に計上する。
2. 計画対象年次は1980～2005年とし、操業日数は各年次とも300日とする。
3. 価格は計画年度を通じて全て1980年度をベースとし、エスカレーションは考慮しない。
4. 金額はUS\$表示とするが、その際の換算レートは1US\$=620RP、220円として算出する。

9.1 新規開発区域

Planning AreaのMining計画に基づき、坑内部門で直接的に発生する原価のみを算出の対象とする。従って、坑内外で発生する間接費は、現稼行区域の共通費でまかなわれるのでPlanning Areaでは計上しない。

9.1.1 労務費

1) 在籍人員数

Planning Areaの開発、展開に伴ない必要人員は現状稼行区域からの配置転換と新規採用によって充足する。現状稼行区域からの配置転換可能人員は、坑内165人(うち65人は砂充填廃止に伴ない余剰人員)、坑外100人の計265人とし、それをこえる必要人員は新規採用する。

尚、1980年の人員は1,519人としたが、これは石炭公社が示した資料で1980年7月現在のものを採用した。以下に年次別の人員の移動、採用状況を記載する。

- ▼ 1983年 …… Planning Areaの建設開始に伴ない現状稼行区域の坑内48人、坑外48人の計96人を配置転換する。
- ▼ 1984年 …… 更に坑内89人、坑外52人の計141人を配置転換する。
- ▼ 1985年 …… 更に坑内28人を配置転換し、97人を新規採用する。
- ▼ 1986～95年 …… Planning Areaでの増員はすべて新規採用とする。

▼ 1996～2005年……起業掘進の減少により、32人の余剰が生まれその分人員を削減する。

これらの推移は表1-35に示したとおりである。尚、現状移行区域の露天採掘の人員は、現在の人員のまま推移するものとする。また請負作業は一切ないことで計画するので請負人員の発生はない。

2) 労務費

在籍人員に年平均収入を乗じたものを労務費とする。

(1) 在籍人員の推移

表1-35に示された営業人員のうち、生産の開始する1986年以降の人員を対象とする。

(2) 年平均収入

職員・鉱員別、rank及びclass、坑内・坑外別、性別を無視した1人当りの平均年収を使用する。石炭公社の資料1980年7月末在籍人員は前にも述べた通り1,519人であり、それに見合う1980年1～6月の賃金支払い総額は480,220千RPであり、単純に倍にした960,440千RPを年間賃金支払い額と想定する。従って、1980年の1人当りの平均年収は

$$960,440 \text{ 千RP} \div 1,519 \text{ 人} = 632,284 \text{ RP}$$

US\$とRPの換算レートを1US\$=620RP とすると

$$632,284 \text{ RP} \div 620 = 1,020 \text{ US\$}$$

となる。

また、この年収は、現物給及び時間外手当も含んだものとし、その他石炭公社が負担すべき費用は一切ないものとする。

表1-36 Planning Areaの年次別労務費

(10 ³ US\$)					
	1986	1987	1988	1989～1995	1996～2005
労 務 費	443	582	607	650	640

(注) 坑外の人員は現状移行区域の計画の中で考慮されているので、ここではPlanning Areaの坑内の人員のみの労務費である。

9.1.2 Maintenance cost

1) 採 炭

自走枠を使った機械化採炭では、物品は殆んど使用しないと考えてさしつかえないので、このStudyではゼロとした。従って対象となるのは、単柱払のみである。ただし、自走枠、

カッター等のオーバーホール費用は発生するが、これについては後で述べることにする。

算出方法としては、生産量に物品の原単位を乗じて物品の全使用量を算出した後に更に単価を乗じて求めた。

▼ 物品の原単位

石炭生産1トン当りに使用する物品の数量（原単位）は、日本の炭鉱における単柱払の標準的な数値を使用して下記の通りとする。

- Explosives 0.020 kg
- Timber 0.028 m³
- Others Explosives, Timber の合計金額の20%相当額

尚、ここでいう石炭生産は原炭をいう。

▼ 物品の単価

主要岩石坑道の掘きく費の算出に使用したものと同様の数値を使用する。

- Explosives 2.86 US\$/kg
- Timber 12.90 US\$/m³

表1-37 採炭にかかる物品費

		1986	1987	1988	1989-2005
生産量(採炭)		159トン	318	159	159
物品費 (千円)	Explosives	9	18	9	9
	Timber	57	115	57	57
	Others	13	27	13	13
	計	79	160	79	79

(注) 生産量は単柱払のもの(表1-5参照)

2) 掘 進

対象となる掘進は表1-12のうち、4.2mアーチ水平岩石、4.2mアーチ水平沿層、2.4m×2.4m水平沿層があげられる。掘進量は1980年以降、毎年次同一である。

- 4.2mアーチ水平岩石 620 m/年
- 4.2mアーチ水平沿層 4040 m/年
- 2.4m×2.4m水平沿層 1220 m/年

また掘きく費(物品費)は前に述べた主要岩石坑道の掘きく費と同様の算出方法により求める。

- ▼ 物品の原単位
 - ▼ 物品の単価
- } 前述の数値を使用する。

表1-38 掘進にかかる物品費

(10³US\$)

	4.2mアーチ 水平岩石	4.2mアーチ 水平岩層	2.4m×2.4m 水平岩層	計
掘進長(m)	620	4,040	4,220	8,880
爆薬	26	41	28	95
雷管	27	66	46	139
鋼材	87	565	—	652
木材	3	28	56	87
軌条	35	113	—	148
鋼管	4インチ	—	—	4
	2インチ	4	15	33
	1インチ	—	18	35
枕木	3	11	—	14
その他物品	32	145	28	205
計	221	1,000	191	1,412

3) Spare parts

設備の修繕維持に必要な spare parts は、各必要設備毎の repair factor を定めて年間の支出額を算出する。尚、spare parts はすべて輸入品なので輸入税として30%加算される。

表1-39 Estimation of annual spare parts cost

(10³US\$)

		Repair factor (₹)	Amount of investment	Spare parts	Import duty	Total
Coal getting machineries	Drum shearer	12	2,250	270	81	351
	Shield support	10	5,340	534	160	694
	Power pack	10	160	16	5	21
	Face chain conveyor	5	1,770	89	26	115
	Stage loader	5	120	6	2	8
	Gate stage conveyor	5	120	6	2	8
	Light metal hydraulic prop	2	600	12	4	16
	Kappe	0	90	—	—	—
	Hydraulic pump	5	70	1	1	5
	Gun and hose	0	3	—	—	—

	Repair factor (%)	Amount of investment	Spare parts	Import duty	Total
Auger drill	5	5	—	—	—
Side dump loader	10	1,615	162	49	211
Air leged drill	20	80	16	5	21
Bucket loader	5	70	4	1	5
Auger drill	5	15	1	—	1
Chain conveyor	5	570	29	9	38
Gate belt conveyor	2	14	—	—	—
Connection belt conveyor	2	27	1	—	1
Rection belt conveyor	3	1,495	45	13	58
Electric battery locomotives	3	261	8	2	10
Battery charger & holder	1	111	1	—	1
Mine car	3	551	17	5	22
Dump car	5	684	34	10	44
Chock carrier	3	57	2	1	3
Hoist (small)	2	1,200	24	7	31
Hoist	2	870	17	5	22
Personnel car	1	380	4	1	5
Main cable	0	—	—	—	—
Distribution cable	0	—	—	—	—
Telephone	1	42	—	—	—
Induced wireless telephone	10	88	9	3	12
Section ventilation fan	3	58	2	1	3
Section ventilation fan (small)	2	105	2	1	3
Air fan	2	30	1	—	1
Gas detector for CH ₄	8	285	11	5	22
Section pump station	2	50	1	—	1
Truck stop station	2	180	10	3	13
Detachable fire fire	0	—	—	—	—
Weight and scale	0	—	—	—	—

表1-39 (Continued)

(10³US\$)

		Repair factor (%)	Amount of investment	Spare parts	Import duty	Total
Oth construction	Bach hoe	10	54	5	2	7
	Preparation for mine site	0	300	-	-	-
Civil construction	Service road	2	150	3	1	4
	Office and bath house	2	500	10	3	13
Surface machineries	Ventilation fan	2	200	4	1	5
	Hoist	2	1,200	24	7	31
	Trunk belt conveyor	2	1,200	24	7	31
	Hoist for maintenance	2	250	5	2	7
	Surface track	5	150	8	2	10
	Compressor station	2	1,000	20	6	26
	Work shop	2	250	5	2	7
	Sub station	1	200	2	1	3
	Power distribution	2	300	6	2	8
	Electric battery locomotives	3	116	3	1	4
	Battery charger & holder	1	64	1	-	1
	Log loader	5	40	2	1	3
	Storage tank	-	45	-	-	-
	Raw coal bin	-	200	-	-	-
	Washing plant	5	1,500	75	22	97
Coal preparation	Refuse bin	-	40	-	-	-
	Settling pond	-	65	-	-	-
	Disposal dump yard	-	50	-	-	-
	Dump truck	7	60	4	1	5
	Loader	7	30	2	1	3
Total				1,547	464	2,011

4) その他

その他として採炭、掘進以外の費用が坑内で発生するが、これについては現状稼行区域の坑内を参考にして算出する。

坑外移行区域（坑内）の採炭、掘進以外の費用は225千トン生産時は113千ドルとする。これに対しPlanning areaの600千トン生産時を次のように算出する。

$$113 \text{ 千ドル} \times 600 \text{ 千トン} / 225 \text{ 千トン} = 305 \text{ 千ドル}$$

そして、増産期間中は10多ずつ増加するものとする。

表1-40 その他坑内費用（採炭・掘進以外）

(10³US\$)

年度	1986	1987	1988	1989~2005
発生額	229	252	277	305

9.1.3 減価償却費 (Depreciation and Amortization)

減価償却の対象となるのは、7. 年度別設備投資計画に記述された設備・工事、主要岩石坑道及び創設費である。（表1-27参照）

減価償却費算出に際し下記の前提条件を与える。

▼ 前提条件

1. 原則的に全ての資産は取得した翌年度を償却開始年度とするが、生産開始年次（1986年）以前の取得については1987年を償却開始年度とする。
 2. 償却方法は全て定額法を採用し、未償却残高は耐用年数の最終年度末にゼロとなるようにした。
 3. 耐用年数は、石炭会社が示した範囲内で、各設備毎に使用する状況を勘案して定めた。したがって必ずしも法定耐用年数とは一致しない。
 4. Contingencyは償却の対象から除外した。
 5. 主要岩石坑道については、現状オンピリン民営では全て生産原価で処理しているようだが、本Studyでは、減価償却資産として建物と同じ耐用年数をもって償却する。
 6. 創設費については生産開始年次（1986年）以降50年で均等に償却する。
- 以上の前提条件をもって算出した年次別の償却額は表1-41の通りである。

Table 1-41 DEPRECIATION COST OF PLANNING AREA

Item	Year	Durable year	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005	Total
			65	83	112	141	170	206	235	267	298	337	376	394	413	431	444	467	489	515	541	567	6,557
Development drift	10-	10-	150	225	225	225	225	225	225	225	225	225	150	150	225	225	225	225	225	225	225	225	4,275
	8	8			668	668	668	668	667	667	667	667	668	668	668	668	667	667	667	667	667	667	10,680
	7	7			23	23	23	23	23	23	22	23	23	23	23	23	23	22	23	23	23	23	412
	7	7	169	253	253	253	252	252	337	253	252	252	252	253	254	254	253	252	252	252	253	254	5,055
	6	6			20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	360
	7	7	9	18	18	18	17	16	25	26	18	18	17	16	16	17	18	18	18	17	16	16	352
	5	5	60	120	120	120	120	69	18	27	36	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	1,185
	5	5	9	10	18	18	18	10	2	3	5	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	178
	11	11	4	7	7	7	7	7	7	6	6	5	5	6	7	7	7	7	7	7	6	6	128
	5	5	1	2				1	2				1	2				1	2				12
Underground	Auger drill	6	1	2	2				1	2	2				1	2	2				1	2	18
	Side dump loader	8	202	202	202	202	202	202	261	308	155	203	203	203	202	201	200	201	202	203	203	203	4,160
	Air legged drill	5	16	16	16	22	20	16	16	16	16	14	14	14	14	14	14	14	14	14	14	14	316
	Scrapper loader	6	12	12	12	12	11	18	12	12	12	12	11	11	12	12	12	12	11	11	12	12	241
	Auger drill	5	3	3	3	3	4	2	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	60
	Chain conveyor	7	81	81	81	81	82	82	115	57	81	81	80	81	82	83	82	81	81	80	81	82	1,635
	Gate belt conveyor	10			1	1	1	1	1	1	2	2	2	2	1	1	1	1	1	1	2	2	24
	Connection belt conveyor	10	1	2	3	3	3	3	3	3	3	2	2	2	3	3	3	3	3	3	3	3	53
	Section belt conveyor	9	128	166	166	166	166	166	166	166	166	103	115	166	166	166	166	166	166	165	167	167	3,169
	Electric battery locomotives	7	37	37	37	37	37	38	55	38	38	38	37	37	36	37	38	38	38	37	37	36	763
Surface	Battery charger & holder	11	13	13	13	13	13	13	13	13	13	13	20	13	13	13	13	13	13	13	13	13	267
	Mine car	8	51	69	69	69	69	69	68	86	55	54	69	69	69	69	69	69	69	68	69	69	1,348

1506443

1506443

Table 1-41 (CONTINUED)

(in US\$)

Item	Year	Durable year	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005	Total
			13	13	13	13	13	13	13	13	13	13	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	250
Construction & equipment	Hoist for maintenance	20	13	13	13	13	13	13	13	13	13	13	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	250
	Surface track	20	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	150
	Compressor station	20	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	1,000
	Work shop	20	13	13	13	13	13	13	13	13	13	13	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	250
	Sub station	20	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	200
	Power distribution	20	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	300
	Electric battery locomotives	7	17	17	17	17	17	17	17	17	17	17	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16	339
	Battery charger & holder	11	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	120
	Log loader	8	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	100
	Storage tank	20	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	35
Coal preparation	Raw coal bin	20	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	200
	Washing plant	20	75	75	75	75	75	75	75	75	75	75	75	75	75	75	75	75	75	75	75	75	1,500
	Refuse bin	20	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	40
	Settling pond	20	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	55
	Disposal dump yard	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	142
	Dump truck	6	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	200
	Loader	7	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	89
	Sub total		1,757	2,093	2,842	2,849	2,858	2,864	2,973	2,887	2,765	2,760	2,625	2,670	2,745	2,755	2,750	2,788	2,786	2,779	2,720	2,723	52,789
	Miscellaneous pre-production works	5	563	563	563	562	562																2,413
	Engineering	5	171	171	171	171	172																896
Others	Sub total		734	734	734	733	734																3,009
	Total		2,556	2,910	3,688	3,723	3,762	3,070	3,208	3,154	3,063	3,097	3,001	3,064	3,158	3,186	3,194	3,255	3,275	3,294	3,261	3,260	63,009

9.2 現状稼行区域

現状稼行区域及び管理部門の生産原価は、1978年12月に石炭公社オンビリン炭鉱のスタッフが作成した「A REVIEW OF MINING STUDIES FOR THE EXPANSION OF OMBILIN COAL MINES」をベースとして算出するが、Planning Area及び現在の採集状況をも考慮して計算する。

9.2.1 Mining Area

Mining Areaについては、ここで述べるまでもなく「A REVIEW OF MINING FOR THE EXPANSION OF OMBILIN COAL MINES」に記載されている。

1) Open-pit Mining Area

- (1) Tanah Hitam
- (2) Kandi
- (3) Sapan Dalam

2) Underground Mining Area

- (1) Tanah Hitam
- (2) Kandi
- (3) Sawah Rasau V and Sawah Luhng

9.2.2 石炭生産量

現状稼行区域からの石炭生産はOpen-pit, Underground合わせて、full 生産到達年次(1984年)で精炭400,000トンとする。

生産量は当初(1980年)精炭150,000トンから出発して年々増産していくものとする。

「A REVIEW OF MINING FOR THE EXPANSION OF OMBILIN COAL MINES」では精炭歩留は、Open-pit, Undergroundとも90%としているが、本Studyでは安全率を考慮して85%とする。これらの関係を表1-42に示す。

表1-42 現状稼行区域の石炭生産量

年 度		1980	1981	1982	1983	1984	1985	1986~ 2005
OP	原 炭	78	102	155	155	206	206	206
	精 炭	66	87	132	132	175	175	175
UG	原 炭	99	133	198	198	265	265	265
	精 炭	84	113	168	168	225	225	225
計	原 炭	177	235	353	353	471	471	471
	精 炭	150	200	300	300	400	400	400

(注) 1986年がPlanning Areaの生産開始年度
Undergroundの自走採掘導入は1982年からである。

Table. 1-43 INVESTMENT PLAN FOR CURRENT OPERATING AREA(OPEN CUT)

		Number of units	Purchase time	Unit price	Capital cost	Operating hrs./year	Rebuild		Replacement		Investment amount (10%US\$)																												
							Units	Years	Formulation	US\$/unit	Hours	Years	1980	1981	1982	1983	1984	1985	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005	Total
Overhaul/renovation	35 ton dump truck	2	1976(3 units) 1977(1 unit)	202,496	1,417,472	2,310	12,000	5	50x(202,496-10,890)	95,603	20,000	9	287	383				607	810			287	383			607	810			287	383			607	810			6,261	
	Roller(300P)	5	1974	215,266	1,076,430	2,940	10,000	3	40x215,266	86,114	16,000	5		431			1,076		431		1,076		431		1,076		431		1,076		431		1,076		431		1,076	7,535	
	Wheel scraper(19M)	3	1977(2 units) 1980(1 unit)	219,803	659,409	2,860	12,000	4	50x(219,803-9,680)	105,062	20,000	7	430			105	443			430		105	443			105	443			105	443			105	443			3,900	
	Hydraulic shovel(2.5M)	1	1976	312,439	312,439	2,970	12,500	4	45x312,439	149,568	25,000	6		312		72	141					312				141				312				141			312	1,671	
	F.C. wheel loader	1	1976	196,866	196,866	2,970	10,000	3	40x(196,866-16,540)	71,978	16,000	5		197				197		72		197		72			197		72		197		72		197		72	8,345	
	Blast hole rig	1	1977	215,656	215,656	—	—	—	—	—	—	—	10							216								216										432	
Coal handling	F.C. crawler loader	1	1979	114,837	114,837	2,300	10,000	4	50x114,837	57,419	16,000	7			57			115			57		115			57					115			57			573		
	Roller(620P)	1	1976	33,630	33,630	1,200	10,000	8	35x33,630	11,771	16,000	13				12																	34				52		
	Coal truck(6t)	4	1977	62,068	248,232	2,563	12,000	5	40x(62,068-2,251)	23,923	20,000	8		96				243			96				243			96					243			96	1,328		
General	Flat form truck(7t)	1	1975	47,878	47,878	1,500	—	—	—	—	16,000	11						43																			96		
	Personnel carrier	1	1976	46,377	46,377	—	—	—	—	—	—	10						46																			92		
	Tipper truck	1	1976	47,878	47,878	—	—	—	—	—	—	10						43																			96		
	Land rovers	4	1976	15,539	62,156	—	—	—	—	—	—	8					62					62												62			126		
	10t mobile crane	1	1976	127,596	127,596	—	—	—	—	—	—	15													128												128		
	Lubrication truck	1	1976	71,126	71,126	1,500	—	—	—	—	16,000	11						71																			142		
	Water sprinkler truck	1	1976	51,810	51,810	1,500	—	—	—	—	12,000	8					52					52															156		
	Fuel truck	1	1976	55,166	55,166	1,500	—	—	—	—	15,000	11						55																			110		
	Road grader	1	1976	120,152	120,152	2,915	10,000	3	40x(120,152-13,264)	42,755	16,000	5		120		43			120		43				120		43					120		43				815	
	Maintenance work shop	1	1977	481,445	481,445	—	—	—	—	—	—	40																											
	Total					5,356,575							217	1,539	57	232	1,771	855	1,815	772	115	1,862	638	1,188	255	478	2,241	810	911	777	558	1,511	318	1,426	34	773	1,951	648	26,758

9.2.3 Mining system

1) Open-pit Mining

現状通り、Wheel Scraper と Shovel Truck を使った Flexible mining とする。また、Coal transport system は 8 t Coal Truck を使用する。

Stripping Ratio は原炭ベースで 1 : 7 とする。

2) Underground Mining

現在は Compressed air pick hammer による後退式採炭法を採用しているが、将来 Planning Area において自走枠を導入した Drum Shearer による機械化採炭を予定している。その訓練の為の切羽として現状採行区域に 1983 年より自走枠の導入を計画する。

また、自走枠の導入と同時に現在の Sand filling 方式は廃止し、すべて無充填掘り出しとなる。

尚、坑道掘進は従来の手積方式から、1981 年以降は、サイドダンプローダーを使った機械化掘進とする。

9.2.4 設備投資計画

当然のことながら、対象となる範囲は、現在のオンピリン炭鉱全体（含む管理部門）の新規及び維持（更新）の投資である。そのうち坑内の新規設備投資と Open-pit の新規及び維持投資についてこの項では検討する。

また坑内の維持投資は、本 Study においては共通費として生産原価に計上する。

1) Open-pit Mining Equipment

「A REVIEW OF MINING STUDIES FOR THE EXPANSION OF OMBILIN COAL MINES」の 175,000 t.p.y (R.O.M) のケースの設備に Wheel Scraper 1 台を追加購入したものを必要設備とする。年次別の更新計画は「A REVIEW OF MINING STUDIES FOR THE EXPANSION OF OMBILIN COAL MINES」の考え方にそって求めた結果表 1-43 のようになる。ただし、各現有設備の購入時は石炭公社の資料から推定したものである。

また、移動可能設備については性能維持の為、途中で rebuild (overhaul) するが、これも設備投資に計上する。

2) Underground Mining Equipment

冒頭で述べた如く、自走枠、カッター、サイドダンプローダー等の新規投資のみを対象とし、現有設備の維持投資は共通費の中に含まれているものとする。

また、主要岩石坑道は設備投資と考えられるが、現状採行区域では考慮しない。表 1-44 に年次別の投資計画を示す。

9.2.5 在籍人員数

現状採行区域の人員は、表1-35に示した通りである。

9.2.6 Operating Cost

1) 労務費

在籍人員数に年平均収入を乗じたものを労務費とする。年平均収入は、Planning Areaで求めた1,020 US\$を使用する。

尚、Planning Areaと共通的な坑外部門の人員もここに算入する。

表1-45 年次別労務費

(10³US\$)

年 度	1980	1981	1982	1983	1984	1985~ 2005
Open cut	155	155	155	155	155	155
Underground	576	576	576	527	437	408
坑 外	818	818	818	769	716	716
計	1549	1549	1549	1451	1308	1279

2) Maintenance cost

(i) Open cut mining

(i)-1 Spare parts

設備の修繕維持に必要なSpare partsは、Tyre とその他に分けて算出する。(表1-46)

Tyre の取替については「A REVIEW OF MINING STUDIES FOR THE EXPANSION OF OMBILIN COAL MINES」と同様、Tyre の寿命とその設備の年間稼働時間により求めた。

その他のSpare Partsについては“Caterpillar formula”により理論的に求めた。

価額については「A REVIEW OF MINING STUDIES FOR THE EXPANSION OF OMBILIN COAL MINES」に掲載されているものは、1978年時点のものであるのでそれを21%上昇させて1980年の価額とした。

(i)-2 Explosives and Detonators for blasting

▼ 使用量

Overburden を剥土する際に overburden 1 BCM当りの使用量は次の様にした。ただし、全剥土量はstripping ratio 1:7より求めたものである。

ANFO	1 kg/overburden 12.4 BCM
Dolomite	ANFO×4%

Detonator Gelignite × 1/2

▼ 単 価

石炭公社の資料に記載されている数値は 1979 年の価格であるので 10% 上昇させて 1980 年の価格とした。

• ANFO 617 RP/kg × 1.1 = 679 RP/kg

• Gelignite 1,605 RP/kg × 1.1 = 1,766 RP/kg

• Detonator 512 RP/kg × 1.1 = 563 RP/個

1 US\$ = 620 RP とすると

• ANFO 1.10 US\$/kg

• Gelignite 2.85 US\$/kg

• Detonator 0.91 US\$/個

表 1-47 Open cut で使用する爆薬、雷管の金額

年 度		1980	1981	1982	1983	1981~ 2005
石炭生産(原炭)	t	78,000	102,000	155,000	155,000	206,000
Overburden	M ³	546,000	714,000	1,085,000	1,085,000	1,442,000
ANFO	使用量	kg	44,032	57,581	87,500	116,290
	金額	10 ³ US\$	48	63	96	128
Gelignite	使用量	kg	1,761	2,303	3,500	4,652
	金額	10 ³ US\$	5	7	10	13
Detonator	使用量	個	881	1,152	1,750	2,326
	金額	10 ³ US\$	1	1	2	2
計			54	71	108	143

(1)-3 油脂(養料油, 潤滑油)

各設備で消費される油脂の数量及び単価は「A REVIEW OF MINING STUDIES FOR THE EXPANSION OF OMBILIN COAL MINES」に従って求めた。(表 1-48)

▼ 消費量

各設備とも与えられた運転時間当りの消費量と年間の稼働時間を乗じて算出した。

▼ 単 価

与えられた原価は全て 1978 年時点の価格なのでその後の上昇を考慮して 2 倍した

ものを1980年の価格とした。

(2) Underground

(2)-1 採炭

自走枠に1る機械化採炭を1983年から計画しているが、その際には物品は殆んど使用しないとみてゼロとした。ただし、1980～82年の期間については従来通り単柱法の採炭なので物品の消費がある。その算出方法はPlanning Areaの単柱法と同様とし、その結果求めた金額が表1-49に示した通りである。

表1-49 採炭にかかる物品費

		1980	1981	1982
生産量(原炭)		99千ドル	133	198
物品費 (千円)	Explosives	6	8	11
	Timber	36	48	72
	Others	8	11	17
	計	50	67	100

(2)-2 掘進

▼ 掘進長

必要な掘進はすべて営業掘進として算出することは前にも述べた通りである。

年間の掘進長はPlanning Areaにおける原炭千トン当りの延を使用して算出した。

基礎となる原炭千トン当りの数値は次の通りである。

- ・ 4.2フーチ水平岩石 $620m \div 706千トン = 0.88m/千トン$
- ・ 4.2フーチ水平岩層 $4,040m \div 706千トン = 5.72m/千トン$
- ・ 2.4×2.4水平岩層 $4,220m \div 706千トン = 5.98m/千トン$

表1-50 現状採行区域における掘進長

		1980	1981	1982	1983	1984~ 2005
生産量(原炭)		99千トン	133	198	198	265
掘進 (m)	4.2 岩石	87	117	174	174	233
	4.2 岩 層	566	761	1,133	1,133	1,516
	2.4×2.4岩層	592	795	1,184	1,184	1,585
	計	1,245	1,673	2,491	2,491	3,334

▼ 物品の原単位

▼ 物品の単価

} Planning areaで使用したものを使用する。

Table 1-51 MATERIAL COST FOR ROAD EXCAVATION

		Unit consumption	Unit price	1980	1981	1982	1983	1984~ 2005
1. Road excavation	Performance	m		87	117	174	174	233
	Explosive	US\$ 10 ³	14.41	2.86	4	5	7	10
	Detonator	"	43	0.91	4	5	8	10
	Steel frame	"	241.1	0.58	12	16	24	33
	Flaker	"	0.32	12.90	0	0	1	1
	Rail	"	4.0	13.97	5	7	10	13
	4 inch	"	1	7.12	1	1	1	2
	2 inch	"	2	3.49	1	1	1	2
	Sleeper	"	4	1.41	0	1	1	1
	Others	"	(174)	5	6	9	9	12
Total		"		32	42	62	62	84
2. Road excavation	Performance	m		566	761	1,133	1,133	1,516
	Explosive	US\$ 10 ³	3.53	2.86	6	8	11	15
	Detonator	"	18	0.91	9	12	19	25
	Steel frame	"	241.1	0.58	79	106	158	212
	Flaker	"	0.53	12.90	4	5	8	10
	Rail	"	2.0	13.97	16	21	32	42
	2 inch	"	1	3.49	2	3	4	5
	1 inch	"	2	2.16	2	3	5	7
	Sleeper	"	2	1.41	2	2	3	4
	Others	"	(174)	20	27	41	41	54
Total		"		143	182	281	281	374
3. Road excavation	Performance	m		332	395	1,134	1,134	1,585
	Explosive	US\$ 10 ³	2.28	2.86	4	5	8	10
	Detonator	"	12	0.91	8	9	13	17
	Steel frame	"	-	-	-	-	-	-
	Flaker	"	1.02	12.90	3	10	15	21
	Rail	"	-	-	-	-	-	-
	2 inch	"	1	3.49	2	3	4	5
	1 inch	"	2	2.16	2	3	5	7
	Sleeper	"	-	-	-	-	-	-
	Others	"	(174)	4	5	8	8	10
Total		"		27	33	54	54	70
Grand total		"		108	144	207	207	288