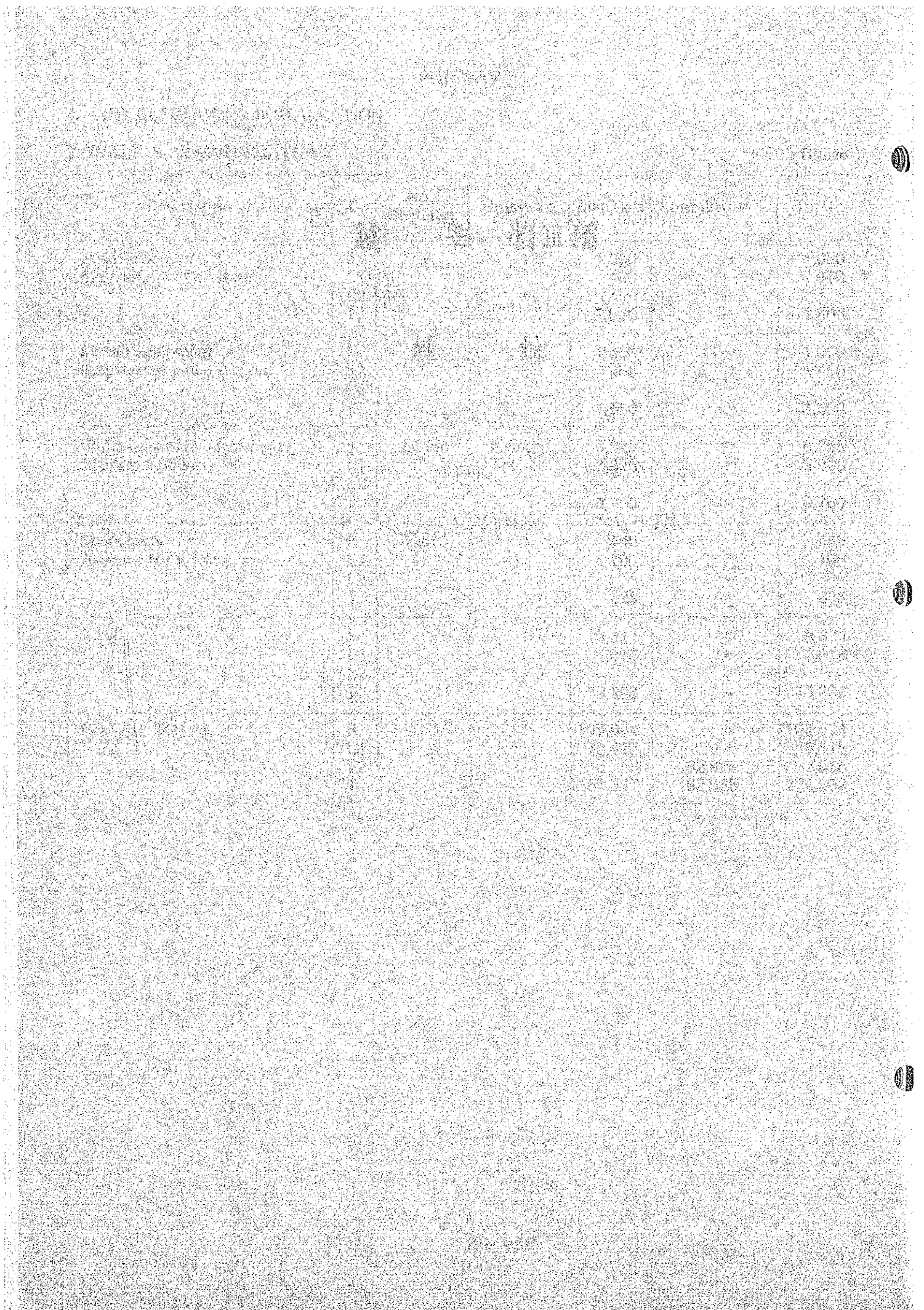


第Ⅲ部 探 鉞

付 録



付録 1 坑内堀炭鉱斜坑運搬方式の検討

坑底から石炭、ずりを坑外まで運搬する方法に、炭車のコース巻とスキップ巻がある。この両方式について設備費、経費を比較検討した。

設備費はコース巻が22,482,000ルピーに比し、スキップ巻が23,784,000ルピーとなり、コース巻が1,302,000ルピー少ない。

運搬経費はコース巻が7.9ルピー/tに比し、スキップ巻が11.8ルピー/tとなり、前者が3.9ルピー/tだけ割安である。

建設期間もスキップ巻がポケット設備その他の設備が必要なのでコース巻がスキップ巻の約1/3になる。

従って本計画にはコース巻を採用することとした。

COMPARISON OF WINDING SYSTEM IN MAIN INCLINED SHAFT

(1) Comparison of Condition

Description	Mine Car Winding System	Skip Winding System	Remarks
Amount of Transportation	276,000	276,000	
TOTAL	760	760	
Raw Coal	160	160	
Waste Rock	580	160	
Distance of Winding	12	50	
Inclination of Slope	150	150	
Winding Speed	12	12*	
Actual Daily Working Hours			* 3 hours for Materials and Battery Locomotive.
Transportation Cycle	70	200	
Type of Main Winding Machine	Single Drum	Single Drum	
Dia. of Rope	26	34	
Length of Rope	600	260	
Maximum Load	20,600	8,900	
Nos. of Car for Winding (Coal)	7	-	
Nos. of Car for Winding (Rock)	6	-	
Weight of Skip & Capacity	20 kW x 16 m/m	3 t & 5 m ³	
Sub Winder in Return Slope	105	75 kW x 26 m/m	
Required Days for Drifting	500	394*	
Length of Entry	Winder, Wire Rope, Winder Room	Winder, Wire Rope, Winder Room	
Winding Equipment	No	Necessary	
Dust Collector	No	Necessary	
Belt Feeder	10	14	
Workers	3	3	
Maintenance Cost			* Inclined Shaft 160 m, Tippler 234 m
			Winding 4, Tippler 4, Feeder 2, Bin 2

(2) Comparison of Cost (000's) RUPEES

Description	Mine Car Winding System	Skip Winding System	Remarks
Capital Cost			
Development Cost	2,245	1,466	
Winding Equipment	7,540	13,010	
Dust Collector	-	1,400	
Loading Facility	-	1,130	
Mine Car	13,600	6,800	
TOTAL	23,385	23,806	
Operating Cost			
Material Cost	No Defference	No Defference	
Labour Cost	1,272	2,226	
Maintenance Cost	702	714	
Power Cost	221	325	
TOTAL	2,195	3,265	

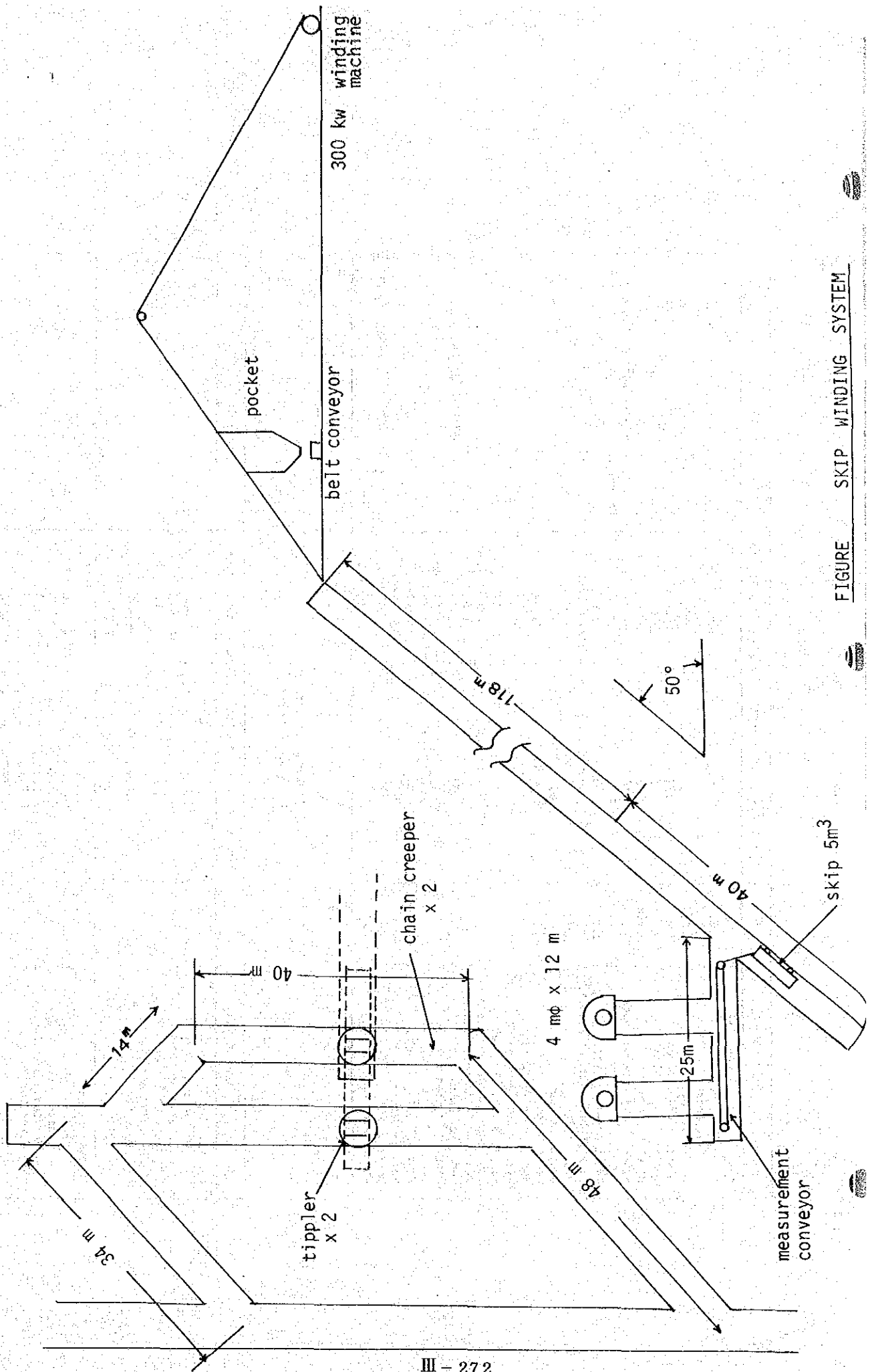


FIGURE SKIP WINDING SYSTEM

付録 2 斜坑の安全炭柱の大きさについての検討

(変位不連続法の利用)

小型の演算速度の遅い電算機を利用し、採掘の進展に伴う諸状況の解析をする方法の1つに変位不連続法がある。この方法を用いて、斜坑が採掘パネル付近にある時、採掘あとが斜坑に接近するにつれて、斜坑の周辺の岩ばんが、どのような挙動をするか調べた。

入排気2本の岩石斜坑が、一枚の水平炭層の上部にあり、その炭層が採掘され払あとと空洞が、逐次両側から斜坑に近付いてくる時を想定して、第1図、第2図のようなモデルを設定した。

ただし、解法の特異性から、炭層は、モール・クーロン則にしたがう材質とし、岩ばんは一種のみで全部等方弾性体とする。

(1) 解析方法

この問題は、斜坑保安炭柱が採掘空洞の影響をうけて、どのような挙動を示すかということでもある。これを具体的に考えた場合、斜坑自体がどのように影響をうけて、どのような状況になるかを解析することになる。斜坑下部の炭層を完全に採掘した場合、斜坑維持が非常に困難であることは周知の事実である。

ここでは、数値的にこうした感触をトレースしようと試みた。このような数値の扱い方には種々の方法があるが、計算法として使用する変位不連続法の特質も加味して、次のように考えた。

第3図のような坑道があり、外部から力がかかった場合、側壁が張出したり、下ばんが膨れ上ったり、わくが変形したりするなど色々な現象が表われる。ここでは坑道の肩部における挙動と、対応する力の変化を検討する為、第4図のように正方形断面をとり、坑道天井部とその奥の地山内に計算点をとった。計算点における応力と変位量の2点間の関係で、採掘場の接近によって反転する所があるはずである。こうした関係をグラフで示すと第5図のようになる。

岩ばん内2点の変位する時、1点だけ動きが停止したり反転することは、ゴムのような弾性物質でない岩石では破壊の状態になりやすい。したがって、こうした2点間の量の変移点を採掘場の近付き方と関係づけて判断すれば、変位不連続法のような、弾性的計算法によっても、坑道の安全な位置の限界は推定できる。もち論、そうした過程で、破壊圏とかゆるみ圏の計算は入らないが、この解析は、できれば弾性安全圏に坑道を位置させたいという限界を明らかにするものであるから、十分に目的は達せられる。

(2) 計算結果

深度90mの水平な炭層上4.0mと7.0mの位置における斜坑の変位と応力の計算値を第

6 図のような位置で求めた。採掘あとの接近位置との関係をとって、垂直方向の変位量と応力を示すと第 1 表、第 2 表のようになる。

第 1 表に示した坑道周辺位置の変位量をグラフにすると第 7 図のようになる。変位置と採掘あとの近接距離との関係は、坑道四すみともほぼ同じ傾向を示している。第 1 表 b のうち、坑道天井側の 2 すみの計算値を図示したものが第 8 図である。

次に第 1 表 a、b に示した変位量のうち、天井部左すみ μ_1 、 μ_2 の 2 点をたて軸、横軸にとってグラフ化したものが、第 9 図である。このグラフでは第 5 図の C のような傾向を呈して、明りょうな変曲点が見られる。この変曲点は第 8、9 図にも見られるものであるが、その特徴はさらにはっきり示されている。

第 2 表 a、b に示される同じ位置の応力のうち、 μ_1 、 μ_2 を第 9 図と同様にグラフ化すると同様に明りょうな変曲点を示している、第 10 図となる。第 9、10 図とも坑道炭層間の距離を変えた時の計算値を 3 種同時に示してある。

次に地表からの深度を 150 m にした時、炭層上 50 m、100 m に坑道がある時の計算値群を変位量、応力についてグラフ化したのが第 11、12、13、14 図である。

(3) 結 論

第 9、10、13、14 図の変曲点とそのときの採掘あとと空洞の近接距離から、第 15 図のように結果をまとめることができる。坑道と採掘空洞との水平距離と坑道と炭層の間隔を第 16 図のようにとると、 θ が D と L の位置関係により定まる。炭層の深度が異なる第 16 a 図、第 16 b 図では D による θ への影響、すなわち影響線の形が異なる。

以上のことから考察できることは

- 1) 斜坑に影響を与える採掘あとの位置には、地表からの炭層の深度の影響が関係する。
- 2) 斜坑に影響を与える角度は、炭層深度によって微妙に差異がある。
- 3) この計算に使用した石炭と岩石の物性値の限りにおいて、影響角は $45 \sim 50^\circ$ である。
- 4) 斜坑が、地表近くと、炭層近くでは影響角は多少、緩くなる。

(4) 考 察

変位不連続法を利用して、斜坑の採掘影響の一つの限界として、斜坑肩部における非線形な変動の特徴を調べ、いくつかの評価が得られた。こうした関係は、さらに広域の採掘における空洞の影響、炭層の厚さによる差異、深度による重相関関係などが問題として残る。

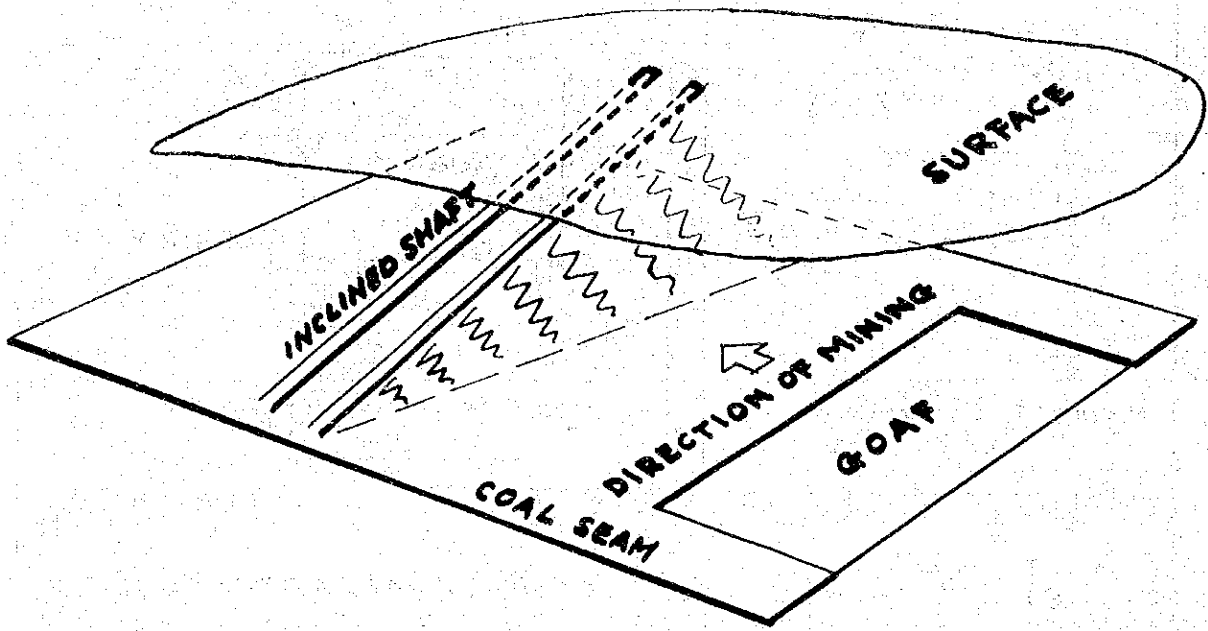


Figure 1 Concept of Problem

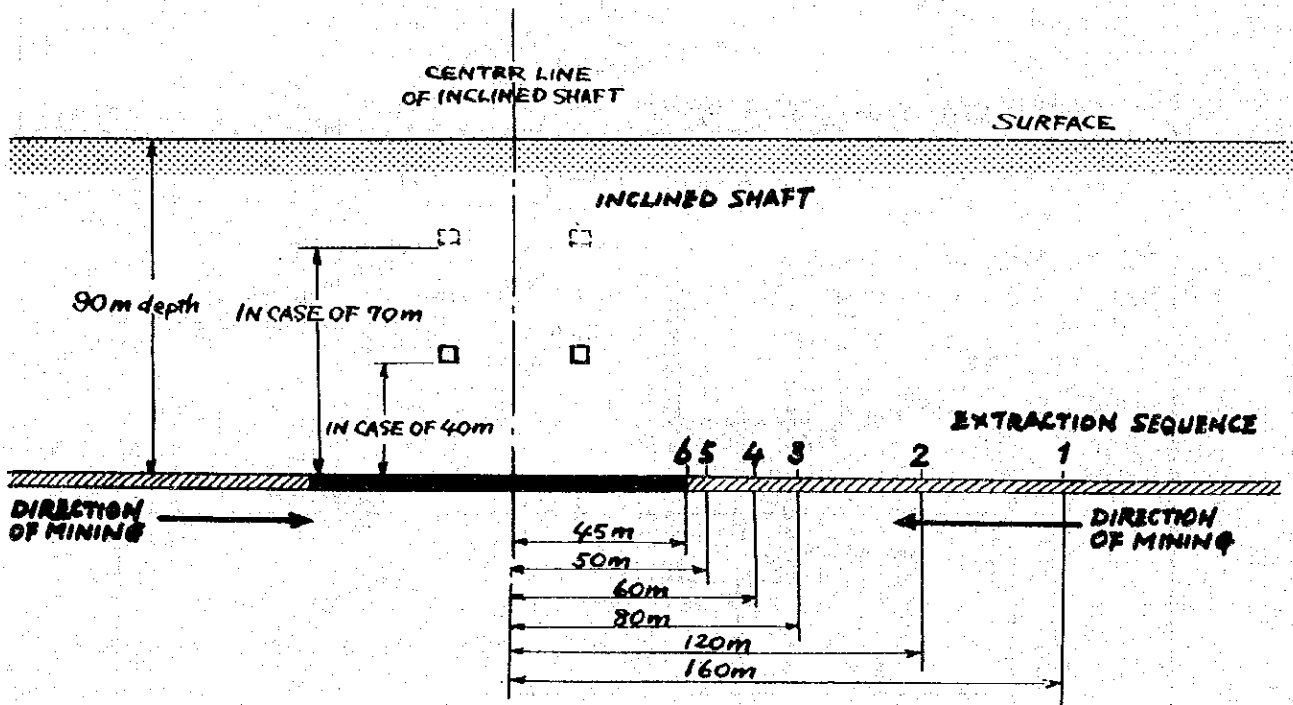


Figure 2 Two Dimensional Model profile on Vertical Profile Section

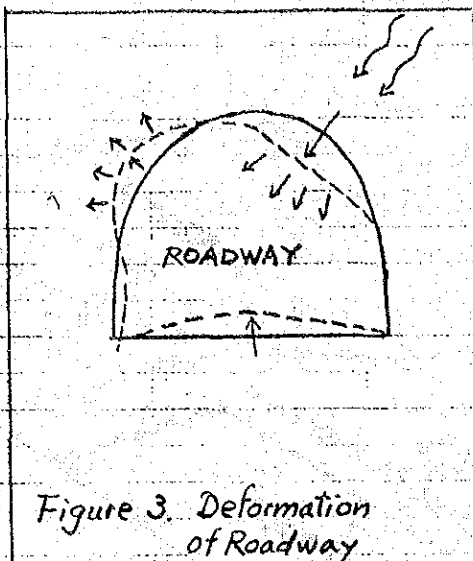


Figure 3. Deformation of Roadway

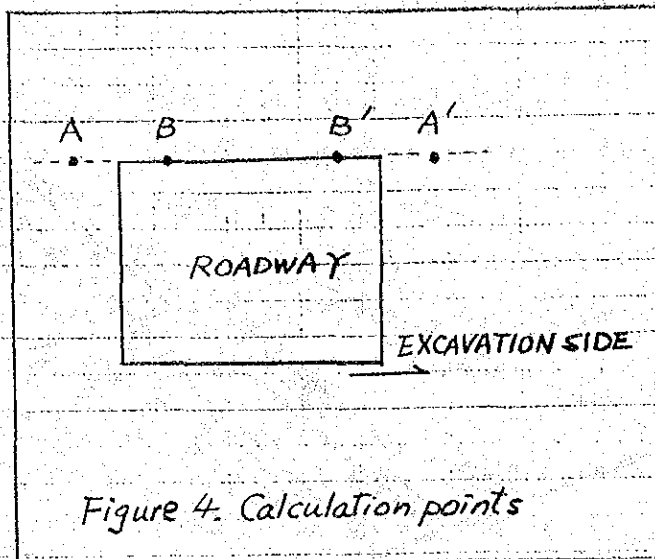


Figure 4. Calculation points

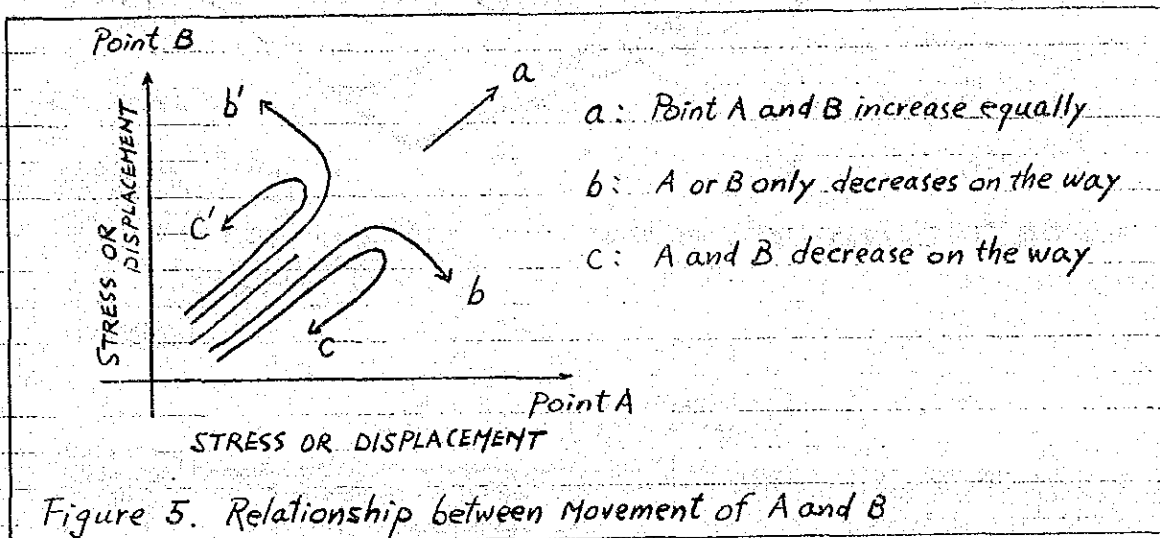


Figure 5. Relationship between Movement of A and B

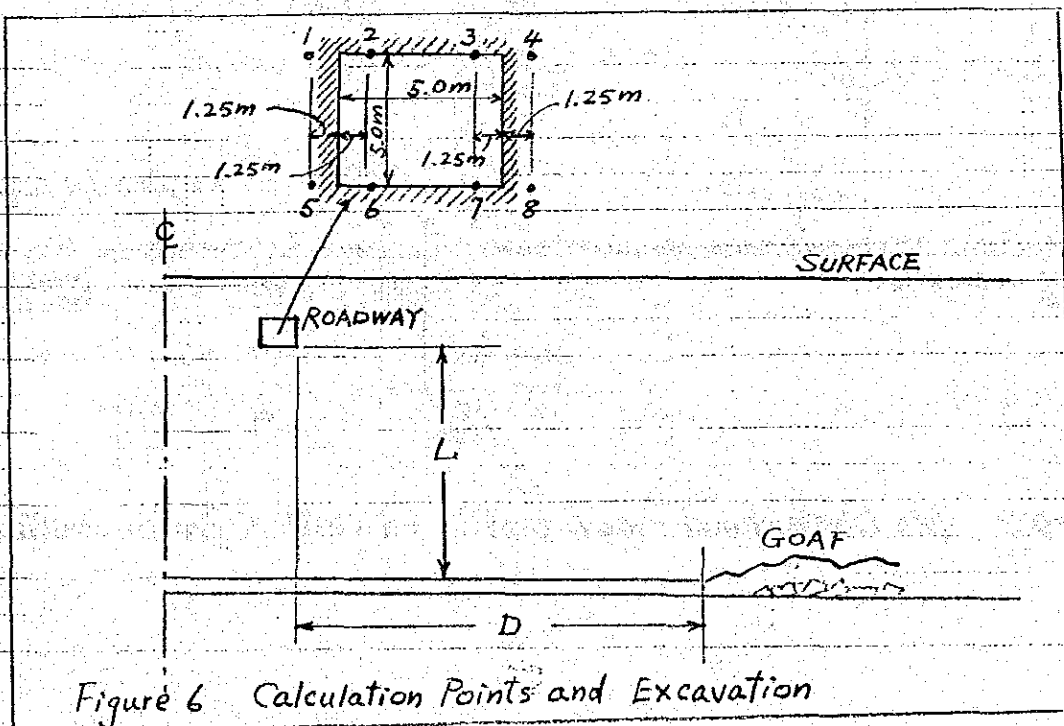


Figure 6. Calculation Points and Excavation

Table 1 Vertical displacement (-: upward, +: downward, unit: 1/1,000 m)

(a) Roadway - seam: 70 m

Excavation Step & Position of excavation	Calculation points (roof)				Calculation points (floor)			
	No.1	No.2	No.3	No.4	No.5	No.6	No.7	No.8
Not excavated	-0.0	-0.9	-0.9	-0.0	0.1	-1.0	-1.1	0.1
1 160 m	0.9	-0.7	-0.8	1.0	1.5	-0.9	-1.0	1.5
2 120 m	1.3	-1.2	-1.2	1.4	2.1	-1.4	-1.4	2.2
3 80 m	1.6	-1.9	-1.9	1.5	2.4	-2.1	-2.1	2.3
4 60 m	1.3	-3.3	-3.4	0.9	2.0	-3.5	-3.6	1.4
5 50 m	1.2	-4.4	-4.5	0.7	1.8	-4.5	-4.7	1.2
6 45 m	1.1	-5.5	-5.6	0.5	1.6	-5.7	-5.8	0.9

(b) Roadway - seam: 40 m

Not excavated	-0.1	-0.3	-0.4	-0.1	0.2	-0.8	-0.8	0.2
1 160 m	2.6	2.0	2.0	2.8	3.3	1.5	1.5	3.5
2 120 m	3.8	2.5	2.5	4.1	4.7	2.0	2.0	5.0
3 80 m	4.8	2.7	2.5	4.8	5.9	2.2	2.0	5.8
4 60 m	4.2	0.5	0.2	3.1	5.3	-0.0	-0.4	4.1
5 50 m	3.9	-1.0	-1.4	2.6	4.9	-1.5	-1.9	3.5
6 45 m	3.5	-2.7	-3.1	1.9	4.5	-3.2	-3.6	2.7

Table 2 Vertical stress (+: compressive, -: tensile, unit: t/m²)

(a) Roadway - seam: 70 m

Excavation step & Position of excavation	Calculation points (roof)				Calculation points (floor)			
	No.1	No.2	No.3	No.4	No.5	No.6	No.7	No.8
Not excavated	0.50	-0.02	-0.14	0.49	0.63	-0.11	0.02	0.65
1 160 m	1.39	-0.11	-0.29	1.47	1.59	-0.26	-0.06	1.55
2 120 m	1.73	-0.17	-0.31	1.86	1.99	-0.28	-0.12	1.89
3 80 m	1.91	-0.22	-0.26	1.88	2.15	-0.21	-0.21	2.00
4 60 m	1.60	-0.24	-0.10	1.20	1.66	-0.00	-0.30	1.53
5 50 m	1.49	-0.22	-0.10	1.03	1.52	0.02	-0.28	1.39
6 45 m	1.36	-0.21	-0.07	0.83	1.35	0.05	-0.28	1.23

(b) Roadway - Seam: 40 m

Not excavated	1.48	-0.16	-0.30	1.50	1.68	-0.31	-0.15	1.67
1 160 m	2.23	-0.21	-0.47	2.45	2.58	-0.48	-0.19	2.40
2 120 m	2.50	-0.20	-0.56	2.88	3.00	-0.57	-0.17	2.68
3 80 m	2.89	-0.24	-0.59	3.22	3.44	-0.61	-0.25	3.09
4 60 m	3.05	-0.45	-0.32	2.69	3.25	-0.32	-0.55	3.18
5 50 m	3.01	-0.47	-0.26	2.46	3.11	-0.24	-0.60	3.10
6 45 m	2.94	-0.51	-0.18	2.17	2.90	-0.13	-0.66	2.94

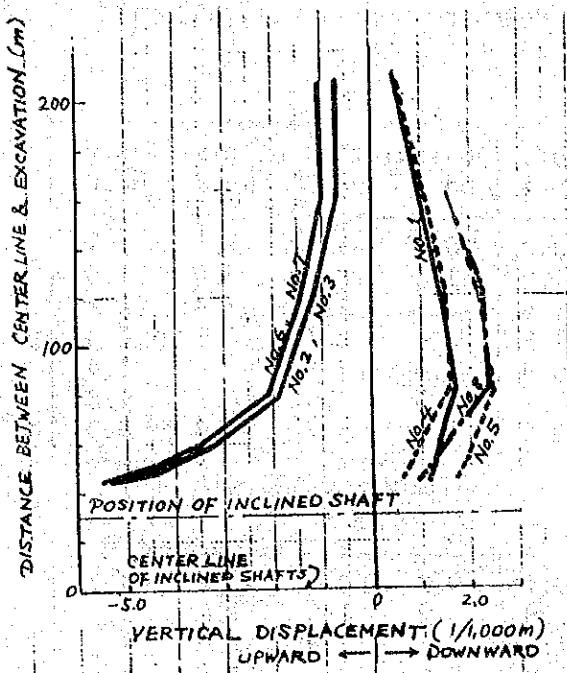


Figure 7. Approaching Excavation and Vertical Displacement of Calculation Points, (Seam Depth: 90m, Shaft: 70m above seam)

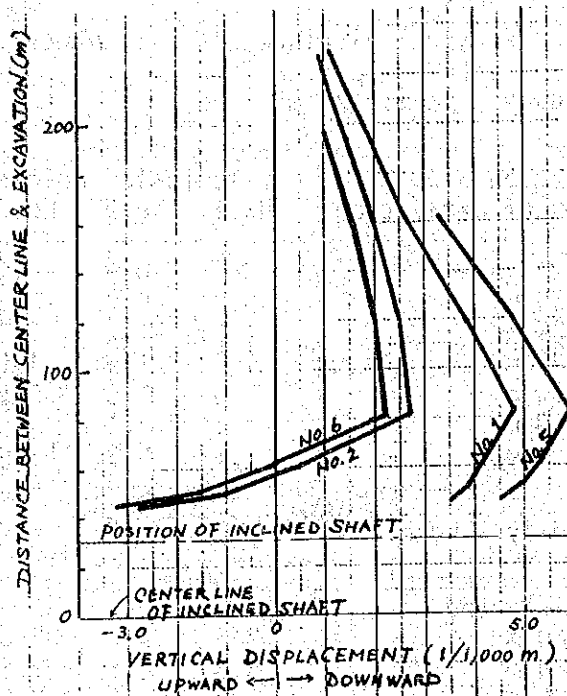


Figure 8. Approaching Excavation and Vertical Displacement of Calculation points (Seam Depth: 90m, Shaft: 40m above Seam)

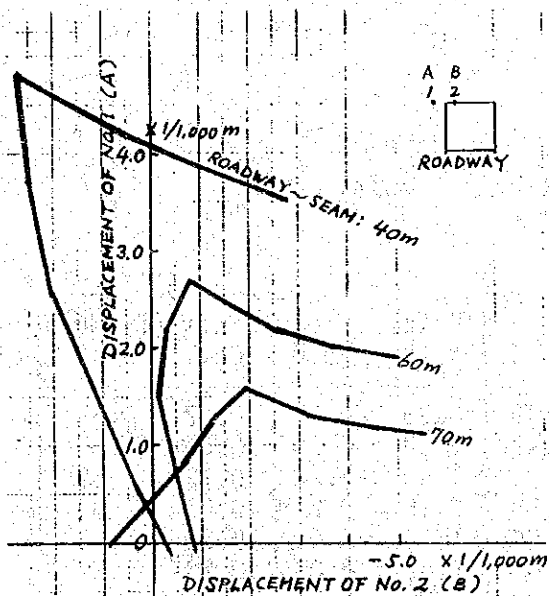


Figure 9. Displacement of Points No. 1 & No. 2 (Seam Depth: 90m)

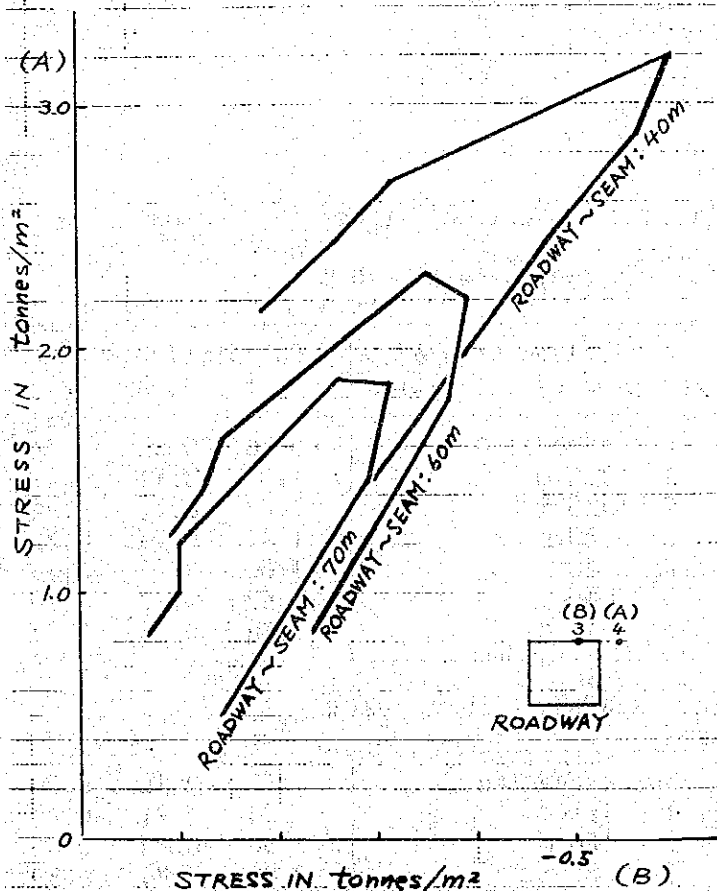


Figure 10. Stress at Points No. 3 and No. 4 (Seam Depth: 150m)

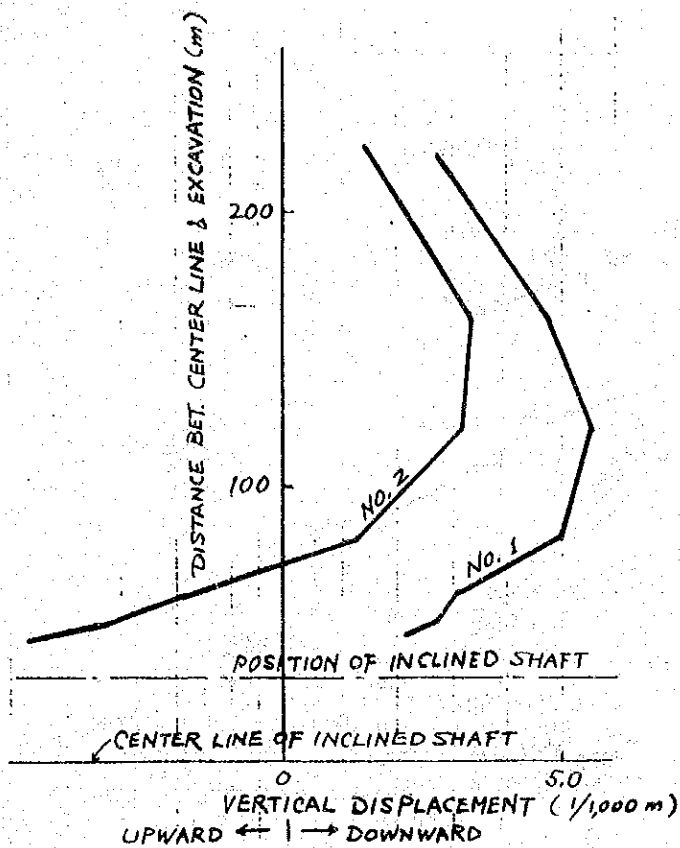


Figure 11. Approaching Excavation and Vertical Displacement of Calculation Points
(Seam Depth: 150m, Shaft: 100m above seam)

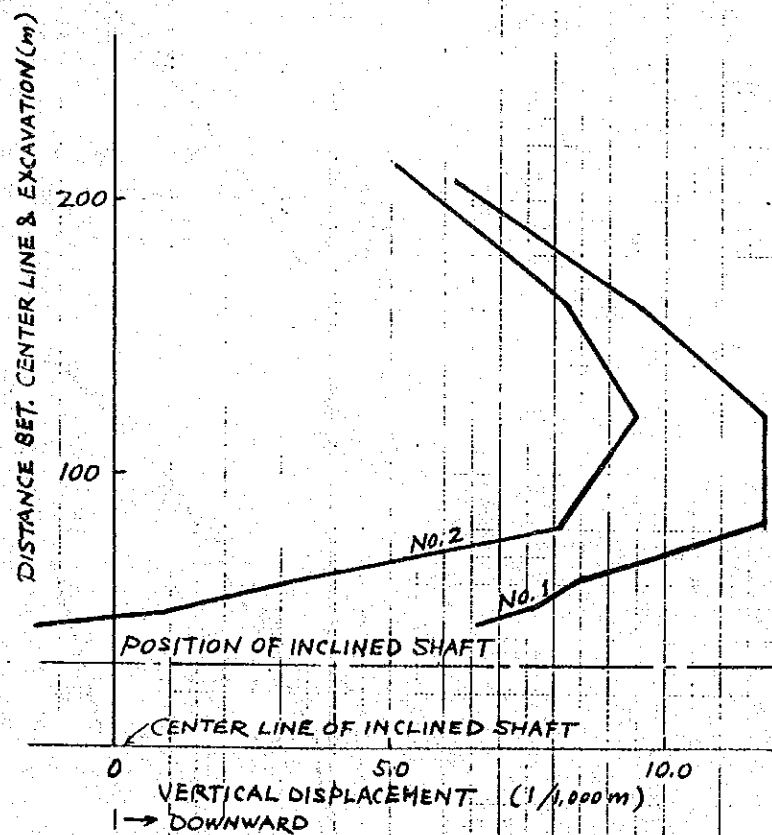


Figure 12 Approaching Excavation and Vertical Displacement of Calculation Points
(Seam Depth: 150m, Shaft: 150 above seam)

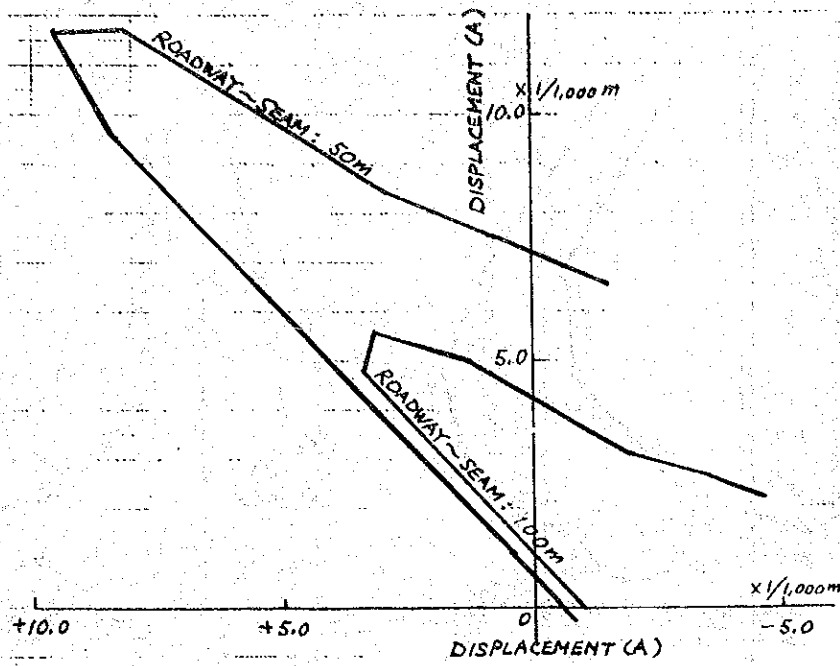


Figure 13. Displacement of Points No. 1 and No. 2
(Seam Depth : 150m)

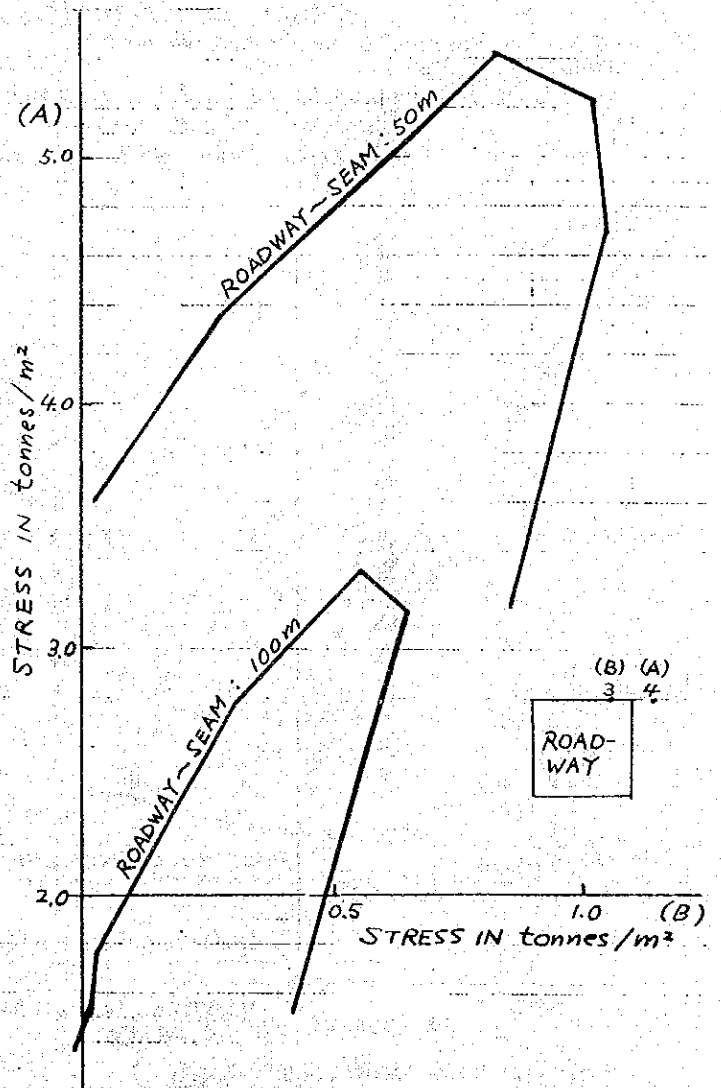


Figure 14. Stress at Points No. 3 and No. 4
(Seam Depth 150m)

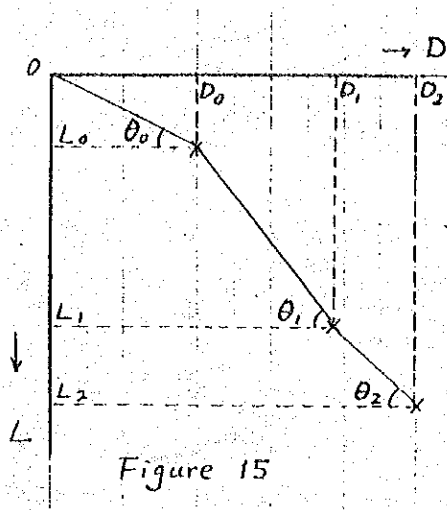


Figure 15

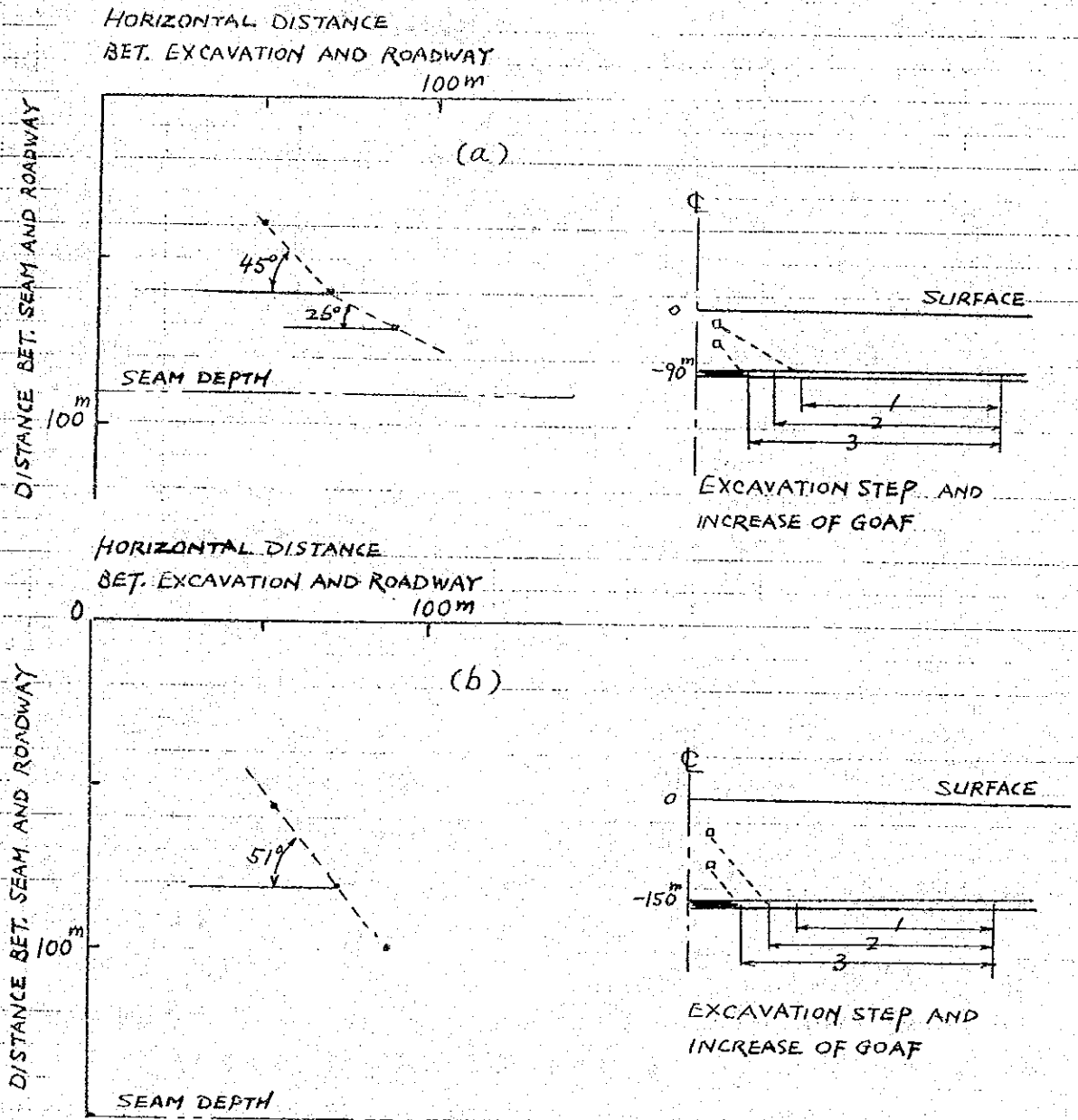


Figure 16 Some examples of effect commencement by approaching excavation to roadway in the model shown in Figure 2.

付録3 Lakhra 炭鉱計画のための新しい岩ばん力学的考察

最近、トンネル、貯油タンク、地表構築物のデザインには特別の関心が寄せられている。もちろんこれらの構築物の健全な設計基準を立てるために土壌や岩石の実際の挙動を明らかにすることが大切である。

土壌や岩石そのものは不連続性物質であり、一般的に言えば、すべてのこのような材料は非常に多くの粒子より成るものであり、その変形は粒子そのものの強度のみでなく粒間強度によっても制御される。この土壌力学的観点からは、土壌は連続性物質であり、一般に粒間強度は考慮されない。

多くの有限要素法(FEM)による解法が土壌および岩石力学の分野で提唱されてきた。これらの方法の多くは連続的な力学に基づいているもので、変位分野の連続性は変形の弾性範囲の外側でも推定できる。現有のFEMの応用は斜面安定または応力問題の解析に限られ、ここでは不連続面や滑り面の存在は無視することができない。

このような最近の観点から、土壌・岩ばん力学的問題の解析に適すると思われる新しい離散モデルが現れた。このモデルは多くの要素よりできており、要素自身はどんな大きな力を受けても全く変形しない剛体と考え、各要素の対辺上には大きさのばねが分布していると考えられる。加えられた力に対して一定の範囲内ではこれらのばねは伸縮する。このばねの性質は対辺上をすべった場合、限度以上は弾性を変えるように取扱ってもよいし、切断にもよいというように考える。

いかえれば、これらのモデルは2種類のばねによって連結された有限個の小剛体よりなり、これらのばねは一つは普通の変形、もう一つは二個の隣り合った剛体の接触面に発生するせん断変形に抗するものである、といえる。

この新しく提唱された離散モデルは“Rigid Body Spring Model”(RBSM)つまり剛体ばねモデルと名づけられており、FEMモデルからある程度の簡略化を行って導き出されたものである。RBSMでは、そのコンピュータ・プログラムのおかげで演算時間がいちぢるしく短縮されることがわかっている。この離モデルのもう一つの利点は、要素の形状に制約がないことで、このため地下構築物のような問題にはうまく対処できる。

Lakhra 炭鉱の計画にはこのRBSMが、近づいてくる採掘切羽の影響を受ける斜坑の安全性の判定および露天採掘鉱における斜面安定の検討に応用された。

後にかける図面は、離散モデルが採掘の影響によっていかに変形し、どの方向に圧縮応力および引張応力が働くかを示したものである。変位図では、すべてのモデルは細線で画かれている三角形要素に区分されており、それからある採掘が行われた後、これらの要素が地圧力学的な効果によって動くことが示されている。太線で画かれたものは変位した要素群であり、これはわかりやすく観察できるようにかなり誇張されたスケールで表わされている。主応力図で

は、各要素の中心における主応力の状態が交差矢線で示されている。たがいに向かい合った矢線は圧縮応力を示し、たがいに離れ合った矢線は引張応力を示している。矢線の方法は応力の方向であり、その長さは応力の値の大きさを表わすものである。

変位も主応力も、地下または地上構造物の形、地上・地下のデータ、材質、採掘活動の時間的、段階的な要因によって変ってくる。

モデルは変位および応力の変化が大きいと思われる部分については小さな要素にこまかく区分されている。例えば坑道の周辺とか掘進延先の周辺で坑内鉱では観察されるべき所である。露天鉱における斜面安定についてはモデルは円弧すべりの解析でよく知られている滑りブロックに従って要素区分がなされた。

Lakhra 炭鉱計画で応用された R S B M 解析の一部が図で示されてある。これらはコンピュータ利用の自動作図装置によって作られた。

Lakhra モデル 1：接近する炭層採掘に影響される岩石斜坑（坑内問題）

斜坑（左側）は炭層の上部にあり、炭層の採掘が近づいてくる（右側より）。採掘ステップ 2 と 5 における状態が示されている。

Lakhra モデル 2：接近する炭層採掘に影響される沿層坑道（坑内問題）

沿層坑道（炭層中、左側）は炭層の中にあり、炭層の採掘が近づいてくる（右側より）。採掘ステップ 2 と 4 における状態が示されている。

Lakhra モデル 3：ベンチカットに影響される最も急なピット斜面ハイウォール（露天採掘斜面安定問題）

モデルは炭層を介在する岩石より成る。ベンチカット（暗い部分）が下方へ段階的に行われる。ピットの底および側壁はベンチカットが進むにつれて変形する。ベンチカットの 5 ステップが示されている。

Lakhra モデル 4：ベンチカットに影響される作業ベンチ斜面（露天採掘斜面安定問題）

モデル 3 と同じ構造条件で、はく土、石炭採掘は左側へ進んでおり、廃石は作業ピットの後方にたい積される（右側）。ステップ 1、3 および 5 が示されている（暗い部分はベンチカットの部分）。

以上の図面を観察してもわかるように、いかなる場合でも変位は非常におだやかで少なく、また応力分布も非常に安定しており、この観点から坑内採掘においては、どのような坑道も採掘の影響で損害を受けるようなことはなく、また露天採掘においては、すべての計画斜面は安全な状態に維持され得ると結論づけられる。

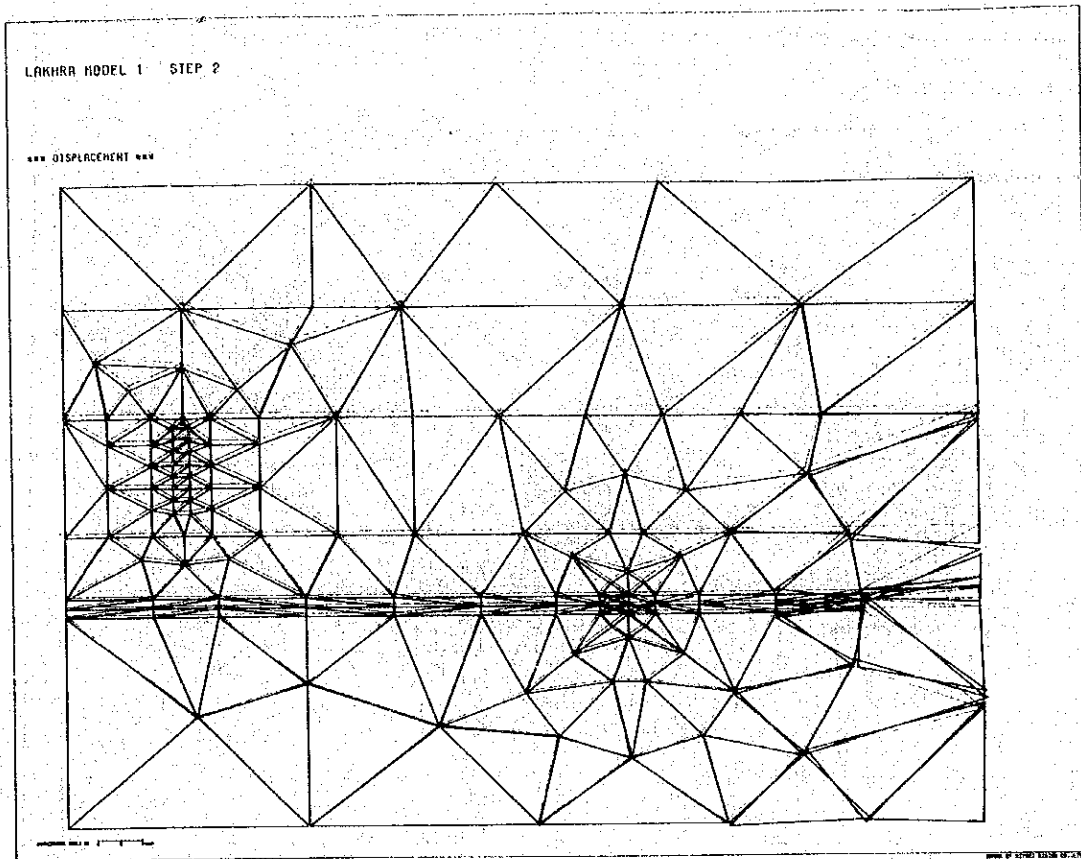


Figure 1 Lakhra model 1 - Step 2 Displacement

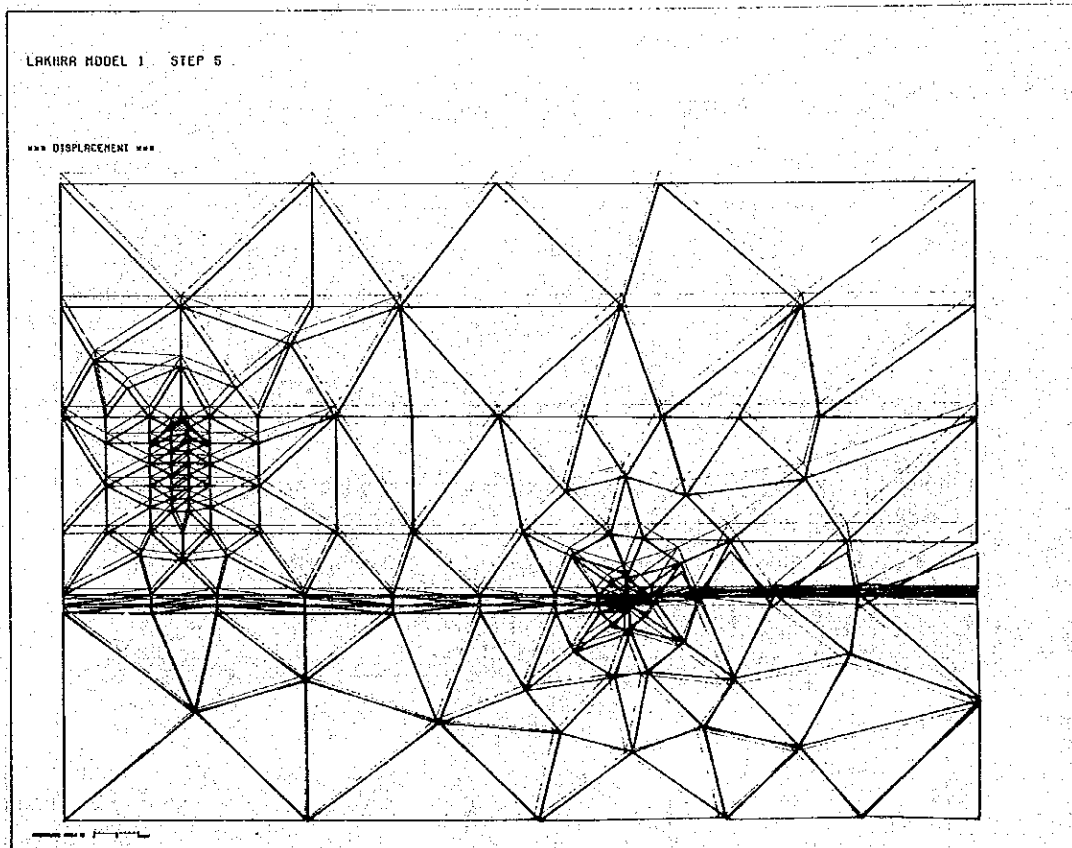


Figure 2 Lakhra model 1 - Step 5 Displacement

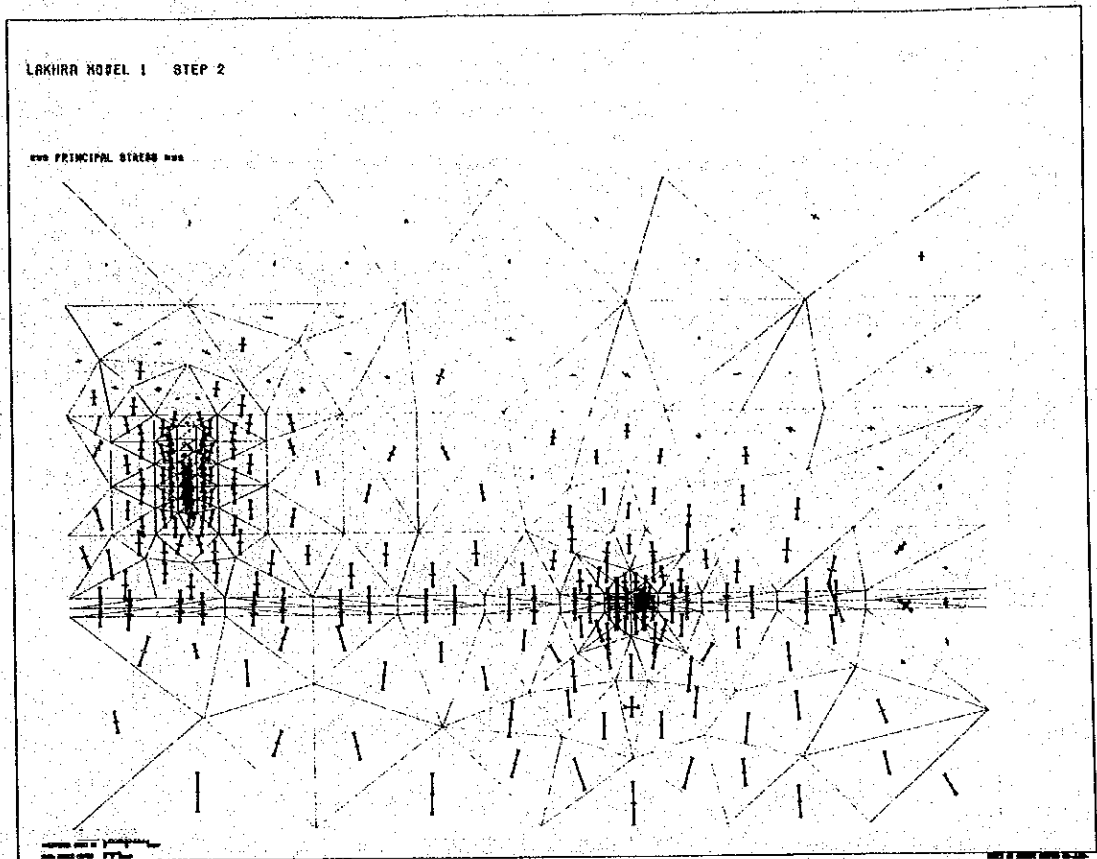


Figure 3 Lakhra model 1 - Step 2 Principal stress distribution

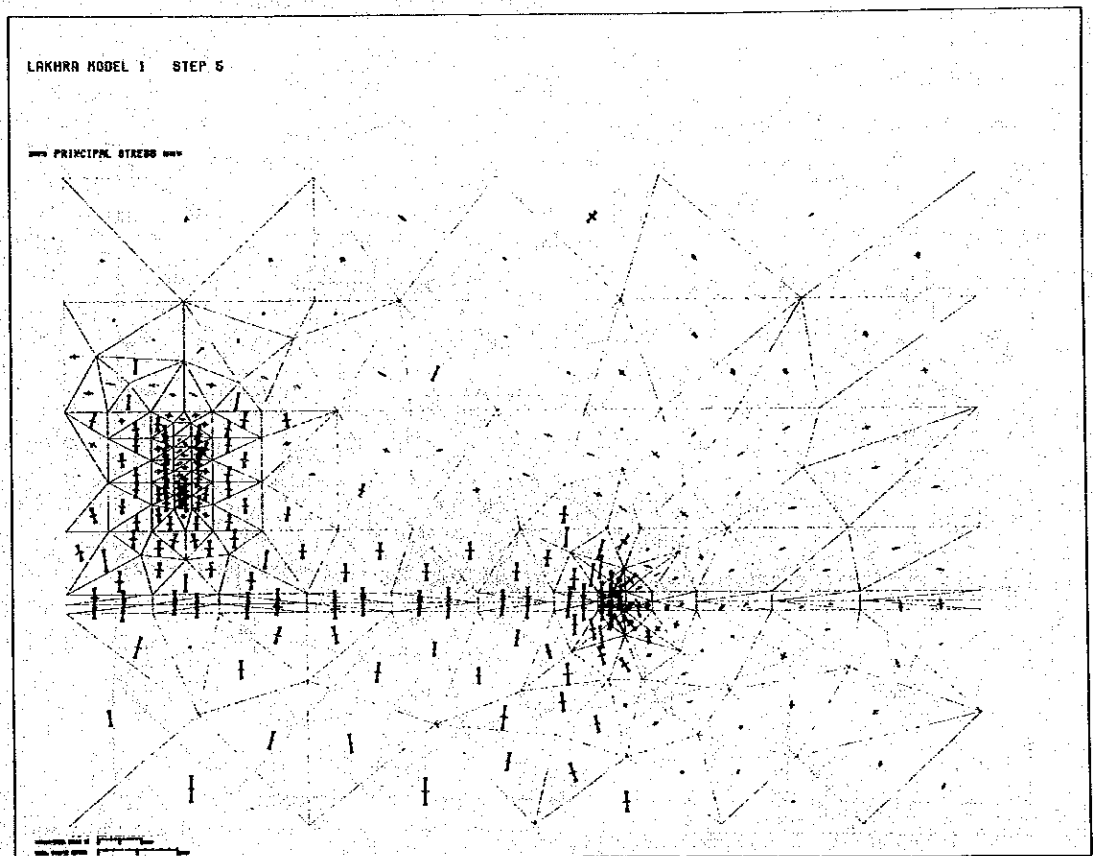
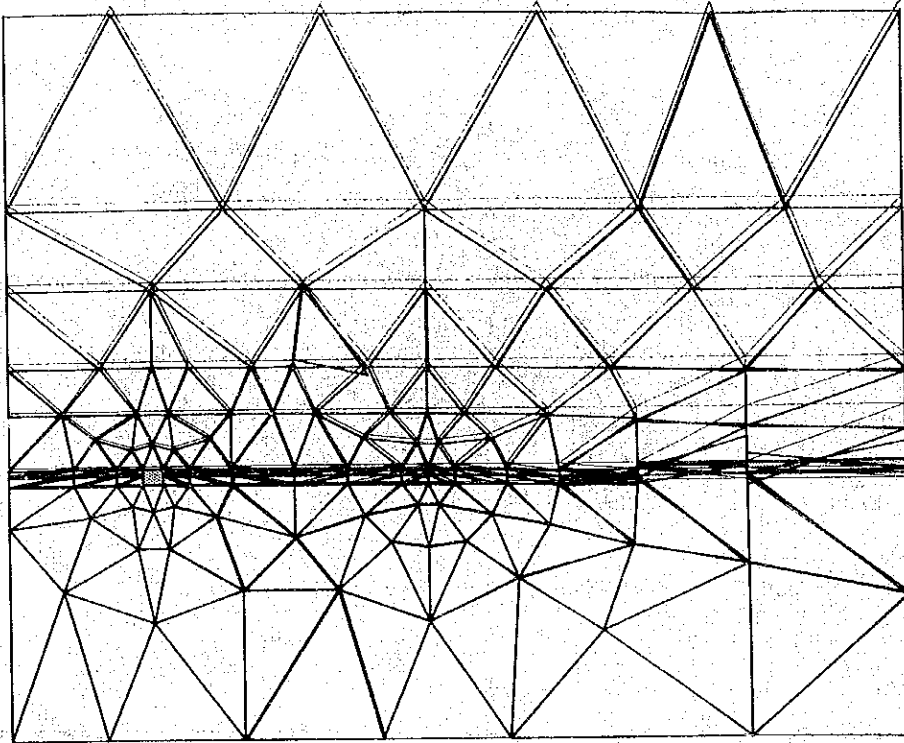


Figure 4 Lakhra model 1 - Step 5 Principal stress distribution

LAKHRA MODEL 2 STEP 2

Figure 5 Lakhra model 2 - Step 2 Displacement

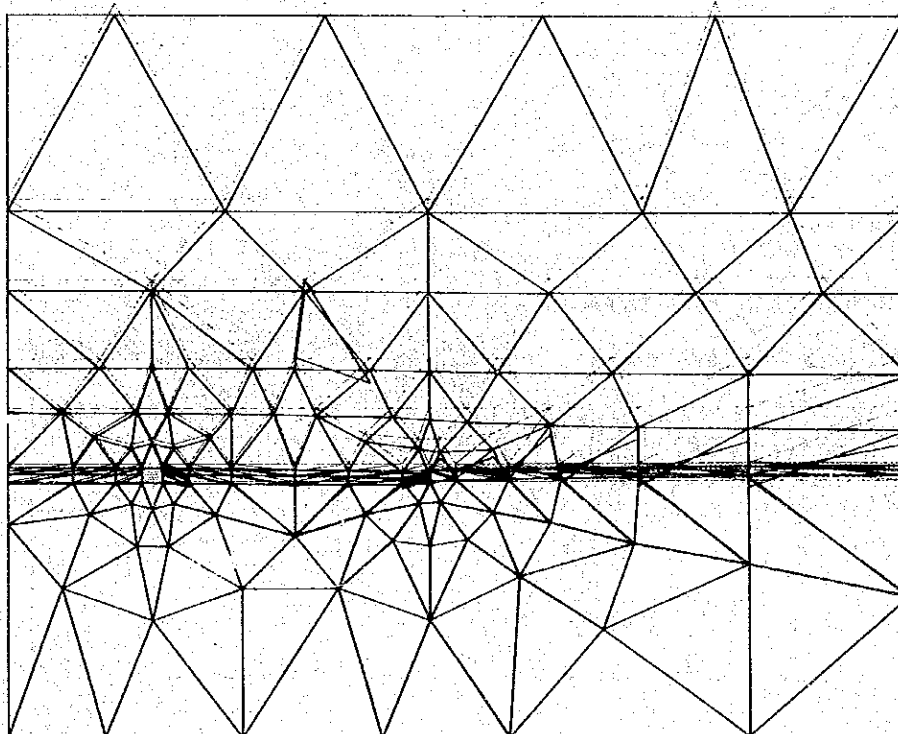
*** DISPLACEMENT ***



LAKHRA MODEL 2 STEP 4

Figure 6 Lakhra model 2 - Step 4 Displacement

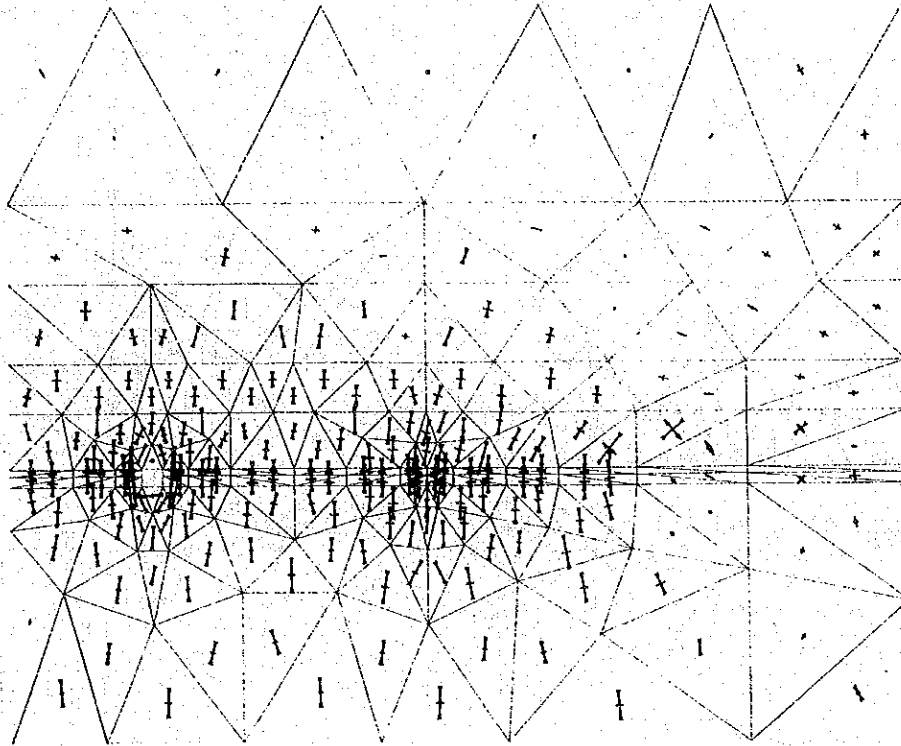
*** DISPLACEMENT ***



LAKHRA MODEL 2 STEP 2

Figure 7 Lakhra model 2 - Step 2 Principal stress distribution

*** PRINCIPAL STRESS ***

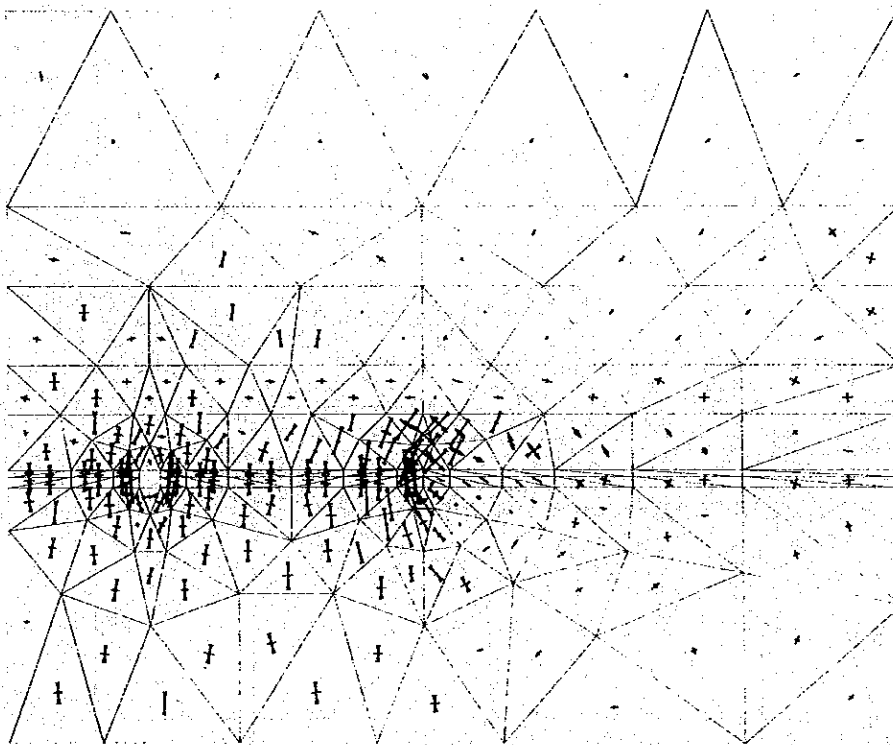


*** PRINCIPAL STRESS ***

LAKHRA MODEL 2 STEP 4

Figure 8 Lakhra model 2 - Step 4 Principal stress distribution

*** PRINCIPAL STRESS ***

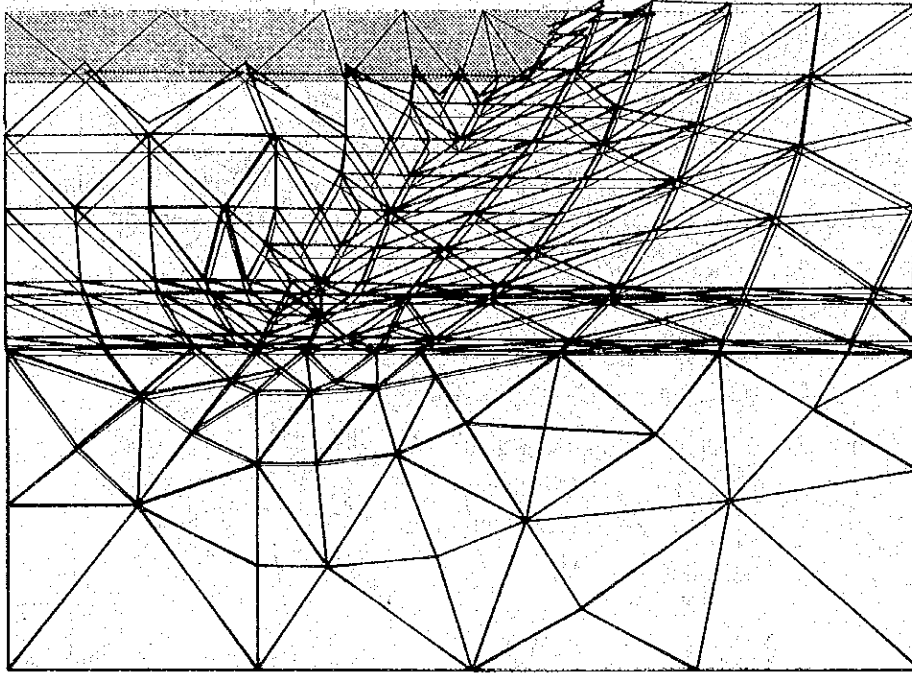


*** PRINCIPAL STRESS ***

LAKHRA MODEL 3 STEP 1

Figure 9 Lakhra model 3 - Sept 1 Displacement

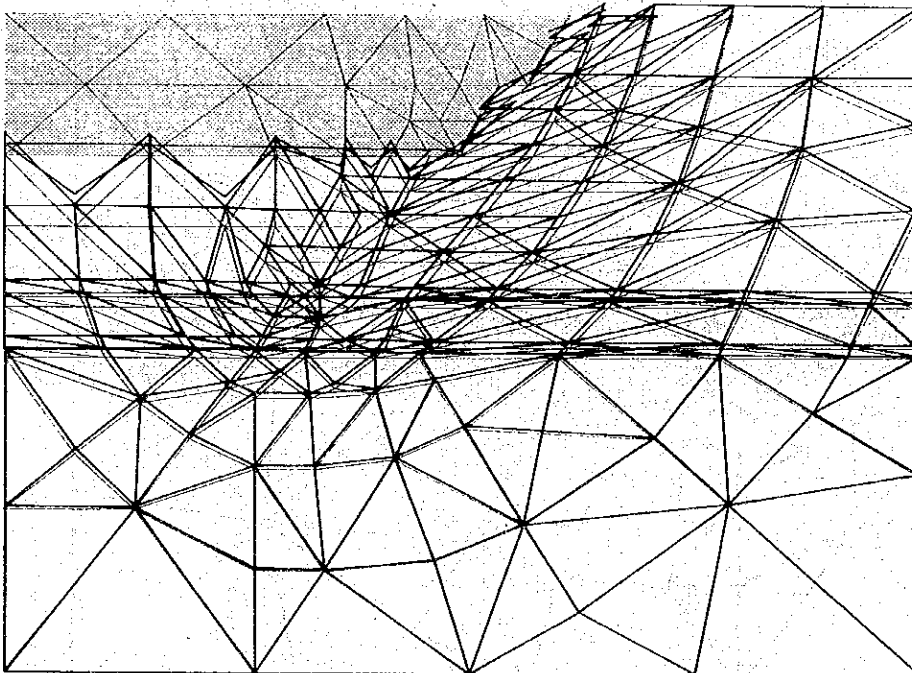
*** DISPLACEMENT ***



LAKHRA MODEL 3 STEP 2

Figure 10 Lakhra model 3 - Step 2 Displacement

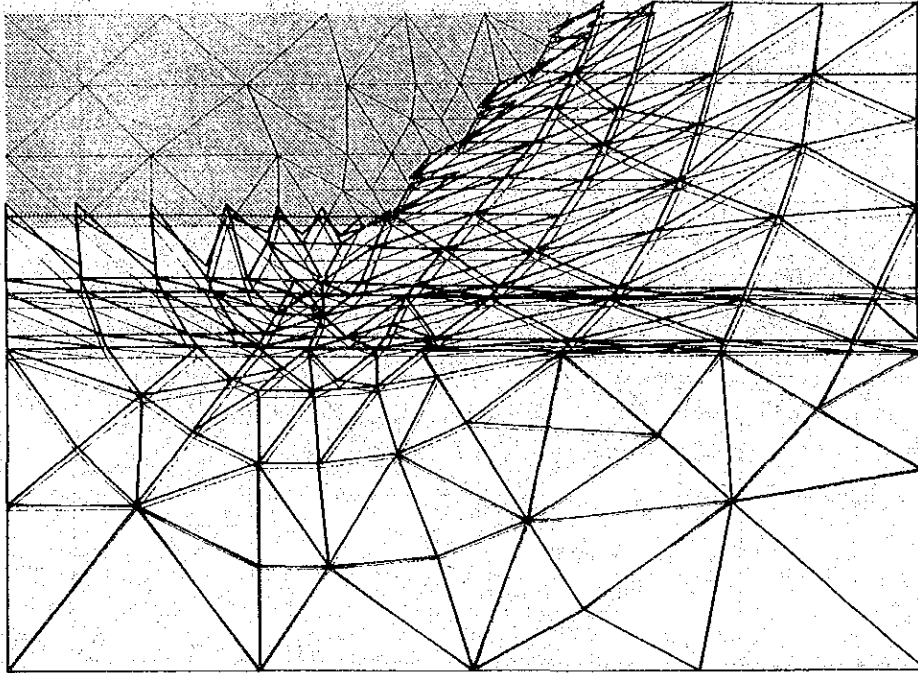
*** DISPLACEMENT ***



LAKHRA MODEL 3 STEP 3

Figure 11 Lakhra model 3 - Step 3 Displacement

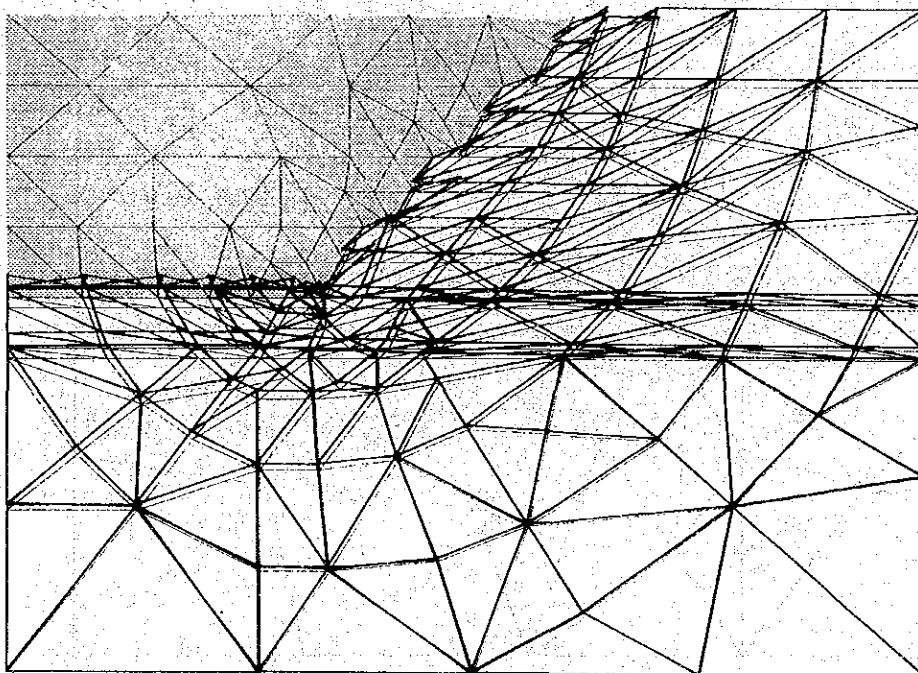
*** DISPLACEMENT ***



LAKHRA MODEL 3 STEP 4

Figure 12 Lakhra model 3 - Step 4 Displacement

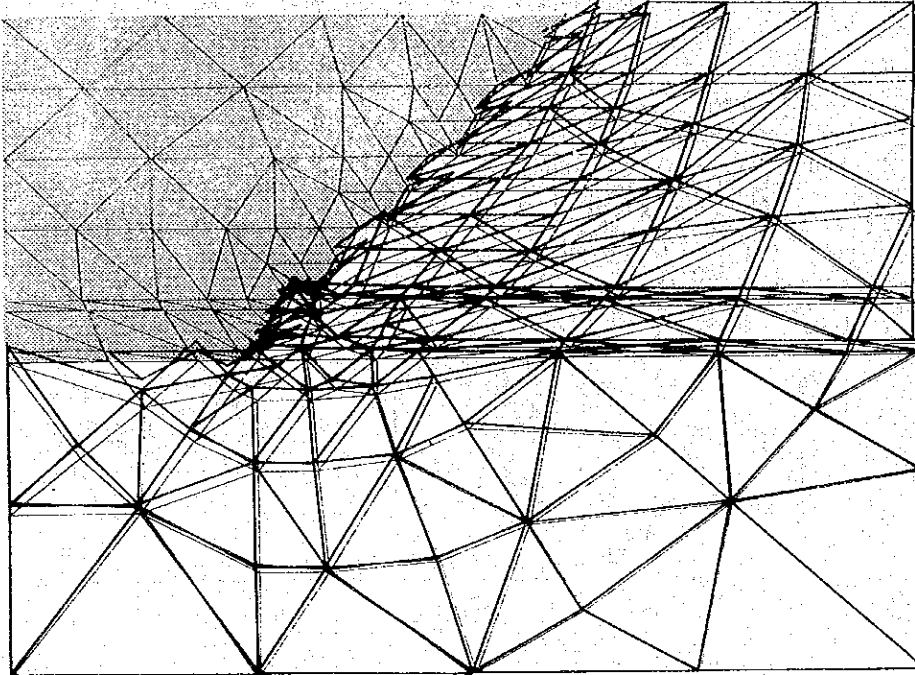
*** DISPLACEMENT ***



LAKHRA MODEL 3 - STEP 5

Figure 13 Lakhra model 3 - Step 5 Displacement

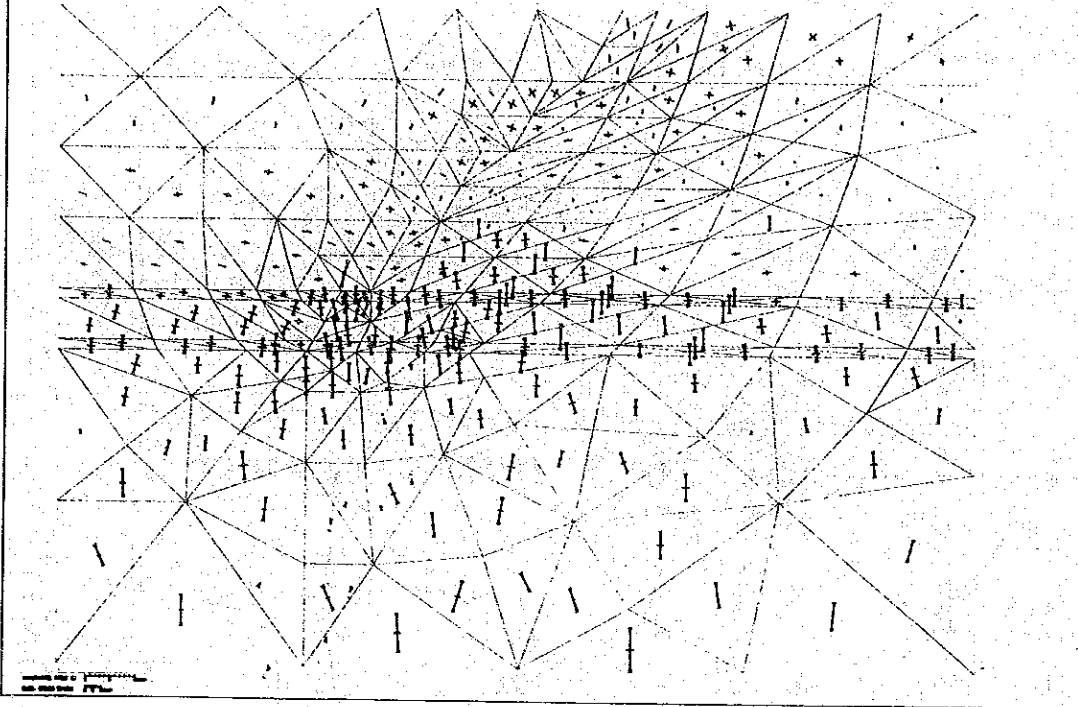
*** DISPLACEMENT ***



LAKHRA MODEL 3 STEP 1

Figure 14 Lakhra model 3 - Step 1 Principal stress distribution

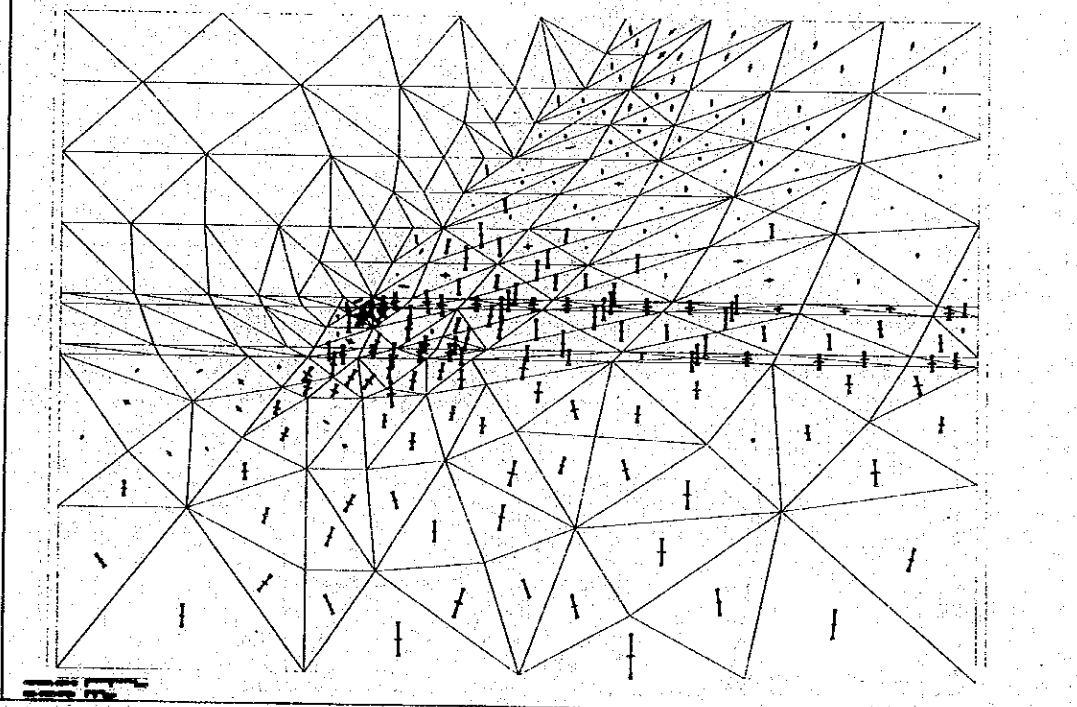
*** PRINCIPAL STRESS ***



LAKHRA MODEL 3 STEP 5

Figure 15 Lakhra model 3 - Step 5 Principal stress distribution

*** PRINCIPAL STRESS ***



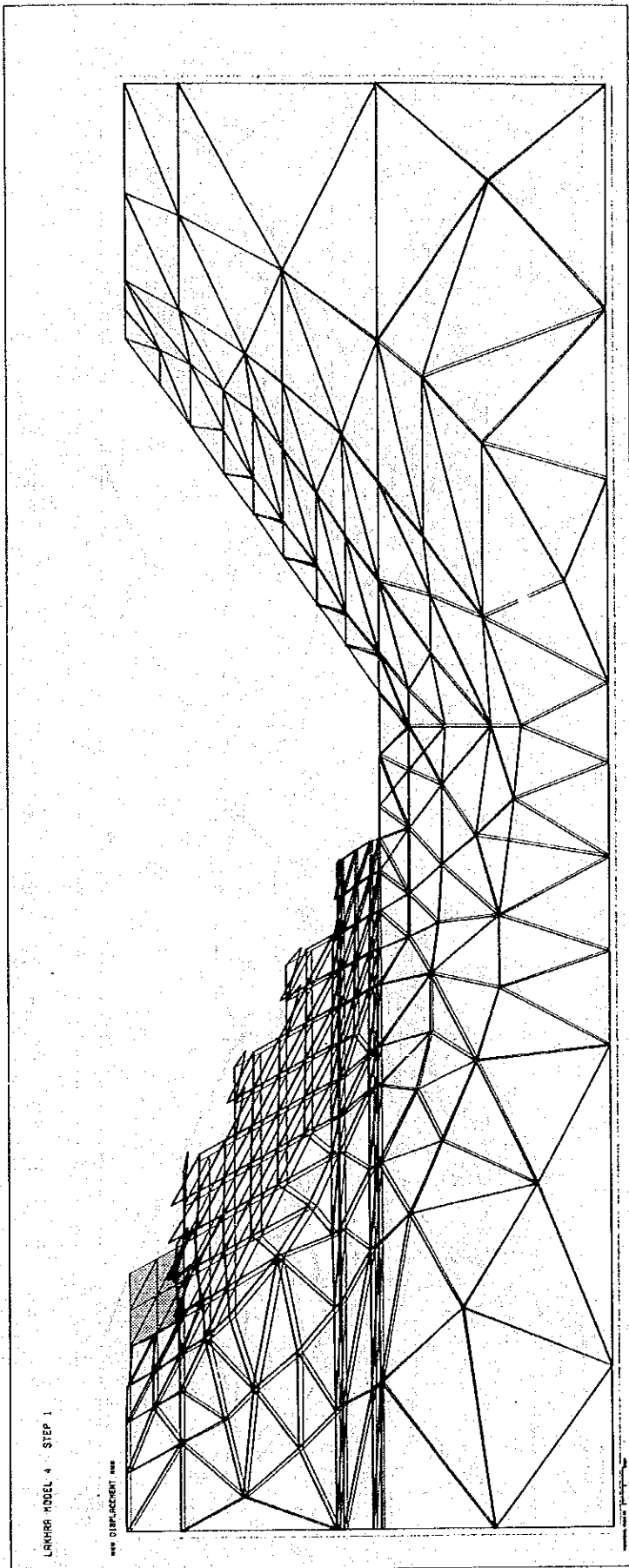


Figure 16 Lakhra model 4 - Step 1 Displacement

Figure 17 Lakhra model 4 - Step 3 Displacement

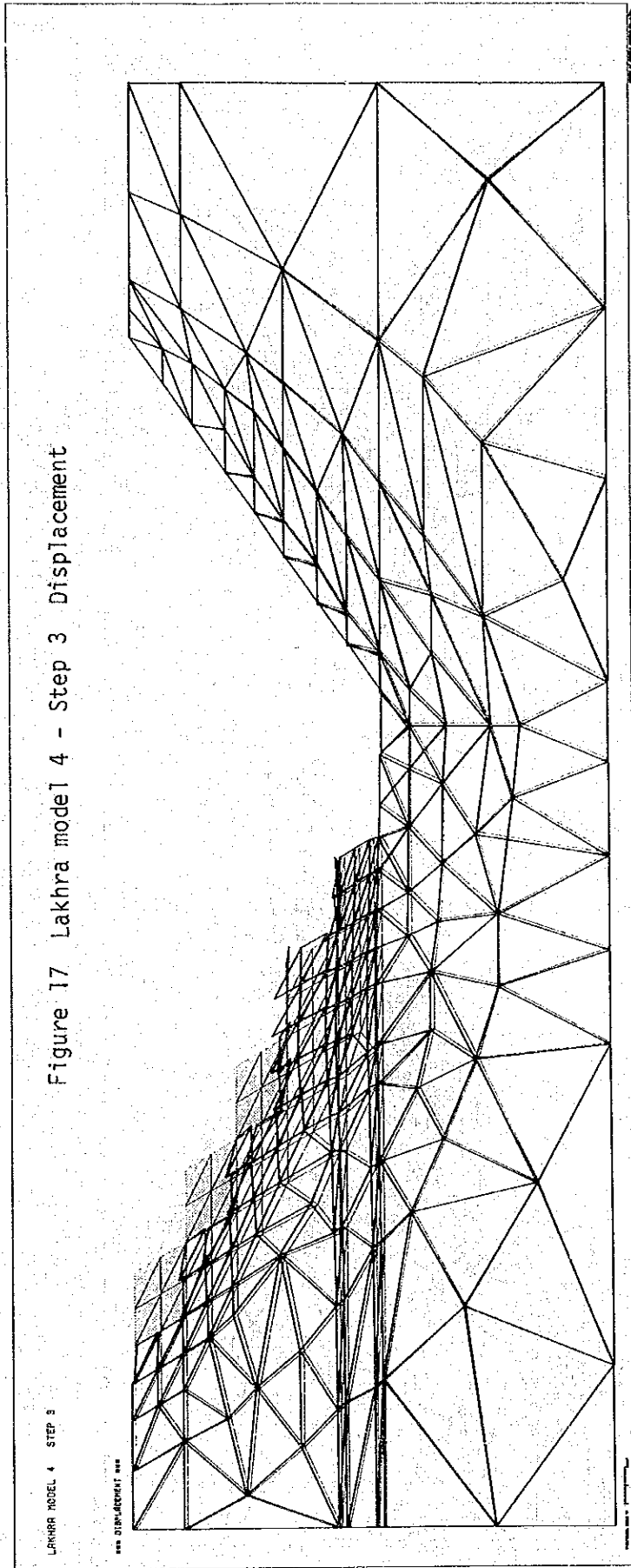


Figure 17 Lakhra model 4 - Step 3 Displacement

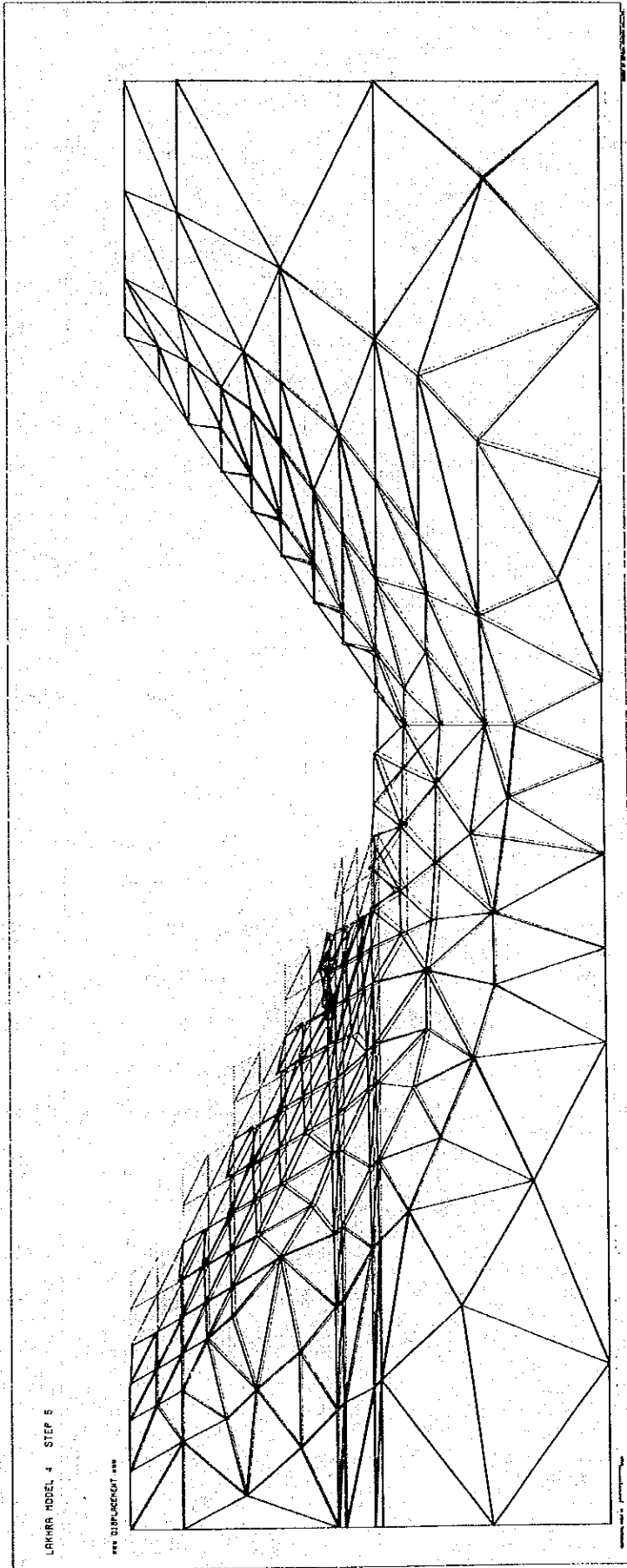


Figure 18 Lakhra model 4 - Step 5 Displacement

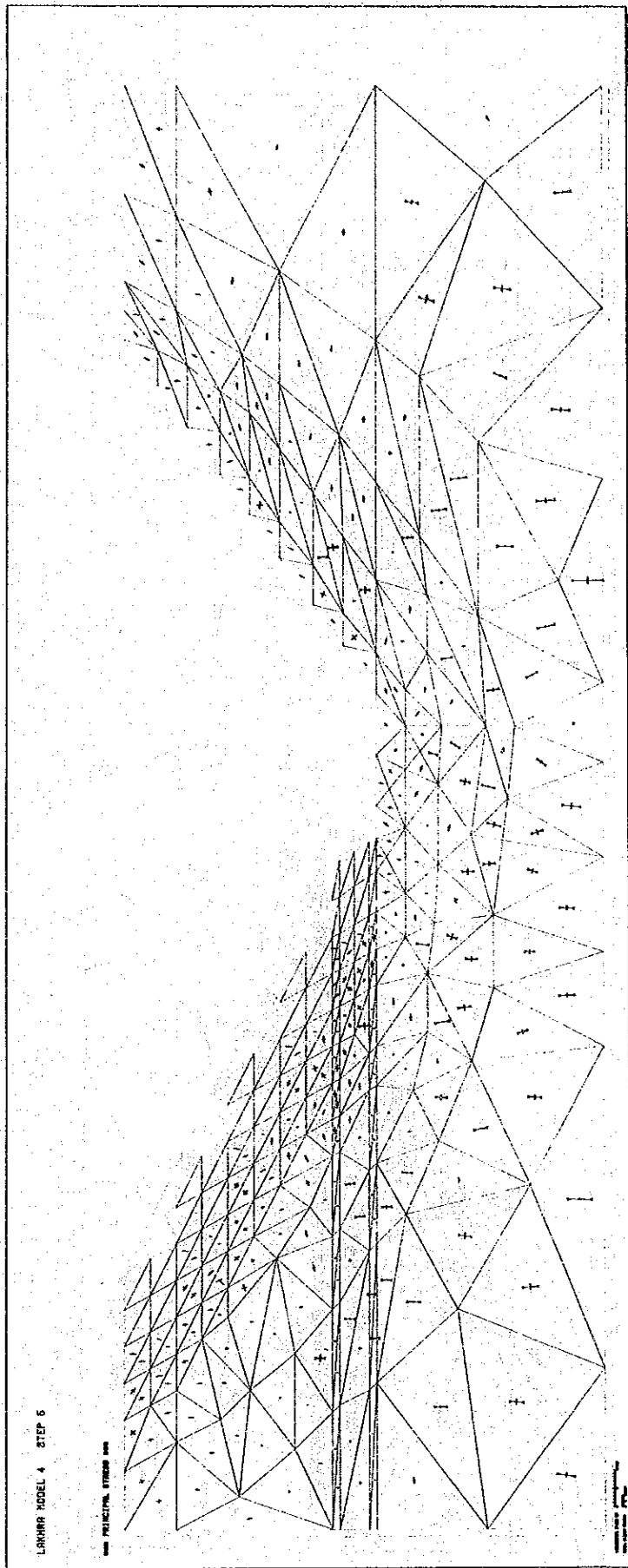


Figure 19 Lakhra model 4 - Step 5 Principal stress distribution

発破孔径

被覆岩は、はく土に先だちさく孔・発破される必要がある。Lakhra の条件を見れば被覆岩のさく孔上の性質は安定していると思われる。

さく孔には水平さく孔より垂直さく孔が良い。垂直さく孔の方がビットにドリルの重量をかけて速く掘進でき、また装薬も重力でできる。

石油掘さくではロータリドリル、トリコンビットが発達してきた。ビットは 8 インチ (203mm) から 17 インチ (432mm) までのものが今日一般的である。

爆薬は ANFO が使われる。価格が比較的安く取扱いが容易であるからである。

孔径が大きくなると孔間隔も大きくなる。また孔当り装薬量も増す。これは発破時の振動や騒音を大きくする。小さな径ではこの振動ショックが減り、また粉状破砕が多くなる。

発破の環境上の影響が重要になってきている。一方、発破効果としてはベンチカット法における被覆岩積み込みおよび運搬に便なるものでなければならない。

Lakhra の露天鉱では、9-7/8 インチ・トリコンビット使用のクローラ型ロータリドリルが使用される。価格があまり高くなく、機動性もあり、メンテナンスも容易でかつ世界のあらゆる種類の鉱業で普及しているからである。

孔間隔

発破技法によって破砕の度合いが決まり、これはショベルとトラックの生産性およびメンテナンス・コストに大きく影響するものである。

発破技法を改善するためには、爆薬はいかに作動するか、岩石はこの力にいかにか抵抗するか、そして岩石の破壊はいかに起るかを知ることが必要である。発破の経済性を決める多くの要素（孔間隔とパターン、孔径、ベンチ高さ、被り、火薬の価格）の相関が難しい問題となる。

Lakhra プロジェクト区域の被覆岩は成層岩で発破しやすいと思われる。発破効果と岩石の破砕は、孔径、孔間隔および被覆岩 m^2 あたり火薬使用量の正しい組合せによって良くすることができる。

普通孔間隔は被りより小さくとられる。歴青炭の被覆岩については、9 インチ孔径・7.5 × 7.5 m パターンから 15 インチ孔径・12 × 12 m パターンまでが展型的である。Lakhra 露天鉱の場合は 9-7/8 インチ孔径・7 × 8 m パターンとされた。この孔間隔は強力な電動力ショベルで、はく土される被覆岩の事前処理には十分である。最も有効な間隔は実操業の経験で試行しながら決められるものである。

ANFO使用量

被覆岩発破にも炭層発破にもANFOが使用される。ANFOは強力な爆薬ではないがルーズな形状であるため充てんが十分にできる。被覆岩発破で、ANFO使用量は次式で表現される。

$$L = C \cdot D \cdot W \cdot H$$

ここで L = ANFO使用量 (kg)

$$C = \text{発破係数} (C = g \cdot e \cdot d \cdot f(n))$$

$$D = \text{孔間隔} (m \times m)$$

$$W = \text{被りの厚さ} (m)$$

$$H = \text{ベンチ高さ} (m)$$

ここで g = 発破に対する岩ばんの強さによる係数

e = 爆圧による係数

d = 装薬の形態による係数

$$f(n) = (\sqrt{1+n^2} - 0.41)^2 \quad (\text{ここで } n \text{ は漏斗指数 } (r/w) \text{ であり } r \text{ は爆発による応力円すいが岩ばん表面に達した時にできる円の半径})$$

Lakhra の場合について上記の要素を検討、推定して、被覆岩地山 m^3 あたり ANFO 使用量を求めると次のようになる。

$D = 7.0 m$ 、 $W = 7.0 m$ 、 $H = 1.4 m$ 、 $g = 0.4$ (中硬石灰岩および砂岩)、 $e = 1.1$ (ANFO の場合)、 $d = 1.0$ (完全てんそく)、 $n = 1.0$ を上式に代入すると、

$$\text{発破係数}(C) = 0.4 \times 1.1 \times 1.0 \times 1.0 = 0.44$$

$$\text{火薬使用量}(L) = 0.44 \times 8.0 \times 7.0 \times 1.4 = 344.96 \text{ (kg)}$$

$$\text{発破される量} : 8.0 \times 7.0 \times 1.4 = 78.4 \text{ (地山 } m^3)$$

$$\text{装薬量} : 344.96 / 78.4 = 4.4 \text{ (kg/} m^3)$$

さく孔速度

回てんビットは軟岩にも使用できる。さく孔速度は非常に硬い砂岩では $1.0 \sim 2.5 m/h$ 、泥岩、けつ岩、軟砂岩では $3.0 \sim 9.0 m/h$ であるが、ビットの掘進能力よりも、ドリルの移動で制約されてくる。

ドリルの移動や位置ぎめはさく孔操作中しばしば行われ、また定期的なメンテナンスも非さく孔時間である。

回てんビットでは、ビット径 1 インチあたり 8,000 ポンドの押付力が普通であり、ビットの最適回転数 (rpm) は試掘により決められるべきものである。この値は普通 $50 \sim 100 \text{ rpm}$ で、さく孔のはじまりでは 50 rpm 以下の回転速度がしばしば採用される。

Lakhra のプロジェクト区域のコア試料から得られた岩石についての強度試験では、この区域で最も硬いと思われる Laki 石灰石層については、一軸圧縮強度は $141.9 \sim 957.3 \text{ kg/cm}^2$ であり、その他の地層についてはよりはるかに低い値を示している。

Lakhra の条件におけるさく孔速度は、必要なパラメータを推定した上で次式により求められた。

$$\text{さく孔速度 (フィート/時)} : P = (61 - 28 \log_{10} S_c) (W/\phi) (\text{RPM}/300)$$

ここで $S_c =$ 圧縮強度 (psi)

$W/\phi =$ ビット直径 1 インチあたりの押圧力 ($\text{lb/in.} \times 10^{-3}$)

RPM = ビットの回転数 (rpm)

Lakhra の条件を代入してさく孔速度を次のようにして求めた。

$$S_c = 700 \text{ kg/cm}^2 = 9957 \text{ psi}$$

$$W/\phi = 7$$

$$\text{RPM} = 100 \text{ rpm}$$

$$\begin{aligned} \text{さく孔速度} : P &= (61 - 28 \cdot \log_{10} 9957) \cdot 7 \cdot 100 / 300 \\ &= 77.23 \text{ ft/h} \\ &\doteq 23.5 \text{ m/h} \end{aligned}$$

付録 5 積み込み運搬能力決定におけるシミュレーション・モデルの応用

被覆岩積み込み運搬と石炭積み込み運搬は積込機とトラック列の組合せによる操作で、この能力決定には確率分布を利用した数学モデルによるシミュレーションが適用された。すなわち各機械の性能の確率的なばらつき、運搬距離などを入力データとして多数回ケーススタディを行った。

1. 電動ショベル(ディップ容量11.5 m³)1台とダンプトラック(120 t)複数台による土石積み込み運搬シミュレーション

主な入力データは次の通りである。

1方作業時間	480分
移動・中食などによるロス	40分
機械の位置変更による効率	0.85(トラックの場合は1.00)
積込機の機械的稼働率	0.75
トラックの "	0.70
機械のサイズ、容量	ショベルのディップ容量11.5 m ³ トラックの容量 120 t
作業員の熟練度による効率	0.80

積込機の能率分布		最低値	最ひん値	最高値
	サイクル・タイム(分)	0.42	0.58	0.75
	スポット・タイム(分)	0.30	0.40	0.45
トラックの性能(平均)		運行速度	加速度	減速度
実トラック	ピット内ベンチ	20.0 km/h	0.28 km/sec ²	0.28 km/sec ²
"	傾斜路(昇り)	10.0 "	0.19 "	0.19 "
"	ならされた平坦地	20.0 "	0.28 "	0.28 "
"	悪条件の平坦地	18.0 "	0.19 "	0.19 "
空トラック	悪条件の平坦地	20.0 "	0.28 "	0.28 "
"	ならされた平坦地	30.0 "	0.28 "	0.28 "
"	傾斜路(下り)	15.0 "	0.19 "	0.19 "
"	ピット内ベンチ	25.0 "	0.28 "	0.28 "

平均的な運行経路において求められたトラックの実運行速度と附帯時間の分布の1例を次に示す。

	最低値	最ひん値	最高値
全行程運行速度平均 (km/h)	12.85	18.85	21.85
積み込み個所におけるスポット時間(分)	0.40	0.50	0.80
廃石排出に要する時間(分)	0.35	0.50	0.60

シミュレーションによって得られた結果の一部を下に示す(3方/日か働)

片道距離 (km)	トラック数 (台)	平均速度 (km/h)	年間実効時間 (時間/年)	年間処理量 (10 ³ t/年)	ショベル 実働率
2.5	4	18.1	4,273	2,616	0.546
2.5	5	18.1	3,895	2,971	0.630
2.5	4	18.85	4,273	2,660	0.568
2.5	5	18.85	3,790	2,971	0.633
3.0	4	18.23	4,315	2,306	0.480
3.0	5	18.23	4,153	2,749	0.600
3.0	4	18.87	4,294	2,350	0.498
3.0	5	18.87	4,126	2,793	0.610
3.0	4	19.55	4,336	2,439	0.516
3.0	5	19.55	4,053	2,926	0.620
3.5	4	18.88	4,347	2,128	0.449
3.5	5	18.88	4,305	2,616	0.567

多数回のシミュレーションを実行した結果、ショベル1台に4~5台のトラックを配備した場合、平均的なはく土処理能力として137 m³/台/時を得た。

2. 油圧エクスカベータ(バケット容量6.0 m³)1台とダンプトラック(46t)複数台による石炭積み込み運搬シミュレーション

主な入力データは次の通りである。

1方作業時間	480分
移動・中食などによるロス	4.0分
機械の位置変更による効率	0.80(トラックの場合は1.00)
積み込み機の機械的か働率	0.72
トラックの "	0.75

機械のサイズ・容量 油圧エクスカベータのバケット容量 6.0 m^3
 トラックの容量 46 t
 作業員の熟練度による効率 0.80

積込機の能率分布		最低値	最ひん値	最高値
	サイクル・タイム(分)	0.25	0.33	0.50
	スポット・タイム(分)	0.30	0.40	0.45
トラックの性能(平均)		運行速度	加速度	減速度
実トラック	ピット内ベンチ	13.0 km/h	0.19 km/sec^2	0.19 km/sec^2
"	傾斜路(昇り)	10.0 "	0.17 "	0.17 "
"	ならされた平坦地	30.0 "	0.28 "	0.28 "
"	平坦な運搬用道路	35.0 "	0.33 "	0.33 "
空トラック	平坦な運搬用道路	40.0 "	0.33 "	0.33 "
"	ならされた平坦地	35.0 "	0.28 "	0.28 "
"	傾斜路(下り)	20.0 "	0.28 "	0.28 "
"	ピット内ベンチ	15.0 "	0.19 "	0.19 "

平均的な運行経路において求められたトラックの実運行速度と付帯時間の分布の1例を次に示す。

	最低値	最ひん値	最高値
全行程運行速度平均 (km/h)	20.00	25.57	29.00
積み込み個所におけるスポット時間(分)	0.80	1.00	1.50
ホッパーにおける石炭排出に要する時間(分)	0.35	0.50	0.55

シミュレーションによって得られた結果の一部を下に示す(2方/日か働)

片道距離 (km)	トラック数 (台)	平均速度 (km/h)	年間実効時間 (時間/年)	年間運炭量 (10 ³ t/年)
4.4	2	26.51	3,285	854
4.4	3	26.51	3,225	1,252
4.8	2	24.49	3,285	797
4.8	3	24.49	3,278	1,167
5.4	2	22.59	3,278	683
5.4	3	22.59	3,270	1,024
6.0	2	25.57	3,285	655
6.0	3	25.57	3,270	939
5.6	2	24.24	3,285	711
5.6	3	27.88	3,270	1,024
6.3	2	23.94	3,278	626
6.3	3	23.94	3,248	882
7.3	2	24.82	3,285	541
7.3	3	24.82	3,225	768

多数回のシミュレーションを実行した結果、油圧エクスカベータ1台に対し3台のトラックを配備した場合を基準として、平均的な運炭能力として西部露天鉱で104.4 t/台/時、東部露天鉱で95.7 t/台/時を得た。

付録 6

輸 送 方 式 の 検 討

石炭を選炭工場より発電所まで輸送する経路・方式としては次の3案が考えられる。

- 第1案 選炭工場 - Khanot 新設鉄道
 Khanot - 発電所 既設鉄道 貨車方式
- 第2案 選炭工場 - Khanot 新設道路(トラック)
 Khanot - 発電所 既設鉄道 トラクター-貨車方式
- 第3案 選炭工場 - 発電所 新設鉄道 貨車方式

上記3案のうち第3案は現地踏査の結果、地形および距離に問題があり第1案に比して設備投資額も2倍以上と推定されるので、この案は見送ることとし、第1案、第2案についての比較検討が行われた。

検討結果は30年で第1案が約35%割安となり、第1案が推せんされる。

両方式の対比諸元長

(000'sRs)

方 式	費 目	外 貨	内 貨	計
一 部 鉄 道 方 式	設 備 費	105,934	128,420	234,354
	予 備 費	5,264	6,382	11,646
	計	111,198	134,802	246,000
	操業費/年	2,454	1,2433	1,4887
	償却費/年	3,336	4,044	7,380
	合 計/年	5,790	1,6477	2,2267
ト ラ ッ ク 鉄 道 方 式	設 備 費	120,553	88,325	208,878
	予 備 費	5,842	4,280	10,122
	計	126,395	92,605	219,000
	操業費/年	4,140	2,9585	3,3725
	償却費/年	3,792	2,778	6,570
	合 計/年	7,932	3,2363	4,0295

両方式のコスト比較表

方式	費目	30年間 全費用 (000Rs)	
一部鉄道 新設による 鉄道方式	償却費	221,400	償却費30年、残存価値90%
	利子外貨分	7,784	利子外貨分8.75% 5年据置5年償却
	内貨分	5,055	内貨分11.25% 5年償却
	小計	12,839	操業費：年間×30年
	操業費	44,661	送炭量は両方式とも120万t/年で比較した。
	計	79,640	
トラック 鉄道 併用方式	償却費	197,100	
	利子外貨分	8,848	
	内貨分	3,472	
	小計	12,320	
	操業費	1,011,750	
差		1,221,057	

鉄道輸送方式がトラック鉄道方式に比べ65%と割安である。従って前者が当フィジビリティスタディに適用された。

付録 7

コロニー敷地面積

Khanot に設けるコロニー関係の必要面積は、基本的に人員計画の内、職員 218 人、従業員（サラリー）1,308 人、を収容する住宅を A～F タイプの 6 種類に分けて建築面積を算定する。これに余裕として 20% 加える。但し建物は全て平家建と仮定する。敷地面積はこの全建築面積に対して 6 倍とする。これに公共用地を 10% 加えてコロニー全体の必要面積は、約 700,000 m² である。コロニー関係の工事費は給水設備のコロニー配水池までの費用を除いて全て計上していない。敷地面積の算出根拠は下記のとおりである。

(1) 建築面積

1) 職員

(a) A タイプ $252 \text{ m}^2/\text{戸} \times 1 \text{ 戸} = 252 \text{ m}^2$

(b) B タイプ $223 \text{ m}^2/\text{戸} \times 2 \text{ 戸} = 446 \text{ m}^2$

(c) C タイプ $177 \text{ m}^2/\text{戸} \times 14 \text{ 戸} = 2,474 \text{ m}^2$

(d) D タイプ $117 \text{ m}^2/\text{戸} \times 36 \text{ 戸} = 4,212 \text{ m}^2$

(e) E タイプ $79.2 \text{ m}^2/\text{戸} \times 168 \text{ 戸} = 13,036 \text{ m}^2$

小計 218 戸 $20,694 \text{ m}^2 \div 21,000 \text{ m}^2$

2) 従業員（サラリー）

F タイプ $51.1 \text{ m}^2/\text{戸} \times 1,308 \text{ 戸} = 66,839 \text{ m}^2 \div 67,000 \text{ m}^2$

3) 余裕

$(21,000 \text{ m}^2 + 67,000 \text{ m}^2) \times 20\% = 17,600 \div 18,000 \text{ m}^2$

計 106,000 m²

(2) 敷地面積

1) 職員用地 $21,000 \text{ m}^2 \times 6 \text{ 倍} = 126,000 \text{ m}^2$

2) 従業員用地 $67,000 \text{ m}^2 \times 6 \text{ 倍} = 402,000 \text{ m}^2$

3) 余裕 $18,000 \text{ m}^2 \times 6 \text{ 倍} = 108,000 \text{ m}^2$

小計 $106,000 \text{ m}^2$ $636,000 \text{ m}^2$

4) 公共用地 $636,000 \text{ m}^2 \times 10\% = 64,000 \text{ m}^2$

計 $700,000 \text{ m}^2$

付録 8 選 炭 一 水 洗 方 式

1. 選 炭 原 炭

水洗方式は1.2mm以上の粗粒炭だけ水洗するので各採掘区域における原炭灰分を1.2mmで分けると次のようになる。

原炭灰分	オープンピット		坑内
	西部	東部	
+1.2mm原炭灰分%	27.0	22.6	23.8
-1.2mm原炭灰分%	23.2	19.6	20.8
全粒度原炭灰分%	25.1	21.1	22.3

上記の原炭灰分に外来ずりの混入をオープンピット5%、坑内4%を±1.2mm原炭にそれぞれ70:30の比率で加算すると選炭原炭の灰分は次のようになる。

選炭原炭灰分	オープンピット		坑内
	西部	東部	
+1.2mm選原炭灰分%	30.4	26.3	26.7
-1.2mm選原炭灰分%	24.8	21.3	22.1
全粒度選原炭灰分%	27.6	23.8	24.4

2. +1.2mm水洗原炭

各採掘区域からの+1.2mm水洗原炭灰分は手選により5.0mm以上の廃石が除去されるので次のような値を示す。

	手選前(%)	手選後(%)
オープンピット西部	30.4	26.5
オープンピット東部	26.3	22.1
坑内採掘	26.7	22.5

これらの手選後の水洗原炭の可選性は地質部門で述べられている種々の浮沈試験より想定した。これらの可選性データによれば比重1.8で選別する場合、オープンピット西部、東部、坑内から産出される+1.2mm原炭の困難度はそれぞれ6.8、8.0、8.0%を示しており、可選性は比較的良好でジグ水洗機で容易に選別可能である。

又この時の精炭灰分は14.1%、13.7%、14.0%、でいずれも近似しており、理論歩どまりも78.4%、82.3%、82.6%と比較的高い値を示している。ジグ水洗機から産出される精炭は、比較的低灰分であり、硫黄分もある程度除去されているのでブリケット製造原料に適している。

3. +12mm ジグ水洗機選別成績

ジグ水洗機で+12mm原炭を比重1.8で選別した時の選別結果の予想は次のとおりである。
水洗機の装置不完全度(I)は日本におけるジグ標準成績である0.15で設定した。

	オープンピット		坑内
	西部	東部	
困難度 $D_p \pm 0.1$	6.8	8.0	8.0
不完全度 I	0.15	0.15	0.15
確率偏差 E_p	0.12	0.12	0.12
分離比重 D_p	1.80	1.80	1.80
原炭灰分%	26.5	22.1	22.5
精炭灰分%	14.3	14.1	14.4
廃石灰分%	67.8	56.3	57.5
予想歩どまり%	77.0	81.0	81.2
理論歩どまり%	78.9	83.4	83.4
歩どまり効率%	97.6	97.1	97.4

4. 水洗方式精炭品位

+12mm原炭を水洗した精炭と-12mm未洗炭を混炭して火力発電用炭を生産した場合、各採掘区域別の精炭品位は次表に示される。

4-1 オープンピット西部

	気乾ベース	到着ベース
水分%	8.2	25.0
灰分%	20.4	16.7
揮発分%	36.5	29.8
全硫黄%	5.6	4.6
発熱量 kcal/kg	5,000	4,080
歩どまり%	85.4	85.4

4-2 オープンピット東部

水分	14.4	25.0
灰分	18.2	15.4
揮発分	35.7	30.2
全硫黄	4.7	4.0

	気乾ベース	到着ベース
発熱量	5,045	4,270
歩どまり	87.3	87.3

4-3 坑内採掘

水分	9.0	25.0
灰分	18.8	15.5
揮発分	36.4	30.0
全硫黄	5.8	4.8
発熱量	4,940	4,070
歩どまり	87.4	87.4

4-4 全区域

水分	9.3	25.0
灰分	19.4	16.1
揮発分	36.2	30.0
全硫黄	5.4	4.5
発熱量	5,000	4,135
歩どまり	86.4	86.4

5. フローシート設定基準

原炭受入、手選関係は未洗方式と全く同一である。

手選後の水洗原炭は未洗精炭と同一で384 t/hで粒度は50 mm以下である。この原炭を1.2 mmで乾式ふるい分けし、+1.2 mm原炭はバウムジグ水洗機で処理し、-1.2 mm原炭は未洗精炭とする。

1.2 mmふるいの上下の産物比率は40 : 50で設定した。

$$\text{ジグ水洗機給炭量} = 384 \text{ t/h} \times 0.444 = 170 \text{ t/h}$$

ジグ水洗機の処理能力は粒度変動を考慮して最大200 t/hの容量とする。

$$\text{ジグ水洗機精炭量} = 170 \text{ t/h} \times 0.788 = 134 \text{ t/h}$$

$$\text{-1.2 mm未洗精炭量} = 384 \text{ t/h} \times 0.556 = 214 \text{ t/h}$$

$$\text{精炭計} = 348 \text{ t/h}$$

$$\text{ジグ水洗機廃石量} = 170 \text{ t/h} \times 0.212 = 36 \text{ t/h}$$

$$\text{手選廃石量} = 400 \text{ t/h} \times 0.04 = 16 \text{ t/h}$$

$$\text{廃石計} = 52 \text{ t/h}$$

$$\text{合計原炭量} = 400 \text{ t/h}$$

6. フローシート

第1図には水洗方式における原炭処理ならびに選炭系統を示している。原炭受入、処理設備および手選系統は未洗方式と同一である。この方式は手選処理後の原炭を12mmでふるい分け、12mm以上の粗粒炭は水洗機で選別し、12mm以下の粉炭は未洗とする方法である。

手選プラントで50mm以下に処理された原炭は水洗原炭ベルトコンベヤで乾式振動ふるいに供給され12mmの網目でふるい分けられる。50～12mm原炭は80t容量のサービスホップとフィーダを通り、170t/hのパウムジグ水洗機で処理される。

ジグ水洗機は1そう式で粗粒原炭は分離比重1.8で選別され、高比重の廃石を除去する。廃石は廃石ベルトコンベヤを通り手選廃石と一緒に150tの廃石ビンに送られ、ここから32m²のダンプトラックで廃石捨場に捨てられる。

ジグ水洗機の精炭は0.8mm目開きの固定スクリーンで予備脱水された後1mm目開きの振動スクリーンで脱水される。脱水精炭は精炭ベルトコンベヤで12mmの未洗粉と一緒になり、2,000t×2基計4,000tの精炭サイロに貯炭される。精炭サイロからの精炭の払出と非常用貯炭は未洗方式と同一である。

脱水スクリーンの網下は循環水浄化シツクナに入り、オーバーフローはサンブを通り循環水ポンプでヘッドタンクに送られ、ここからジグ水洗機に再循環する。このサンブは水洗機停止時の余剰水を十分に受入れることができる容量(200m³)を持っており、通常操業では選炭工場の外部に選炭水を放出しないものとする。

シツクナアンダフローはスラリーポンプでバード型遠心脱水機に送られ、脱水精炭はジグ水洗機から産出された精炭を輸送している#1精炭ベルトコンベヤに供給される。

遠心脱水機からの排水スラリーはシツクナに返される。

7. 水洗方式選炭設備費	外 貨 (1000Rs)	内 外 (1000Rs)	計 (1000Rs)
(1) 原炭受入、処理設備	22,170	12,702	34,872
(2) 水洗設備	18,784	10,074	28,858
(3) 精炭貯炭、積み込み設備	17,172	9,851	27,023
(4) 電気設備	6,375	4,397	10,772
(5) 鉄骨建造物、上家	11,562	7,232	18,794
(6) その他機器設備	8,473	3,760	12,233
(7) 機器、重機予備品	15,504	6,642	22,146
(8) 設計、技術者派遣	16,074	-	16,074
(9) 仮設、操業費	-	6,088	6,088
(10) コンクリート建造物	-	21,520	21,520

合 計	116,114	82,266	198,380
-----	---------	--------	---------

見積りは1980年6月現在価格、物価上昇、予備費は含まれていない。

8. 操 業 費

	Rs/精炭 t (到着ベース)
(1) 人 件 費	0.927
(2) 電 力	1.033
(3) 設 備 更 新	0.394
(4) 物 品 費	2.500
(5) 保 守：予備品	3.640
補 修	1.387
計	9.881

9. 未洗、水洗方式の比較

9-1 炭 質 (気乾ベース)

	未洗方式	水洗方式
灰 分 %	23.8	19.4
発 熱 量 kcal/kg	4,640	5,000
全 硫 黄 %	7.2	5.4
歩 ど ま り %	96.0	86.4

9-2 コスト (到着ベース)

設 備 費 (000'sRs)	118,493	198,380
償 却 (原炭 t 当り Rs)	9.859	16.450
選 炭 費 (原炭 t 当り Rs)	5.327	8.536
補 給 水 (")	-	0.935
輸 送 費 (")	11.904	10.714
合 計 (原炭 t 当り Rs)	27.090	36.635

注：

償却年数：30年

金利：

外貨：8.75%

内貨：12.5%

輸送費：12.4 Rs/精炭 t (新線のみ、償却、金利含まず)

TABLE 1

FLOAT AND SINK TEST

SAMPLE: LAKHRA COAL

DATE: AUGUST 1980

OPEN CUT WEST

SIZE: 50-12 MM

Specific gravity	a		b	c	d	e	f	g	h	i	j
	Weight (%)	Ash (%)									
- 1.80	9.80	4.70	4.90	46.06	46.06	9.80	4.70	2,604.17	90.20	28.87	
1.80 ~ 1.85	9.10	4.90	14.95	44.59	90.65	18.90	4.80	2,559.58	81.10	31.56	
1.85 ~ 1.40	22.30	6.10	30.05	186.09	226.68	41.20	5.50	2,423.55	58.80	41.22	48.80
1.40 ~ 1.50	17.40	15.10	49.80	262.74	489.42	58.60	8.85	2,160.81	41.40	52.19	26.60
1.50 ~ 1.60	9.20	23.90	63.20	219.88	709.80	67.80	10.46	1,940.93	32.20	60.28	15.90
1.60 ~ 1.70	6.70	33.60	71.15	225.12	934.42	74.50	12.54	1,715.81	25.50	67.29	10.60
1.70 ~ 1.80	3.90	43.60	76.45	170.04	1,104.46	78.40	14.09	1,545.77	21.60	71.56	6.80
1.80 ~ 1.90	2.90	51.00	79.85	147.90	1,252.36	81.30	15.40	1,397.87	18.70	74.75	4.50
1.90 ~ 2.00	1.60	54.60	82.10	87.86	1,369.72	82.80	16.16	1,310.51	17.10	76.64	3.00
2.00 ~ 2.10	1.40	58.00	83.60	81.20	1,420.92	84.30	16.86	1,229.81	15.70	78.30	
2.10 ~ +	15.70	78.30	92.15	1,229.91	2,650.23	100.00	26.50	.00	.00	.00	
~											
~											
-											

TABLE 2

FLOAT AND SINK TEST

SAMPLE: LAKHRA COAL

DATE: AUGUST

OPEN CUT EAST

SIZE: 50-12 MM

Specific gravity	a		b	c	d	e	f	g	h	i	j
	Weight (X)	Fish (%)									
- 1.80	6.80	5.90	3.15	37.17	37.17	6.80	5.90	2,172.64	99.70	28.19	
1.80 ~ 1.85	5.50	6.30	9.05	34.65	71.82	11.80	6.09	2,187.99	88.20	24.24	
1.85 ~ 1.40	19.20	7.40	21.40	142.08	213.90	31.00	6.90	1,995.91	69.00	28.93	53.60
1.40 ~ 1.50	28.90	10.50	45.45	303.45	517.35	59.90	8.64	1,692.46	40.10	42.21	39.20
1.50 ~ 1.60	10.80	19.80	65.05	203.94	721.29	70.20	10.27	1,488.52	29.80	49.95	18.20
1.60 ~ 1.70	7.90	80.20	74.15	238.58	959.87	78.10	12.29	1,249.94	21.90	57.07	12.10
1.70 ~ 1.80	4.20	39.30	80.20	165.06	1,124.93	82.30	13.67	1,084.88	17.70	61.29	8.00
1.80 ~ 1.90	3.80	46.50	84.20	176.70	1,301.63	86.10	15.12	908.18	13.90	65.34	7.00
1.90 ~ 2.00	3.20	52.20	87.70	167.04	1,468.67	89.80	16.45	741.14	10.70	69.27	6.00
2.00 ~ 2.10	2.80	57.60	90.70	161.28	1,629.95	92.10	17.70	579.86	7.90	73.40	
2.10 ~ +	7.90	73.40	96.05	579.86	2,209.81	100.00	22.10	.00	.00	.00	
~											
~											
-											

TABLE 3

FLOAT AND SINK TEST

SAMPLE: LAKHRA COAL

UNDERGROUND

DATE: OCTOBER, 1980

SIZE: 50-12 MM

Specific gravity	a		b	c	d	e	f	g	h	i	j
	Weight (%)	Ash (%)									
- 1.80	7.60	5.50	8.80	41.80	41.80	7.60	5.50	2,208.30	92.40	28.90	
1.30 ~ 1.65	6.80	5.90	11.00	40.12	81.92	14.40	5.69	2,168.18	85.60	25.88	
1.35 ~ 1.40	20.30	7.00	24.55	142.10	224.02	84.70	6.46	2,026.08	65.80	31.03	52.70
1.40 ~ 1.50	25.60	11.90	47.50	304.64	528.66	60.30	8.77	1,721.44	39.70	43.36	35.80
1.50 ~ 1.60	10.20	21.10	65.40	215.22	748.88	70.50	10.55	1,506.22	29.50	51.06	18.00
1.60 ~ 1.70	7.80	31.20	74.40	243.36	987.24	78.30	12.61	1,262.86	21.70	58.20	12.10
1.70 ~ 1.80	4.90	40.60	80.45	174.58	1,161.82	82.60	14.07	1,088.28	17.40	62.54	8.00
1.80 ~ 1.90	3.70	47.90	84.45	177.28	1,389.05	86.30	15.52	911.05	13.70	66.50	6.60
1.90 ~ 2.00	2.90	52.90	87.75	153.41	1,492.46	89.20	16.73	757.64	10.80	70.15	5.50
2.00 ~ 2.10	2.60	57.70	90.50	150.02	1,642.48	91.80	17.89	607.62	8.20	74.10	
2.10 ~ +	8.20	74.10	95.90	607.62	2,250.10	100.00	22.50	.00	.00	.00	
~											
~											
-											

WASHABILITY CURVES

SAMPLE: LAKHRA COAL

DATE: AUGUST 1980

OPEN CUT WEST

SIZE : 50-12 MM

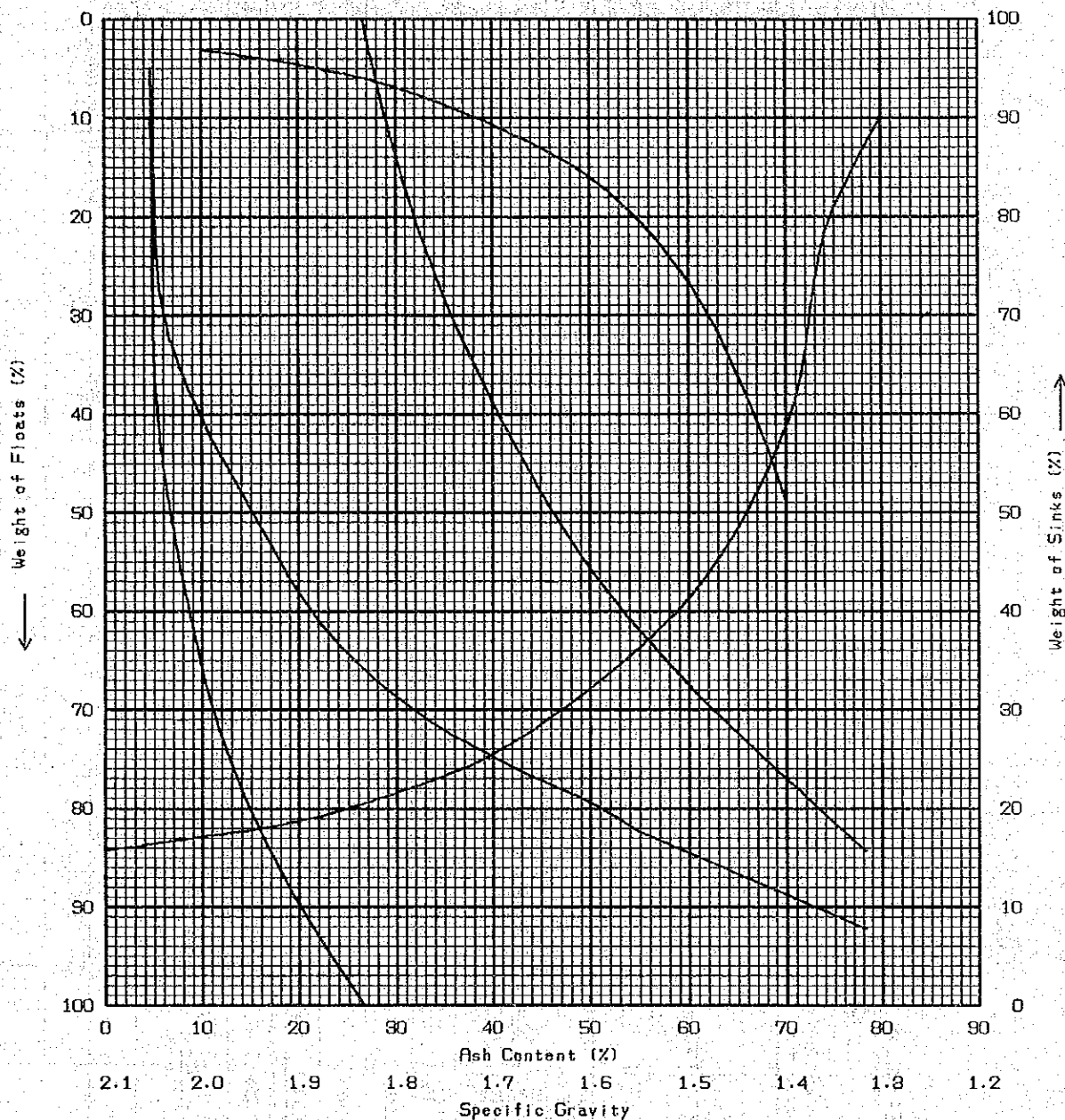


FIGURE 1 WASHABILITY CURVES

WASHABILITY CURVES

SAMPLE: LAKHRA COAL

DATE: AUGUST

OPEN CUT EAST

SIZE : 50-12 MM

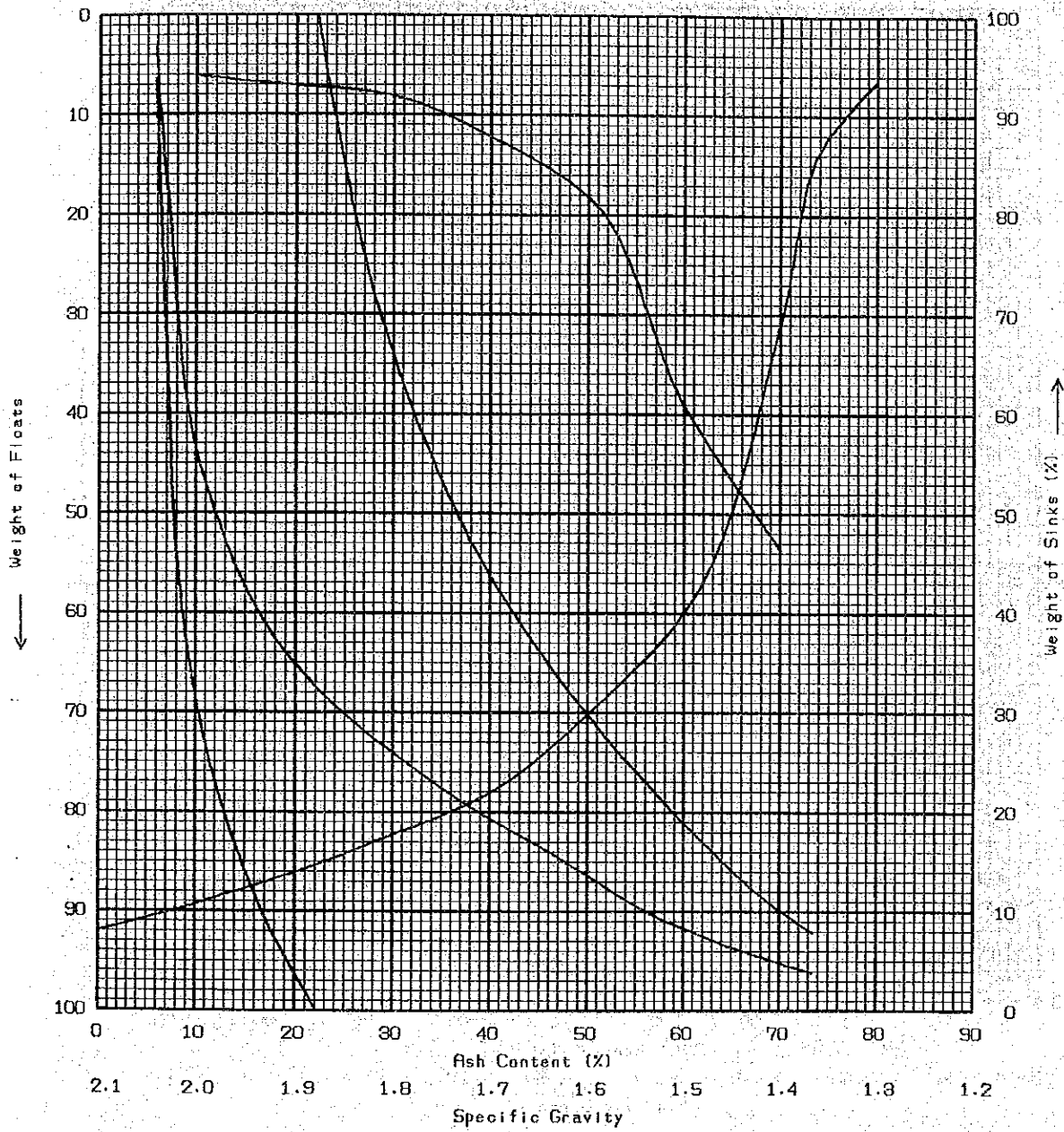


FIGURE 2 WASHABILITY CURVES

WASHABILITY CURVES

SAMPLE: LAKHRA COAL

DATE: OCTOBER 1980

UNDERGROUND

SIZE : 50-12 MM

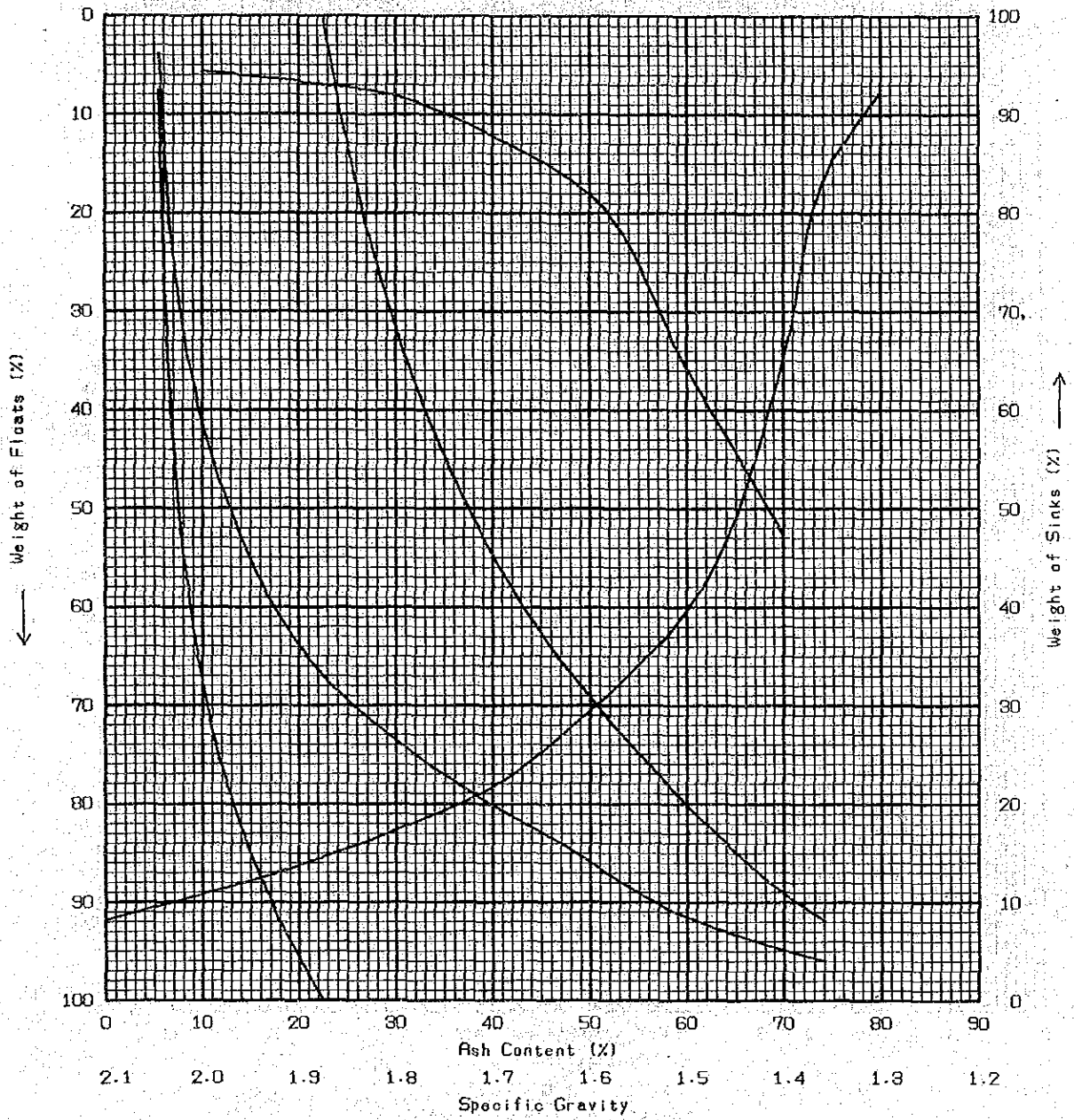


FIGURE 3 WASHABILITY CURVES

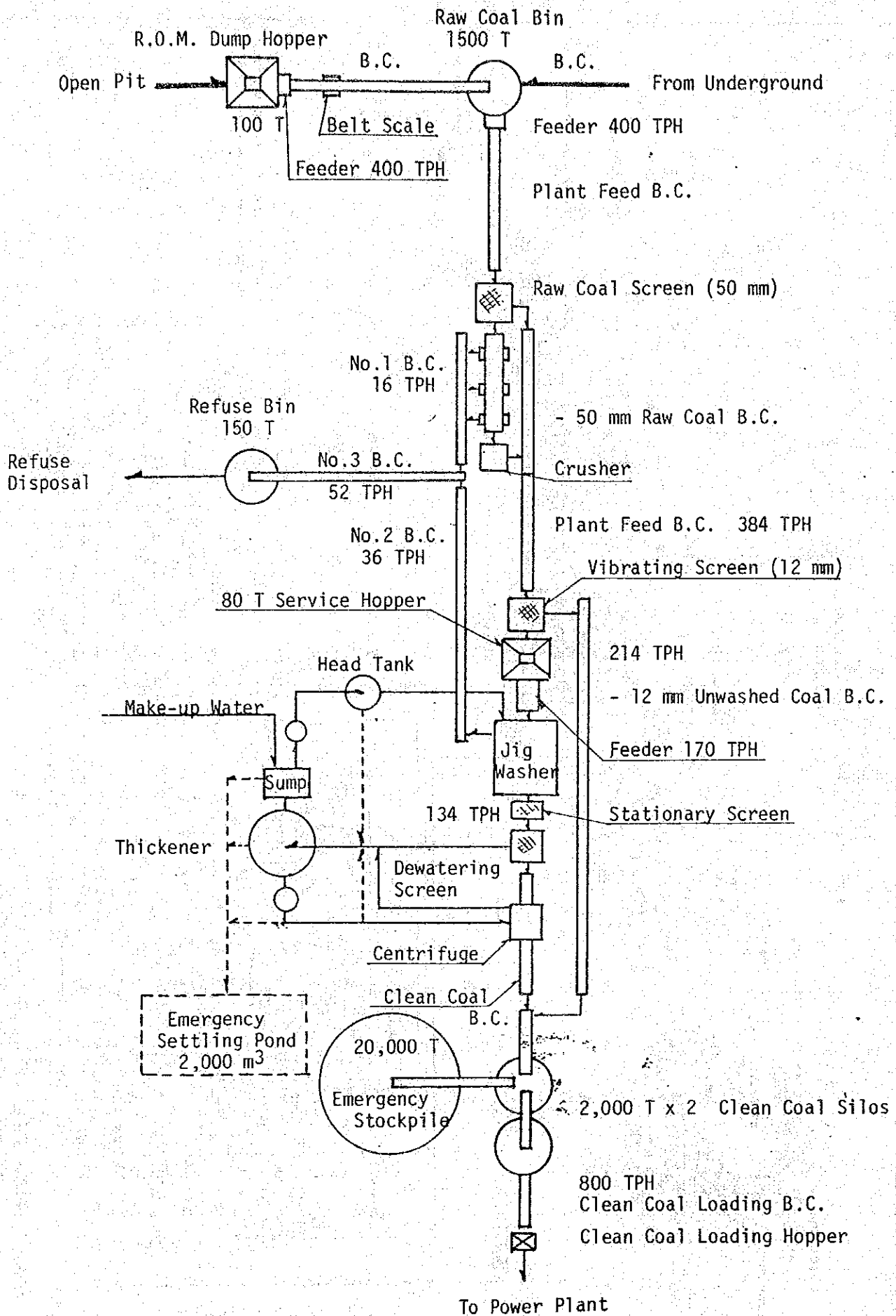


FIGURE 4 FLOWSHEET OF WASHING SYSTEM

LAKHRA 400 t/h
 FLOW SHEET OF COAL PREPARATION PLANT
 ALTERNATIVE (WASHING SYSTEM)

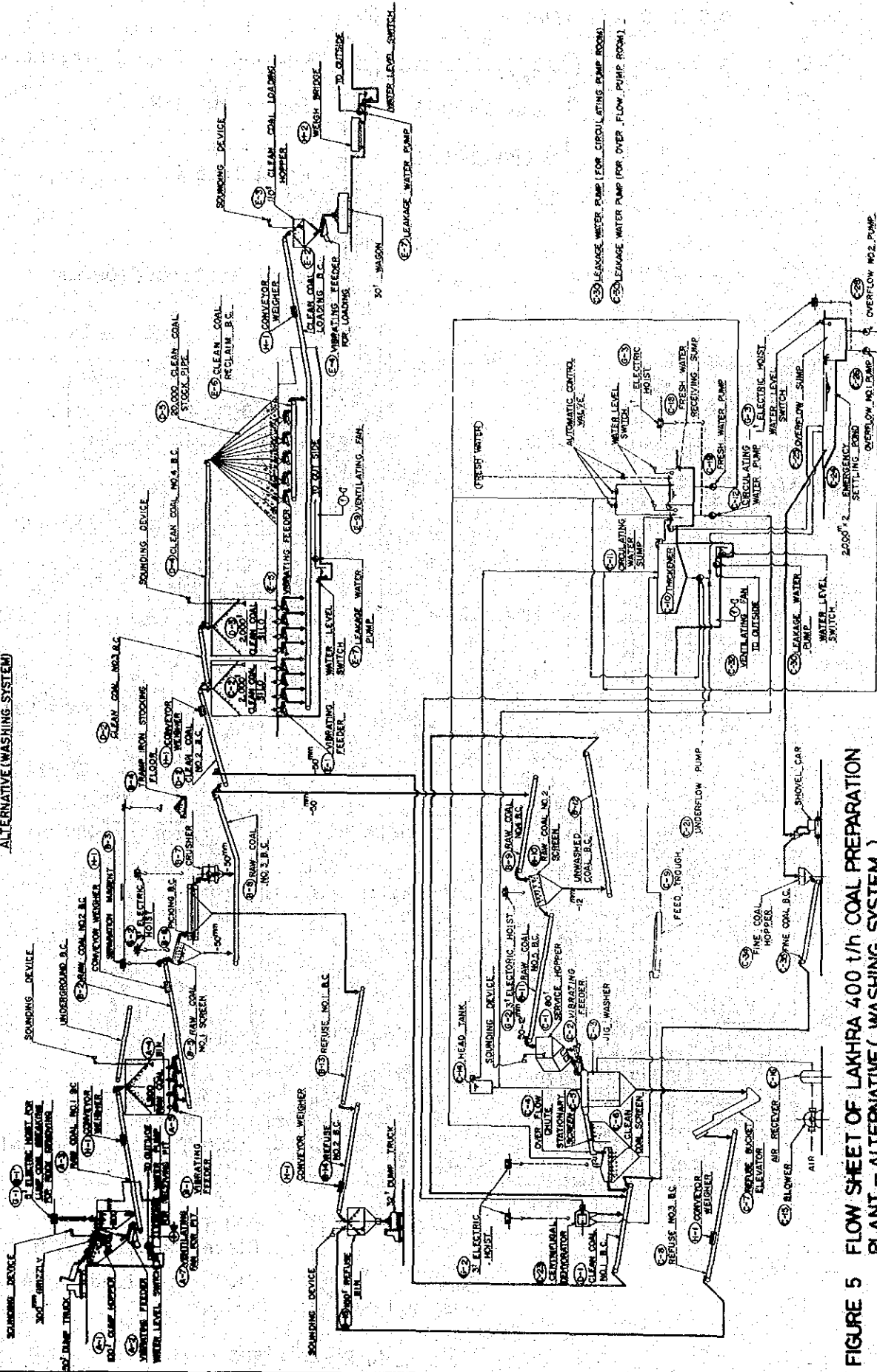


FIGURE 5 FLOW SHEET OF LAKHRA 400 t/h COAL PREPARATION PLANT - ALTERNATIVE (WASHING SYSTEM)