

と今回のモデルのシミュレーションの結果は、エネルギーの潜在需要は、政府が現在の“高価格政策”を緩和する政策をとるならばエネルギー、特に石油需要は再度上昇傾向に転ずる程に大きいことを示唆している。というのは、80～83年の間のエネルギー需要減少は短期的な景気後退と、政府によるエネルギーの“高価格政策”によるものだからである。

結論的に、この予測の結果からいえることは、インドネシアにおけるエネルギー需要の伸びの長期的トレンドとしては、GDPの伸びを上回ることになる可能性が大きい。

6-4 褐炭誘導品の市場予備調査

(1) 発電用燃料市場

メタノールはディーゼル油に代替し得る燃料として期待されている。インドネシアでは地方において非常に多くの小規模なディーゼル発電機が使用されている。インドネシアのような途上国において電力需要は、さ程大きくなく大都市を除いて需要が集中しているわけでもないため、大規模な発電所と送電線によって電力供給を行うのに比べて地方における小規模発電設備による発電の方がむしろ、より経済的である。

インドネシアにおける電力供給は、現在 PLN（国営電力公社）系統と非 PLN（大部分は私企業による自家発電）系統とによって賄われている。PLNの統計によると、1982年の総発電能力は7,274MW*で、このうち、PLNの比率は、54.1%、3935MWであった。また、PLNが保有するディーゼル発電、およびガスタービン発電の能力は、1,812MWで、PLNの全能力の45.8%を占めている。なお1982年にPLNが消費したディーゼル油の総量は1,100千KLに達している。

一方、大部分の自家発電は、ディーゼルないしガスタービン能力によって賄われていると推定されるが、正確なところは不明である。というのも大部分の自家発電能力がジャワ島以外の遠隔地に設置されていることによる。

* この発電能力中には、次の自家発電能力は含まれない。

アサハン水力（603MW）、ジャティルハール水力（150MW）

ラセナ水力（165MW）、クラカタウ製鉄所石油水力（400MW）

アネカタンバンディーゼル（32.3MW）

従って、総ディーゼル能力（PLN+非PLN）を上記PLNの2倍とすると発電に消費されているディーゼル油は、1982年でおそらく2,000千KL以上に達したものと推定される。

現在、PLNは水力、地熱および石炭火力の増強を鋭意進めている。しかし、電力供給のなかで、今後も小規模なディーゼル発電やガスタービン発電が重要な位置を占め続けることは間違いないであろう。

事実、PLNの見通しによると、1995年での総発電能力は、19,500MWに達する

ものと推計されており、このうちディーゼルおよびガスタービン発電の能力は、20%を占めている。このため、PLNによる1995年のディーゼル油の消費量は2,600千 Kℓ に達すると推定されており、仮にこの数値に自家発分のディーゼル油の消費量を加えるとすると、発電用の総ディーゼル油の需要は、4,000千 Kℓ 程度になるものと予想される。そこで、もし小規模発電用の燃料が、ディーゼル油からメタノールに転換され得るとすれば、それはインドネシアにおける石油節約に大きな影響を与えることになろう。

しかし、メタノール使用において解決すべき基本的問題がある。たとえば、メタノールのセタン価がディーゼル油より低いために「新しいディーゼル発電機」の開発が必要となる。すなわち燃料としてのメタノールは、ディーゼルエンジンのように圧縮燃焼には適さず、火花点火エンジンに適しているということである。

このため、「新型ディーゼル発電機」が、各国で開発されているが、いずれもまだ研究開発の段階である。

メタノール使用におけるその他の問題は、メタノールの持つ低カロリー性という点である。そのため、もしメタノールが発電用燃料として使用される場合、ディーゼル油に比べてカロリーが低い分だけ追加の貯蔵タンクと輸送能力が必要となる。いずれにせよ、本調査において小規模発電機でメタノールを使用するためのスタディーを行うことは極めて重要だといえる。

(2) 輸送用燃料市場

メタノールはガソリン及びディーゼル油に代替し得るという点で自動車エンジン用代替燃料として最も期待がもてるもののひとつである。メタノールは石炭のガス化プロセスから得られる合成ガスを原料として生産できる。もちろん、石炭からのメタノール生産が経済的、技術的可能性を有しているか否かは、将来のエネルギー価格と需要、技術開発に依存していることはいうまでもない。

他方、ガソリンエンジン（オットーエンジン）に対するメタノールの利用については、この数年間、米国、西欧、日本においてガソリンとの混合、メタノール単体（ニート）使用の両面から研究が進められてきた。こうした研究の結果から、もしガソリン中のメタノールの比率が容量比 5%以下であるならば、エンジンの僅かな改良によって基本的にはエンジンに対して何ら悪影響を及ぼさないばかりが、オクタン価向上剤としてメタノールはエンジンの出力を上昇させる利点を有していることが明らかになっている。

Table 6-4-1 に示されるように1983年における輸送部門で消費された自動車ガソリンと自動車用軽油（ADO）は、各々68千B/D および63千B/D となっている。また、これら2つの燃料が全輸送用燃料に占める比率は、89%に達しており、輸送用燃料の大部分を占めている。

Table 6-4-1 Actual Fuel Consumption in Transportation Sector

	10 ³ B/D			
	1980	1981	1982	1983
Aviation Gas.	0.35	0.28	0.27	0.23
Aviation Turbo	8.9	10.2	10.7	10.1
Motor Gas.	65.8	71.9	71.4	67.7
Kerosene	-	-	-	-
ADO	50.2	55.4	63.3	63.1
IDO	3.1	3.0	3.0	2.8
FO	6.1	2.9	3.7	3.2
Total	134.6	143.7	152.3	147.0

Source: MIGAS

Table 6-4-2 Physical Properties of Alcohol and Gasoline

Fuel	Gasoline	Ethanol	Methanol
Chemical formula	~ C ₇ H ₁₆	C ₂ H ₅ OH	CH ₃ OH
Molecular weight	~ 100	46	32
Specific gravity (20°C)	0.75	0.790	0.794
Weight %			
C	~ 84	52.0	37.5
H	~ 16	13.0	12.5
O	0	35.0	50.0
Stoichiometric air fuel ratio	14.8	9.0	6.47
Lower calorific value (Kcal/kg)	10,500	6,400	4,800
Ratio of calorific value to gasoline	1.00	0.61	0.46
Calorific value based on stoichiometric air fuel ratio			
wet charge (Kcal/ air)	0.910	0.921	0.959
dry charge (Kcal/ mix)	0.899	0.889	0.887
Latent heat (Kcal/kg)	80	206	263
Latent heat based on stoichiometric air fuel ratio			
wet charge (Kcal/ air)	0.0069	0.030	0.053
dry charge (Kcal/ mix)	0.0068	0.028	0.046
The drop in temperature caused by evaporation of fuel based on stoichiometric air fuel ratio (°C)	~ 18	74	122
Octane number	91 (regular) 98 (premium)	110	109
MON	82 (regular) 88 (premium)	89	92
Cetane number	~ 12	8	3
Self ignition temperature (°C)	257	420	500
Flash point (°C)	-43	13	11
Flammability limit (vol %)	1.4-7.6	4.3-19	6.7-36
Biling point (°C)	20-210	78.3	64.5

Note: wet charge - assumes fuel is in a completely liquid form, the volume of which may be disregarded.

dry charge - where fuel is vaporized completely and is induced as mixture.

一方、今回 J I C A 調査団によって行われた長期需要見通しによると、ガソリンの伸びは1982/95 年で年率 5.6%となり、'95 年での需要量は 170千B/D に達すると推計される。

また、同期間の A D O の伸びは、4.1%となり、'95 年の需要量は 268千B/D となると見積もられている。これらの推計値は、過去4年間の実績からみると、あるいは過大評価に過ぎるかもしれない。しかし、確実にいえることは、ここ当分の間ガソリン車のみならず、ディーゼル車向けの燃料需要は、年々拡大していくであろうということである。したがって、もし乗用車、バス、トラック用の燃料のうち相当量がメタノールに代替されるとすれば、インドネシアの省石油政策に貢献するはずである。

一方、もしメタノールを単体で自動車燃料用に使用するのであれば、メタノールの使用に適した専用のエンジンの開発が必要である。日本の幾つかの自動車メーカーは、すでにニートメタノール使用のプロトタイプエンジンを開発している。

一般に自動車燃料としてのニートメタノールは、メタノール専用エンジンでの燃費の改善を通してメタノールの持つ低カロリーというガソリンに対する不利さをカバーし得るといわれている。メタノールエンジンからの排気ガスによる環境への影響は、ガソリンやディーゼル油のような炭化水素燃料による通常のエンジンから排出されるガスに比べて少ないとみられる。

しかし、現実のエネルギー市場において自動車燃料としてメタノールを使用することには、メタノールの給配システムの確立、メタノールの毒性問題への対応等依然としていくつかの問題がある。にもかかわらず、ニートメタノールないしはメタノールとガソリンの混合燃料は、輸送用燃料ガソリン需要の拡大に伴い将来インドネシアの燃料市場において、重要な地位を占めることが予想される。

(3) 化学品原料

1) メタノール

メタノールは合成ガスから直接生産される重要な化学品のひとつであり、他の化学品の原料に使用される他、Table 6-4-3 の「1982年におけるメタノール需要の内訳」に示されているように、それ以上の化学処理をしなくても溶剤としても使用される。

世界のメタノール生産能力と需要との間のバランスは、Fig. 6-4-1 に示されている。また、米セラニーズ社によって予測された世界需要の見通しは、Table 6-4-4 に示されている。これらの図、表から明らかなようにメタノールは過剰生産能力に悩んでおり、この傾向はここ数年続くことになりそう。

しかしながら、メタノールを自動車用燃料と発電用燃料としてニートないしは混合燃料として使用するための各種の調査努力がなされており、こうした努力が実って燃料としてメタノールの商業利用が可能となれば、メタノールの需給状況は著しく変化することになる。

一方、過剰生産能力のためにメタノールの価格は、Fig. 6-4-2 と、6-4-3 に示したように、原油及び他の原材料と比較しても低下してきている。

各地域ごとのメタノールの需給バランスは、Fig. 6-4-4 に描かれているが、日本を含むアジアにおいては、メタノールの消費は生産を上回っている。この理由は主としてナフサを原料とする旧式のメタノール生産装置が、新しく天然ガスを原料として生産し始めた装置に対して生産コスト面で競争力を持っていないため、操業停止に追い込まれていることから生じたものである。事実、合計 100 万トン／年を超える生産能力を持つ 6 基のプラントが、1981 年以来今日迄に廃棄された。アジア諸国におけるメタノールの消費と生産の状況は、Table 6-4-5 に示されているが、これは既に述べたことを改めて明らかにしている。

ところで、インドネシアではメタノールは主に合板用の接着剤として使用されている。基礎化学品総局による接着剤の需要見通しが、Table 6-4-6 に示されている。

接着剤の需要に見合ったメタノールの生産必要量もまた、調査団の推定に基づいて同じ表に表示されている。

他方、メタノールは酢酸の原料となるが、インドネシアは現在全ての酢酸を輸入に頼っている。プルタミナによると 1990 年の酢酸の需要は、たとえプラジューのテレフタル酸プラントが稼働したとしても、年間 15,000 トンに過ぎないとみられている。

しかし、この需要量は、標準的な酢酸製造プラントの規模が、年産 150,000 トン～ 200,000 トンであることからみて、商業規模のプラントを建てるにはあまりにも少ない量である。

Table 6-4-3 BREAKDOWN OF DEMAND FOR METHANOL in 1982

	U.S.A.	W. Europe	Japan
Formaline	30 %	50 %	47 %
Chloreomethane	9	6	3
DMT	4	4	1
Methylamine	4	4	2
MMA	4	3	6
Acetic acid	12	5	10
Solvent	10	6	6
MTBE	8	5	-
Gasoline blend	6	5	-
Others	13	12	25
Total	100	100	100
Demand (10 ³ Ton/y)	3,155	3,257	1,070

Fig 6-4-1.

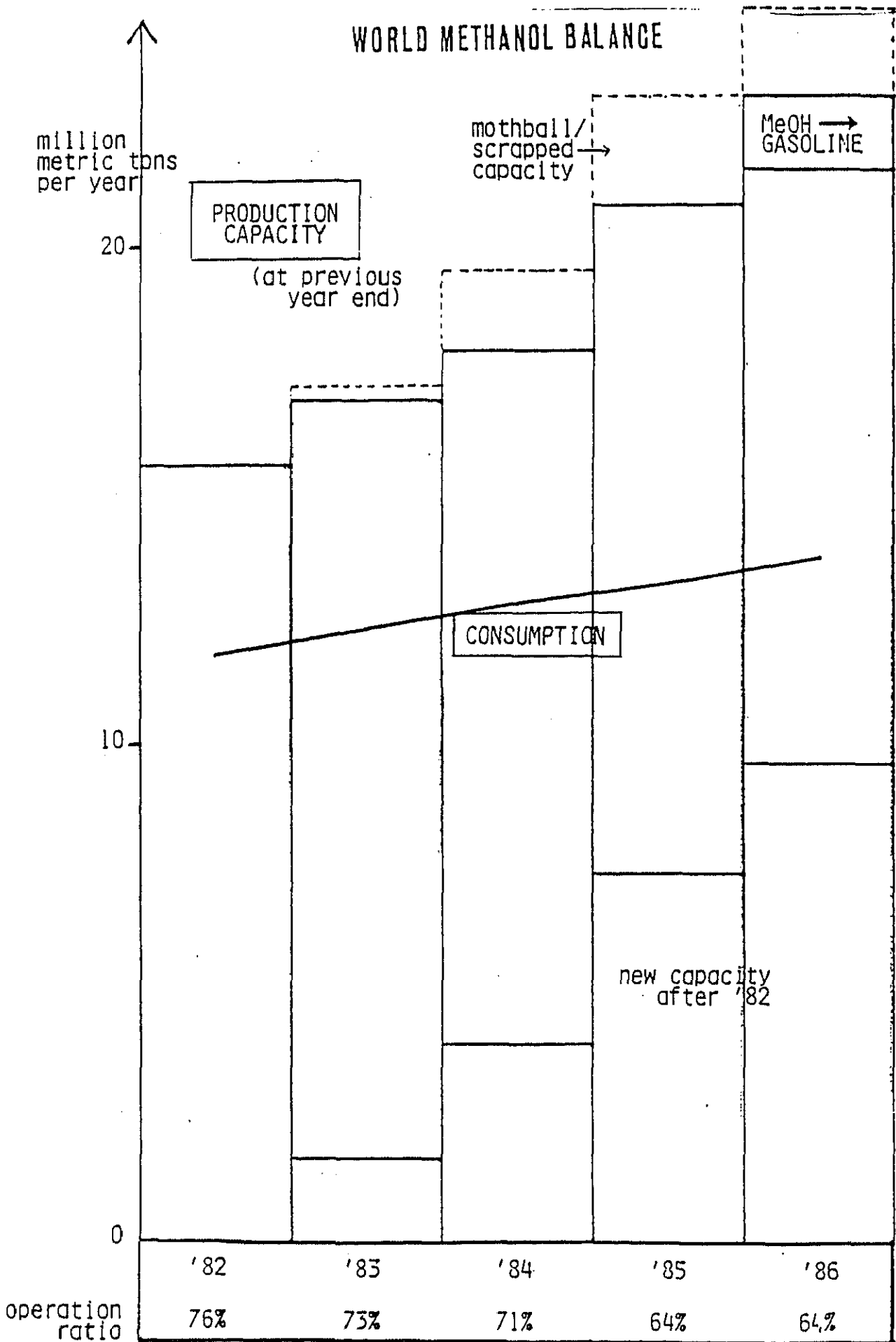


Table 6-4-4 WORLD DEMAND FORECAST FOR METHANOL

	(x 1,000 MT)									
	1980		1982		1985		1987		1990	
	World	USA	World	USA	World	USA	World	USA	World	USA
Current Uses	11,724	3,315	13,051	3,704	15,323	4,524	17,056	4,889	20,028	5,772
New Uses										
MTBE	316	241	558	362	784	543	859	603	949	678
Single Cell Protein	90	0	90	0	180	0	270	0	270	0
Fuels										
MTBE/tertiary butyl alcohol blend	30	30	196	166	603	452	904	678	1,205	904
Gasoline Blending	60	30	60	30	362	30	3,647	3,014	5,154	4,521
Peak Power Shaving	9	9	9	9	75	75	150	150	1,500	1,500
Total	12,229	3,625	13,964	4,271	17,327	5,624	22,888	9,334	29,115	13,382
Name Plate Capacity	14,937	4,150	17,017	4,557	22,065	5,790	27,551	8,776	34,182	13,304
Capacity Use (%)	82	87	82	94	79	98	83	100	85	100
Net US Imports		99		398		726		1,875		2,080

(Chem. Eng. News July, '80)

Fig 6-4-2 METHANOL MARKET PRICE TREND

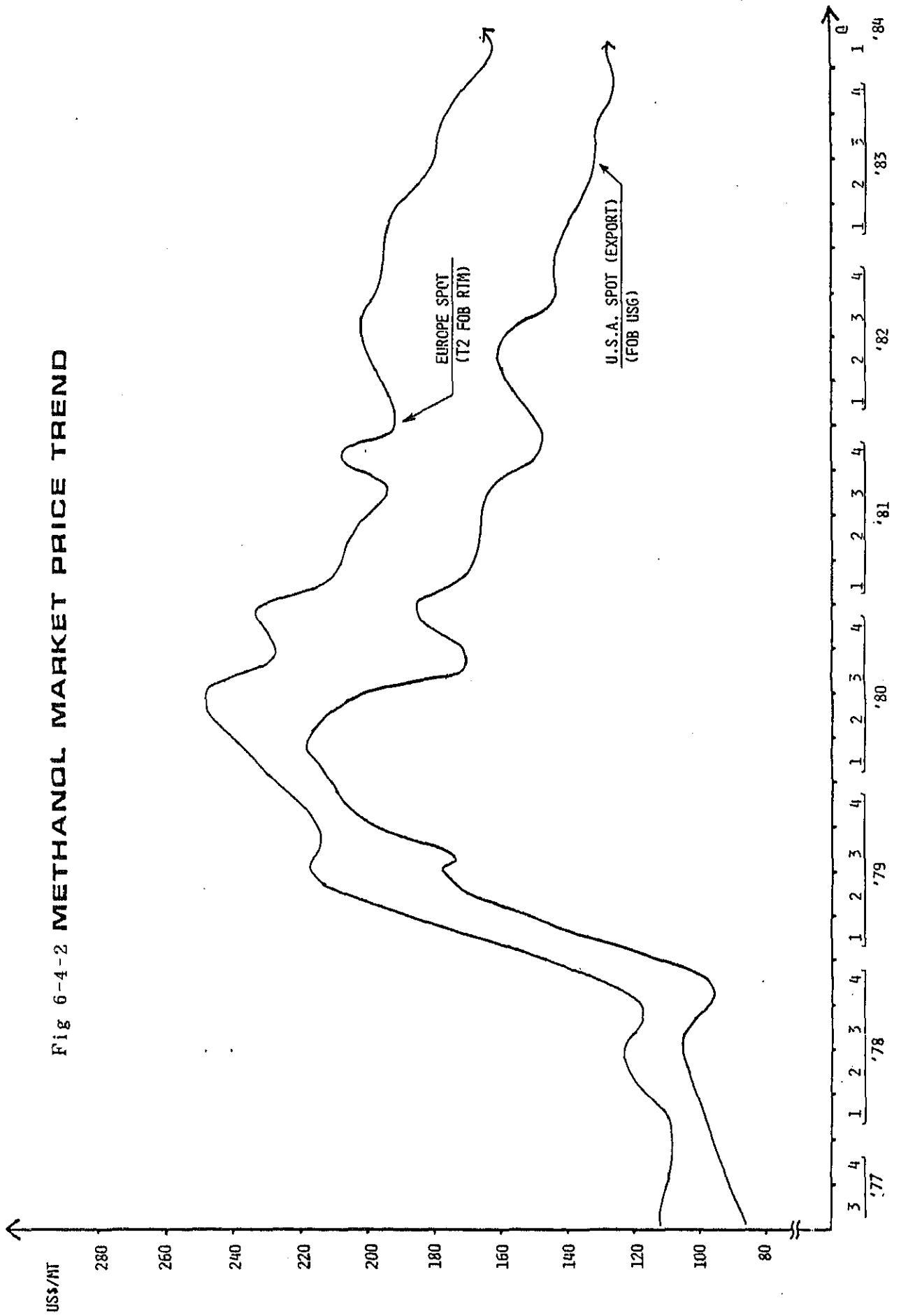


Fig 6-4-3 **FEEDSTOCK PRICE TREND**

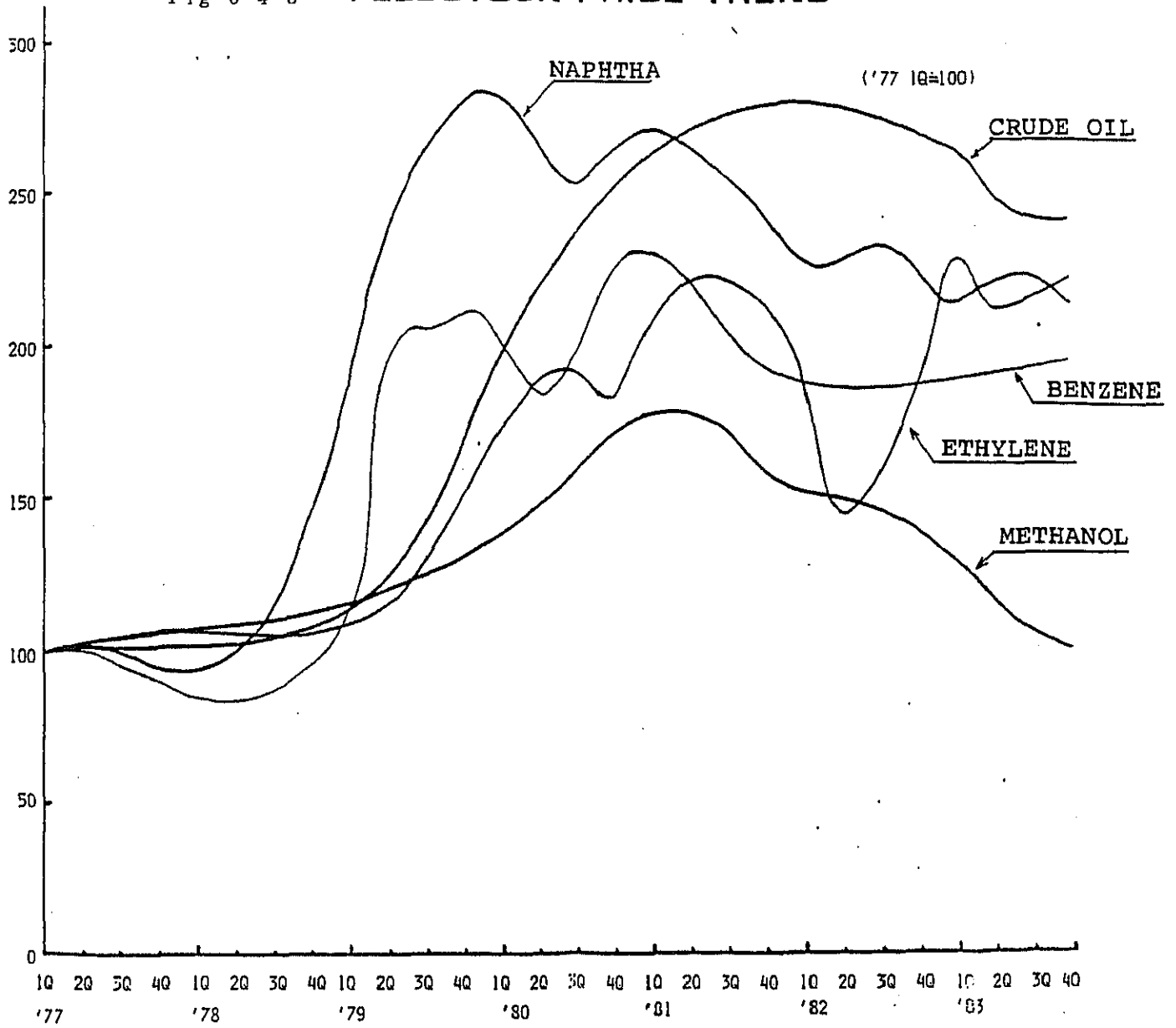


Fig 6-4-4 '84 METHANOL BALANCE OF EACH BLOCK

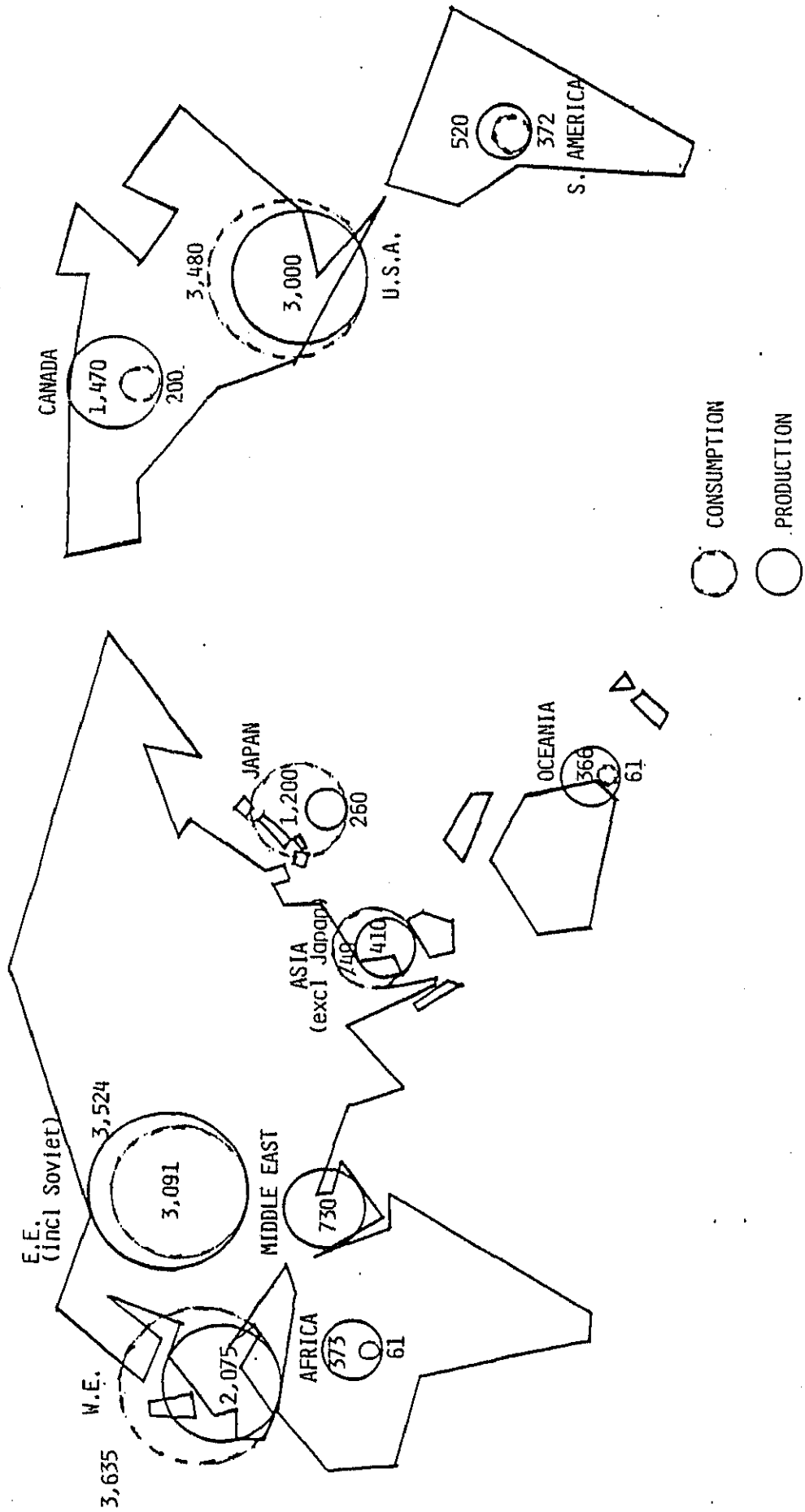


Table 6-4-5 DEMAND AND SUPPLY FORECAST FOR METHANOL IN ASIAN COUNTRIES

(UNIT: 1,000 TON/YEAR)

	JAPAN	KOREA	TAIWAN	PHILIPPINES	THAILAND	MALAYSIA	SINGAPORE	INDONESIA	INDIA	CHINA	TOTAL
1982											
Production	639	111	26	3	8	0	0	0	40	245	1,072
Import	474	0	89	16	8	50	40	35 *	50	0	
Export	16	13	0	0	0	15	15	0	0	30	
Consumption	1,097	98	115	19	16	35	25	35	90	215	1,800
1983											
Production	340	64	8	0	8	0	0	0	40	235	695
Import	845	49	121	20	10	41	60	46	40	0	
Export	12	0	0	0	0	11	40	0	0	20	
Consumption	1,173	113	129	20	18	30	20	46	80	215	1,899
1984											
Production	260	8	30	0	8	100	0	0	40	230	1,042
Import	950	110	120	20	12	40	80	65	45	0	
Export	10	0	0	0	0	105	60	0	0	10	
Consumption	1,200	118	150	20	20	35	20	65	85	220	1,994
1985											
Production	240	0	50	0	8	400	0	0	40	228	1,332
Import	1,030	125	120	21	12	0	40	80	50	0	
Export	10	0	0	0	0	365	20	0	0	3	
Consumption	1,260	125	170	21	20	35	20	80	90	225	2,112
1986											
Production	150	0	50	0	8	500	0	0	40	230	1,345
Import	1,130	130	130	22	13	0	20	90	55	0	
Export	5	0	0	0	0	465	0	0	0	0	
Consumption	1,275	130	180	22	21	35	20	90	95	230	2,165

* : According to Import Statistics, Indonesia imported 56,100 ton per year of methanol.

Table 6-4-6
INDONESIAN FERTILIZER PLANT CAPACITIES AND PRODUCTION POTENTIAL, 1981-90
(Product Tons)

Plant	Design Capacity (tpy)	Status	Projected Output ('000 tpy at 90% of design)										
			1981	1982	1983	1984	1985	1986	1987	1988	1989	1990	
Urea													
P.T. PUSRI I	100,000	Operating	38	90	90	90	90	90	90	90	90	90	90
P.T. PUSRI II	380,000	Operating	334	350	350	350	350	350	350	350	350	350	350
P.T. PUSRI III	570,000	Operating	527	513	513	513	513	513	513	513	513	513	513
P.T. PUSRI IV	570,000	Operating	579	513	513	513	513	513	513	513	513	513	513
Subtotal			1,478	1,466	1,466	1,466	1,466	1,466	1,466	1,466	1,466	1,466	1,466
P.T. Kujang I	570,000	Operating	528	513	513	513	513	513	513	513	513	513	513
P.T. Kujang II	570,000	Approved											
P.T. Kujang III	570,000	Possible											
P.T. Kaltim I	570,000	Commissioning											
P.T. Kaltim II	570,000	Approved											
P.T. Kaltim III	570,000	Approved											
P.T. Asean Aceh	570,000	Construction											
60% to Indonesia													
P.T. Iskanda Muda	570,000	Construction											
Total Urea			2,006	1,979	2,072	2,708	3,199	3,370	4,282	4,852	5,308	5,365	
Ammonium Sulfate													
P.T. Petrakimia I	150,000	Operating	135	135	135	135	135	135	135	135	135	135	135
P.T. Petrakimia II	250,000	Approved											
Total AS			135	135	135	135	135	135	135	135	135	135	135
Ammonia													
P.T. Kaltim I	165,000	Construction											
P.T. Kaltim II	165,000	Approved											
Total Ammonia													
TSP/DAP													
P.T. Petrokimia I	450,000	Operating	559	540	405	405	405	405	405	405	405	405	405
P.T. Petrokimia II	450,000	Construction											
P.T. Petrokimia III	450,000	Approved											
Total TSP/DAP			559	540	720	855	1,125	1,215	1,215	1,215	1,215	1,215	1,215

a. Actual data for 1981. Not including 15,000 tons of urea by P.T. Petrokimia I.

b. Kaltim I delayed into 1983. Kaltim II also assumed 1 year delay

Source: FUSRI data from Department of Industry, with later information.

Table 6-4-7

DEMAND FORECAST FOR METHANOL AND GLUE IN INDONESIA

	GLUE	METHANOL
1982	120,500 T/Y	42,200 T/Y
1983	192,800	67,500
1984	321,000	112,400
1985	385,600	135,000
1986	421,300	147,500
1987	505,000	176,800
1988		(205,000)
1989		(238,000)
1990		(276,000)

Note:

- 1) Figures in parenthesis is extrapolated one using a trend in the former three years.
- 2) Methanol consumptions are estimated by an assumption that 0.35 tons of methanol are required to produce 1.00 ton of glue.

以上を要約すると原料としてのメタノールの需要は1987年に 177,000トン、1990年には 276,000トンに達すると予測される。しかし、この予測はRepelita IVにに基づくものであって、インドネシア製合板の品質、輸入国側の事情等を考えるとこの予測はかなり楽観的と言えよう。フニュー島の年産 330,000トンのメタノールプラントが、1985年の後半に稼働することを考えると、化学品原料用としてのメタノール装置の新設は当面必要ないであろう。

燃料メタノールに関しては、燃料用としてメタノールが商業化された場合、メタノール需要が飛躍的に増加するということから、別な意味で慎重な調査が継続されるべきであろう。また、Table 6-4-5 から明らかのようにアジア諸国でのメタノール生産は、消費を下回っている。そのため、仮に本プロジェクトにおけるメタノールの生産コストが中東、オセアニア、その他地域からのメタノールに対して十分競合できるものであれば、インドネシアからメタノールを輸出するという機会が生じよう。

2) 肥料

尿素の需要は基礎化学品総局によって次のように推計されている。

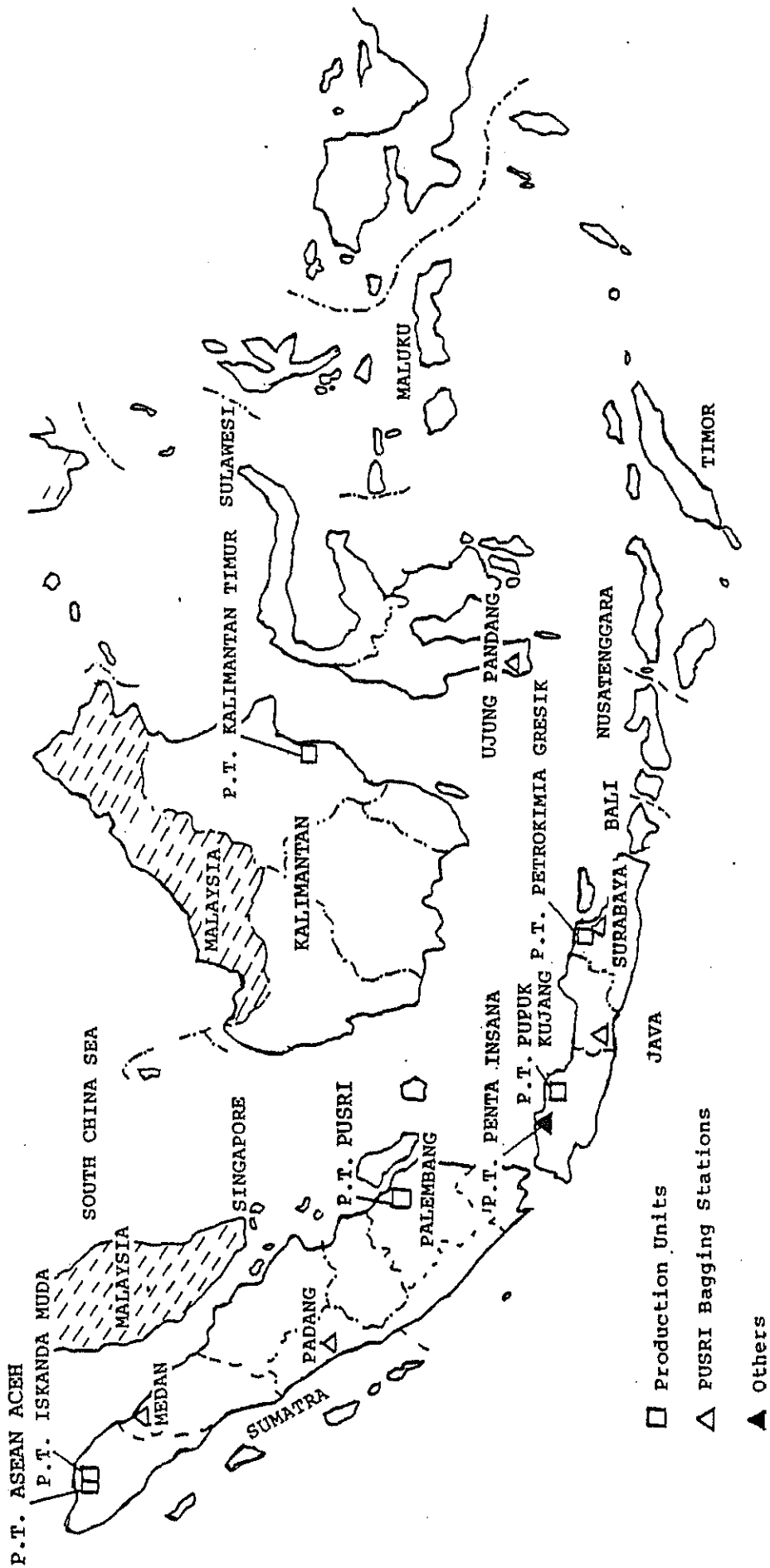
1985年	1986年	1987年
3,660,000トン/年	4,002,000トン/年	4,371,000トン/年

肥料生産に関するその他の見通しは、Table 6-4-7 に示されている。さらに、プラントの立地点は、Fig.6-4-5 に示されている。

この様に1990年までは天然ガスを原料とする装置の計画が完了し、一番遅れている計画でも現在引合いが為されている。従ってそれ以後の計画の内での本装置の検討となる。プスリでの原料天然ガスの埋蔵量の不足が問題と言われていたが、ムシでの新ガス田の発見に依り、この問題は解決済みのようである。

又、装置の建設地の分布をみると、国内消費用の新装置はスラウェシに建設するのが有利であろう。又インドネシアの肥料が輸出され始めていることを考えると輸出用新装置は北部スマトラが有利であろう。以上を要約すれば本プロジェクトでの肥料生産の可能性は、その生産コストが天然ガスを原料とする場合のそれを下回ることにかかってくるであろう。

Fig 6-4-5 Location of Fertilizer Production Units and Bagging Station



- Production Units
- △ PUSRI Bagging Stations
- ▲ Others

(1) 結 論

1) 長期エネルギー需給予測

- i) JICA調査団によって今回お行われた1995年までの長期エネルギー需給予測によるとインドネシアのエネルギーに対する潜在的需要は、依然としてかなり強い。特に石油製品需要のポテンシャルは、水力、石炭等の代替エネルギーの大幅な導入が実現したとしても、年率5%程度で増大する潜在需要を有している。
- ii) 部門別石油製品需要では、産業部門において今後急速に、石炭、天然ガスが導入されるものと予想されることから産業部門での石油製品（産業用軽油、重油）需要の伸びは低下する。このため、ガソリン、自動車用及び発電用軽油の比率が相対的に高まるものと予想され、これら燃料に対する代替エネルギーの開発が重要となる。
- iii) 長期的にみたエネルギー需要の水準を決定する最大の要因は、政府による価格政策である。すなわち、現行の高価格政策（インドネシア政府による適正価格政策）が、維持される限り、エネルギー消費の伸びは相対的に低いものとなろう。しかし、所得水準の向上を並行してこうした政策がとられる場合、問題が少ないものの、そうでない場合は国内的に多くのひずみを生じさせる可能性がある。したがって、政府にとってエネルギー需要と価格水準との調整が一層重要な課題となろう。

2) エネルギーおよび化学品市場

- i) ガスタービン発電機（燃料として軽油を使用）とディーゼル発電機に対する代替燃料としてメタノールを適用することは、その利用技術を含むより詳細なスタディーが必要であるが、将来における最も有望な用途といえる。
- ii) 自動車燃料としてメタノールを使用することは、ディーゼル油代替に比べて需要は少ないが、有望といえる。ただし、メタノール/ガソリンブレンドの毒性の影響と給配システムについてはインドネシアの地域的特性を考慮してさらに、調査されねばならない。
- iii) 尿素に対する需要は、インドネシアにおいても高いものが見込まれる。しかし石炭のガス化の経済的フィージビリティは、尿素の通常の原料である天然ガスの価格が、政策的に低い水準に定められているということから、むしろ政策的事柄として考えられる。南スマトラにおける天然ガス資源をプスリの肥料工場の原料として使うか、パイプラインを敷設してジャワへ燃料として供給するかの選択は、バンコ炭からの合成ガスの需要に重大な影響がある。したがって、尿素の需要については上述のような政策的価格の将来の

動向を考慮して今後さらに調査がなされるべきである。

iv) 山元での発電と高圧直流送電によるジャワへの電力供給は、ブキットアサム炭とバンコ炭の有効利用の面から極めて興味ある考え方のように思われる。このようなシステムは、総合的に高い効率の提供と通常の方式に比べて少ない投資額で済むことが期待できるためである。したがって、山元発電と直流送電に関する予備的調査は本調査の付属調査として実施されることが提案される。提案した予備調査においては、高圧直流送電と通常のシステムとの間の比較とともに、火力発電所における直接燃焼方式とガス化による複合発電システムとの比較検討を行うことが、主要テーマとなる。

v) 化学用のメタノール需要はここ当分の間低いレベルのままである。

(2) 提 言

市場に関する予備調査の結果としていくつかの付属的テーマが提案された。

その主要テーマは以下のようなものである。

- i) ガスタービン発電機、ディーゼル発電機の燃料としてのメタノールの市場開発調査
- ii) 山元発電と高圧直流送電に関する予備フィジビリティ調査
- iii) メタノールおよびメタノール/ガソリン混合燃料に対する安全性の評価

上記の付属調査テーマは、褐炭及び誘導品需要の市場評価に対して重要な役割をはたすと思われる。

したがって、戦略的調査段階の最後において検討される第2段階調査計画のなかでこれらの付属テーマが取り入れられることを提言する。

7. バンコ炭資源とその採炭コスト予備調査結果

7-1 バンコ炭に関するシェル社の調査結果

(1) 探査の概要

- i) 現地調査の結果得られた石炭・褐炭の探査データはバンコ地区のものに限られた。その他の地区については磁気テープにデータは記憶されているものの、コンピューターに依る解析が終らなければ使用することができない。
この為このレポートでは、主としてバンコ地区を探り上げている。他の地区についてはガス化試験の時期に、コンピューター解析結果を待って評価することが望ましい。
- ii) Fig 7-1-1 に示す様に、南スマトラの新第3紀層には、多くの夾炭層が発達している。特に中期パレンバン層に属するムアラエニム石炭層には多くの褐炭～瀝青炭層が発達している。
- iii) ロイヤル・ダッチ・シェル・グループの一員であるシェル・ミジョンパウ社は、インドネシアの石炭開発・輸出を目的とする子会社で、1973年10月にインドネシア石炭公社(PNTB)との間で、2年間の南スマトラ地区の石炭探査契約を結び、Fig. 7-1-2 に示す様な71,450 K \bar{m} の地域の探査権を得た。
- iv) 1974及び1975年に同社は2,000万\$以上の資金を投入し、9台の試錐機により平均150m、588カ所のボーリングを行った。その結果南スマトラには多量の石炭が存在することが分った。
総孔長約90,000mの約30%は2 1/2"のコア、残り70%はオープンホールであった。又同時に物理検層を実施している。分析したサンプル数は16,000で、揮発分、灰分、硫黄分、塩素分及び発熱量を分析している。
その結果Fig 7-1-3 に示す様に15の地域で深度50m迄に65億トンにも及ぶ褐炭埋蔵量が明らかとなった。
- v) 1976年5月に2年間の契約が終了し、シェル社は地域の75%に及ぶ探査権をPNTBへ返却した。この時シェルが再び探査権を保持した地域の基準は、200m迄の深度に10m以上の炭層が存在することとしている。更に海外市場へ供給できる品質及びコストということも配慮して同社は決めている。
- vi) 1976年6月から1978年3月に亘り、シェル社は保持した地域の中で最も有望なタンジュン・エニムの東南約150K \bar{m} の地域(バンコ地区)について追加の精査を行った。
このとき200~800mの間隔でコアボーリングを行ったので、通算としては490のボーリング及び、50のシャフト、トレンチ又はテストビットをこの地区に掘ったこととなる。490のボーリングのうち、435はNXコアボーリング(2 5/8")で更にそのうち380はワイヤーライン・ラグである。又これに加え、55の浅孔を、ポータブルウィンキルドリルで試錐している。試錐

Fig 7-1-1

中・南部スマトラ地質図

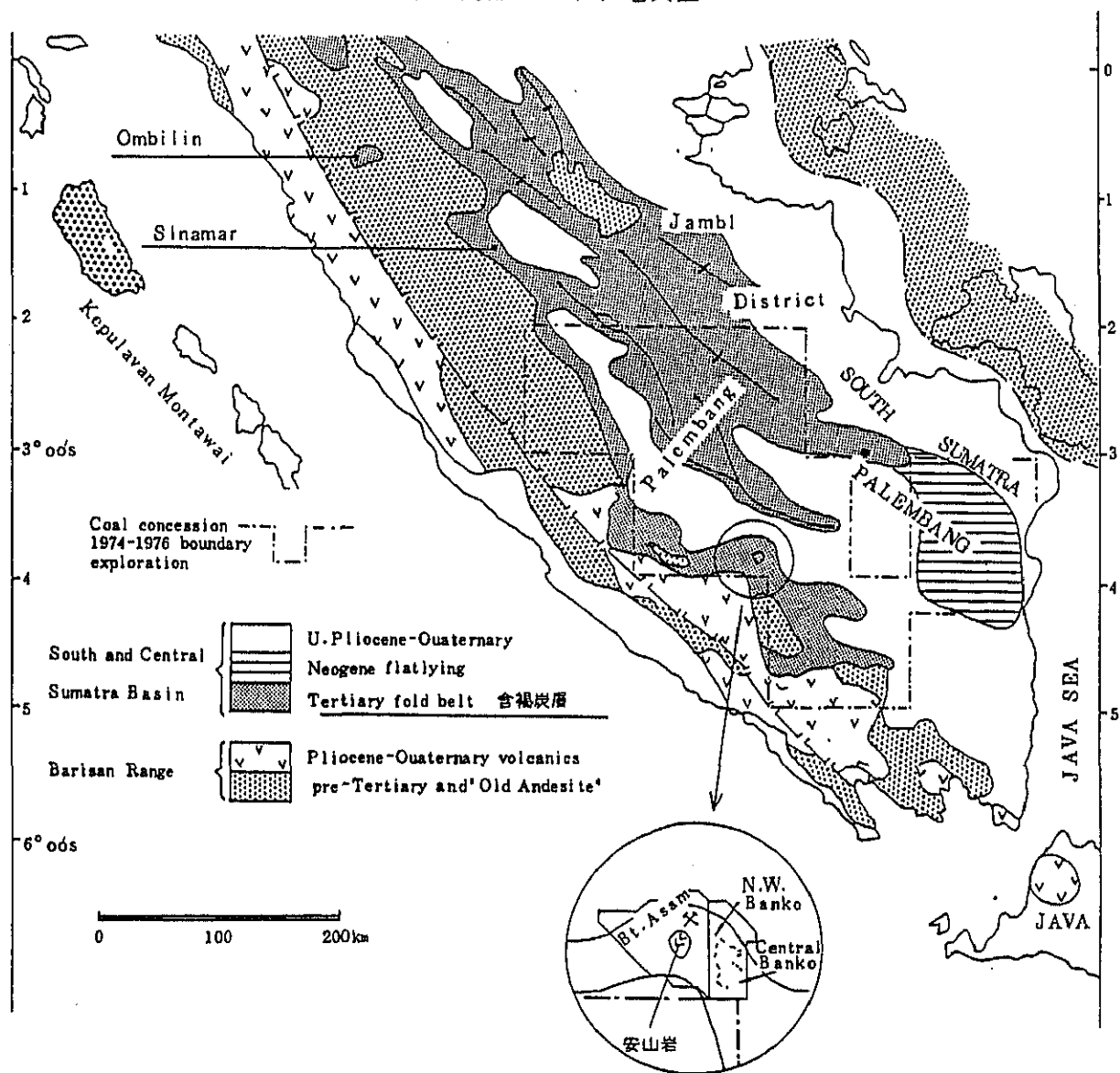
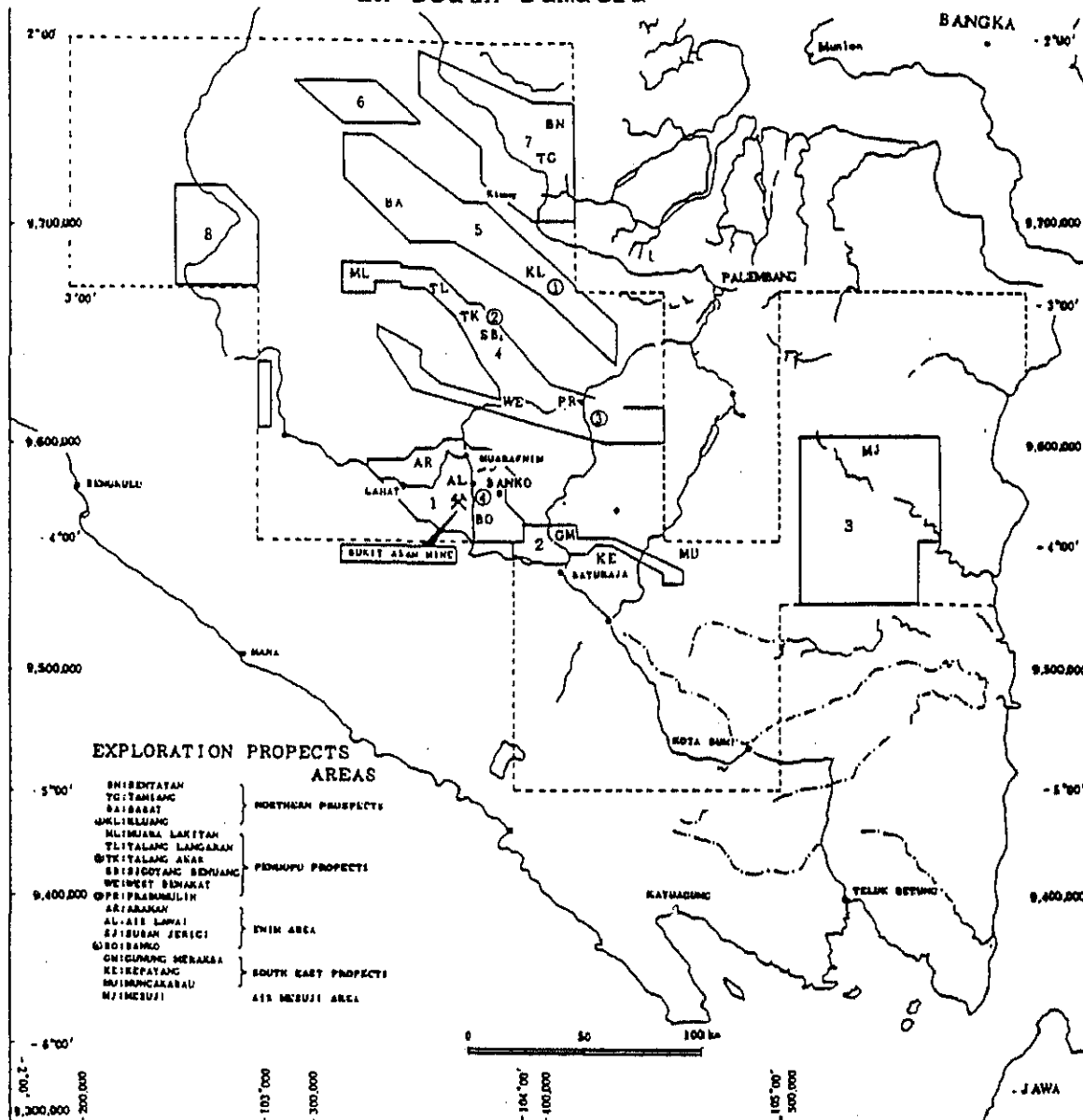


Fig 7-1-3 Map of Blocks for Coal Exploration in South Sumatra



Estimated Reserves in Major Blocks of South Sumatra Coal Field (up to 50 m in depth)

Approximate volumes of coal resources to 50 m. depth.

Area	million cubic metres
Bentayan	75
N. Tamiang	100
S. E. Tamiang	40
① N. Kluang	200
S. Kluang (Musi)	1,300
N. Babat	220
S. Babat	90
N. Pendopo (Muara Lakitan, Talang Langaran)	300
② Pendopo North Flank (Talang Akar, Sigoyang Benuang)	1,330
③ Prabumulih	400
West Enim (Arahan, Air Lawai)	120
④ East Enim (Banko, Suban Jerigi)	450
Merakka	110
Baturaja (Kepeyang, Muncakabau)	150
Mesuji	250
Total :	5,135

深さは15～215mで、その多くはペタイ層まで達している。総孔長は12,000m、総調査費は4,800万ドルといわれている。

この精査はNWバンコ、Wバンコ、Wセントラルバンコ及びセントラルバンコに区分されるバンコ地区全域に及び、特にNWバンコに集中している。

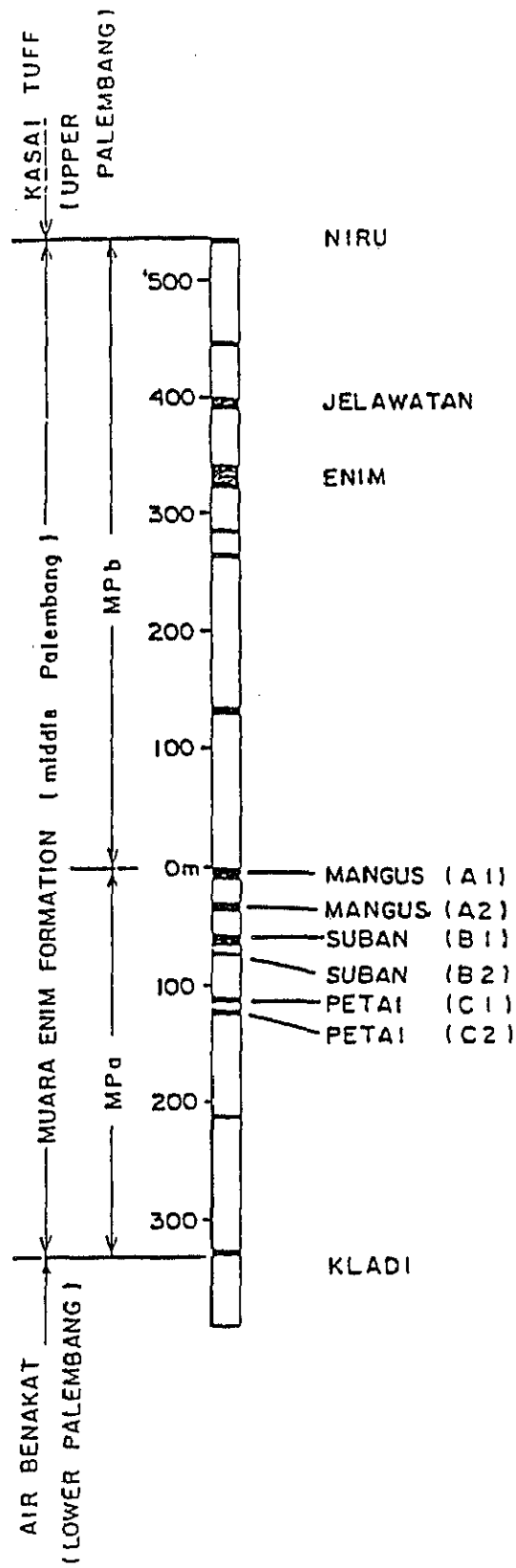
- vii) バンコ地区に隣接するスパン・ジェリジ地区は1975年の広域調査のときに予備調査を行っているが、1976～1978年の精査では対象となっていない。この為この地域についてのデータは少ない。
 - viii) 以上のデータはCOGEO-Bシステムを用いコンピューターに記憶されており、現在MTDCを中心とするインドネシア側で解析中である。
- (2) バンコ炭の分布賦存量及び性状
- 1) バンコ及びスパン・ジェリジ地区の地質状況
 - i) バンコ及びスパン・ジェリジ地区の総ての石炭層は中期パレンバン層に属するムアラ・エニム層に属し、その時代は上部第3紀である。
ムアラ・エニム層は大別して上部と下部中期パレンバン層に分けられる。前者にはジェラワタン及びエニム、後者にはマンガス(M1, M2)、スパン(S1, S2)及びペタイ(P1, P2)石炭層が、Fig.7-1-4に示す様に発達する。
 - ii) 当地区は4つの主構造線に支配され(走向NW-SE)、広域的にはドーム構造となっている。NWバンコとWバンコはエニム川に面する西部に、セントラル・バンコは南部に存在する。(Fig.7-1-5参照)
 - iii) 主な断層には、NWバンコ北部を東西に走る落差20mのもの、Wバンコの南部とセントラルバンコを境する南北に走るもの及びNスパン・ジェリジとEスパン・ジェリジを境する南北方向のものがある。(Fig.7-1-5)これら断層のうち或るものは著しい落差を示したり、石炭層の傾斜が著しく急になる。例えばWスパン・ジェリジでは300m以上の落差を示し、NWバンコ北部を東西方向に走るものでは、炭層の傾斜が70°にも達する。
 - iv) これらの地区の炭層の走向は、バンコ地区の東側及び西側ではほぼ南北、北側ではほぼ東西となっているが、南側ではかなりの褶曲を示し南北、東西及び北西などの走向を示す。これらの地層の傾斜は殆々15°以下の緩傾斜の部分が多いが、NWバンコの北限断層以北では、20°～30°の急傾斜となる。
 - v) これらの地区を構成する主たる岩石は固結の緩かな粘土岩、砂岩、シルト岩及び褐炭等よりなる。

2) 石炭の分布

i) 概要

バンコ及びスパン・ジェリジ地区での石炭層の分布を、Fig.7-1-5及び7-1-6に示す。この地区は褶曲を繰り返す盆地状構造を示す為、エニム川に

Fig. 7-1-4 Major Coal Seams in the Muara Enim Formation



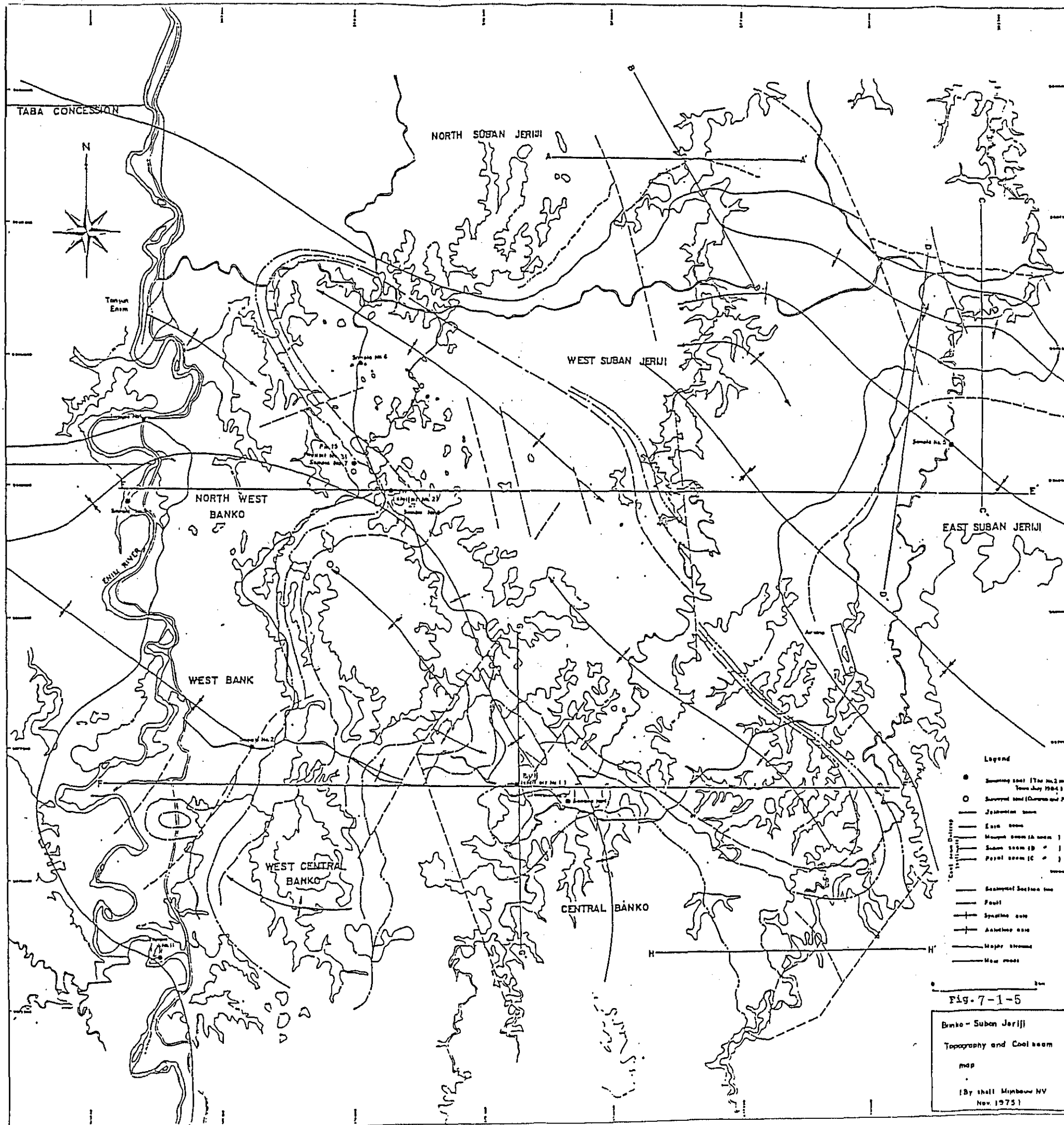
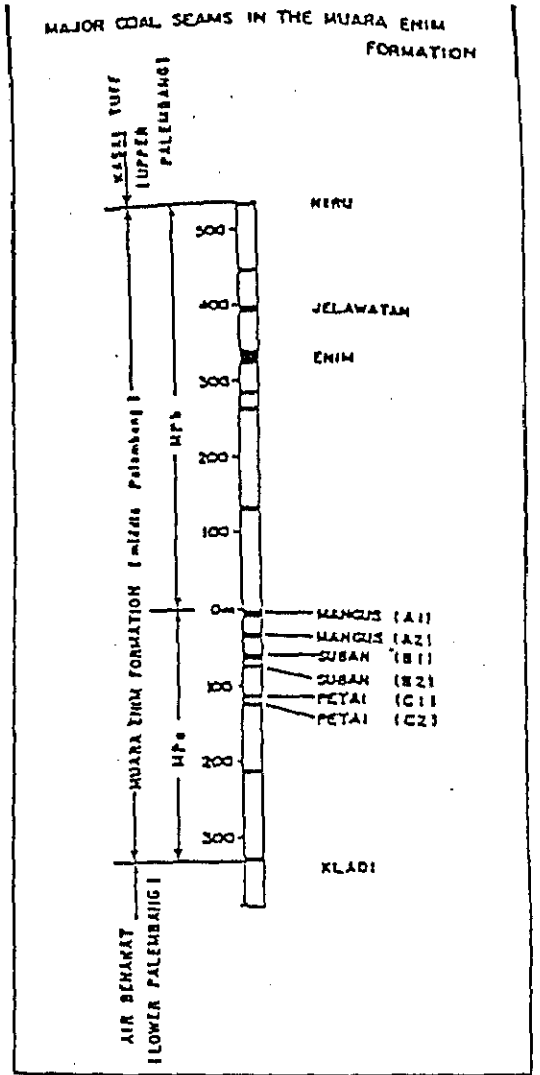
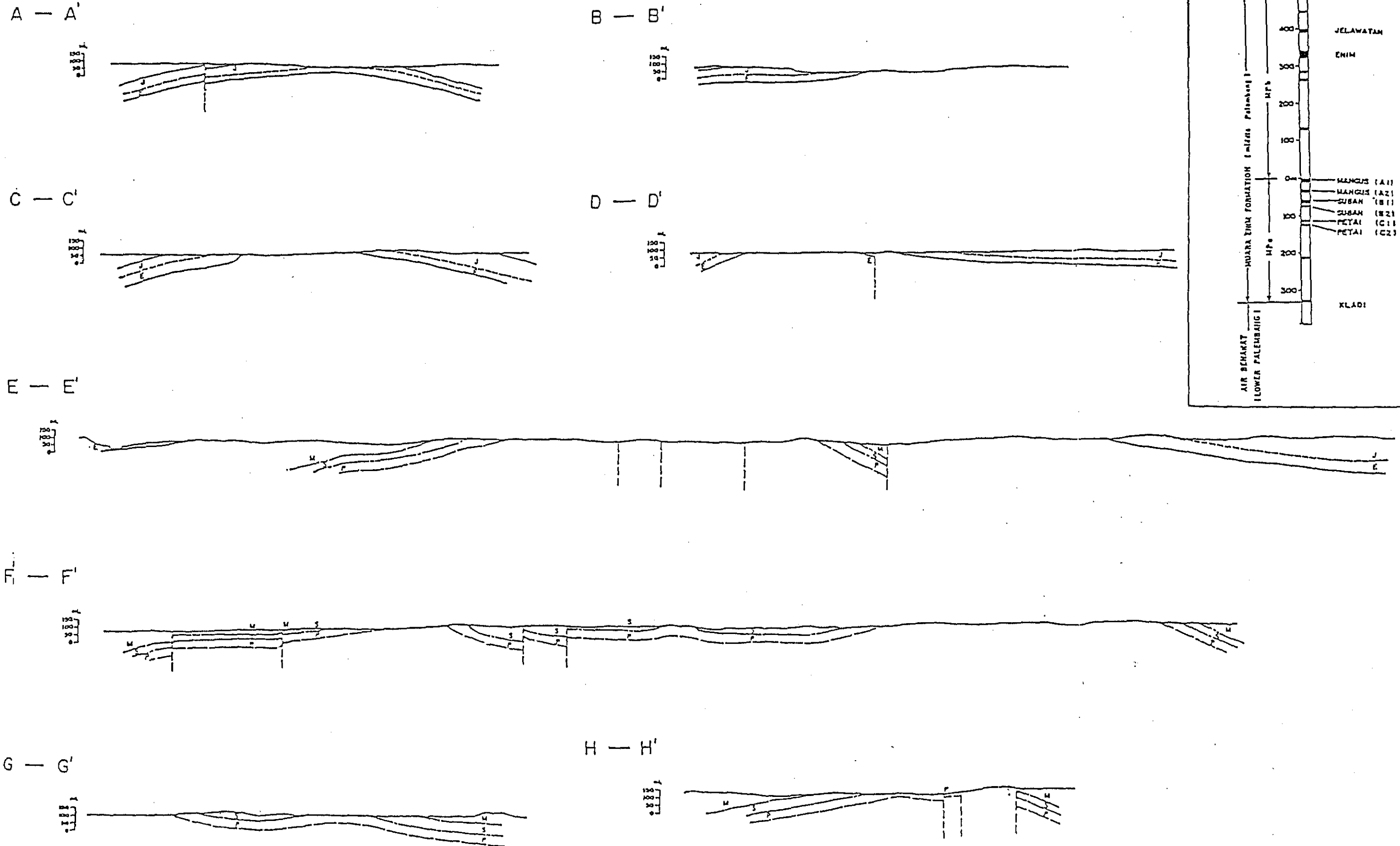


Fig. 7-1-6 Geological Section Map



地域、その北縁及び東縁側では、ジェラワタン及びエニムなどの上位炭層群が発達する。NWバンコからセントラルバンコにかけての内側の地域ではマンガス、スパン及びペタイなどの下位炭層群が発達する。特に、NWバンコ北限の断層以南からWバンコにかけては、前記の3層の発達が特に良好で且つ比較的安定した分布を示す。Fig.7-1-4 にムアラ・エニム層での主要炭層の柱状図を、Fig.7-1-7 にはNWバンコに於ける各層の柱状図を示す。

ii) 主な炭層

a) ジュラワタン層

本層はNスパン・ジェリジからEスパン・ジェリジにかけて発達する。しかし本層の経済的興味は、炭層の厚みが12mに達するNスパン・ジェリジ地区のみで、他地区では炭層が分層するか、消失している。ジェラワタン層での灰分は6～8%(m.f.)、硫黄分は0.25%(m.f.)以下である。発熱量は経済的に魅力ある6,800Kcal / Kg(d.a.f.)となっている。

b) エニム層

本層は本地区の縁部に沿って、Wバンコのエニム川岸からEスパン・ジェリジ、Nスパン・ジェリジへ分布する。本層はNスパン・ジェリジに於いて25m以上の厚みを示すが、他地域では通常15m程度である。炭層が良く発達しているところでは炭層中の6枚の優勢な夾みによって特徴づけられ、平均灰分は4～5%(m.f.)、平均硫黄分は0.25%(m.f.)以下である。水分含有量は40%を超え、下部炭層に比べて多い。

c) マンガス層

マンガス層は下部中期パレンバン層の上位層として発達し、エニム層の下部350～380mに位置する。本層は2～3又はそれ以上に分層する。その為上層をM1層、下層をM2層と呼ぶ。M1、M2層の厚さはそれぞれ平均9～10mである。マンガス層はNWバンコでは良く発達するが、Wセントラル・バンコでは薄層に分層し劣化する。尚、セントラル・バンコではマンガス層は存在しない。(Fig.7-1-8 参照)

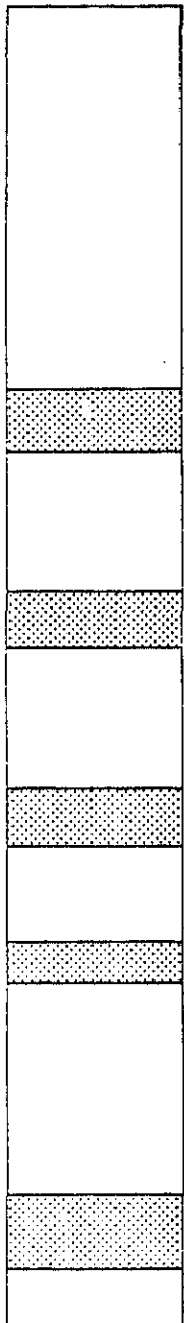
d) スパン層

Fig 7-1-7 に示す様にスパン層はマンガス層より10～20mの層間距離を置いて発達する。本層は暫々2～3又はそれ以上に分層する。従ってS1、S2層と呼ばれる。Fig.7-1-9 に示す様にこの層はバンコ地区では広くそして優勢に発達し、最も厚い部分では全層で約20mにも達する。NWバンコではS1層は12～18mと常に厚く、且つ安定して分布する。

e) ペタイ層

ペタイ層は、Fig.7-1-4 及び7-1-7 に示す様に、スパン層の下部に30～40m離れて存在する。全層として層厚は10～15mである。

Fig 7-1-7 Geologic Columnar Section of North West Banko Area

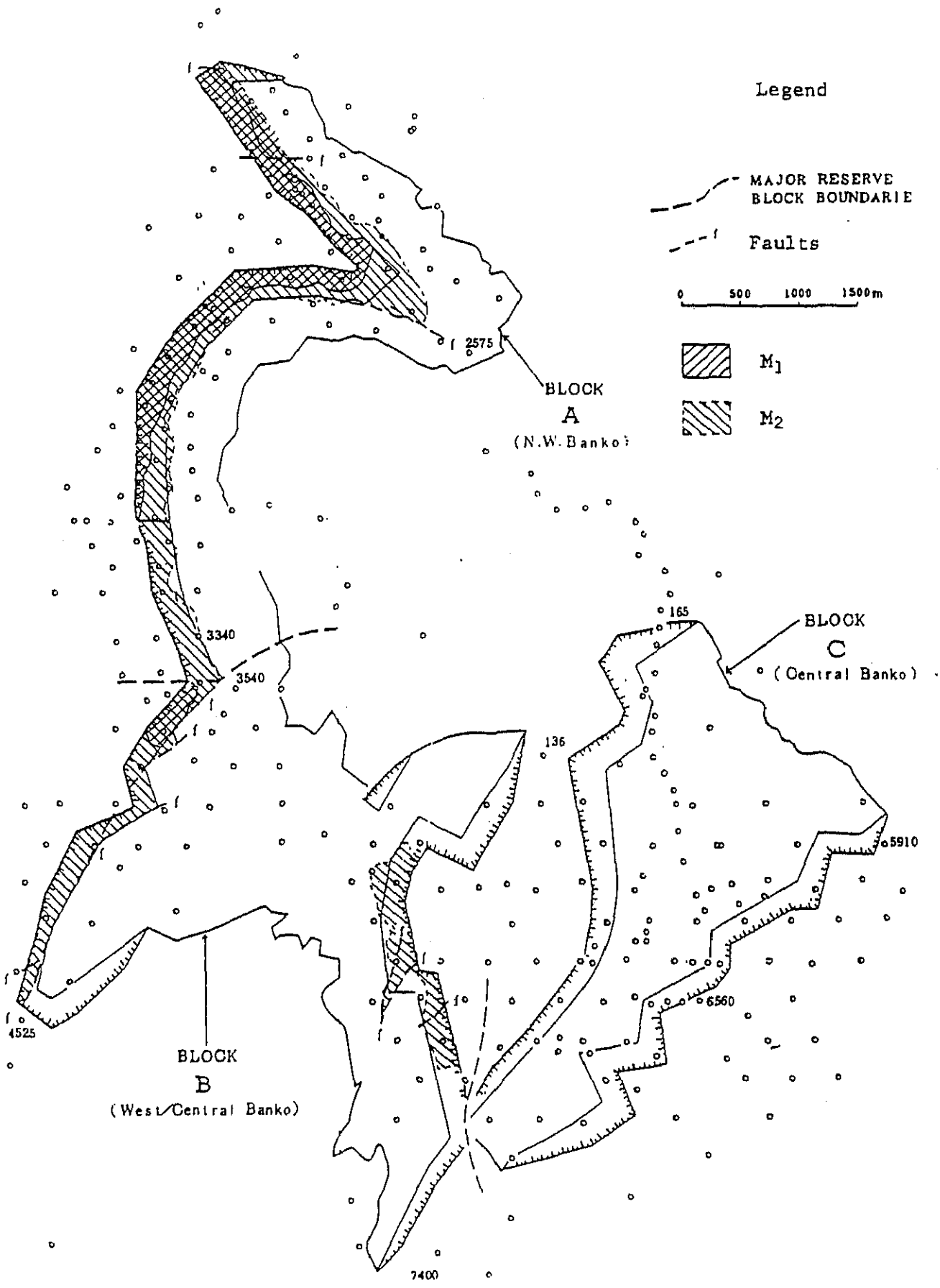


The figure shows a vertical columnar section of the geology. The column is divided into several layers, each with a distinct pattern or shading. From top to bottom, the layers are: a white layer (MO), a stippled layer (MA1), a white layer (MP), a stippled layer (MA2), a white layer (SO), a stippled layer (SU1), a white layer (SP), a stippled layer (SU2), a white layer (PO), a stippled layer (PE), and a white layer at the bottom.

SHELL NOTATION	ROCK UNIT NAME	REAL THICKNESS (m.)		
		Max.	Min.	Average
MO	MANGUS OVERBURDEN	-	-	
MA1	MANGUS 1 SEAM	12.1	4.6	9.2
MP	MANGUS PARTING	22.8	10.3	16.7
MA2	MANGUS 2 SEAM	11.8	8.4	10.4
SO	SUBAN OVERBURDEN	15.3	11.4	13.3
SU1	SUBAN 1 SEAM	13.7	9.5	12.5
SP	SUBAN PARTING	12.3	1.3	6.9
SU2	SUBAN 2 SEAM	5.5	4.2	-
PO	PETAI OVERBURDEN	43.5	28.1	36.3
PE	PETAI SEAM	12.4	10.4	11.5

Vertical scale approx. 1:1000

Fig 7-1-8 Range of Mangus Seam Covered by Reserve Calculations



Legend

MAJOR RESERVE
BLOCK BOUNDARIE

Faults

0 500 1000 1500m

M₁

M₂

BLOCK
A

(N.W. Banko)

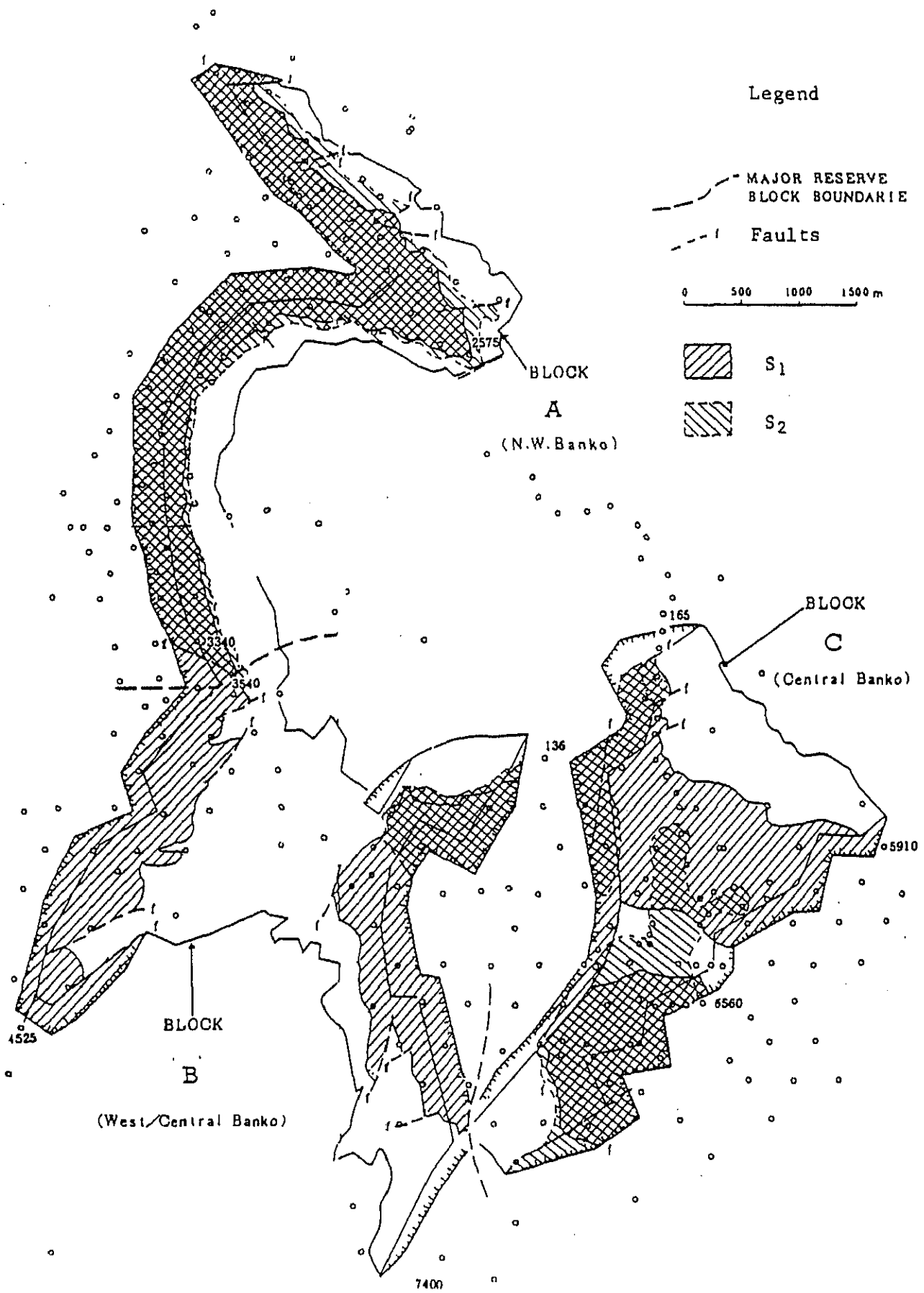
BLOCK
C

(Central Banko)

BLOCK
B

(West/Central Banko)

Fig 7-1-9 Range of Suban Seam Covered by Reserve Calculations



他の炭層と同じく、ペタイ層も2～3層に分層し、P1、P2層と呼ばれる。

NWバンコからセントラルバンコにかけて、ペタイ層は一定して分布するが、北部から南部に至る程夾みの発達が厚くなる。(Fig.7-1-10参照)

3) 賦存量

i) 概要

- a) 1974年以降シェル社が行った概査及び精査の結果、バンコ及びスパン・ジェリジ地区には897百万tもの埋蔵量が報告されている。
- b) スパン・ジェリジ地区では精査が行われていない為、この地区の賦量はいずれも乏しい。又剥土比も明らかでない。従ってこの地区の価値を評価するには、より詳細なデータの収集が必要である。

Table 7-1-1 SUMMARY of Coal Reserves

a r e a		C o a l R e s e r v e (M t)			
		Measured	Indicated	Infered	Total
B a n k o		435.5	—	—	435.5
Suban	North S.J.	—	—	242	242
Jeriji	East S.J.	—	—	219.9	219.9
T o t a l		435.5		461.9	897.4

ii) バンコ地区の石炭賦存量計算

- a) シェル社は1978年迄の調査結果に基づいてTable.7-1-2 及び 7-1-3にある前提条件下でバンコ地区の石炭賦存量を計算した結果、Table.7-1-4にある様に、A、B、Cの3ブロックの炭量を合計435.5百万tと計上している。各炭層の計算範囲はFig.7-1-8、7-1-9及び7-1-10に示してある。Fig.7-1-11に示す様に、400mの間隔でボーリングされた範囲が広いことから、計算結果はかなり精度が高いと思われる。
- b) 1983年にシェル社は、インドネシア政府の要請によりAブロック(NWバンコ及びWバンコの一部)の可採埋蔵量を見直した。その結果Table 7-1-5にある様、約100百万t強の結果を得ている。

4) 石炭性状

i) 一般性状

バンコ地区の褐炭は黒又は黒褐色を呈し光沢は余りない。比重は1.26～1.28、嵩比重は総水分30.4%で0.73である。

ii) 化学性状 (Table7-1-6, 7-1-7及びFig.7-1-12参照)

a) 総水分(TM)

バンコ炭のTMは28～38%であるが、バンコ地区の北から南へ行くにつれTMは高くなる。又ジェラワタンやエニム層の様に上位層群で更に高く

Fig. 7-1-10 Range of Petai Seam Covered by Reserve Calculations

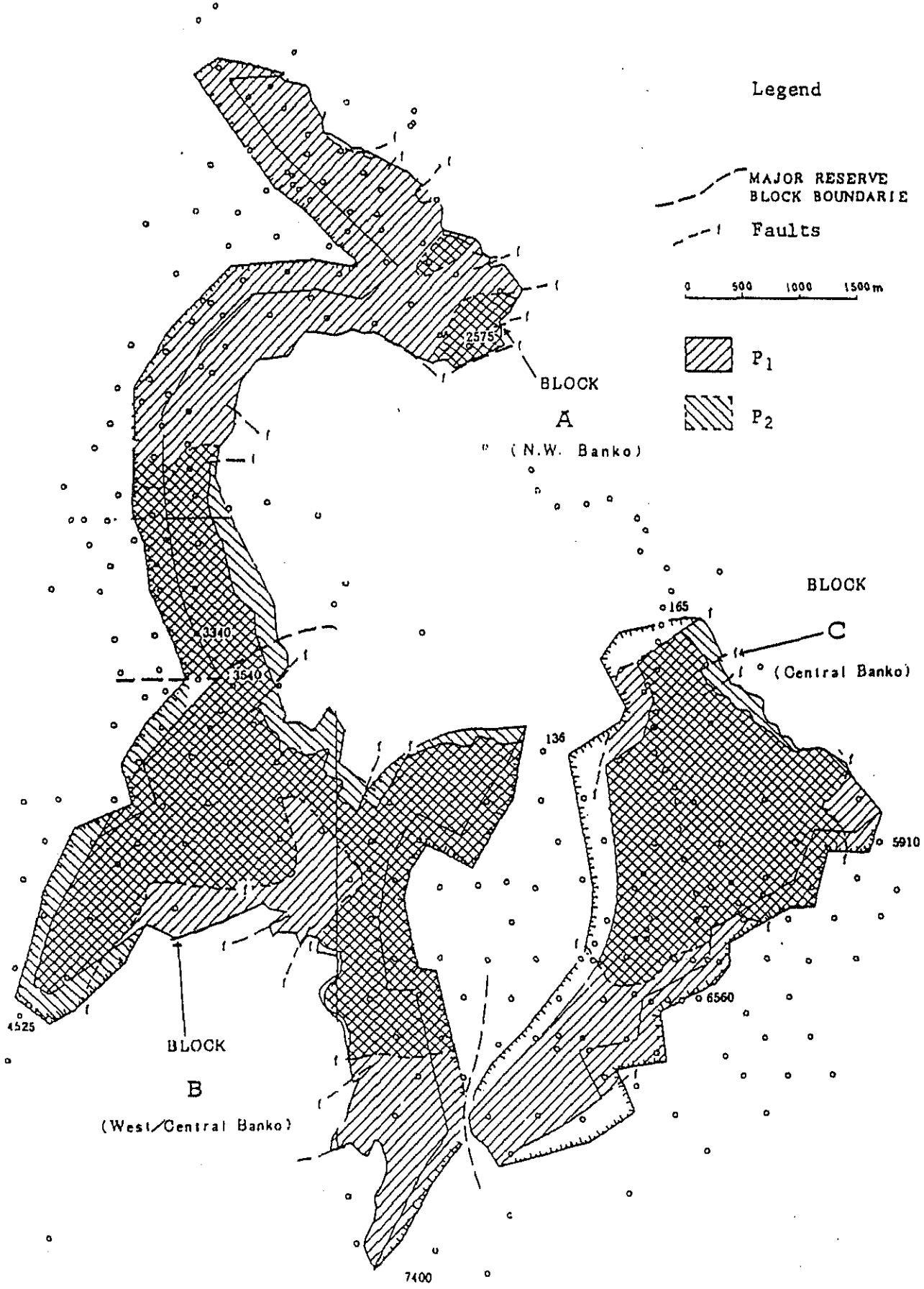


Table 7-1-2 Classification of Reserve Blocks by Shell
(1979)

Block	Descriptions
<p style="text-align: center;">A (N.W. Banko)</p>	<p>Northern limit: The east-west fault (with displacement of 20 m). In the north of the fault, dip of coal seams exceeds 15°.</p> <p>Southern limit: The NE-SW fault (estimated), located immediately next to the northern side of Borehole 3540.</p> <p>West side: Up to the depth of 100 m within the P₂ seam.</p> <p>East side: The outcrop of the P₂ seam (partly including a fault).</p>
<p style="text-align: center;">B (West Central Banko)</p>	<p>Northern limit: The boundary with the A-block and the NE-SW fault. The outcrop of the P₂ seam.</p> <p>Southern limit: West Banko - up to the depth of 100 m from the P₂ seam. Central Banko - the outcrop of the P₂ seam.</p> <p>East side: Up to the depth of 100 m from the P₂ seam.</p> <p>West side: The major fault.</p>
<p style="text-align: center;">C (Central Banko)</p>	<p>North side: The outcrop of the P₂ seam.</p> <p>South side: The outcrop of the P₂ seam.</p> <p>East side: River Air Lingi - a distance of 100 m is taken into account between the top of highwall and the river.</p> <p>West side: The major fault.</p>

Table 7-1-3 Criteria Taken by Shell for Calculation of Coal Reserves

Item	Criteria	Remarks
Dip of coal seams	Less than 15°	Steeper dip than 15° is only in the northernmost part of N.W. Banko.
Outcrop	Strike of outcrop was estimated by outcrops and analyses on geologic structure.	As far as N.W. Banko is concerned, most part of the strike of outcrop was determined based on such factors as pits and shallow boring.
Major faults	In general, displacement exceeding 40 m is regarded as faults.	
Depth	Up to 100 m	
Major topographic features	Only River Air Lingi is taken into consideration	Because it is difficult to change the route of the river, coal reserves available in the area were excluded from the calculation.
Slope stability angle of high-walls of pits at the final stage	20°	In the geotechnical report a 16° slope was recommended.
Thickness of coal seams	More than 2 m at minimum	Coal reserves measuring less than 2 m in thickness is negligible amount.
Chemical quality of brown coal	Ash content of less than 15% (dry base)	
Strip ratio	Less than 3 m ³ /total	In bank
Weathering	Weathering loss of 5%	Estimated
Specific gravity	Block A 1.28 Block B 1.27 Block C 1.26	In bank

Table 7-1-4 Coal Reserves in Banko Area

Block	Coal Seam	Reserves (10 ⁶ tons)	Strip Ratio m ³ /t	Chemical Composition (dry base %)			Calorific value (dry base) kcal/kg
				Ash	VM	T.S	
A	M	21.5	2	4-15	41.5-48	0.15-0.8	6.250 7.000
	S	52		4-13	51.5-47.5	0.2 -1.7	6.350 7.000
	P	56		5-14	41.5-48	0.3 -1.6	6.400 7.100
	Sub total	129.5					
B	M	3	1.5	5-13	43 -48	0.2 -0.8	6.200 6.850
	S	77		4-10	43 -47.5	0.2 -0.85	6.450 6.950
	P			6-16	40.5-47.5	0.3 -24	6.200 6.500
	Sub total	178.5					
C	M	-	2.5	-	-	-	-
	S	51		5-11	42 -48.5	0.2 -1.3	6.300 6.800
	P	76.5		6-16	40.5-46	0.3 -1.6	6.100 6.800
	Sub total	127.5					
	Total	435.5					

Table 7-1-5 Mineable Resources in the N.W. Bankoo
(By Shell, April, 1983)

Mining Conditions Cool Reserves and Strip Ratio	highwall/end wall slopes	
	15°	20°
Total coal available for mining (X10 ⁶ tonnes) Strip Ratio (m ³ /t)	126 2.82:1	124 2.67:1
Mineable Coal (X10 ⁶ tonnes) Strip Ratio (m ³ /t)	106 2.78:1	105 2.61:1

Fig. 7-1-11 Range Covered by Boring

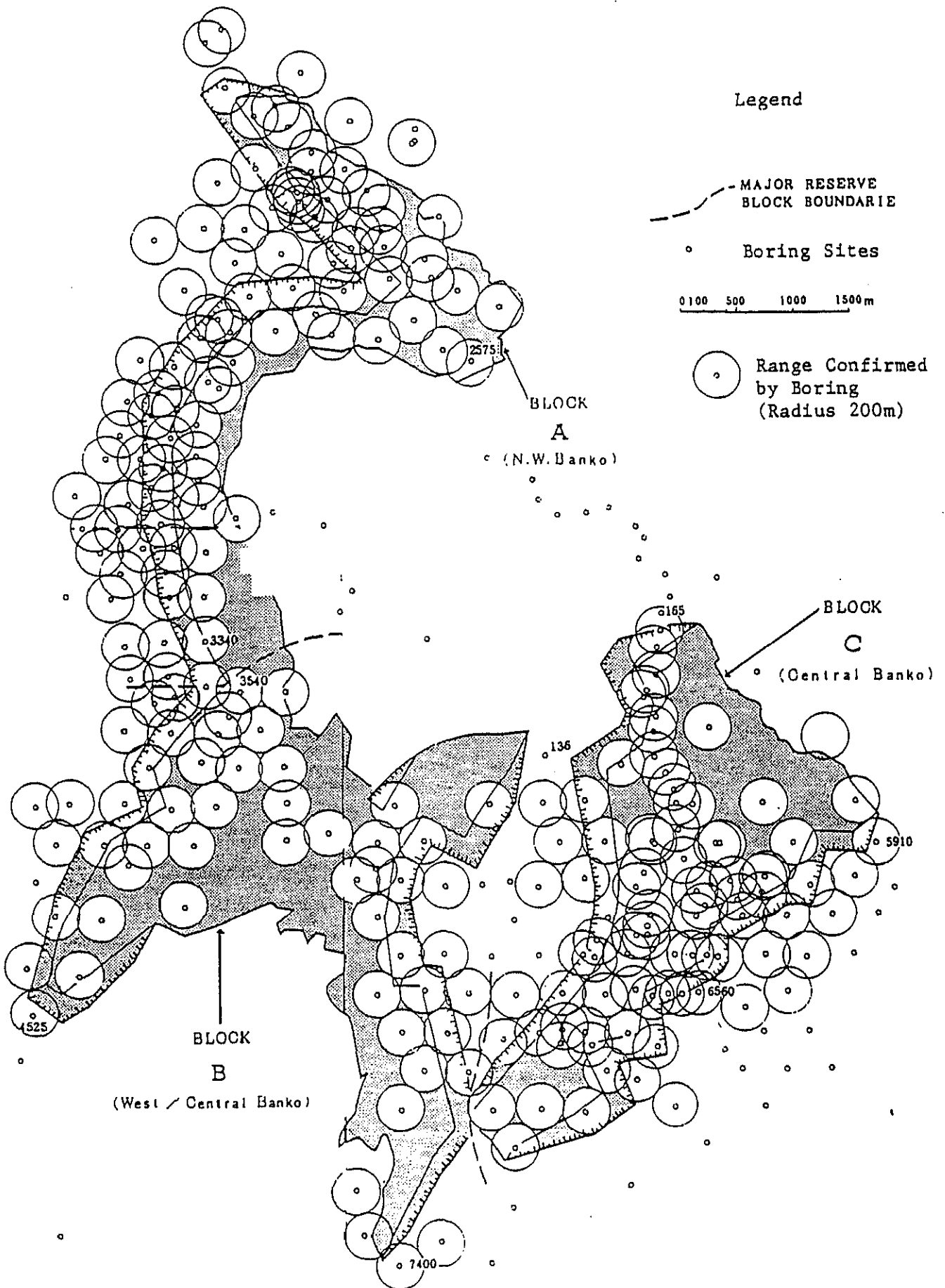


Table 7-1-6 Coal Quality of Each Coal Seam (Dry Basis)

SEAM COMPLEX	ASH (%)			VOL. MATTER (%)			GCV. (kcal/kg)			TOTAL SULPHUR (%)		
	Max.	Min.	Av.	Max.	Min.	Av.	Max.	Min.	Av.	Max.	Min.	Av.
Mangus 1	12.4	6.4	8.2	48.4	42.0	45.6	6785	6287	6647	0.79	0.34	0.57
Mangus 2	8.3	3.6	5.0	48.2	44.3	46.2	7056	6639	6910	0.33	0.15	0.23
Suban 1	9.0	3.9	5.9	47.4	43.8	45.9	6989	6853	6863	0.47	0.20	0.27
Suban 2	8.4	4.5	6.5	47.4	41.9	44.6	7009	6561	6836	1.72	0.62	1.09
Petai	15.7	5.6	8.0	45.8	41.9	44.5	6994	6247	6816	1.79	0.40	0.97

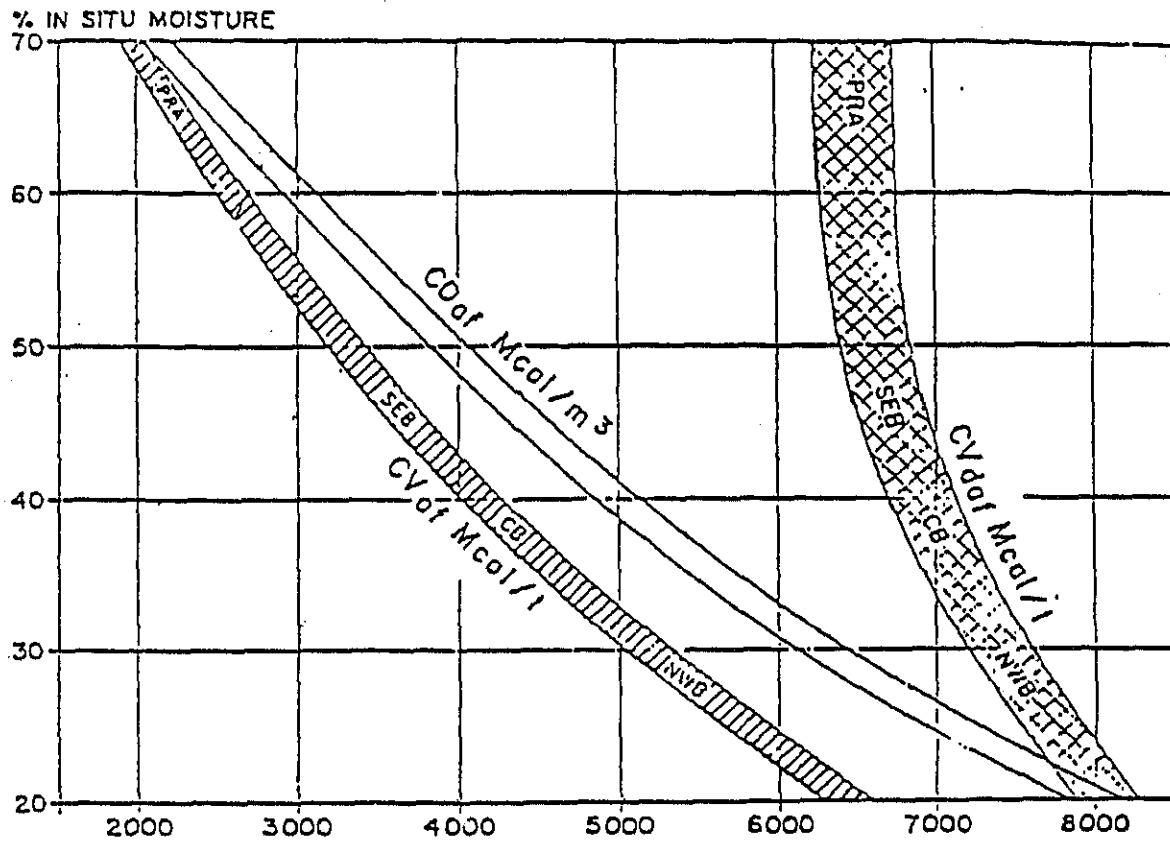
Table 7-1-7 Analytic Values of Coal Samples from Banko by Shell

Sampling Site (sampling time)	Coal Seam (m)	MOISTURE		Proximate Analytic Values (dry %)					Ash Fusion Temps (Reducing)					Ash Analysis (%)								Remarks
		(I.M.) (T.M.)		ASH	V.M.	F.C.	Sulphur	CV Kcal/kg	H.G.-I	I-D	H-T	P-T	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	MgO	CaO	Na ₂ O	K ₂ O	SO ₂	P ₂ O ₅	
		A-D	A-R																			
Shell Pit -BO 002 (1976)	Enim Seam Thickness* (11.4)	624	322	34	4810	4682	012	6760	612	1130	1380	1230	184	241	24	28	176	26	04	76	003	Shell Report (Nov 1976)
Shell Pit -028 (1976)	Suban-1 Seam Thickness* (5.15)	1498	337	513	4570	466	012	6790	620	1210	1360	1390	293	304	374	438	147	024	012	493	1.14	
Shell Pit -BO 090 (1976)	Mangus-2 Seam Thickness* (5.0)	994	375	48	464	466	022	6820	5537	1130	1160	1240	276	1728	183	683	167	243	040	865	0.92	
N. W. Banko No.23 Pit Central Banko No.1 Pit (1977)	Claystone Band	143	-	249	455	236	-	-	-	+1000	+1400	+1400	518	380	0.81	0.96	316	1.00	0.66	1.00	0.12	Short Report on APMC Trial
N. W. Banko (1980 7)	NA			499	3434	3848	022	5156														Directorate General of Mines Analysis

*Thickness of the coal seam subject to sampling

Sample	Total	Ultimate Analytic Results (including water content) (%)														Remarks
		C	H%	N	O%	Cl	S	Al	Ba	Ca	Fe	Mg	Na	Si	Sr	
0 0 2	3543	(6849)	((509)	(073)	(2344)	002	(021)	031	001	042	022	005	005	023		19083
0 2 8	349	4481	333	048	1533		014									
0 9 0	2423	(6623)	((617)	(055)	(2275)	001	(023)	063	001	042	013	011	001	053		19001
		4312	351	062	1588		013									
		(6569)	((519)	(111)	(2555)	001	(019)	036	001	031	011	009	005	039		19198
		4053	321	068	1580		012									
Shipped to Rawang	311	627 (ad)	46 (ad)	12 (ad)												Data provided by the Indonesian Government

Fig.7-1-12 Relations between in Situ Moisture and Specific Energy



Legend

Table 7-1-8 Relation between Ash Content and Na_2O

Ash content of Brown Coal	Sodium oxide units	Sodium oxide in ash
2.0	0.81	39.6
5.0	0.77	15.4
8.0	0.74	9.3
12.0	0.71	5.9
20.0	0.65	3.3
50.0	0.40	0.8

なる。

b) 揮発分 (VM)

バンコ炭のVMは42~48%であるが、バンコ地区では余り傾向ある変化はみられない。しかしペタイ層の様な下位層では若干VMが低い。

c) 灰分 (ASH)

灰分は4~16%であるが、6~8%のものが最も多い。しかしWセントラル及びセントラルバンコでは多くの夾みが発達するので、NWバンコに比べ、これら夾みの混入で灰分が多くなることが予想される。

d) 全硫黄分 (TS)

TSは0.2~1.8%で殆どが0.5%以下と少ない。

e) Na_2O (Table7-1-8参照)

バンコ地区全域に褐炭はNa分の多いことが知られてい、灰分中に4%以上の Na_2O を含む、地表より20~40mの風化帯では、Na分は地表水に依り洗い流され少ない。しかしそれより深い部分では再び濃集する傾向にあるという。

Table7-1-9はNWバンコ炭の平均的性状を示している。

Ash (%)	6.7	
Volatile Matter (%)	45.4	
Gross C.V. (Kcal/kg)	6820	
Total Sulphur (%)	0.59	
In-situ Moisture (%)	25-45	(Range)
Sodium Oxide in Ash (%)	4-40	(Range)
" " below 40m (%)	12	(Average)

これらの数値は、1983年4月にシェル社がNWバンコ地区開発と同炭利用計画を検討した際に、その前提値として用いたものである。

Table7-1-9にある様に、NWバンコ炭は6.7%の灰分を含み、その灰分中に4~40%、深さ40m以下の部分では平均12%の Na_2O を含む。

(3) 採炭条件と採炭方法

1) NWバンコ地区の採炭条件

i) 採炭深さ

可採埋蔵量はピット底部の深さが地表から 100mとして計算されている。
但しピット底部は海拔40m以上としている。

ii) ピット最終傾斜角

20°

iii) 可採炭量及び剥土

炭層	平均厚 (m)	炭量 (百万 t)
M1	8.1	23.17
M2	8.6	28.02
S1	10.2	38.52
S2	3.8	14.90
P1 + P2	9.8	18.38
小計	—	123.04
合計		104.6*

*風化ロス 5%及び地質安全率10%、計15%のロスを見込む。

剥土 (百万 m) 273.1

剥土比 (m/t) 2.61 : 1

2) 採炭方法

下記の4つの採炭方法を検討した。

- ドラグライン
- ストリッピング・シャベル
- バケット・ホイール・エクスキャベータ
- シャベル及びトラック

その結果シャベル及びトラックを用いる方法がNWバンコ地区で最適の方法として提案されている。

その理由として

採炭の自由度が高い—数多くのシャベルとトラックを用いるので、採炭の自由度が増し、採炭が中断することがない。

採炭の選択度が高い—適切な機械を選ぶことに依り、選択的に炭層及び夾みを探掘でき、採炭ロスと混りが少なくなる。

経済性が高い—資本投下は少なくなるが運転費は高くなる。

3) 採炭機械の選択

i) 採掘

- フロント・エンド・ローダー

ー油圧パワー・シャベル

ーロープ・シャベル

ロープ・シャベルがその信頼性、生産性及び予備品の入手の容易性から選ばれている。しかしこの場合2つの基本的不利さがある。

a) シャベルの刃先が、急角度で掘ったピットの形状に沿って動き難いので、必要以上の土砂が石炭に混入したり、ピット底部を必要以上に掘ったりピット壁の崩落を起こす。

b) シャベルの刃先が粘土状のものに適する様に設計されていない。

しかしながらこれらの不利さは既にブキット・アサムで克服されているので、NWバンコでも克服されよう。

ii) 輸送

ーベルト・コンベア

ートラック

ベルト・コンベアは石炭であっても剥土であっても大量に長距離輸送する場合最も経済性の高いものであろう。

iii) 機械の組合せ

各種の機械の組合せにより、NWバンコでの最適な採炭方法が作り出せるが、シャベル・トラック及び長距離輸送に適したベルト・コンベアが最適であろう。

7-2 現地概査と石炭サンプル採取

(1) 地形と地質

1) 地形

- i) バンコ及びスパン・ジェリジ地区は全体的に雑木林と草原に覆われる丘陵地帯である。
- ii) 海拔40～100m前後である。
- iii) 人口は少なく人家もまばらであり、その周辺には小さな耕地がある。又小規模なゴム園がある。
- iv) これら小部落に通ずる道はあるものの、一般に狭い。降雨があるとこれらはぬかるみとなり、ジープでも通行困難となる個処がある。
- v) 本地区の主な川としてレンギ川が殆ど中央部に、東端にニル川が夫々南より北へ向って流れ、やがてはレマタン川へ注ぐ。
- vi) これらには鉄棒又はコンクリート製の橋が架っているが、これらの支流やその他小さい川に架かる橋は殆どが木製でかなりの個処で老朽化し、ジープの通過が不可能なものもある。
- vii) エスパン・ジェリジにはシェル社が1977～1978年の調査で用いたセスナ用の飛行場がある。

2) 地質

i) 気象条件

気候は典型的な熱帯性気候で暑く降雨時は温度が高い。雨期は10月又は11月より始まり、5月又は6月には乾期となる。1955～1975年の間の統計では、タンジュン・エニムでの平均年間降雨量は3,109mmである。雨期には午後遅く豪雨が降り、早朝には露となる。そして一般に厚い雲に覆われ14日以上も雨の降る日が続くこともあるが、その後1～3日降雨のない日が続く。乾期には晴天が続くが、時には夕立がある。

一般に乾期には南東の風が、雨期には北西の風が吹く。タンジュン・エニムでの気象についてはTable 7-2-1 参照。

ii) 表土の状況

本地区を構成する新第3紀の水成岩は一般に余り固結しておらず、粘土に近い状態である。これらが風化をうけ、地表近くはその風化帯に依って覆われている。その厚さは丘陵部で約10～15m、川の近くでは平均5m程度である。

(2) 露頭及び石炭サンプリング

- i) 少量の石炭サンプルを、バンコ、スパン・ジェリジ及びバツラジャ地区の石炭露頭部12カ所で分析用に採取した。

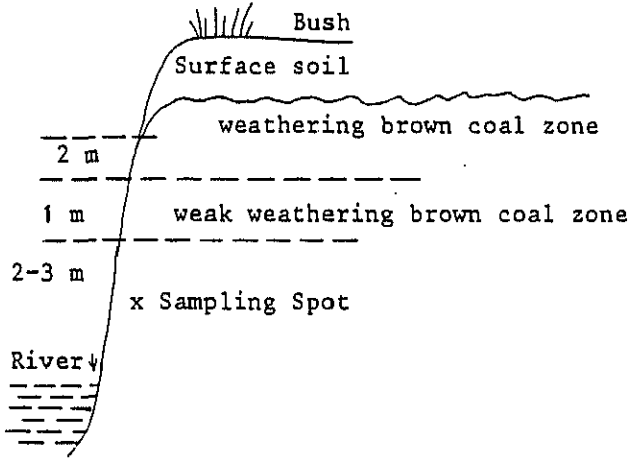
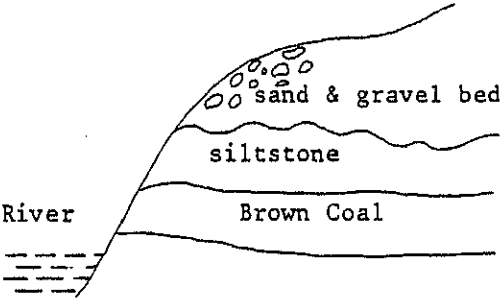
試料採取地点は、Fig.7-1-5 に、試料採取地点の状況はTable 7-2-2 に示し

Table 7-2-1 Climate Data for Tanjung Enim

		March, '83	August, '84
Monthly average temperature	°c	27.7	27.4
Monthly max. temperature	°c	34.0	33.5
Monthly min. temperature	°c	21.5	20.0
Monthly average relative humidity	%	78.2	72.8
Monthly max. relative humidity	%	99.0	99.0
Monthly min. relative humidity	%	48.0	41.0
Rainfall in one month	mm	432.7	140.7
Max. rainfall in 10 minutes	mm	19.0	10.7
Max. rainfall in 1 hour	mm	56.2	32.2
Max. rainfall in 1 day	mm	78.2	67.4
Average wind velocity	m/s	2.5	2.8
Max. wind velocity	m/s	8.0	8.0

Table 7-2-2 Brown Coal Sampling

Sampling date	Sample No.	Location	Conditions of-Sampling Spot									
July 19th	1	Enim River Riverside	<table style="width: 100%; border: none;"> <tr> <td style="text-align: center;"><u>Enim Seam</u></td> <td style="text-align: center;"><u>Brown Coal</u></td> </tr> <tr> <td>Coal bed outcrop its extension coal bed</td> <td>development of Riverside about 100 m thickness 3 m dip 5-10°</td> </tr> </table>	<u>Enim Seam</u>	<u>Brown Coal</u>	Coal bed outcrop its extension coal bed	development of Riverside about 100 m thickness 3 m dip 5-10°					
<u>Enim Seam</u>	<u>Brown Coal</u>											
Coal bed outcrop its extension coal bed	development of Riverside about 100 m thickness 3 m dip 5-10°											
	2	West Central Banko	<table style="width: 100%; border: none;"> <tr> <td style="text-align: center;"><u>Suban Seam</u></td> <td style="text-align: center;"><u>Brown Coal</u></td> </tr> <tr> <td>Coal bed outcrop</td> <td>2 x 5 m</td> </tr> </table>	<u>Suban Seam</u>	<u>Brown Coal</u>	Coal bed outcrop	2 x 5 m					
	<u>Suban Seam</u>	<u>Brown Coal</u>										
	Coal bed outcrop	2 x 5 m										
	3	Central Banko (shell pit No. 1)	<table style="width: 100%; border: none;"> <tr> <td style="text-align: center;"><u>Suban Seam</u></td> <td style="text-align: center;"><u>Brown Coal</u></td> </tr> <tr> <td colspan="2">Outcrops spread over an area of about 500 m x 50 m and brown coal seams thickness about 15 m</td> </tr> </table>	<u>Suban Seam</u>	<u>Brown Coal</u>	Outcrops spread over an area of about 500 m x 50 m and brown coal seams thickness about 15 m						
	<u>Suban Seam</u>	<u>Brown Coal</u>										
Outcrops spread over an area of about 500 m x 50 m and brown coal seams thickness about 15 m												
4	Central Banko Lengi River Riverside	<table style="width: 100%; border: none;"> <tr> <td style="text-align: center;"><u>Suban Seam</u></td> <td style="text-align: center;"><u>Brown Coal</u></td> </tr> <tr> <td style="text-align: center;">1-2 m</td> <td style="text-align: center;">surface</td> </tr> <tr> <td style="text-align: center;">↑</td> <td style="text-align: center;">soil</td> </tr> <tr> <td style="text-align: center;">1.5 m</td> <td style="text-align: center;">x sampling spot</td> </tr> <tr> <td style="text-align: center;">River ↓</td> <td style="text-align: center;">(brown coal bed)</td> </tr> </table>	<u>Suban Seam</u>	<u>Brown Coal</u>	1-2 m	surface	↑	soil	1.5 m	x sampling spot	River ↓	(brown coal bed)
<u>Suban Seam</u>	<u>Brown Coal</u>											
1-2 m	surface											
↑	soil											
1.5 m	x sampling spot											
River ↓	(brown coal bed)											
5	East Suban Jeriji Niru River Riverside	<table style="width: 100%; border: none;"> <tr> <td style="text-align: center;">Jelawatan or Enim Seam?</td> <td style="text-align: center;">Brown Coal</td> </tr> <tr> <td>outcrop extension</td> <td>10-20 m</td> </tr> <tr> <td>coal bed thickness</td> <td>1-2 m</td> </tr> <tr> <td>dip</td> <td>10°S</td> </tr> <tr> <td>strike</td> <td>N60°W</td> </tr> </table>	Jelawatan or Enim Seam?	Brown Coal	outcrop extension	10-20 m	coal bed thickness	1-2 m	dip	10°S	strike	N60°W
Jelawatan or Enim Seam?	Brown Coal											
outcrop extension	10-20 m											
coal bed thickness	1-2 m											
dip	10°S											
strike	N60°W											
July 20th	6	Northern part of NW Banko	<table style="width: 100%; border: none;"> <tr> <td style="text-align: center;"><u>Suban Seam</u></td> <td style="text-align: center;"><u>Brown Coal;</u></td> </tr> <tr> <td colspan="2">Coal bed is folding dip 70°W, strike N20°W Coal Seam width 2-3 m</td> </tr> </table>	<u>Suban Seam</u>	<u>Brown Coal;</u>	Coal bed is folding dip 70°W, strike N20°W Coal Seam width 2-3 m						
<u>Suban Seam</u>	<u>Brown Coal;</u>											
Coal bed is folding dip 70°W, strike N20°W Coal Seam width 2-3 m												
	7	NW Banko Pit No. 15 (Shell pit No. 3)	<table style="width: 100%; border: none;"> <tr> <td style="text-align: center;"><u>Suban Seam</u></td> <td style="text-align: center;"><u>Brown Coal</u></td> </tr> <tr> <td colspan="2">Subject to test mining are coal seams located about 10-20 m from outcrop. Four clay bands, each measuring a few centimeters in thickness, are developing. Thickness of the Coal Seam is around 8 m from top of outcrop.</td> </tr> </table>	<u>Suban Seam</u>	<u>Brown Coal</u>	Subject to test mining are coal seams located about 10-20 m from outcrop. Four clay bands, each measuring a few centimeters in thickness, are developing. Thickness of the Coal Seam is around 8 m from top of outcrop.						
<u>Suban Seam</u>	<u>Brown Coal</u>											
Subject to test mining are coal seams located about 10-20 m from outcrop. Four clay bands, each measuring a few centimeters in thickness, are developing. Thickness of the Coal Seam is around 8 m from top of outcrop.												

July 20th	8	NW Banko Pit No. 14 (Shell pit No. 2)	<p><u>Suban Seam</u> <u>Brown Coal</u></p> <p>Coal Seams measuring about 2-3 m in thickness outcrop. The spread is about 50-60 m and the depth is around 5-15 m. Clay band of about 10 cm in developing in the Coal Seam.</p>
	9	Enim River riverside	<p><u>Enim Seam</u> <u>Brown Coal</u></p> <p>outcrop extension : about 50 m Coal bed thickness 2-4 m</p>
	10	Southwestern side of South Banko	<p><u>Hangendes or Enim Seam</u> <u>Brown Coal</u></p> <p>outcrop extension over 100 m</p> 
	11	West Banko Enim River riverside (near shell No. 0.28 pit)	<p><u>Suban Seam ?</u> <u>Brown Coal</u></p> <p>Thin brown coal bed Thickness 1 m or more less</p> 
July 21st	12	Gunung Meraksa village North of Baturaja (about 30 km)	<p><u>Upper Palembang Coal Seam</u> <u>lignite</u></p> <p>lignite bed outcrop in the stream. lignite bed thickness 10-30 cm Many lignite bolder in the stream.</p>

* seam name by Mr. Fatah (P.T.B.A.)

である。

ii) 試料は露頭附採ったので、地表より浅く、風化の影響を強く受けているものがある。

iii) 石炭ガス化試験段階での資料採取地点および方法は、これら資料の分析結果をみて検討する。

(3) 現地にて採取したサンプルの分析結果

1) 石炭の分析方法

石炭の分析には2つの方法がある。1つは工業分析と呼ばれ、水分(Mo)、揮発分(VH)、灰分、固定炭素(FC)*が得られる。他の1つ元素分析と呼ばれ炭素、水素、窒素、硫黄及び酸素分*が得られる>(*印は計算で得られる。)この他配分の成分分析及び灰分の溶融温度測定は石炭ガス化にとって非常に重量である。

分析方法には国際規格(ISO)と日本規格(JIS)等がある。ISOの場合元素分析方法が用意中のものもある。これらの標準方法は非常に複雑で、化学分析の専門家を必要とし、又長時間かかる。この為一般の場合、簡単で専門家を必要としない計器分析が用いられる。計器分析では分析値は絶対値でなく、比較値が得られ、標準方法に以り得られる値を用いるか、濃度の分っている標準ガスを用いて絶対値へ直す必要がある。

2) 石炭分析結果

i) 分析結果

サンプルは各5kgずつ、12の露頭で地下の浅いところから採られた。採取後直ちにサンプルは密封され、3週間以内に石炭技術研究所においてJISに基づき分析された。分析結果はTable 7-2-3 および 7-2-4に示してある。

元素分析結果は灰分を除外した乾燥炭基準(d, a, f)に直したものが、Table 7-2-5に示してある。

サンプリング場所及び方法が、その地域の石炭の品質の絶対的評価に不適当なものであることは、事前より分ってはいたが、その分析結果は次の様な一般傾向を示している。

a) 自由水分は20%~30%と非常に高い。

b) 12サンプルの中で、No. 7と 8のNWバンクのサンプルは、自由水分が比較的少ない。

c) 川岸でとったサンプルNo. 4, 5, 10, 11及び12は自由水分が多い

d) バンコ炭の灰分は一般に低いものの、サンプルNo. 11 と12は極端に高い。

e) ジェラワタン及びエニム層(No. 1, 5, 9と10)の灰分溶融温度は低いが、スパン層(No. 2, 3, 4, 6, 7, 8 及び11)のそれは1500℃以上である。

f) スパン層(No. 2, 3, 4, 6, 7, 8 及び11)は灰分のうち酸化アルミの含量が多

- く、酸化カルシウムの含量が少ない為、灰分溶融温度が高い。
- g) 灰分中の酸化ナトリウムの含量は、Table 7-1-8 に示すシェル社が行ったピット 028の値と同一レベルにある。
- h) 川床から採ったサンプルNo.11 と12は、灰分が極端に高いこと及び灰分の酸化珪素分が多いことより多量の土砂を含んでいたと思われる。

Table 7-2-3 Results of Banko Coal Analysis by the Team

Sample Item	No.1	No.2	No.3	No.4	No.5	No.6	No.7	No.8	No.9	No.10	No.11	No.12
Free Moisture	22.1	24.7	29.2	29.0	38.4	27.9	18.2	21.4	22.7	30.4	27.9	34.3
Total Moisture	32.1	34.7	38.2	38.1	46.4	35.5	28.1	31.8	32.6	40.8	37.1	41.0
Moisture	11.4	11.1	11.5	8.5	11.1	8.4	8.9	10.2	9.9	11.9	9.9	7.8
Ash	3.8	0.7	2.2	1.8	1.3	1.5	0.6	0.6	3.6	5.9	26.2	44.5
V.M	40.9	41.0	41.8	43.5	43.0	43.7	43.3	42.1	43.2	43.1	33.3	26.9
F.C	43.9	47.2	44.5	45.2	44.6	46.4	47.2	47.1	43.3	39.1	30.6	20.8
Ash	4.27	0.79	2.43	1.97	1.47	1.60	0.67	0.67	3.99	6.74	29.11	48.21
C	69.30	74.15	71.03	71.89	70.06	75.64	74.55	74.02	70.09	66.93	47.83	32.73
H	4.92	5.08	4.96	5.21	4.95	5.37	5.39	5.27	5.25	5.04	3.91	2.62
N	0.79	1.08	1.15	1.00	1.01	1.19	0.96	1.13	1.18	1.14	0.77	0.53
O	20.49	18.69	20.23	19.55	22.31	14.91	18.23	17.86	18.94	18.19	17.95	15.46
	0.23	0.24	0.20	0.38	0.20	1.29	0.20	1.05	0.55	1.96	0.43	0.45
GCV (Kcal/Kg)	5,880	6,320	5,950	6,170	5,810	6,£10	6,510	6,470	6,190	5,750	4,060	2,850

Table 7-2-4, Composition of Ash by the Team

(8)

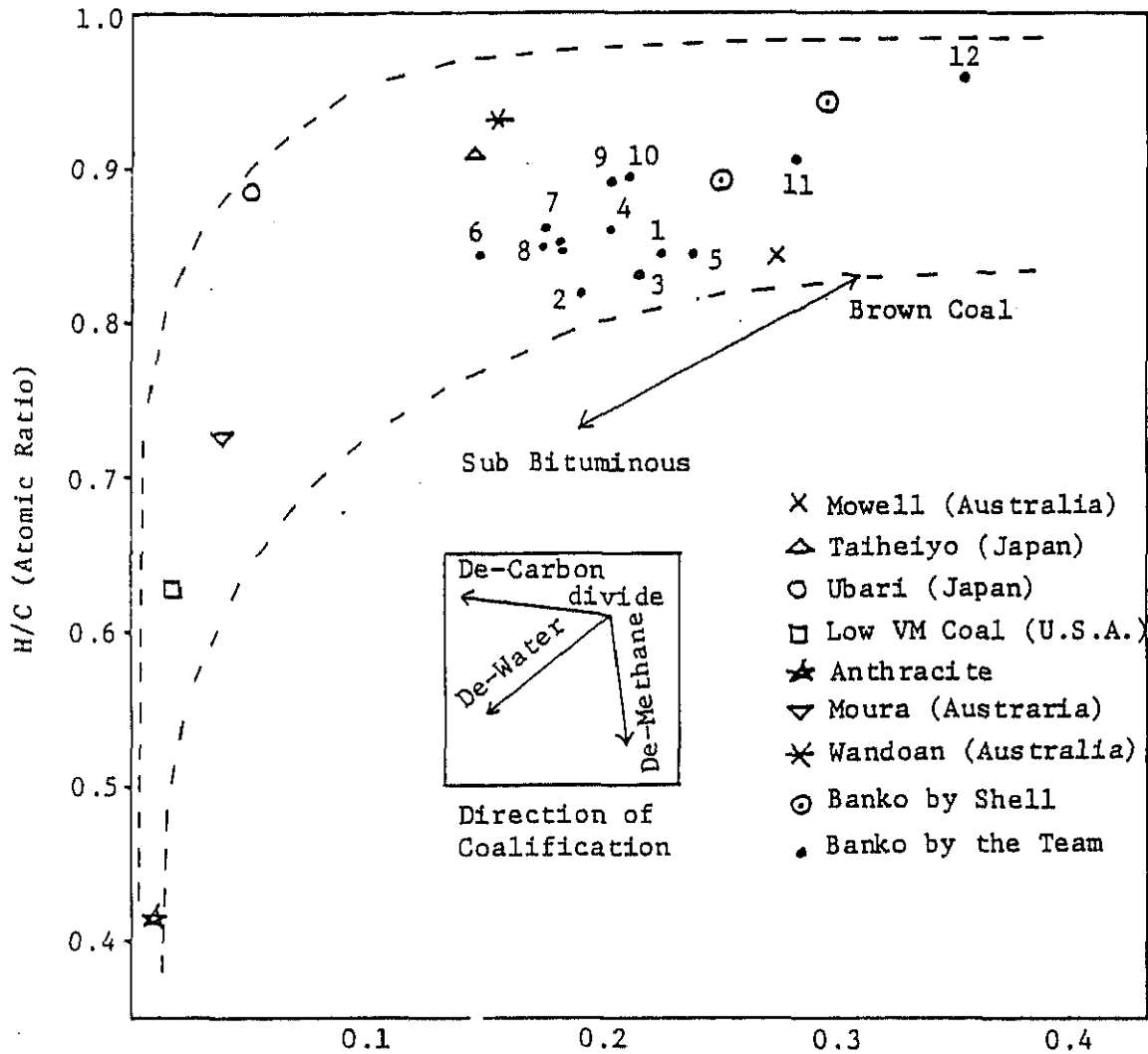
SAMPLE ITEM	NO-1	NO-2	NO-3	NO-4	NO-5	NO-6	NO-7	NO-8	NO-9	NO-10	NO-11	NO-12
SiO ₂	32.92	17.06	31.92	11.78	34.66	39.68	12.38	27.5	46.60	3.58	56.27	83.78
Al ₂ O ₃	35.03	56.76	51.07	48.27	6.01	47.96	66.05	40.37	35.18	9.37	32.12	4.93
Fe ₂ O ₃	7.23	8.76	3.11	3.39	15.44	2.87	10.36	11.55	6.19	18.36	5.25	1.92
CaO	13.17	8.14	5.79	16.23	21.17	2.45	5.59	8.88	5.39	28.14	2.27	2.32
MgO	0.95	0.66	0.77	2.09	3.85	0.86	0.57	0.50	1.24	8.14	0.90	0.63
Na ₂ O	0.24	0.32	0.24	0.32	0.43	0.13	0.25	0.17	0.19	0.22	0.15	0.15
K ₂ O	0.03	0.27	0.02	0.19	0.33	0.10	0.03	0.16	0.38	0.11	0.32	0.21
SO ₃	8.32	3.72	3.32	5.32	16.61	3.07	1.51	8.04	3.92	29.47	1.09	1.45
P ₂ O ₅	0.26	0.08	1.12	11.88	0.11	1.12	0.17	0.35	0.04	0.16	0.05	0.01
TiO ₂	0.96	0.73	2.23	0.44	0.30	1.52	1.35	0.30	0.67	0.99	1.05	0.17
V ₂ O ₅												
Total	99.11	96.50	99.59	99.91	98.91	99.76	98.26	97.82	99.80	98.54	99.47	95.57
Ash Fusion	I.D.T	>1,500	>1,500	1,370	1,150	>1,500	1,300	1,310	1,320	1,320	>1,500	>1,500
	H.T	>1,500	>1,500	>1,500	1,200	>1,500	>1,500	>1,500	>1,500	1,400	>1,500	>1,500
	F.T	>1,355	>1,500	>1,500	>1,500	>1,500	>1,500	>1,500	>1,500	1,440	>1,500	>1,500

Table 7-2-5 Ultimate Analysis of Banko Coal by the Team

	No.1	No.2	No.3	No.4	No.5	No.6	No.7	No.8	No.9	No.10	No.11	No.12
C	72.39	74.74	72.80	73.33	71.11	76.87	75.05	74.52	73.00	71.77	67.47	63.20
H	5.14	5.12	5.08	5.31	5.02	5.46	5.43	5.31	5.47	5.40	5.12	5.06
N	0.83	1.09	1.18	1.02	1.03	1.21	0.97	1.14	1.23	1.22	1.09	1.02
S	0.24	0.21	0.20	0.39	0.20	1.31	0.20	1.06	0.57	2.10	0.61	0.87
O	21.40	18.84	20.73	19.94	22.64	15.15	18.35	17.98	19.73	19.50	25.32	29.85
H/C	0.852	0.822	0.837	0.869	0.847	0.852	0.868	0.855	0.900	0.903	0.911	0.961
O/C	0.222	0.189	0.214	0.204	0.239	0.148	0.183	0.181	0.203	0.240	0.281	0.354

(d.a.f) (%)

Fig 7-2-1 Relationship Between Hydrogen-Carbon-Oxygen



ii) シェル社データとの比較

a) シェル社が行った石炭品質調査については、7-1章に述べてある。Table 7-1-7には同社が行った分析結果が示してあるが、今回サンプル採取を行なったエムニ層及びスパン層の分析値が含まれる。

総水分は2つの分析値が殆ど同一であるが、揮発分、炭素及び酸素含有量は大きく異なっている。即ちシェル社の分析では揮発分が46%~51%、炭素が66~68%、酸素が23%~26%であるのに対して、今回の分析ではサンプル No. 11 と12を除き夫々41~44%、71~77%、18~23%となっている。これはサンプルを地表近くから採ったので、サンプル総てが風化の影響を受けていたためである。

b) H/C 及び O/C に依る評価

バンコ地区の石炭品質を他地区のそれと比較する為に各々のサンプルの水素・炭素比 (H/C) 及び酸素・炭素比 (O/H) を Fig. 7-2-1 に示す。前述のように全てのサンプルが風化の影響を受けているものの、Fig. 7-2-1 は各サンプルの品質の関係を明らかに示している。即ちスパン層の石炭 (No. 2, 3, 4, 6, 7 と 8) は亜濃青炭に近く、エニム層の石炭 (No. 1, 5, 9 と 10) は褐炭に近く、又 No. 11 と 12 は風化しているとは言え典型的な褐炭である。しかしサンプルが風化しているので、これらの結果からバンコ炭の採炭状態での品質やガス化したときの合成ガスの組成を評価することは不適當である。従って、石炭ガス化試験時に、風化の影響を排除する為に深いところからサンプルを採り、採炭状態での石炭品質と合成ガス組成の関係を厳密に推定することが望ましい。

(4) 石炭ガス化試験の為にサンプル採取方法・場所の検討

1) 石炭ガス化試験用として望ましいサンプル

i) 望ましいサンプル場所

石炭ガス化試験の目的を考えると、バンコ及びスパン・ジェリジの全域に亘り、ブロックごと石炭層ごとに、Table 7-2-6. にある様に、総計41カ所からサンプルを採取することが望ましい。

但し、技術的、経済的見地より、実際のサンプル採取数はこれより少ないこともある。

ii) 各々のサンプル量

各々のサンプル量は最小 200kg となる。

iii) サンプルの品質

前章にある様に浅い場所にある石炭は風化しているので、十分に深い場所から採取する必要がある。

2) 試料採取の地理的条件

i) 表土及び露頭

本地域は一般に 2 m 以上もの表土で覆われているので、各々の石炭層の露頭を、地表からの調査だけでは発見し難い。

この為、Table 7-2-6. にある様に多数の適切な試料採取点を見出す為には、小口径ボーリング機を用いた効率の良い方法を採用する必要がある。

ii) 道路

前述の如くに、望みの試料採取地点へ至る道は不十分である。この為全ての地域で大型機械を導入することは経済的に難しい。

iii) トレンチに依るサンプリング

小型機械を用いてトレンチを掘り、サンプリングすることは、試料の量が

Table 7-2-6

Desired Sampling Locations for Coal Gasification

Block or Site	Jelawatan	Enim	Mangus		Suban		Petai		Total
			M1	M2	S1	S2	P1	P2	
NW Banko	0	0	T2	T2	T2	T2	T2	T2	T12
W Banko	0	0	T1	T1	T1	T1	T1	T1	T6
W/CL Banko	0	0	T1	0	T1	0	T1	T1	T4
Central Banko	0	0	T1	-	T2	T2	T2	T2	T9
East SJ	T2	T2		0	0	0	0	0	T4
North SJ	T2	T2		0	0	0	0	0	T4
Tanjung Enim	0	T1	0	0	0	0	0	0	T1
	0	T1	0	0	0	0	0	0	T1
	0	T1	0	0	0	0	0	0	T1
Total	T4	T7	T5	T3	T6	T5	T6	T6	T42

200kg以上なので好ましい。しかしトレンチに依るサンプリングでは、地表から5m位の石炭しか採れない。

3) 今後の検討項目

i) これらを考慮した結果、サンプリング場所及び方法の選択の為に次のことを行う必要がある。

a) 先ず風化の程度を知る為に石炭を分析する必要がある。この為に、小口径ボーリング機を用いて最下層のペタイ層までで、そして最小50mまでの層から数ヶ所試料を採る必要がある。

b) その後各石炭層の露頭を探す為に、適当な間隔で地表より10m程度迄小口径ボーリング機で試料採取する。

c) これらの結果を見て、サンプルの数、サンプリング方法、サンプリング地点を選定する。

ii) 時期

これらの作業は石炭ガス化試験の十分前に行っておく必要がある。

4) 小型ボーリング機の検討

i) 性能

利根ボーリング製TS-50型小型ボーリング機について検討する。

TS-50は孔径55~66mmで、深さ50m迄の35~45mm径のコア・サンプルの採取が可能である。本体重量はエンジンを含んで420kgであり、10m程度のボーリングの為に付属品を含めた場合でも600~700kgである。本体は分解できるので、機械の移設には特別な装置は必要とせず、1~2t程度のトラックやジープで可能である。機械の分解・組立はそれぞれ1時間程度で可能である。作業速度はバンコ地区の様に軟岩を深度10m程度掘削する場合、1日に2本である。軽油の消費量は6~7時間の運転で2~3ℓである。

ii) 運転

ボーリング機の運転には、1人の運転員と3人位の助手が必要である。穿孔を10m程度行う場合、ドラム缶3~4本の水を必要とする。従ってどのようなサンプリング場所にも対応できる。

(5) 工場立地予備調査

1) 工場立地の条件

工場建設地選定に際しては、次の条件を考慮する必要がある。

i) 建設地は製品の市場に近いが、製品の輸送に便利であること。

ii) 建設地は原料供給地に近いが、原料受入に便利であること。

iii) 必要な工場敷地を得られ、又適当な地形であること。

iv) 地質が良好で、洪水等自然災害のないこと。

v) 地価が安く、敷地入手が容易であること。

- vi) 良質の工業用水が十分に得られること。
- vii) 公害対策、特に廃棄物公害対策が容易であること。
- viii) 空港、港、鉄道、道路、住居、病院、通信等のインフラストラクチャー（関連社会基盤設備）が十分に整備されていること。
- ix) 重量機器の輸送に便利であること。
- x) 熟練した建設工及び装置運転員が得られること。又建設機材の入手が容易なこと。

2) 候補地点

次の3地点が工場建設候補地点として選ばれ、調査された。

- バンコ地区
- レマタン川地区
- ムシ川地区

これらの地点は製品市場から遠く又工場建設に際して、建設工及び建設機材の入手が困難であるものの、褐炭の輸送の困難を考え、採炭地点に近いこれらの地点が選ばれた。

これらの地点は、Fig 7-2-2 に示してあり、また写真がFig. 7-2-3に示してある。また、この検討の為、工場敷地として次の広さが仮定されている。

-貯炭場（1週間分）、褐炭の粉碎及び乾燥設備	150,000 <i>mi</i>
-石炭ガス化設備	100,000
-誘導品製造設備	200,000
-発電設備（300 MW）	100,000
-その他	300,000
計	850,000

社宅等や固体廃棄物廃棄場は上記に含まれていない。

各地点についての検討は次の通りである。

i) バンコ地区

候補地点はNWバンコ地区の北側に隣接する地区である。褐炭は5~15kmの距離を採炭場からベルト・コンベアで運ばれる。この地点は一般的に平坦で、エニム川よりも十分に高く洪水の可能性も少なく、敷地も十分にとれる。住民の数も少ない。地耐力も高い様に思われる。廃棄物は敷地の東側に投棄される。

ii) レマタン川地区

ブキットアサム鉱山の北側に隣接する地点である。採炭場からは15~20km離れている。この地点は比較的平坦であるが、レマタン川よりそう高くない。住民の数は多くないが、農地は多い。地耐力は低そうである。

iii) ムシ川地区

候補地はエニム川とレマタン川の合流地点の東2kmのところである。採炭場から40~50kmと遠く、褐炭の輸送には鉄道の利用が必要と思われるが、更に検討を必要とする。又、利用可能な土地も限定されてい、学校・農地等が存在している。従って、レマタン川の北岸や国道の東側についても再検討を必要としよう。この地点の利点は、レマタン川の流量がエニム川より多いことにある。

これらの点の総括はTable 7-2-7 に示してある。

これら3地点に共通する問題点として工業用水が挙げられる。即ち、乾期でのエニム川の流量は、Fig. 7-2-4にある様に22.5t/s である。レマタン川はエニム川の下流であり、当然流量はエニム川より多い筈であるが、その流量は測られていない。一方、工業用水の必要量は未だ算出されていないが、河川水をそのまま冷却水として使用できず、冷却塔を設置し、循環使用しなければならないであろう。更に、冷却水を多量に使用する発電設備は、その容量に依ってはバンコ及びレマタン川地区に建設不能か、あるいは建設可能容量が限定されてこよう。

又、機材揚陸地点としてのパレンバンから建設地までの道路にも問題がある。現在のブキット・アサム鉱山の拡張計画での輸送限界は30t である。石炭ガス化装置、誘導品製造装置や発電装置を考えると、現地組立の範囲も限定されるので、大幅に道路を改良する必要がある。

現在工場の概念設計が行われていないので、工場建設候補地点は、それを待って調査の最終段階で決定されるが、現時点では、バンコ地区が最適と思われる。

3) 今後に於ける検討

i) 水資源

工場をバンコ地区、又は、レマタン川地区に建設すると、前述の如くに冷却水の供給可能量が問題となる。従って、水資源の調査が今後是非必要となろう。即ち、エニム川及びレマタン川の水質調査、地下水の調査、更に工業用水ダムの調査等が考えられる。

ii) 地図及び地質調査

レマタン川地区及びムシ川地区については、現在10万分の1の地図しかない。又、バンコ地区についても2万5000分の1の地図しかなく、又非常に読み難いものである。従って、今後工場立地を検討するに際しては、1万分の1程度の地図を必要とする。又、数ヶ所について地質データを得る為にボーリングを必要とする。

Table 7-2-7 Comparison of Possible Plant Sites

PLANT SITE CONDITION	Banko site	Lematang River Site	Masi River Site
Product delivery	Poor	Poor	Poor
Raw material receiving	Excellent	Good	Average
Space and topography	Good	Average	Average
Soil condition	Unknown	Unknown	Unknown
Water availability	Poor	Poor	Average
Infrastructure availability	Poor	Poor	Poor
Construction easiness	Poor	Poor	Poor
Total rank	A	C	B

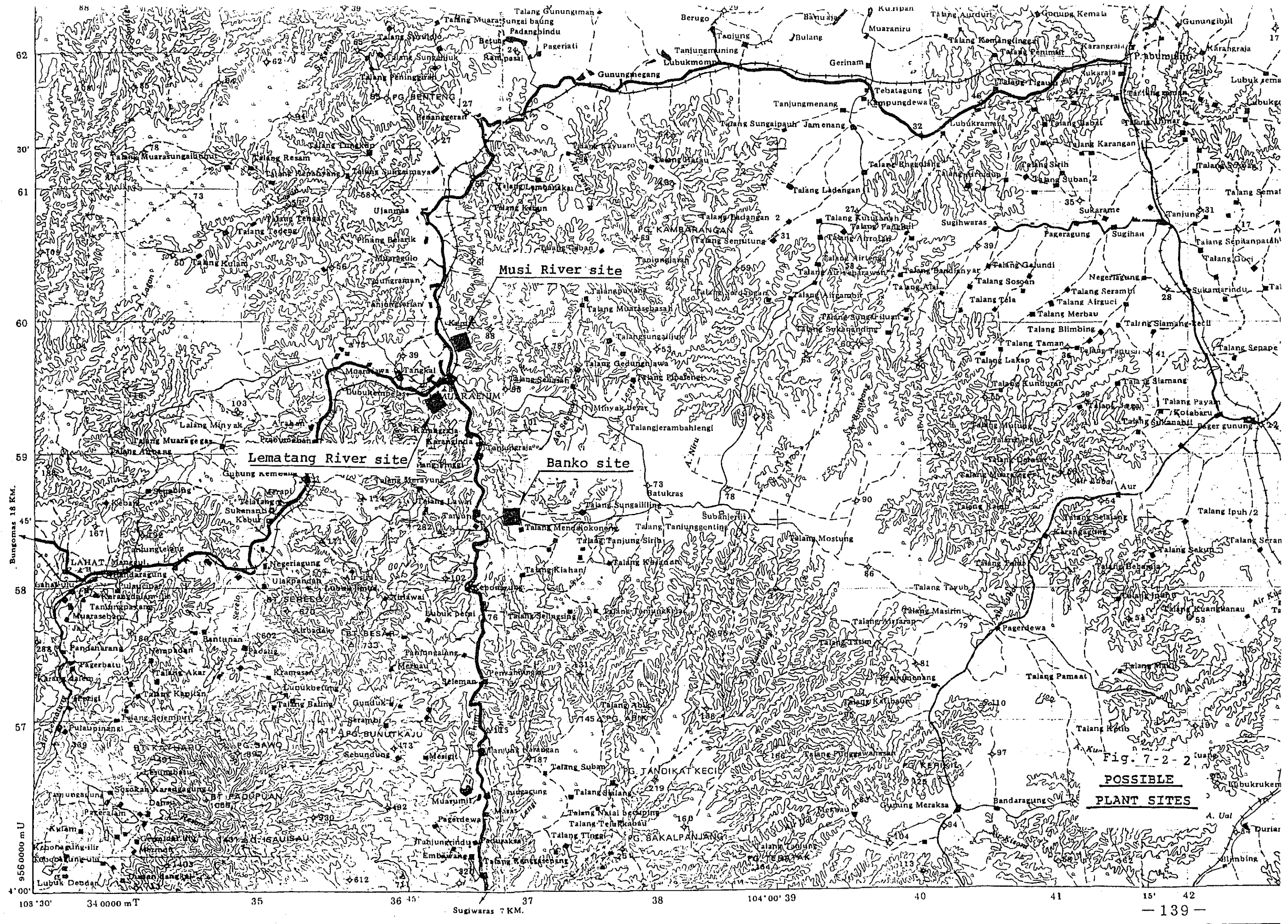
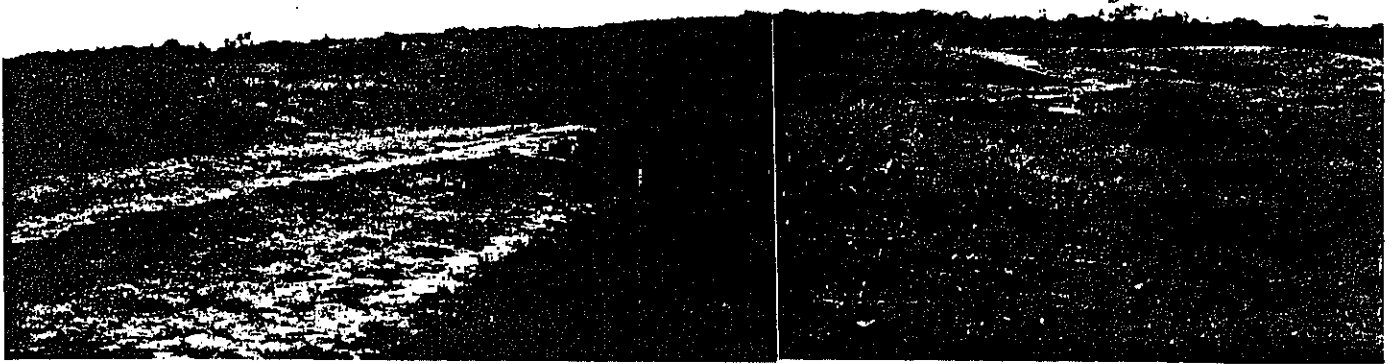
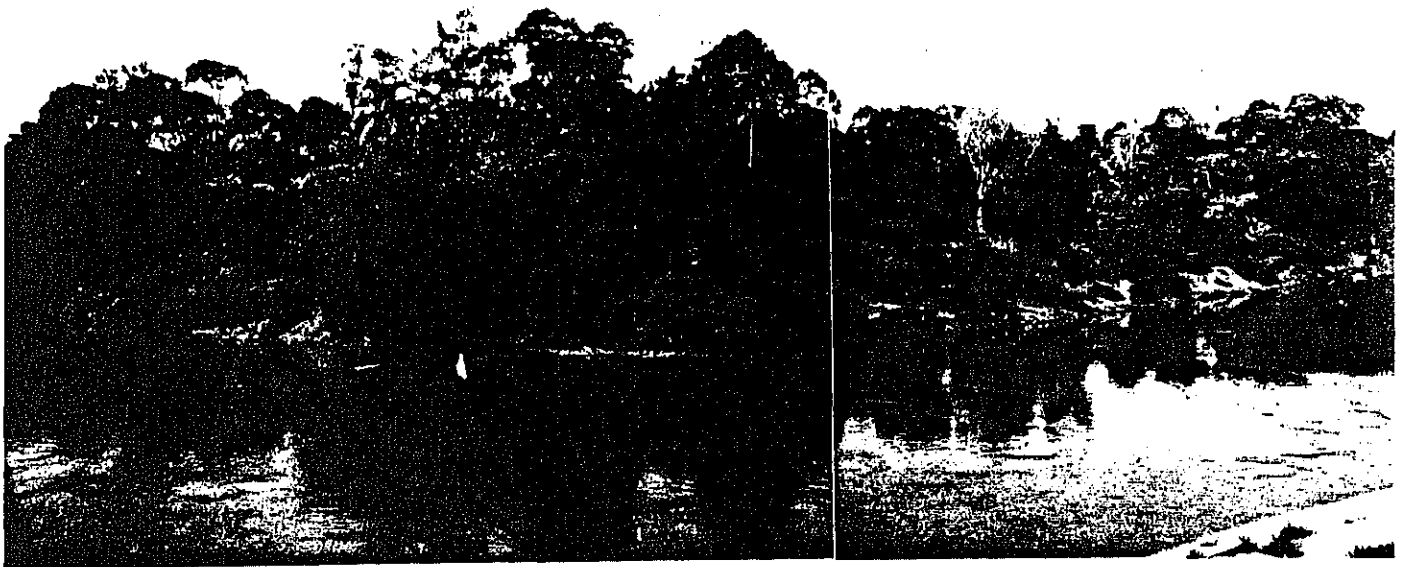


Fig. 7-2-2
**POSSIBLE
 PLANT SITES**



Banko site.

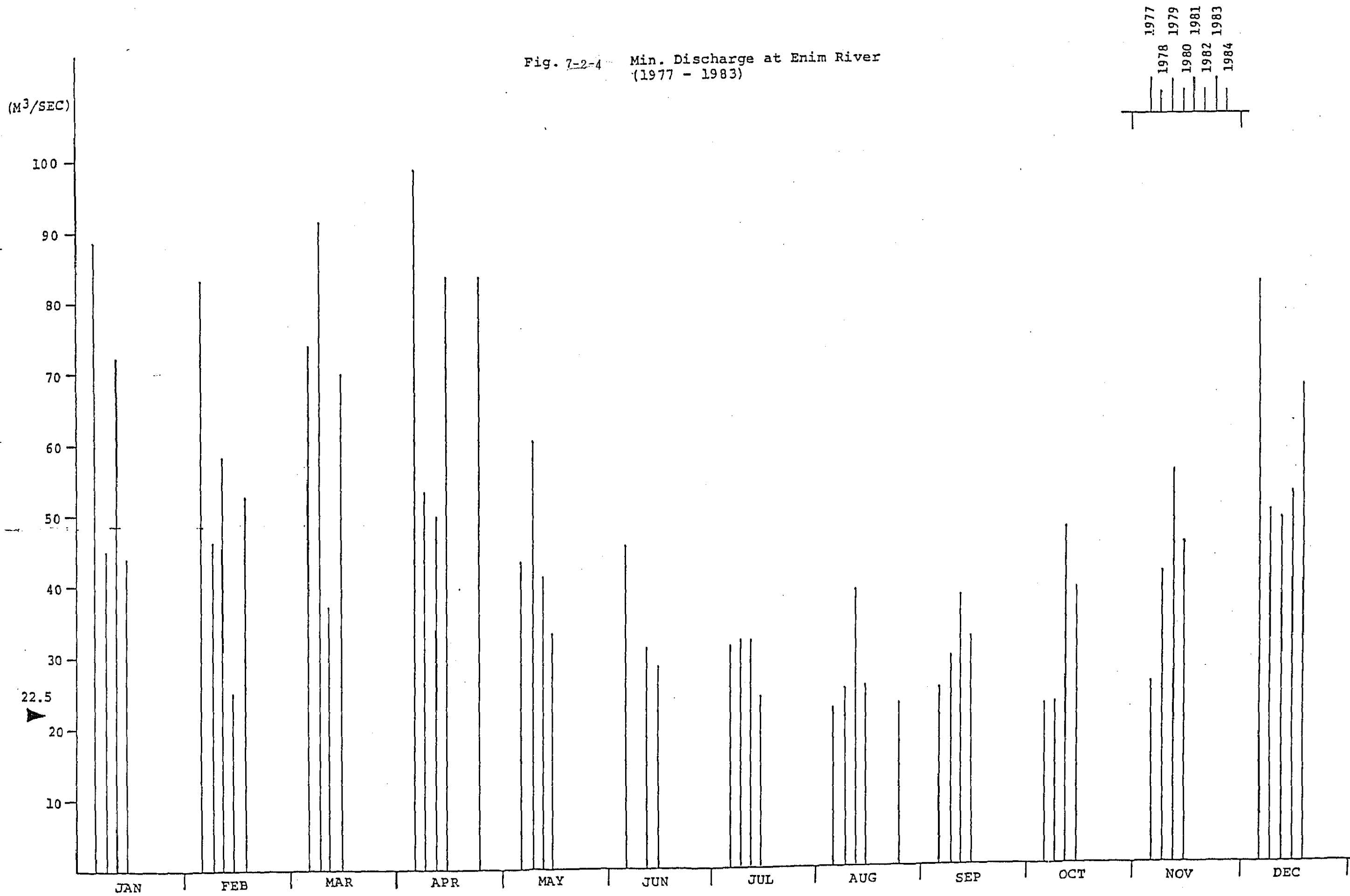


Lematang River site



Musi River site

Fig. 7-2-4 Min. Discharge at Enim River
(1977 - 1983)



7-3 バンコ炭採炭コストの予備調査

(1) 採炭条件

1) 採炭コスト予備調査の為の鉱区の選定

NWバンコ（ブロックA）を次に述べる理由で採炭コスト予備調査の為の鉱区として選定する。

i) バンコ地区は、その炭量、既に操作されているブキット・アサム鉱山に隣接することや、地形が炭鉱開発に容易であることに依り、南スマトラの多数の鉱区の中で最も開発に適している。

ii) NWバンコ（ブロックA）は次の点で他のバンコ地区より優れている。

a) 炭量が新たに炭鉱を開くに十分と見積られている。

b) NWバンコ地区の炭層はその傾斜が穏やかで断層も少なく、もっとも安定した地質条件を示している。

c) NWバンコ炭は総水分が少ない。

iii) 詳細な調査結果が入手可能である。

2) NWバンコ（ブロックA）の地質条件

採炭場及び剥土投棄場の配置案をFig.7-3-1 に示す。Fig.7-3-2 には炭層、夾み、ピット壁及び底を含めた採炭場の断面を示す。

i) 削掘方向 南-北

ii) 削掘角度 10~15°

iii) 採炭場所

北限：落差20mの断層

南限：ボーリング孔3540の北側を北東-南西に入る断層線

東限：ベタイ（P₂）層の下盤の露頭部

西限：ベタイ（P₂）層の下盤が深度 100mとなる所

iv) 炭層厚さと剥土

	夾み	平均厚(m)	炭層	炭質	平均厚(m)
HO	major Siltstone	41.7			
			H1	brown coal	8.1
HP	major Claystone	13.6			
			H2	"	8.6
SO	"	10.6			
			S1	"	10.2
SP	"	6.7			
			S2	"	3.8
PO	" sometimes Sandstone	26.3			
			P(1+2)	"	9.8
PU	Claystone				

v) 採掘深さ

最大採掘深さ： 100m

可採炭量はピット底の深さが地表から 100mとして計算している。しかしエニム川の川床が海拔40mの為にピット底も海拔40m以下とならない様にする。

Fig 7-3-1 Location of Mining Area

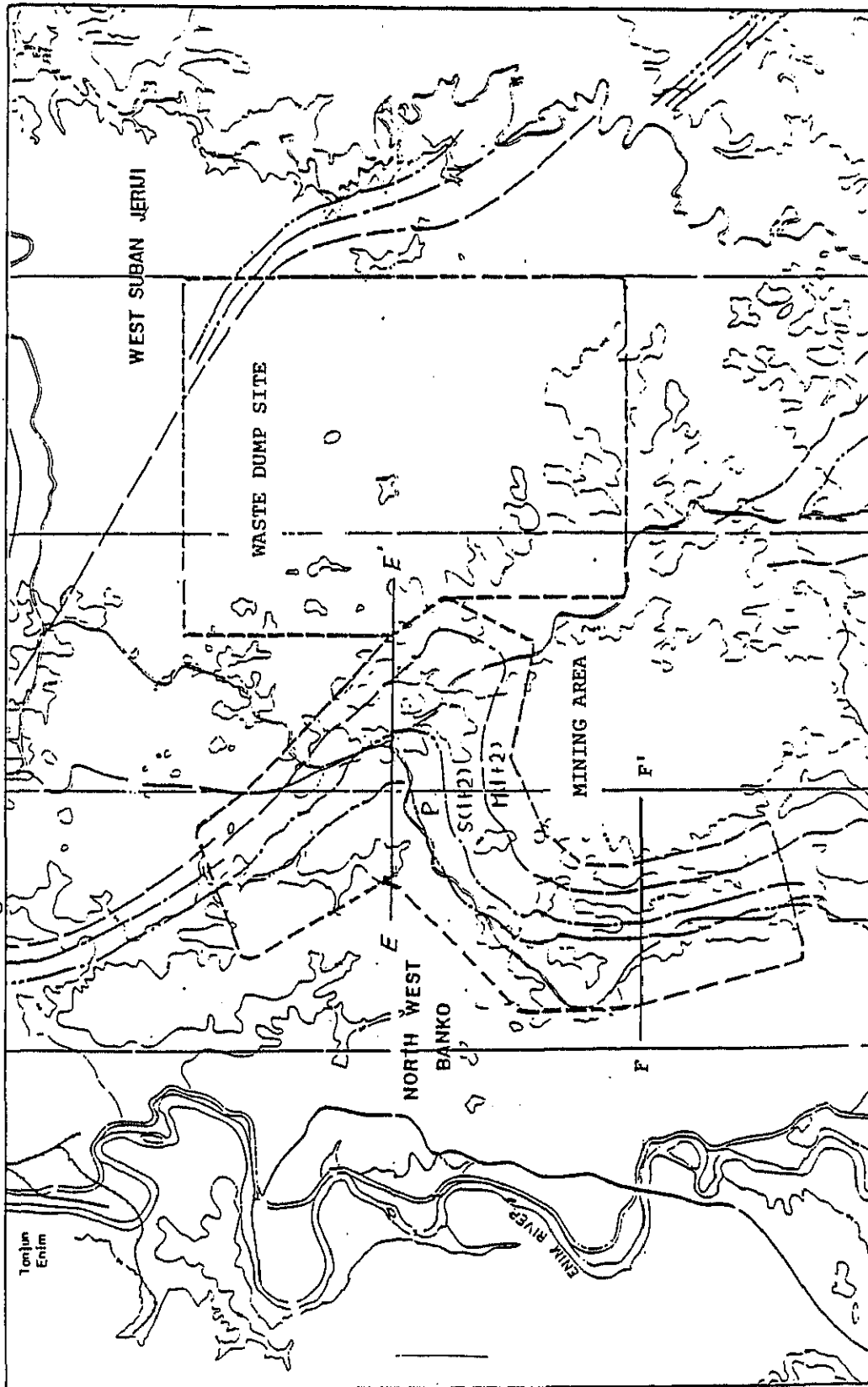
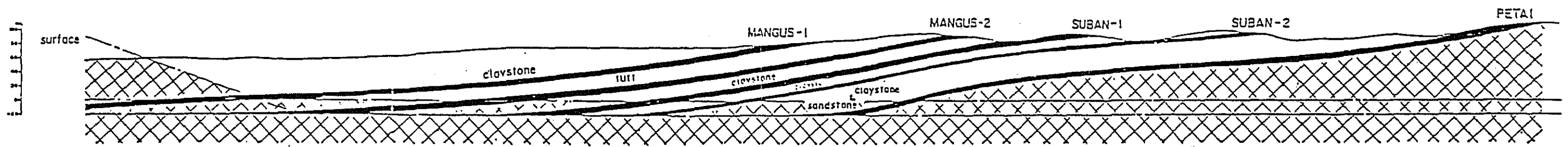
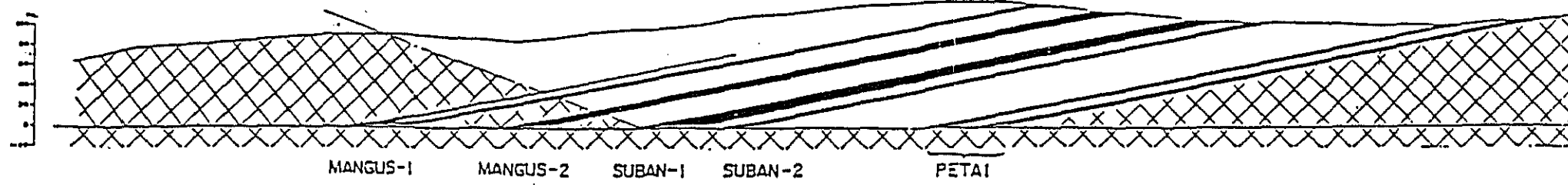


Fig. 7-3-2 SECTION MAP OF MINING AREA

E-E'



F-F'



vi) 夾みの性質

夾みの性質を把握するためにブキット・アサム鉱山で生産中のビットから岩石を採取した。分析結果は次の通り

a) 夾みのサンプル

Sample No.	ビット名	サンプル場所	夾み
1	Huara Tiga	Upper rock of A1-seam	Claystone (blue clay)
2	"	Base rock of A1-seam	Tuff
3	"	Base rock of A1-seam	Claystone (blue clay)
4	"	Base rock of A1-seam	Claystone (blue clay)
5	Air Laya	Base rock of A1-seam	Tuff

b) 分析結果

Sample No.	1	2	3	4	5
Test item	(blue clay)	(tuff)	(blue clay)	(blue clay)	(tuff)
Unconfined compressive strength (kg/cm ²)	11.6	8.9	7.5	30.1	4.8
Density (Natural) (g/cm ³)	2.154	1.824	1.995	2.116	1.910
Natural moisture content ratio (%)	15.9	24.9	21.6	7.0	26.6
P wave (m/sec)	1961	1253	1725	1364	1266
S wave (m/sec)	984	—	890	682	617
Collapse value in water (rank)	D	D	D	D	D

これらの分析結果に依れば、全てのサンプルは軟かい岩というだけでなく、著しく風化している。

一方湿潤・乾燥の繰り返し試験は、予定していたものの、全てのサンプルが水中での膨潤試験で泥状となってしまったので中止した。

(2) 採炭方法の概念

1) 採炭基準

採炭コストの予備調査を行う為に、次の様な採炭基準を設定した。

i) 出炭量 3百万 t/年

ii) 可採炭量及び剥土

	賦存量 (百万 t)	剥土 (百万 m^3)	剥出土 (m^3 / t)
掘削量	123.0	258.7	2.10 : 1
実際量	98.4	277.9	2.82 : 1

(劣化、地質及び掘削損失を夫々 5%、10%、5%と見込む)

可採炭量 98.4百万 t

出炭量 $3\text{百万t} \div 1.28(\text{比重}) = 2.344\text{百万} m^3 / \text{年}$

剥土量 $3\text{百万t} \times 2.82(\text{剥土比}) = 8.46\text{百万} m^3 / \text{年}$

全掘削量 $(2.344 + 8.46)\text{百万} m^3 / \text{年} = 10.8\text{百万} m^3 / \text{年}$

iii) 出炭計画

石炭ガス化設備が定修に入る6月頃の35日間を除き、年間連続で一定量の出炭を行う。

iv) 炭鉱寿命 $98.4 \div 3 = 33\text{年}$

v) 操業日 302日/年

操業日は、3直/日、7日/週とする。

但し、1日/週の休日、11日/年の祝日、各金曜日の1直の回数休日は、上記に考慮されている。

vi) 気象条件

過去30年の気象統計に依れば、この地区では平均年間降雨量 3,147mm及び平均降水日 162が見込まれる。ブキット・アサム鉱山の記録では、剥土を含む採掘作業の効率は雨期には53%に低下する。

2) 採炭方法

i) 一般

ブロックAは剥土比が少なく ($2.82 m^3 / t$)、炭層の傾斜も緩く ($10 \sim 15^\circ$)、炭層の数の多いので、ベンチカットの露天掘が最適である。

石炭と剥土は次の理由で同一の採掘方式とする。

- a) 雨期と乾期の各時期に採掘方式の互換性が必要である。
- b) 保安上、能率上の関係から切羽床は水平に保ち、同一ベンチで採炭と剥土の作業が混在する。
- c) 採炭と剥土の切削性は、ブキット・アサム鉱山の実績からみて殆ど差がない。

一般に採掘方法の決定には、地質条件、採掘条件、技術的信頼性、資金条件等を考慮する必要がある。しかし、これらの条件は未だ不明なところが多いので、今回はバンコ地区に最適の採掘方法を定める為に連続採掘方式と非連続方式を検討する。

ii) 連続採掘方式の概要

バケットエクスカベータ (B. W. E) ……採掘及び積載
ベルトコンベア ……輸送

対象物、特に剥土の切削性からみて、発破に依る破砕は一部補助的に使うのみで、B. W. Eに依る切削が十分可能と思われ、B. W. Eが最適機種と言える。

石炭及び剥土の運搬については、切羽内外について連続運搬機としてベルトコンベアを適用する。

iii) 非連続採掘方式の概要

ロープ・シャベル ……採掘及び積載
リア・ダンプ・トラック ……切羽内輸送
ベルト・コンベア ……切羽外輸送

切削機としては、大型油圧シャベルの稼働実績がとほしいので、実績の豊富なロープ・シャベルを検討対象とし、切羽内輸送機としてはシャベルの容量に見合った輸送車輛が妥当であり、最も実績の多いリア・ダンプ・トラックとする。但し切羽外から剥土捨場に至る固定ルートにはベルトコンベアを採用する。

3) 連続採掘方式—バケット・エクスカベータ (BWE) 方式

i) 採掘方法

Fig.7-3-3 に採掘方法を、Fig.7-3-4 に輸送ルートを示す。

a) 切羽の配置

全採掘区域を走行方法に5分割し、1区域の走行長を約 1,600mとし、炭層賦存状況の最も安定し、克つ剥土の少ない区域から採掘を始める。区域内は高さ20mのベンチを5段設定し、常時5切羽を確保する。切羽進行は原則的には同一方向で、最上段ベンチから着手して、追いかけて各下段が追従する。

Fig 7-3-3 Illustration of Mining System

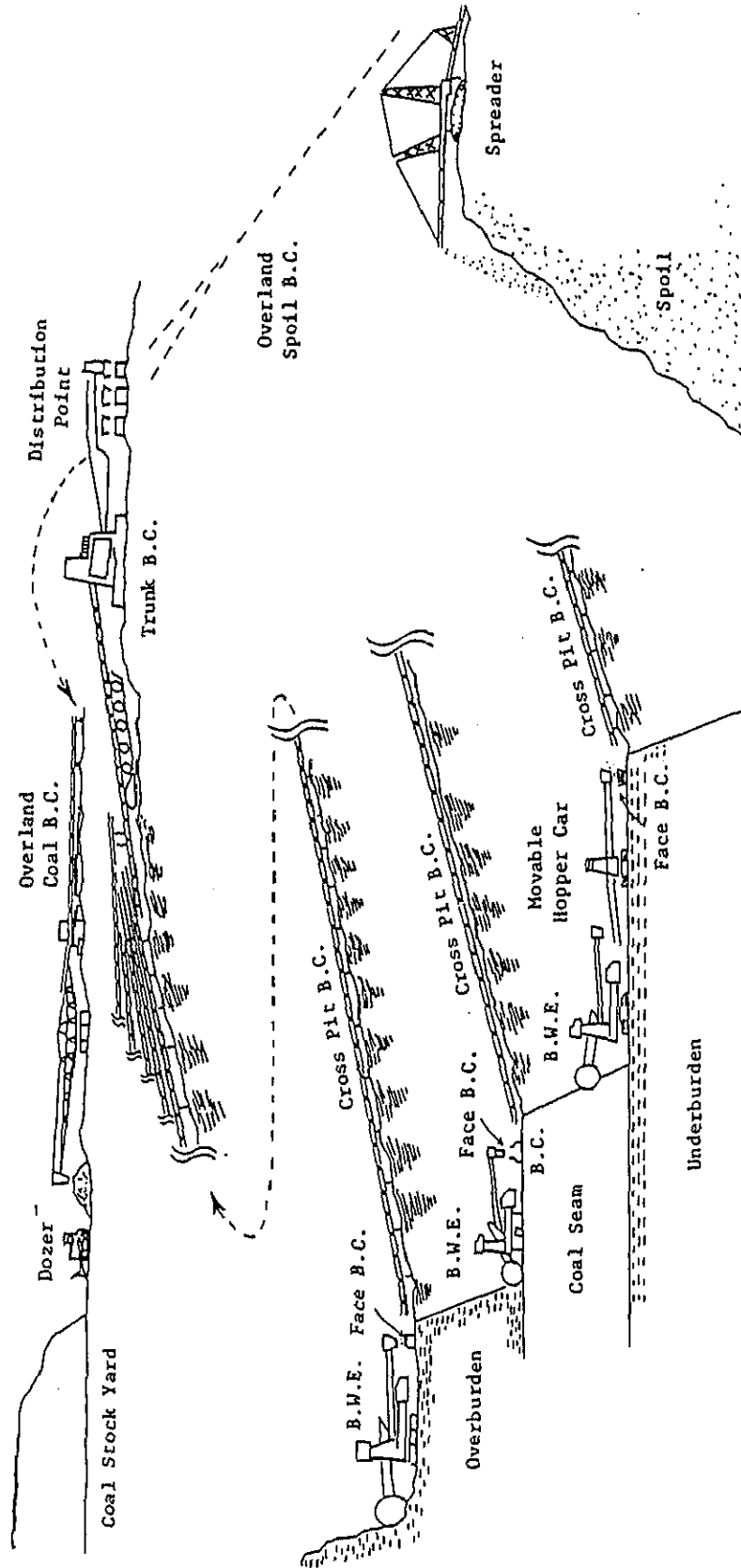
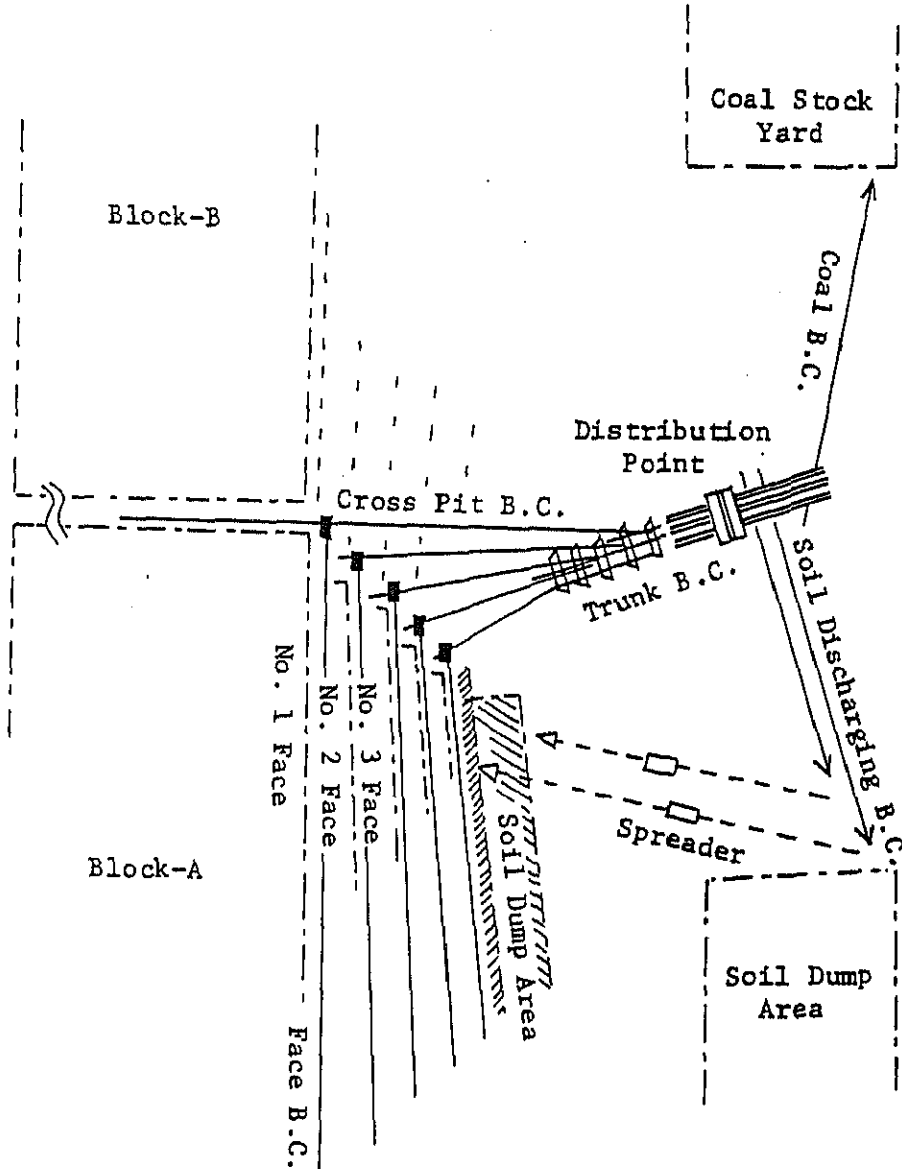


Fig. 7-3-4

General Arrangement of Transportation Routes



各ベンチの稼働条件の変化に依る生産量の低下を回避し、リスクの分散を図る為に、稼働4切羽予備1切羽として、5切羽の進行は同一ピッチの調整採掘を行う。切羽稼働は各ベンチ毎に最初の区域を終了後、次の区域へ行う。

- b) 切羽内での採掘
- b-1) 採掘：BWEを用い、剥土と石炭の掘削積込を行う。
 - b-2) 切羽の維持：スクレーパー、シャベル、ダンプトラック及びドーザーに依り新切羽、運搬ルート及び設備移転ルート等の造成や、切羽面の清掃、道路面の維持を行う。
 - b-3) 硬岩対策：一部硬岩出現時には、ドリル・リグで穿孔後、ゆるめ発破を行って対処する。
- c) 輸送
- c-1) 切羽内：シフトコンベア及びクロス・ピットコンベアに依るベルトコンベア方式
 - c-2) 石炭と剥土の分配：トランクベルトコンベア方式
 - c-3) 剥土の投棄：シフトコンベア、可動トリッパー、可動スプレッダーに依るベルトコンベア方式
 - c-4) 石炭の輸送：ベルトコンベア方式
- ii) 採掘機械の運転時間
- a) 前提条件
 - a-1) 石炭需要量：乾期に予定される石炭ガス化設備の定修を除き、一定量需要とする。
 - a-2) 休日：日曜日、祝祭日及び回教休日
 - a-3) 貯炭時の自然発火：貯炭量の制限
 - a-4) 雨期の切羽条件：降雨時の作業能率低下
 - a-5) 採掘機械：定期点検・修理
 - a-6) 採掘作業：切羽の除去、硬岩対策、切羽の清掃はベルトコンベアの増設で対応
 - b) 作業時間
 - b-1) 1年間当りの日数 365日 A
 - 1年間当りの直数 1,095直 B
 - 1年間当りの時間 8,760時間 C
 - b-2) 日曜日
 $365日 \div 7日/週 \times 3直 \times 8時間 = 1,251時間$ D
 - b-3) 祝祭日
 $11日 \times 3直 \times 8時間 = 264時間$ E

b-4) 回教休日 (1直各金曜日)

$$\frac{365 - (52 + 11)}{6} \times 8 \text{時間} = 402 \text{時間} \quad \text{F}$$

b-5) 定期保守 (1直各週)

F に同じ 402時間 G

b-6) 降雨待機 (12~5月の雨期に、稼働率50%)

12~5月: 182日

日曜日: 624時間

祝祭日: 132時間

回教休日: 201時間

定期保守: 201時間

$$\frac{182 \times 24 - (624 + 132 + 201 + 201)}{2} = 1,605 \text{時間} \quad \text{H}$$

b-7) 切羽除去及び事故

D ~ Hを引いた後の時間の20%とする。

$$4,837 \text{時間} \times 0.2 = 967 \text{時間} \quad \text{I}$$

c) 実働時間

	採掘作業		機械稼働	
	年間		年間	
日	302	A-(D+E)	285	A-(D+E+G)
直	855	B-(D+E+F)	806	B-(D+E+F+G)
時間	4,275	C-(D+E+F+H+I)	3,869	C-(D+E+F+G+H+I)

iii) 必要移動量

a) 石炭

$$3 \text{百万t/年} \div 1.28 \text{ (比重)} = 2.344 \text{百万} m^3 \text{ /年}$$

$$= 607 m^3 \text{ /時間}$$

b) 剥土

剥土比 $2.82 m^3 / t$

$$8.460 \text{百万} m^3 \text{ /年}$$

$$2,190 m^3 \text{ /時間}$$

c) 合計

$$10.800 \text{百万} m^3 \text{ /年}$$

$$2,800 m^3 \text{ /時間}$$

この $2,800 m^3 \text{ /時間}$ を採掘機械の最小処理量とする。

iv) 月間生産計画

a) 採掘機械の稼働時間を基として、Table 7-3-1 に示す様に月間生産計画を検討した。この場合次の運転方法を考慮している。

a-1) 乾期には採掘機械の余剰容量を利用して剥土の量を平均より増し、逆に、雨期には減らし石炭の量を増し必要出炭量を確保する。

a-2) 石炭ガス化設備の定修中には石炭の採掘を中断し、剥土のみを行うことも考えられるが、Table 7-3-1 は出炭を継続する方法に依る。

b) Table 7-3-1 に依れば、採掘機械の最大時間当り容量は次の通りとなる。

b-1) 石 炭 $841m^3$ / (雨期)

b-2) 剥 土 $2,365m^3$ / (乾期)

v) 主要採掘機械

a) バケットエキスカベータ

a-1) 必要掘削量: $2,800m^3$ / 時間

a-2) 必要台数: 5段ベンチ切羽に依る最大6炭層採掘を行い、不測の故障等による生産量低下のリスク分散を図る為に、稼働4台回転予備1台とする。 合計5台

a-3) 1台当り必要切削量

$2,800 \div 4$ $700m^3$ / 時間

a-4) 公称切削能力 (効率を 0.7として)

$700 \div 0.7$ $1,000m^3$ / 時間

a-5) 必要総切削高さ

$100m \div 5$ ベンチ $20m$

a-6) 許容設置圧力 最大 $1.0Kg/cm^2$

シンガポールでの類似岩質の実績より、最大 $1.0Kg/cm^2$ とする。

a-7) 適合機種

公称切削能力: $1,400$ (軟弱土) ~ 700 (中硬岩) m^3 / 時間

公称切削高さ: 切削高さ: $15m$

切削深さ: $0.6m$

公称設置圧力: $1.0Kg/cm^2$

切削能力と降雨時の機械稼働能力を判断する為に、ブキットアサム鉱山拡張計画の実績を今後再検討する必要がある。

b) ベルトコンベア配置

b-1) 前提条件

ピッド・ブロック長 $8km \div 5$ ブロック = $1600m$

切羽高さ $100m \div 5$ ベンチ = $20m$

b-2) ベルトコンベア配置

Fig. 7-3-4 参照

Table 7-3-1 Coal Supply, Demand and Stock
(Continuous method)

Month	Actual operating hours (h)	Coal output (1,000 t/m)	Demand (1,000 t/m)	Stock (1,000 t/m)		Required capacities		Remarks	
				Balance (1,000 t/m)	Amount (1,000 t/m)	Coal output Δ (m ³ /hr.)	Overburden removal (m ³ /h)	Amount of advanced burden removal (m ³ /hr)	Increased amount of coal output in the rainy seasons (1,000 t/m)
1	218	232	282	-50	182	831	1,969		63
2	204	219	254	-35	147	839	1,961		60
3	218	232	282	-50	97	831	1,969		63
4	210	226	273	-47	50	841	1,959		62
5	218	232	282	-50	0	831	1,969		63
6	422	235	0	235	235	435	2,365	175	
7	437	282	235	47	282	504	2,296	106	
8	437	282	282	0	282	504	2,296	106	
9	422	273	273	0	282	505	2,295	105	
10	437	282	282	0	282	504	2,296	106	
11	422	273	273	0	282	505	2,295	105	
12	218	232	282	-50	232	831	1,969		63
Total	3,863	3,000	3,000					703	374

b-3) フェイス・コンベア

型 式：シフト・ベルト・コンベア

長 さ：1,600m × 5基

ブロックの寿命が 6.6年のため、設置移転用として 6年目に 1基を追加購入する。

容 量：2,300m³ / 時間 / 基

BWE 剥土能力：1,000m³ / 時間

効 率：0.7

膨 脹 係 数：1.4

$$1,000 \div 0.7 \times 1.4 = 2,000m^3 / \text{時間}$$

b-4) クロス・ビット・コンベア

型 式：汎用ベルトコンベア

長 さ：8基 (総長 2,800m)

ベンチ高さ (m)	長 さ (m)	B.C.sets		
		600m BC	400m BC	200m BC
100	590	1		
80	480	1		
60	360		1	(1)*
40	250		1	(1)*
20	130			1(1)
Total		2	2	1(3)

容 量：フェイスコンベアと同じ

設 備 移 転 用：6年目に 600m × 1基を購入

*印はリレー用コンベアの数である。

b-5) トランクベルトコンベア

型 式：セレクトティブ・チャージ・ベルトコンベア

長 さ：1,300m × 2基 (石炭用 1基、剥土用 1基)

1,000m × 1基 (剥土用)

容 量：4,000m³ / 時間

BWE が最大容量で運転されるとき、剥土に 4台と採炭に 1台、または、剥土に 3台と採炭に 2台使用されることが考えられる。従ってトランクBC各 1基当りの容量は、フェイスBCの 2倍とし、剥土用 2系列と石炭用 1系列を設置する。

$$2,000 \times 2 = 4,000^3 / \text{時間}$$

設 備 移 転 用：6年目に石炭用 650m、剥土用 650m各 1基追加購入

b-6) オーバーランドベルトコンベア

型 式：汎用ベルトコンベア

容 量：トランクベルトコンベアに同じ

長 さ：石炭用 1,500m × 2基

追加購入 1,600mを6年毎に4回

剥土用 1,500m × 2基

追加購入 1,500m × 1基

b-7) スポイルベルトコンベア

型 式：シフト・ベルト・コンベア（剥土用）

容 量：トランク・ベルト・コンベアに同じ

長 さ：1,500m × 2基

追加購入 1,500m × 1基

c) 排 土

型 式：可動式スプレッダー

容 量：4,000m³ / 時間 × 2基

vi) 補助機械

a) スクレーパー

a-1) 型 式：Cat621B（山積15.3、平積10.7m³ / 基）

a-2) 処 理 量：（6月のピーク処理量の3%）

$$2,400m^3 / 時間 \times 0.03 = 72m^3 / 時間（剥土）$$

a-3) 容 量

前提条件：輸送距離 1 500m

積込時間 2分

実車速度 12km / 時間 = 200m / 分

空車速度 30km / 時間 = 500m / 分

容量計算

$$60分 \times 10.7m^3 \times \frac{50}{60}$$

$$\frac{\frac{1500}{200} + \frac{1500}{500} + 2 + 1}{1} \times 0.6 = 24m^3 / 時間$$

a-4) 所要台数

$$72 \div 24 = 3台$$

他に予備等として2台、計5台

b) シャベル

b-1) 型 式 : Cat983 ($3.9m^3$)

32t ダンプ積込可能のこと

b-2) 処 理 量 : (全処理量の 7% とする)

$$2,800m^3 / \text{時間} \times 0.07 = 200m^3 / \text{時間}$$

b-3) 容 量 :

前提条件 積込時間 40秒 / サイクル

空車待ち係数 0.15

バケット係数 0.9

容量計算

$$\frac{3600 \times 3.9 \times 0.9 \times 0.85 \times 50/60}{40} \times 0.6 = 132m^3 / \text{時間}$$

b-4) 所要台数 : $200 \div 132 = 2$ 台

c) ダンプトラック

c-1) 型 式 : Cat769B (32t)

c-2) 処 理 量 : シャベル処理量 $200 \times 0.8 = 160m^3$

他はベルトコンベア直積

c-3) 容 量

前提条件 輸送距離 1,500m

実車速度 15km / 時間 = 250m / 分

空車速度 30km / 時間 = 500m / 分

積込時間 5分

ダンプ時間 1分

積載量 $32 \div 1.9 = 16.8m^3 / \text{基}$

積載効率 0.9

容量計算

$$\frac{60 \times 16.8 \times 0.9 \times 50/60}{5 + 1500/250 + 1 + 1500/500} \times 0.6 = 30m^3 / \text{時間} / \text{基}$$

c-4) 所要台数 : $160 \div 30 = 6$ 台

d) ドーザー

d-1) 型 式 : Cad D9

d-2) 所要台数 : BW用 5台 スプレッダー用 2台
スクレーパー用 3台 その他一般 2台
シャベル用 2台 予 備 2台

合計16台

e) シフト・トラクター

e-1) 型 式 : Cat D9クラス

e-2) 所要台数 : フェイス・ベルトコンベア用 5台
スポイル・ベルトコンベア用 2台
予 備 1台

合計 8台

f) ドリル・リグ

f-1) 型 式 : 川重 KRD11C

f-2) 処 理 量 : (全処理量の10%とする)

$$2,800m^3 / \text{時間} \times 0.1 = 280m^3 / \text{時間}$$

f-3) 容 量

前提条件 : 穿孔速度 35m / 時間
発破パターン 4.0 × 4.0m
ベンチ高 20m
穿孔長 20m

能力計算

$$35 \times 50 / 60 \times 4.0 \times 4.0 \times 20 / 20 \times 0.5 = 233m^3 / \text{時間}$$

f-4) 所要台数 : $288 \div 233 = 2$ 台

vii) その他設備

a) 排水設備

主要ポンプ : $25m^3 / \text{分} \times 65m$ 、350kw、32台

主要パイプ : 20"、ジョイント付 6,400m

補助排水設備、予備品 : 1式

b) 給水設備

給水ポンプ : $1m^3 / \text{分} \times 50m$ 、30kw、2台

給水パイプ : 6"、ジョイント付 5,000m

貯 水 槽 : $500m^3$ (コンクリート製) 2基

給水設備予備品 : 1式

c) 事務所等

事務所、更衣室、修理工場、倉庫、燃料タンク、駐車場、
屋外貯蔵場、排土捨場、排水処理場、道路、給排水カナル
水処理場、等

d) 給電設備：受配電設備 50,000KVA

viii) 要員計画

a) 採 掘

BWE crew	195
Bench conveyor crew	150
Trunk conveyer crew	23
Coal overland BC crew	53
Spoil conveyor crew	87
Scraper crew	27
S&T crew	48
Drill crew	21
Blasting	5
General	30
Administration	13

小計 652

b) 保 守：625×0.2 456

c) 作業員小計 1,108

d) 事務・管理：1,108×0.2 55

e) 実働要員合計：1,163

f) 休 暇

$$\text{作業員 } 1,108 \times \left(\frac{1}{0.9} - 1 \right) = 123$$

$$\text{事 務 } 55 \times \left(\frac{1}{0.95} - 1 \right) = 3$$

g) 総 計 1,289名

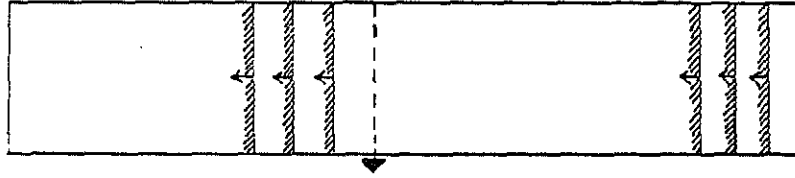
4) 非連続採掘方式 — モービル方式

i) 採掘方法

走行長平均 7.2Kmを4等分し、1.8Km長4ブロックとする。採掘は、1ブ
ロックずつ行うが、最初は、賦存状況が最も安定していると思われる再南端

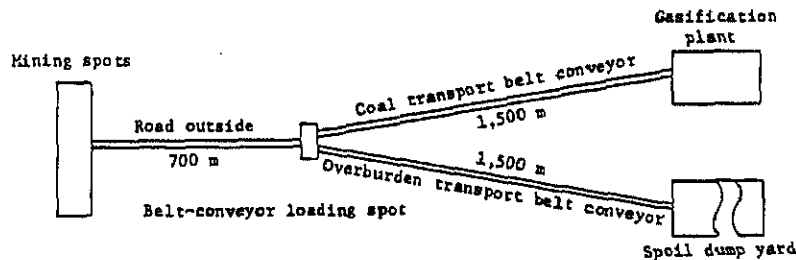
ブロックとする。1ブロックを修了すれば隣接のブロックへ移行し、逐次北上する。

ブロック内を走行方向に2分、両サイド夫々3段のベンチを造成、合計6本の切羽を図の用に保有する。



切羽の進行は←の方向とし、常時5本を採掘するが、6本平均に進行させる。これにより、切羽内運搬距離は平準化（平均 800m）される。

ブロックからの出口は▼印の位置とし、700mの場外道路を経て、1,500mのベルトコンベア積込場に至る。その配置は下図の通り。



ベンチ高さは、次に述べる使用機械に合わせて、10mとする。

ベンチフロアは、進行方向に向かって1/300の昇り勾配をつけ、切羽元の排水を図る。

尚、ショベルダンプ方式でやる以上ベンチフロアは平面でなければならず、且つ多層採掘である為、同一切羽で採炭、剥土両作業が共に行われる。従って相当切羽状況の変化が激しいものと考えられる為、少数の大型切羽では危険と思われ、重機の級等も勘案の上この様な設計をした。

ii) 採掘機械の実働時間：Table 7-3-2 参照

iii) 1時間当りの処理量

a) 石炭

$$3\text{百万 t/年} \div 1.28 \text{ t/m}^3 \text{ (比重)} = 2,344\text{百万 m}^3 \text{ /年}$$

$$2,344\text{百万 m}^3 \text{ /年} \div 3,018\text{時間/年} = 777\text{m}^3 \text{ /時間}$$

b) 剥土

$$3\text{百万 t/年} \div 2.82 \text{ m}^3 \text{ /t (剥土比)} = 8,460 \text{百万 m}^3 \text{ /年}$$

$$8,460\text{百万 m}^3 \text{ /年} \div 3,018\text{時間/年} = 2,803\text{m}^3 \text{ /時間}$$

Table 7-3-2 Estimated Driving Hours of Mining Equipment

<p>A year in terms of hour 365 days x 24 hrs = 8,760 hrs ... ①</p>	<p>Hours off 1,916 hrs ... ② = Σ ④ ⑥</p>	<p>Weekly holidays: 1,250 hrs ④ (365 days ÷ 7 days x 24 hrs) National holidays: 264 hrs ⑤ (11 days x 24 hrs) Moslem holidays: 402 hrs ⑥ (365 days - 52 days - 11 days) ÷ 6 days x 8 hrs</p>
<p>Periodical repairs: 544 hrs ⑧ (17 shift x 8 hrs x 4 times) Waiting hours due to rainfall: 1,566 hrs ... ⑨ (182 days x 24 hrs - Σ ① ④ x $\frac{181}{365}$) x 2</p>	<p>Production-suspending hours 3,829 hrs ... ⑦ = Σ ⑧ ⑩ ⑪</p>	<p>Periodical repairs: 544 hrs ⑧ (17 shift x 8 hrs x 4 times) Waiting hours due to rainfall: 1,566 hrs ... ⑨ (182 days x 24 hrs - Σ ① ④ x $\frac{181}{365}$) x 2 The 50% - level production in the rainy season, January through June Inspection/Break: 1,184 hrs ⑩ (an hour in the rainy and 2 hours in the dry seasons per shift) Accidents/mechanical troubles: 531 hrs ⑪ (① - ② - Σ ⑧ ⑩) x 0.15</p>
<p>Operating hours 6,844 hrs ... ③</p>	<p>Actual driving hours 3,018 hrs ⑫ (① - ② - ⑦)</p>	

c) 合計

10,800百万 m^3 /年
3,580 m^3 /時間

iv) 月間生産計画

採掘機械の実働時間に基づいて、月間生産計画をTable 6-4-3 の様に作成した。注目すべき点は次の通りである。

- a) 連続採掘方式と同様に、剥土を乾期に優先して行う。
- b) モービル方式では切羽間の移動が容易であるので、石炭ガス化設備が休止する6月には採炭を中止し、機械を全て剥土に当てる。これに依り貯炭量をゼロとすることができる。
- c) その結果、機械の容量を最小とすることができ、資本投下も最小となる。

v) 主要機械の選定 (Table 7-3-4, 7-3-5参照)

a) 採掘機械

掘削・積込を行うには、機械式か油式が考えられるが、77^t級のダンプを想定すれば、油式のものでは実績が乏しく信頼性が無い為、機械式を選定した。

台数の計算は、Table 7-3-4 の通りで6台を保有、各切羽に1台を配置するが、実質的には約5台の稼働で足りるので、1台は予備となる。各切羽にはベンチ上段にD-7級ブルドーザーを掘削補助に、ベンチフロア整備用にD-7級ブルドーザー夫々1台を配置する。

d) 運搬機械

ブキット・アサム炭鉱に於ける32^tのリヤダンプの経験を考慮してリヤダンプを採用、級については、最近の大型事業場で普遍化しつつある77^t級とする。台数の計算は、Table 7-3-4 の通りであるが、小切羽、切羽造成等に備えて32^t級を5台保有する。ダンプ運搬は場外700mまでとし、その先は石炭、剥土夫々のベルトコンベアーに依り石炭ガス化設備或いは堆積場へ搬送する。尚、剥土の堆積はスプレッダーを以って行うが、その展圧整形の為、D-9級ブルドーザー3台を配置する。

c) その他の機器

補助作業機械・サービス機器は、Table 7-3-5 の通りである。

vi) 要員計画

事務・管理	192名
操業	353
保守	212
小計	757
休暇(10%)	76
訓練生(20%)	167
総計	1,000

(3) 採炭コスト概算

1) 採炭コスト概算の前提条件

- i) 機械・設備コスト：日本の1984年第2四半期のコストとして、物価上昇は見込んでいない。
- ii) 資金：全額借入金とする。
- iii) 償却：機械についてはその稼働寿命
設備については30年とし、定額法による。
- iv) 金利：年利10%とする。
- v) 労務費：年間 3,300,000ルピアとする。
- vi) 換算レート：1 US\$ = 240¥ = 960Rp

2) 連続採掘方式

i) 投資額

a) 初期投資	158百万US\$
b) 追加投資(30年間)	128 "
合計	286 "

ii) 採炭コスト

a) 労務費	6.59US\$/t—石炭
b) 償却	6.80 "
c) 金利	3.03 "
d) 一般管理費	3.28 "
合計	19.70 "

3) 非連続採掘方式

i) 投資額

a) 初期投資	61百万US\$
b) 追加投資(30年間)	184 "
合計	245 "

(i) 採炭コスト

a) 運転・労務費	6.58US\$/t-石炭
b) 償却	3.04 "
c) 金利	1.95 "
d) 一般管理費	2.31 "
合計	13.88 "

- 4) 上記、採炭コストは、ロイヤリティー、租税、住宅、病院、学校等のインフラストラクチャー（関連社会基盤設備）や1500m以上の輸送を含んでいない。そして、各章に記されている仮定や前提条件に基づいて算出されている。従って後日より正確なそして確実な採炭コスト計算が必要である。

Table 7-3-3 Coal Supply, Demand and Stock
(Noncontinuous method)

Month	Actual operating hours (h)	Coal output (1,000 t/m)	Demand (1,000 t/m)	Stock (1,000 t/m)		Required capacities	
				Balance (1,000 t/m)	Amount (1,000 t/m)	Coal output (m ³ /hr.)	Overburden removal (m ³ /h)
1	167	282	282	0	0	1,317	2,263
2	156	254	254	0	0	1,269	2,311
3	185	282	282	0	0	1,189	2,391
4	157	273	273	0	0	1,357	2,223
5	163	282	282	0	0	1,350	2,230
6	357	0	0	0	0	0	3,580
7	326	235	235	0	0	564	3,016
8	326	282	282	0	0	674	2,906
9	357	273	273	0	0	597	2,983
10	326	282	282	0	0	675	2,905
11	314	273	273	0	0	679	2,901
12	184	282	282	0	0	1,196	2,383
Total	3,018	3,000	3,000				

Table 7-3-4 Calculation of Required Capacity and Number of Major Equipment

(1) Mining/loading equipment (Mechanical shovel)

a) Hourly capacity per unit

$$Q = \frac{3600 \times 13.0 \times 0.80 \times 1/1.30}{32} = 900 \text{ m}^3/\text{H}$$

Bucket capacity	13.0 m ³
Bucket efficiency	0.8
Expansion coefficient	1/1.30
Shovel cycle time	32 sec

b) Annual capacity per unit

$$3,018 \times 900 \times 0.85 = 2,308,770 = 2,308,000 \text{ m}^3$$

Annual operating hours	3,018 H
Working efficiency	0.85

c) Required number of shovels

$$10,804,000 \div 2,308,000 \div 0.8 = 5.85 \quad 6 \text{ units}$$

Annual processing amount	Overburden	8,460,000 m ³
	Coal	2,344,000 m ³
	Total	10,804,000 m ³

Rate of operation	0.8
-------------------	-----

(2) Transport equipment (77-ton rear dumps)

a) Hourly capacity per unit

$$\text{Dump cycle time} = \frac{32}{60} \times 6 + \frac{1500}{15000/60} + \frac{1500}{20000/60} + 0.5 + 1 = 15.2 \text{ min.}$$

Shovel cycle time	32 sec.
Speed when loaded	15 km/H
Speed when empty	20 km/H
Waiting time	0.5 min.
Dumping time	1.0 min.

Dump actual capacity per unit =

$$\frac{60}{15.2} \times \left(\frac{18}{32} \times 77\right) = 170.9 \text{ m}^3/\text{H}$$

Experienced actual capacity per unit
(at Bukit Asam)

$$32\text{tDT} + 18 \text{ m}^3/\text{unit}$$

b) Annual transport amount per unit

$$3,018 \times 170.9 \times 0.9 = 464,198 = 464,000 \text{ m}^3$$

Annual operating hours	3,018 H
Working efficiency	0.9

c) Required number of dump tracks

$$10,804,000 \div 464,000 \div 0.8 = 29.1 = 29 \text{ units}$$

Table 7-3-5 Equipment List
(Noncontinuous method)

Machine	Specification	No. of req'd. Operation + Service Spare = Total ratio ②	Service life Hour ③ Year ④ = ③ x 3,018	Total No. of req'd. ⑤ = ① x ④
Mechanical shovel	Bucket capacity 13 m ³ class	5 + 1 = 6	25,000	19
Hydraulic shovel	" 5 m ³ class	3	15,000	16
Bulldozer	Catapiller D-9 class	9 + 2 = 11	15,000	60
"	" D-7 class	5 + 1 = 6	12,000	41
Drill	Rotary drill 100 m/m φ	3 + 1 = 4	16,000	18
Front-end loader	Bucket capacity 5 m ³ class	1	15,000	5
Rear dump truck	77t class	23 + 6 = 29	20,000	115
"	32t class	5	20,000	20
Belt conveyor (coal)	L-1500 m	1	belt 11.0 frame	belt-3 frame-1
" (overburden)	W-1200 m/m loose	1		
Feeder breaker	L-1500 m	1	33.0	13
Spreader	W-1600 m/m loose	2 + 1 = 3	4.5	11
Road grader	Catapiller 15G class	2 + 1 = 3	15,000	13
Road compacter	"	1 + 1 = 2	30,000	3
Fuel oil tank truck	"	1 + 1 = 2	"	3
Back hoe	"	1 + 1 = 2	"	3
Car for blasting	"	1 + 1 = 2	"	3
Water tank truck	"	1 + 1 = 2	20,000	5
Compressor	30 m ³ /min.	1 + 1 = 2	30,000	3
Cleaner	"	1	30,000	3
Service trailer	"	1 + 1 = 2	15,000	3
Tractor	"	3	8	12
Flat deck truck	"	3	5	20
Patrol car	"	15	3	165
Helicopter	"	1	10	3
Bus	"	7	10	23
Ambulance	"	1	10	3
Fire engine	"	2	10	6

7-4 結論と提言

(1) 結論

- 1) JICA第2調査団はカウンターパートのBPPTと共に、ジャカルタ、バンドンおよびバンコ地区の石炭資源に関連する六つの機関を訪問し、低品位で輸送困難なバンコ炭の有効利用策につき討論し、併せて資料の収集を行った。
- 2) 南スマトラ地区の石炭資源探査は1974~78年にシェルにより実施された。このうちバンコ地域の探査データは入手出来たが、他の地域の探査データは、シェルのコンピューター記号を使用したテープに記録されているだけで、一般語に訳されていないため入手出来なかった。
- 3) 入手した探査データによれば、南スマトラ地区およびバンコ地域の石炭資源埋蔵量は次のとおりである。
 - イ) 南スマトラ地区推定埋蔵量(深さ50m以内)
約60億トン(未乾燥石炭)
 - ロ) バンコ地域確認埋蔵量(深さ100m以内)
約4.5億トン(未乾燥石炭)
- 4) シェル社の調査結果およびJICA第2調査団による露頭からチップサンプル(代表的な炭塊の採取)の分析結果によれば、バンコ炭は分類上の褐炭に相当するが、輸送および貯炭中に自然発火し易いこと、粉炭になり易いことおよび灰分中に Na_2O (酸化ナトリウム)含有量が多いこと(灰分中に4~40%の Na_2O を含む)から「問題のある石炭」であり、その利用策の立案に際しては十分注意する必要があることが把握された。
- 5) JICA第2調査団による露頭からのチップサンプルの分析結果から、露頭の石炭は風化をしており、全体の品質評価やガス化試験用の試料炭としては適当でないことが確認された。
- 6) 代表的な2種の採炭方法に基づき、採炭コストの予備的評価を行った結果、未乾燥ベースで次のとおり概算された。
 - イ) 連続式採炭方法(バケットホイールエキスカベータ方式)
約4,800円/トン(20\$/トン)
 - ロ) 非連続式採炭方法(ショベルアンドトラック方式)
約3,000円/トン(14\$/トン)上記採炭コストには商業的生産に際して必要なインフラストラクチャー(関連社会基盤設備)やロイヤリティ、税金等は含まれていない。従って実際の採炭コストは上記概算値を若干上回る可能性がある。
- 7) 上記予備的採炭コストの評価によればバンコ炭の採炭方法としては、採炭機械の燃料としてメタノールを使用する非連続式が優ると判断される。なお、メタノールをエンジン用燃料として使用することの可能性についてはJICA第

3 調査団により調査される予定である。

(2) 提 言

第2調査団は本調査をより効果的なものとするために以下の調査を実施するよう提言する。

イ) 石炭サンプリング用ボーリング機械

昭和60年年度における石炭品質調査のためサンプリングには小型(2インチ)ボーリング機械を準備し風化の少ない露頭を捜し出すと共に、地下50mまでの各点からを採取して風化の度合を調べる。

ロ) 水資源調査

エニム川の流量のみでは本プロジェクトに必要な冷却水が不足すると推定されるのでエニム川下流のレマタン川の流量測定、地下水調査および工業用簡易ダムの可能性調査など実施する。

ハ) 地図および地質データ

バンコ地域および工場設置予定地(レマタン川およびエニム川地域)の地図は10万分の1のものしかないので、今後の石炭サンプリングおよび工場立地調査のため1万分の1の地図を作成する必要がある。また工場予定地の地質データがないのでボーリング調査をする必要がある。

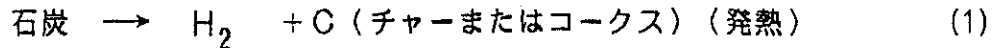
8. バンコ炭の利用技術調査

8-1 石炭ガス化技術

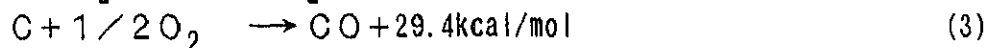
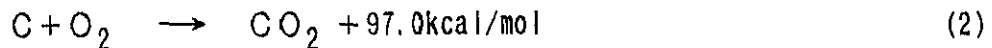
(1) ガス化条件と生成ガスの組成の関係

石炭のガス化に使用されている基本的なガス反応を示すと次のとおりである。

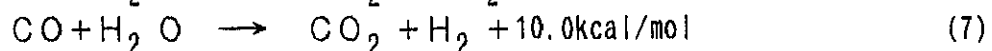
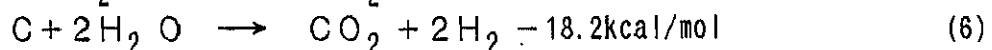
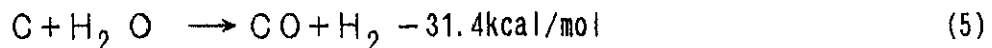
イ) 熱分解



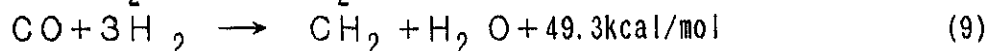
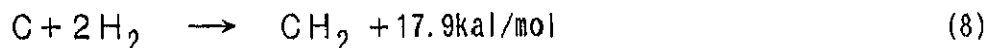
ロ) 酸素との反応



ハ) 水蒸気と反応



ニ) 水素との反応



ガス化炉内での実際のガス化反応過程は、ガス化方法（ガス化炉の構造）とガス化条件（温度・圧力・水蒸気量および反応時間等）によって異なっており、これらの諸反応が主として逐次的に進行する場合（固定床）、同時に並行して進行する場合（流動層、噴流層）、あるいは特定の反応が選択的に進行する場合（鉄浴法）等がある。

いずれの場合にも、ガス化炉に供給された石炭は高温の反応ガスとの接触、炉壁やチャーからの輻射熱あるいは熱媒体等により加熱されて、まず含有水分が蒸発し（乾燥）、次いで温度の上昇と共に乾留、熱分解が行われ、水素、メタン、エタン等の軽質ガスやタール、重質油等を生成すると共にチャー（乾留炭）に変化する。

固定床の場合には、この段階で生成したチャー以外の物質はそのまま大部分が生成ガスに含まれて製品としてガス炉から取り出されるが、高温・均一な反応温度を示す噴流層や鉄浴法では更に熱分解を受けて、最終的には水素と炭素になる。

このようにして生成したチャーや炭素はガス化剤と (2)～(9)に示されるような反応を起こして、一酸化炭素、水素、メタン、炭酸ガス等に転換されると共に、

反応に必要な熱を発生し、最終的に灰分のみが残ることとなる。

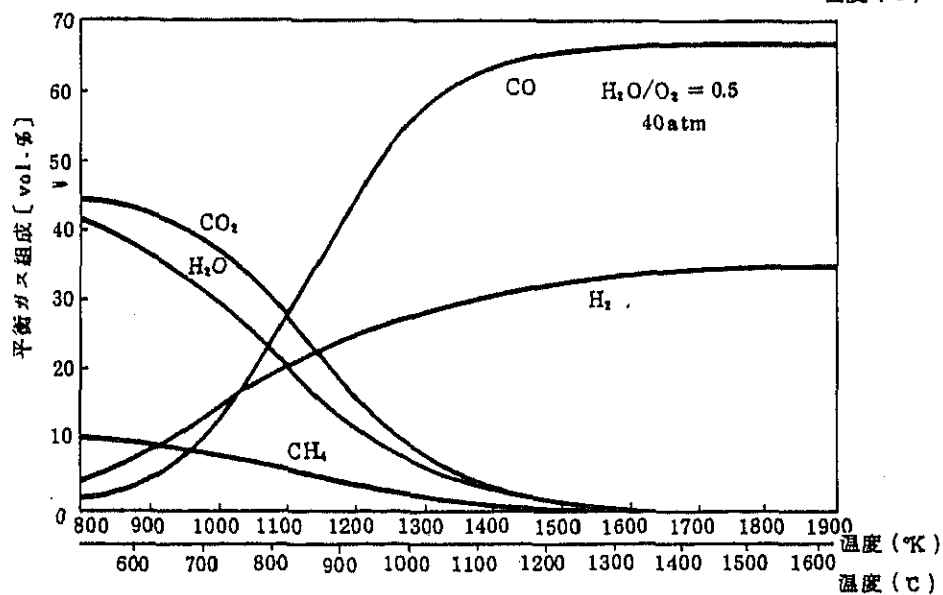
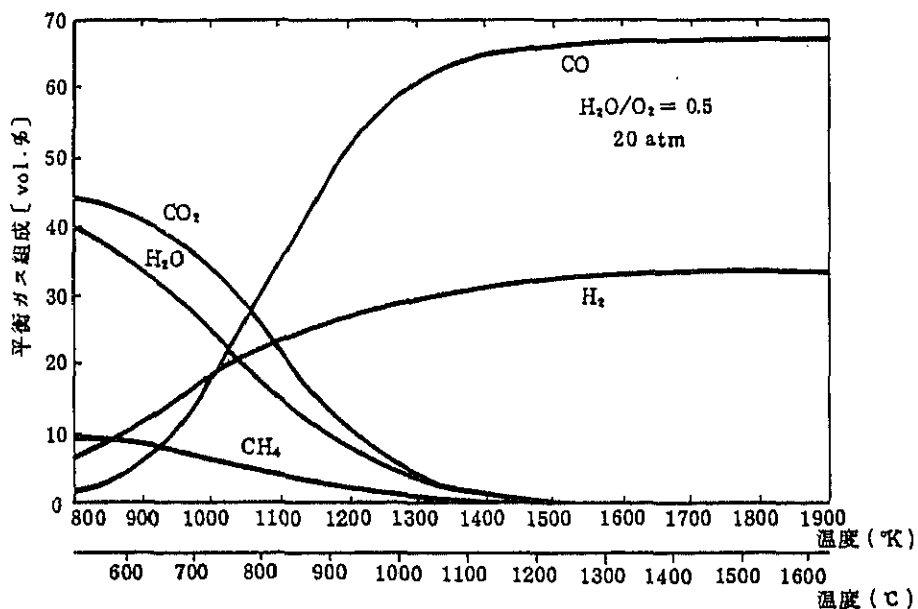
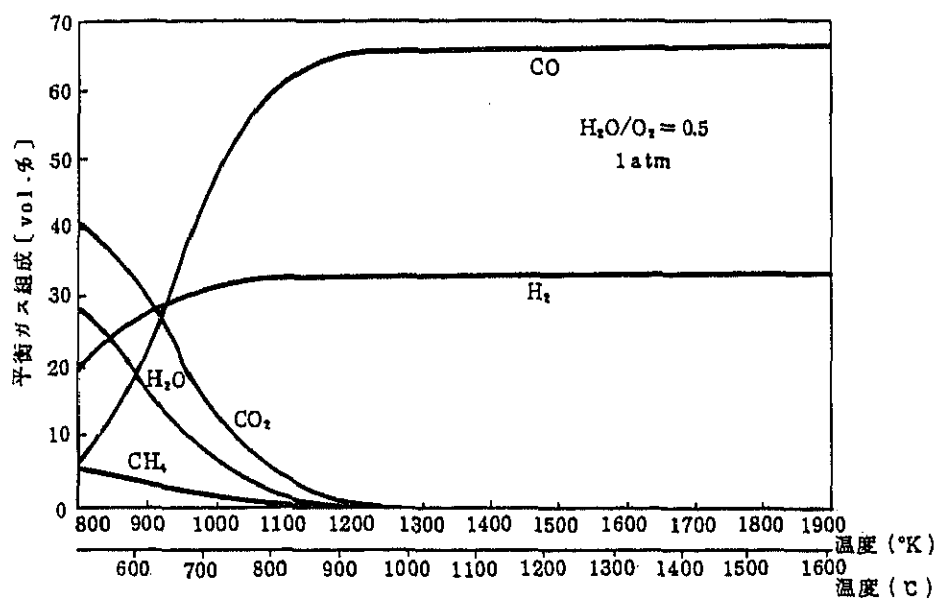
Fig. 8-1-1 はガス化反応圧力が1気圧、20気圧および40気圧の場合に、炭素のガス化反応が各温度で平衡に達した場合の生成ガスの組成を反応温度との関係で示したものである。

当図から低温・高圧下ではメタンの生成に有利であるが、同時に炭酸ガス・水の副生も多く、反対に高温・低圧下ではこれらの生成が少なく、1300℃以上ではほぼ完全に一酸化炭素と水素のみに転換され、メタン、炭酸ガス、水等は生成されないことが理解されよう。

このように生成ガスの組成と圧力は反応条件によって変わるので目的とする生成ガスの用途に適したガス化方法および反応条件を選定する必要がある。

なお、石炭に含まれる硫黄や窒素原子等の不純物はガス化反応の過程で硫化水素、硫化カルボニル(COS)、窒素等に転換され、生成ガスと共にガス化炉から取り出されるので、燃料ガスとして、あるいは合成反応用原料ガスとして使用するためには、後処理でこれらの不純物を除去する必要がある。

Fig. 8-1-1 EQUILIBRIUM GAS COMPOSITION ON TEMPERATURE



(2) ガス化炉の様式とガス化特性

石炭のガス化炉は研究開発のさいに目的とした生成ガスの用途や構造上のアイデアによって多くの様式のもので開発されているが、これらを基本的なガス化反応特性に基づいて評価すると固定床、流動層、噴流層および鉄浴法の4つに分類できる。

Fig.8-1-2 はこれらのガス化様式についてガス化炉の基本的構造、ガス化炉内での石炭およびガス化剤の挙動および入口から出口までの温度変化をモデル化して説明したものである。

また、Table 8-1-1 はこれら各様式のガス化特性を定性的に相対比較したものである。

以下にFig.8-1-2、Table 8-1-1 に示される4つのガス化様式に関し、その概要と特性を述べる。

1) 固定床ガス化炉

灰分を溶融させないで取り出す非溶融式固定床ガス化炉は40年以上の工業化実績を持つ完全に実証されたガス化様式である。近年、灰分を溶融して取り出す溶融式固定床法も開発されている。

固定床ガス化炉では、Fig.8-1-2(a)に示されるように石炭は上から供給され、ガス化の進行による石炭の減量に伴って徐々に下降しつつ、ガス化剤（酸素、水蒸気）やガス化反応生成物と接触してガス化反応を起こし、最終的に灰分のみとなって炉底から排出される。一方、ガス化剤は炉底から供給され、固定床を通過して石炭と接触し、上方よりガス化生成物となって取り出される。

このように固定床ガス化炉では石炭の流れ（移動）とガス化剤およびガス化生成物と流れが対向としているため、炉内の温度分布はFig.8-1-2(a)に示すように大きく変化し、炉内の位置によって石炭は逐次的に乾燥、乾留、熱分解、ガス化、燃焼等の各種のガス化反応を受けるのが特徴である。

なお、非溶融式ガス化炉では灰分の溶融を防ぐために、多量の水蒸気を送入し、水性ガス反応でガス化ゾーンの温度調節を行うため、水性ガス反応の占める割合が大きい。

Fig.8-1-2 CLASSIFICATION AND PRINCIPAL COAL GASIFIER TYPES

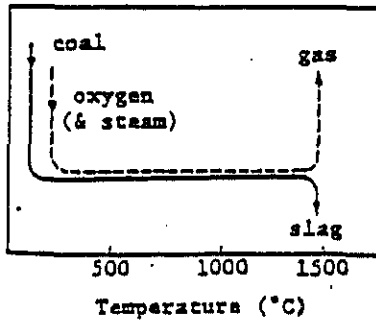
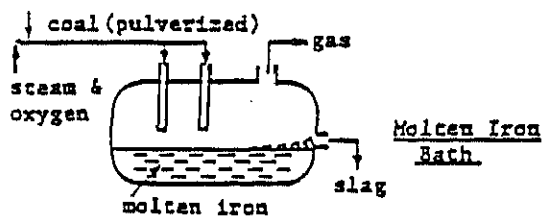
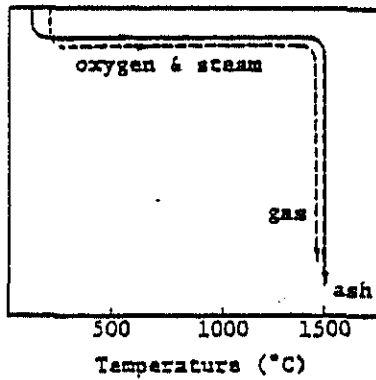
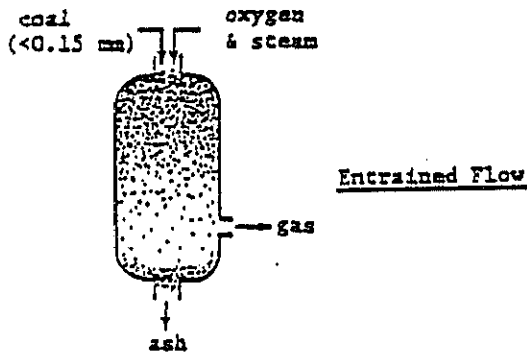
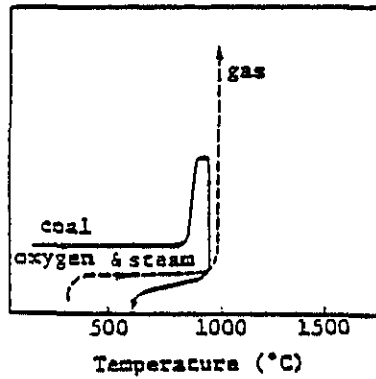
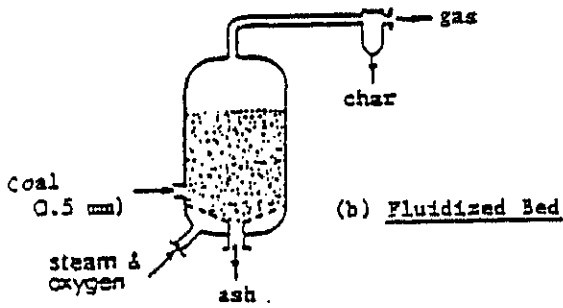
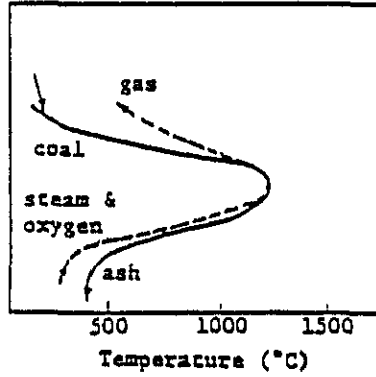
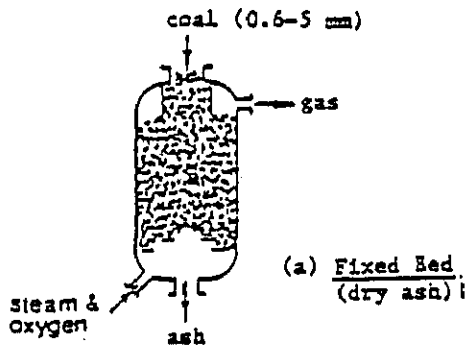


Table 8-1-1 IMPORTANT CHARACTERISTICS OF PRINCIPAL GASIFIERS

GASIFIER TYPES	FIXED BED		FLUIDIZED BED		ENTRAINED FLOW	MOLTEN IRON BATH
	Dry Ash	Slagging	Dry Ash	Agglomerating		
<u>Feed Coal Characteristics</u>						
Size	Coarse (0.6 - 5mm)	Coarse (0.6 - 5mm)	Crushed (<0.5mm)	Crushed (<0.5mm)	Pulverized (<0.15mm)	Pulverized
Acceptability of Fines	Limited	Better than dry ash	Good	Better	Unlimited	Unlimited
Acceptability of Caking Coal	Yes (with modifications)	Yes (with modification)	Possibly	Yes	Yes	Yes
Preferred Coal Rank	Low	High	Low	Any	Any	Any
<u>Operating Characteristics</u>						
Pressure (bar)	<30	24	<20	<16	40	<5 (planning)
Exit Gas Temperature (°C)	430 - 650	480	950 - 1050	950 - 1050	1250 - 1700	1400 - 1600
Oxidant Requirement	Low	Low	Moderate	Moderate	High	Moderate
Steam Requirement	High	Low	Moderate	Moderate	Low	Low or none
<u>Produced Gas Characteristics</u>						
Methane Content	High	High	Moderate	Moderate	Low	Nothing
CO ₂ Content	High	Low	Moderate	Moderate	Moderate	Low
Tar Content	High	Moderate	Moderate	Moderate	None	None
H ₂ , COS	High	High	Moderate	High	High	Low
<u>Key Technical Issue</u>	•Utilization of char & tar •Waste water treatment		•Carbon conversion •Large char recycle		•Raw gas cooling •Char recycle	•Raw gas cooling •Pressurization

Source: EPRI AP-3109, with some modifications

このようなガス化方法の特殊性から固定床ガス化炉は次のような特性を有する。

イ) 冷ガスエネルギー効率が低い。

ガス化ゾーンを出た高温の生成ガスは石炭の乾留や乾燥を行いつつ冷却されるため、最終的なガス化生成物の出口温度が低く、このため冷ガスエネルギー効率 [常温における生成ガス潜熱 (Kcal/Kg-coal) ÷ 石炭低発熱量 (Kcal/Kg-coal)] が低い。

なお、非熔融式の場合には灰分熔融温度が低い石炭や反応性が低い石炭をガス化するとき、多量の水蒸気が未反応のまま流出するため、実際のエネルギー効率は悪くなるので注意が必要である。

ロ) 酸素消費量が少ない。

ガス化温度が低く、また予熱、乾留等が生成ガスの保有熱で行われるため、ガス化反応温度にまで加熱するに必要な予熱エネルギーが少ないことおよび乾留、熱分解により生成する軽質ガスや重質油、タール等がガス化されないでそのまま生成ガスとして流出するため、他のガス化方法に比較して酸素消費量が少ない。

ハ) 生成ガス中にメタン含有量が多く発熱量が高い。

ニ) タール、重質油の生成量が多く、ガス精製が複雑である。

ホ) フェノール含有廃水の排出量が多く、排水処理が難しい。

ヘ) 利用可能な石炭の性状に制限が多い。

粉炭、粘結性のある石炭、加熱して粉化し易い石炭、反応性の低い石炭 (瀝青炭) 等は好ましくない石炭である。

なお、非熔融式の場合には、灰分の熔融温度の低い石炭も好ましくない。

ト) ガス化炉 1 基当りの石炭処理能力が小さい。

2) 流動層ガス化炉

Fig. 8-1-2(b)に示されるように、粉碎された石炭はガス化炉の炉底に近い部分に供給され、炉底から送入されるガス化剤によって流動層を形成し、均一な温度の中で乾燥、乾留、熱分解、ガス化等のガス化反応を受ける。乾留、熱分解により生成するタールや重質油留分は流動層の中で熱分解を受けるため、生成ガスとしての流出は少ない。灰分は炉底より排出されるが、炭素を除去するため特殊な工夫がなされている。また、炉頂からは生成ガスの流出に伴って多量の水蒸気が流出するため、水蒸気の回収とガス化炉への再循環に工夫がなされている。

このように流動層ガス化炉では流動層の中に新しく供給された石炭とガス化の進んだ石炭が混在しており、均一な温度のもとで各種のガス化反応が同時に進行する点に特徴がある。また、灰分の熔融を防ぐため水蒸気を送入し、水性

ガス反応で流動層のガス化温度を調節するため水性ガス反応の占める割合が高い。

このようなガス化方法の特徴から、流動層ガス化炉には次のような特性がある。

イ) 石炭処理能力が大きく、高圧化が容易である。

炉構造が簡素で、ガス化炉1基当りの石炭処理能力を大きくすること、および高圧ガス化が比較的容易である。

ロ) 運転の安全性、安定性に優れている。

炉内に常に多量の石炭が存在する中でガス化反応が行われるため、石炭やガス化剤の供給が変動した場合でも運転が安定しており、安全性も高い。

ハ) 低品位炭の使用が可能である。

非粘結性の石炭であれば微粉炭、低カロリー炭、加熱して粉化しやすい石炭等もガス化に使用でき、応用範囲が比較的広い。

ニ) 生成ガス中に若干のメタンを含む。

以上のような特性から流動層ガス化炉はガス化剤として安価な空気を用いた発電用低カロリーガス（空気中の窒素ガスを含むため、ガス化炉内流体容積は酸素法の約2倍となり、ガス化炉の容積を大きくする必要がある）の生産に適していると言えよう。

3) 噴流層ガス化炉

Fig.8-1-2(c)に示されるように石炭は微粉（0.15mm以下）に粉碎されて、ガス化剤と共に炉頂より供給され、両者は乱流状態で同一方向に流れつつ、灰分の熔融温度より高い温度でガス化反応が行われる。

噴流層ガス化炉の場合も流動層と同じようにほぼ均一の温度で石炭の乾燥、乾留、熱分解、ガス化が同時に併行して進行するが、ガス化温度が灰分の熔融温度より高い（1,250～1,700℃）ため反応速度が高く、短い反応時間（数秒内）で完全ガス化が行われる。

なお、噴流層ガス化炉の場合には、他のガス化方法と異なって、内部に過剰のチャーや石炭が貯えられていないため、石炭とガス化剤は所定の割合で安定して供給されなければならない。

噴流層ガス化炉の特性は次のとおりである。

イ) 利用する石炭性状に制約が少ない。

ロ) 生成ガス内にメタンが殆んど含まれず、またタールやフェノールが含まれていない。

ハ) 運転の安定性、安全性に劣る。

ガス化炉内に余剰の石炭又はチャーが殆んど存在しないため、石炭やガス化剤の供給が変動した場合、酸素過剰状態になり易く、他のガス化方法に比

較して運転の安全性、安定性が低い。

二) 冷ガスエネルギー効率が低い。

生成ガス温度の流出温度が高いため、ガス化炉の冷ガスエネルギー効率が低いので、これを補うために生成ガスからの効率的熱回収が重要である。

なお、水スラリー供給法の場合には多量の水が水蒸気となって生成ガスと共にガス化炉から流出するため、乾炭供給方式に比較してエネルギー効率は一段と低くなる。

4) 鉄浴法ガス化炉

鉄浴法は、Fig. 8-1-2(d)に示されるように炉内に熔融状態に保たれた高温の熔融鉄を貯えており、これに石炭とガス化剤を上方から吹き付けるか、又は下方より吹き込むことにより灰分の熔融点より高い温度で、急速にガス化反応を進行させる方法である。このように熔融物を用いたガス化方法は過去にいくつかのガス化炉様式や熔融物が小型炉で研究されたが、現在大型パイロット試験を終了し、ほぼ工業化可能な段階にある技術は熔融灰熔融法と鉄浴法の2つである。

熔融灰を用いた方法は、高温の熔融灰に粗粒炭とガス化剤を旋回流を与えるように吹き付ける第一次ガス化ゾーンと、チャーとガス化剤が気流中でガス化反応を起こす第二次ガス化ゾーンを供えた二段式のガス化方式である。

この場合のガス化反応は第一ガス化ゾーンで石炭の乾燥・乾留および熱分解とガス化反応の一部が起こり、第二ガス化ゾーンでガス化反応が完結することから、そのガス化機構およびガス化特性は噴流層ガス化炉とほぼ同一であり、一般に噴流層ガス化炉の一種と見なされている。

鉄浴法は、高温で活性の高い鉄を使用しており、他のガス化方法（熔融灰法を含む）とは全く異なったガス化反応機構を示す。

このガス化方法は製鉄に使用されている転炉の脱炭技術から発展したもので次のような熔融鉄の特性を利用して、鉄浴の中でガス化反応を発生させる点に最大の特徴がある。

イ) 熔融鉄は熱媒体として石炭を短時間に熱分解し、水素ガスを発生すると共に石炭中の炭素と硫黄を鉄浴内に溶解・吸収する。

ロ) 熔融鉄は吹き付けられた酸素を瞬時に吸収して酸化鉄(FeO)となり、次いで鉄浴中の炭素と反応して一酸化炭素を発生する。

ハ) 熔融鉄は石炭が過剰に供給された場合には、これを溶解・吸収して炉外への流出を防ぎ、酸素が過剰に供給された場合には溶解している炭素を放出する機能があり、炭素の貯槽として作用する。

ニ) 熔融鉄は吸収した硫黄分の濃度が高まると、硫黄分をスラグに移動させる機能があり、脱硫媒体として作用する。