

4-4 採掘条件

露天掘については、はく土比および被覆岩の硬さによる斜面安定度等が問題となるが、坑内掘には炭層の連続性と共に炭層上・下ばんの性質が大きな問題となる。

4-4-1 上・下ばん岩石の性質

上部・下部含炭層とも、炭層の直接上・下ばんは粘土岩、けつ岩、シルト岩などの比較的粒子の細かい岩石で構成されることが多いが、時には砂岩である場合もある。

粘土岩、けつ岩は炭層の上ばんとしては比較的良好であるが、砂岩、特にルーズで軟弱なシリカ砂岩は崩壊しやすく事故の原因となる。このため、炭層の直接上ばんがこの砂岩で構成される場合は坑内採掘の対象としては問題が多い。坑内採掘ではこの砂岩と炭層直接上ばんの間に粘土岩、シルト岩、けつ岩または比較的固い砂岩が少くとも2 m以上介在することが望ましい。東部区域ではシリカ砂岩が炭層の上ばん近くに存在する範囲が多いので、各炭層とも坑内採掘区域がいちぢるしく限定され、か行可能範囲がせばめられる。同様に、中部区域では、 $\#1$ 層のみがほぼ全域にわたって坑内採掘可能と考えられるが、その他の炭層については採掘対象区域が非常に限定される。しかしながら、露天掘の対象としては東部中部いずれの区域ともはく土比が1:10以上である。

下ばんは、ルーズな砂岩で構成されている場合にわくのめり込みなどがあるが、上ばんほど大きな問題はないと考えられる。たゞ、けつ岩、粘土岩の場合は膨潤するといわれている。

4-4-2 被覆岩層の厚さおよび性質

前項に記したはく土比は、炭層の重量〔単位面積(m^2)×採掘たけ(m)×比重〕とその上部を構成する岩石の容積(m^3)との比である。一般に、この比が小さいほど露天掘に適している。

調査区域で炭層の被覆岩を形成している岩石は、地表からLaki石灰岩、Laki基底ラテライト層、Ranikot層上部含化石層および上部含炭層の砂岩、シルト岩、粘土岩、けつ岩である。調査区域の南東部では石灰岩およびラテライト層を欠いている。

これらの岩石について行った岩石試験の結果については、第5章に詳述しているが、一軸圧縮強度は石灰岩が最も高く、その他の試験値もかなりのばらつきを示す。

各試験値を石灰岩、砂岩、シルト岩、粘土岩に分類して示せばTable 16の通りである。

Table 16 岩石試験一覧表

岩石名	比重	有効間隙率 (%)	超音波伝ば 速度(m/sec)	一軸圧縮強度 (kg/cm ²)	引張強度 (kg/cm ²)
石灰岩	1.93 ~	57.61 ~	2,650 ~	1,225 ~	6.1 ~
	2.59	35.3	5,250	9,573	70.5
砂岩	1.70 ~	60.98 ~	1,010 ~	5.2 ~	4.0 ~
	2.39	19.96	4,160	3,230	24.5
シルト岩および粘土岩	1.79 ~	65.20 ~	855 ~	9.2 ~	3.9 ~
	2.43	29.13	3,550	3,126	13.1
※ち密堅硬砂岩	2.69+ ~	5.20+ ~	4,890 ~	1,142.3 ~	67.2+ ~
	2.65	6.74	5,470+	1,780.4+	89.0

※ ち密堅硬砂岩は量的には極めて少く特殊なものである。

地表から最も浅い部分に賦存する行対象炭層はJT10の#5層で被覆の厚さ32.56m、最も深いものはJT26の#1層で被覆の厚さは120.92mである。

前述のように、西部は炭層数は多くはく土比は小さくて大体1:10以下(平均1:8.24)であり、一方東部は深度は西部とほぼ同様であるが炭層数が少ないためはく土比はやゝ高く平均1:13.04である。中部、特にその南側は炭層賦存深度が深くはく土比は1:17を越す。中部の北側でもはく土比は西部、東部よりも高く平均1:15.67を示す。

4-4-3 その他の条件

(1) 排水および坑内ガス

PMDCレポートによれば、Lakhra炭田内の大部分の炭鉱には坑内水も坑内ガスもほとんど無い。しかし、露天掘では雨期対策を考慮する必要がある。

(2) 自然発火

従来から、Lakhra炭田の石炭は極めて自然発火し易いことが経験的に知られており、貯炭を75cm以上積み上げると自然発火するといわれている。そこで、浮沈試験用試料10個を混合して代表サンプルを作成し、自然発火性テストが実施された。

試験炭の工業分析では、固有水分9.4%、揮発分36.1%、発熱量6,930kcal/kg(無水無灰ベース)、元素分析では炭素68%、酸素16.1%で全硫黄は6.98%である。この分析結果からみて、Lakhra炭は炭化度の低い軟炭に分類され、酸化を受けやすく自然発火しやすい石炭といえる。また全硫黄中の黄鉄鉱の含有

TABLE 17 - 1 SUMMARY OF COAL SEAMS IN EACH DRILL HOLES (1)

DRILL HOLE NUMBER	BASE OF LIMESTONE Depth Height (m)	RED ZONE BOUNDARY Depth Height (m)	NO. 5 SEAM				NO. 4 SEAM				NO. 3 SEAM				NO. 2 SEAM				NO. 1 SEAM							
			ROOF		THICKNESS		FLOOR		ROOF		THICKNESS		FLOOR		ROOF		THICKNESS		FLOOR		ROOF		THICKNESS		FLOOR	
			Depth (m)	Height (m)	Coal (m)	Seam (m)	Depth (m)	Height (m)	Coal (m)	Seam (m)	Depth (m)	Height (m)	Coal (m)	Seam (m)	Depth (m)	Height (m)	Coal (m)	Seam (m)	Depth (m)	Height (m)	Coal (m)	Seam (m)	Depth (m)	Height (m)	Coal (m)	Seam (m)
JT-1	35.93 + 90.60																	56.47 + 69.66	0.84 + 1.55	58.02 + 68.11	67.41 + 58.72	0.47 + 0.93		68.34 + 57.79		
JT-2	32.96 + 91.65		42.35 + 82.44	0.31	0.70	43.05 + 81.74												61.10 + 65.51	0.68	0.84	61.94 + 64.67	70.99 + 55.71	0.25 + 0.61		71.51 + 55.10	
JT-3	32.13 + 93.94	48.91 + 77.18	57.70 + 68.39	0.72	0.85	58.55 + 67.54												69.29 + 56.80	0.41	0.58	69.87 + 56.22	81.73 + 44.36	0.42	0.67	82.40 + 43.69	
JT-4	14.50 + 112.68	39.47 + 87.61											61.38 + 65.90	0.32	0.64	62.02 + 65.26										
JT-5	37.31 + 86.97	44.15 + 80.13	49.79 + 74.49	0.44	0.96	50.75 + 73.53												61.19 + 63.09	1.30	2.60	63.99 + 60.29	69.74 + 54.54	1.73	2.66	72.40 + 51.88	
JT-6	14.90 + 109.31	65.26 + 58.95																								
JT-7	17.20 + 106.32	39.03 + 84.69	42.96 + 80.56	0.74	0.90	43.86 + 79.66							55.57 + 67.95	0.52	0.72	56.29 + 67.23										
JT-8	26.40 + 95.28	36.61 + 85.07	42.26 + 79.42	1.03	1.04	43.30 + 78.38							56.26 + 65.42	0.62	0.62	56.88 + 64.80	59.73 + 61.95	0.67	0.67	60.40 + 61.28	63.06 + 58.62	0.89	1.69	64.06 + 57.62		
JT-9	11.10 + 112.06	33.49 + 89.76	34.39 + 88.77	0.61	0.81	35.20 + 87.96							57.13 + 64.03	2.03	2.43	59.56 + 63.60	61.95 + 61.21	0.46	0.55	62.50 + 60.66	65.77 + 55.91	0.51	0.61	66.58 + 55.30		
JT-10	10.00 + 102.60	32.56 + 86.84	32.56 + 86.84	1.16	1.21	33.77 + 85.63							46.15 + 73.25	1.00	1.00	47.15 + 72.25	55.26 + 64.14	0.65	0.88	56.14 + 63.26	65.96 + 54.72	1.88	1.88	68.74 + 52.92		
JT-11		72.76 + 46.49																								
JT-12		57.36 + 68.27																								
JT-13	28.50 + 106.30	80.19 + 54.61																								
JT-14		58.62 + 72.90																77.64 + 53.66	0.54	0.58	78.24 + 53.26	82.88 + 48.64	1.72	2.12	85.00 + 46.52	
JT-15	33.57 + 79.96	81.37 + 52.16											82.41 + 51.12	0.94	1.03	83.44 + 50.09	89.97 + 43.54	0.85	0.93	90.90 + 42.63	95.98 + 37.55	1.25 + 1.92		97.76 + 35.63		
JT-16	14.00 + 112.51	30.86 + 95.65																								
JT-17	7.00 + 118.45	58.51 + 66.94																								
JT-18		54.46 + 69.09																								
JT-19		57.17 + 86.72																41.82 + 87.07	0.59	1.19	43.01 + 89.84	51.03 + 72.66	1.08	1.22	52.25 + 71.64	
JT-20	2.78 + 120.76	49.49 + 73.91																								
JT-21	4.90 + 119.68	46.76 + 76.32											46.83 + 76.25	1.24	1.62	48.45 + 74.63	55.05 + 68.03	0.59	0.99	56.04 + 67.04	63.24 + 59.84	0.40	0.51	63.75 + 59.33		
JT-22	48.31 + 87.23	93.41 + 42.13																								
JT-23	36.96 + 96.37	58.00 + 75.27																65.72 + 67.55	1.84	2.76	68.48 + 64.79	70.17 + 63.10	0.72 + 1.96		72.13 + 61.14	
JT-24	27.72 + 105.66	48.49 + 84.89																								
JT-25	28.95 + 102.37	40.55 + 90.97											94.93 + 36.99	0.62	0.73	95.66 + 35.64	99.00 + 32.32	0.98	0.98	99.98 + 31.34	101.61 + 29.71	1.12	1.44	103.05 + 28.27		

TABLE 17-3 SUMMARY OF COAL SEAMS IN EACH DRILL HOLES (3)

DRILL HOLE NUMBER	BASE OF LIMESTONE Depth Height (m)	RED ZONE BOUNDARY Depth Height (m)	NO. 5 SEAM						NO. 4 SEAM						NO. 3 SEAM						NO. 2 SEAM						NO. 1 SEAM								
			ROOF		THICKNESS		FLOOR		ROOF		THICKNESS		FLOOR		ROOF		THICKNESS		FLOOR		ROOF		THICKNESS		FLOOR		ROOF		THICKNESS		FLOOR				
			Depth (m)	Height (m)	Coal (m)	Seam (m)	Depth (m)	Height (m)	Depth (m)	Height (m)	Depth (m)	Height (m)	Coal (m)	Seam (m)	Depth (m)	Height (m)	Depth (m)	Height (m)	Coal (m)	Seam (m)	Depth (m)	Height (m)	Depth (m)	Height (m)	Coal (m)	Seam (m)	Depth (m)	Height (m)	Depth (m)	Height (m)	Coal (m)	Seam (m)	Depth (m)	Height (m)	
PS-1		13.37 + 104.63						51.90 + 68.28	0.99	0.99	52.89 + 67.29			60.58 + 59.60	2.01	2.01	62.59 + 57.59			75.31 + 44.87	1.40	1.40	76.71 + 43.47												
PS-2		19.00 + 107.88												65.34 + 61.34	0.51	0.51	65.85 + 61.03			73.48 + 53.40	1.29	1.29	74.77 + 52.11												
PS-4		20.10 + 95.23																	64.67 + 50.66	0.96	0.96	65.63 + 49.70													
PS-5		18.50 + 98.13												50.06 + 66.57	2.56	2.56	52.62 + 64.01			58.29 + 58.34	1.01	1.11	59.40 + 57.23			60.09 + 56.54	1.14	1.40	61.49 + 55.14						
PS-6	33.51 + 100.84	47.33 + 87.02												73.18 + 61.17	0.61	0.61	73.79 + 60.56			79.22 + 55.13	0.79	0.79	80.01 + 54.34	87.98 + 46.37	1.30	1.60	89.58 + 44.77	90.08 + 44.27	0.55	0.69	90.77 + 43.58				
PS-7	16.88 + 118.04	58.53 + 76.39																						90.46 + 44.46	1.88	2.22	92.68 + 42.24	94.41 + 40.51	0.35	0.52	94.93 + 39.99				
PS-8	4.80 + 128.06	23.92 + 108.94						63.11 + 69.75	0.79	0.79	63.90 + 68.98			68.55 + 64.31	1.70	1.70	70.25 + 62.61			71.49 + 61.37															
PS-9	12.79 + 126.98	43.85 + 95.93												81.38 + 58.40	0.74	0.74	82.12 + 57.66			92.02 + 47.76	1.62	1.62	93.64 + 46.14												
PS-10		29.90 + 77.17																		91.11 + 15.96	2.26	2.26	93.37 + 13.70												
PS-11	23.00 + 93.79	44.59 + 72.20																																	
PS-12	36.25 + 106.90	39.80 + 103.35												90.07 + 53.08	0.66	0.66	90.73 + 52.42			98.55 + 44.60	0.65	0.81	99.36 + 43.79												
PS-14	5.33 + 136.84	34.25 + 107.92						47.95 + 94.22	1.07	1.07	49.02 + 95.15			58.82 + 83.35	0.76	0.76	59.58 + 82.59																		
PS-15	10.67 + 132.73	51.80 + 91.69																																	
PS-18		59.35 + 67.35																						71.93 + 54.97	1.43	1.96	73.69 + 53.01								
PS-19	12.20 + 109.14	37.48 + 83.86	40.79 + 80.55	0.94	0.94	41.73 + 79.61								56.43 + 64.89	0.84	0.84	57.29 + 64.03			57.64 + 63.50	2.57	2.82	60.66 + 60.68	63.27 + 58.07	0.50	0.50	63.77 + 57.57	64.85 + 56.49	0.50	0.50	65.33 + 59.99				
PS-20	29.88 + 96.00	37.59 + 88.29	40.28 + 85.60	0.56	0.56	40.84 + 85.04	44.97 + 80.91	0.64	0.64	45.61 + 80.27										49.29 + 76.59	2.94	2.94	52.23 + 73.65	65.99 + 59.89	1.84	1.84	67.83 + 58.03	53.73 + 72.15	0.53	0.53	54.26 + 71.62				
PS-22	35.19 + 91.97	38.24 + 88.92	49.24 + 77.92	0.58	0.58	49.82 + 77.34														58.20 + 68.96	2.06	2.23	60.43 + 66.73												
PS-23	48.80 + 89.31	76.21 + 67.90																		73.86 + 64.25	2.64	2.94	76.80 + 61.31	85.77 + 52.34	2.28	2.28	84.05 + 50.04	77.80 + 60.31	0.76	0.76	78.56 + 59.55				
PS-24	42.64 + 90.14	54.18 + 78.62																		70.97 + 61.83	0.71	0.71	71.60 + 61.12	88.21 + 44.59	1.73	1.73	89.94 + 42.84	72.87 + 59.93	0.97	0.97	73.84 + 58.96				
L-18																																			
L-22																																			
L-28	24.50 + 109.17																																		

率が50～60%といちぢるしく高く、その存在が自然発火を促進する要因となる。

酸素吸着テストの結果、酸素吸着速度を示すK値1.21 (O_2 発生量0.208cc/g・h)で通常の亜歴青炭のK値よりも大きく、自然発火しやすい石炭であると判断される。又 CO_2 発生量は0.0395cc/g・hであったが、 CO_2 発生量のみで自然発火性を判断することは困難である。

魔法びん温度上昇テストでは固有水分9.2%の条件で14.6℃であり、同一水分の他の石炭よりも大きな値を示し自然発火の危険性が大きい。なおこの石炭を固有水分3～5%程度に乾燥してテストすると温度は25～30℃まで上昇するものと考えられ、さらに自然発火しやすい状態となる。

熱伝導率の測定結果は、固有水分9.2%で熱伝導率0.131kcal/mh℃であった。この数値が小さいほど蓄熱性が大となり、熱を発散しないので自然発火の危険があると考えられる。この石炭を固有水分3～5%まで乾燥すると熱伝導率は0.07～0.09kcal/mh℃まで下りさらに危険が増す。

着火温度試験では172.3℃と低い値を示した。一般に着火温度と炭素あるいは酸素含有量との間には相関性があり、炭化度の低い石炭ほど着火温度も低いといわれている。しかしこの相関がかけ離れている場合もあり、着火温度のみで自然発火性を判断できないこともある。

上記試験結果から、Lakhra炭は自然発火しやすい石炭であると判断され、その防止対策を十分に考慮する必要がある。

4-5 炭 量

すでに述べたように、調査区域は無炭区域とA、B₁断層とによって西部・中部・東部の3区域に分かれる。採掘方法は採鉱調査において決定されるものであるが、逆に採掘方法が炭量によって決定される場合もある。従って、次のような前提に立って炭量の検討が行われた。それぞれの区域の炭層厚、炭層数、上ばん岩石の性質、はく土比などを考慮して西部と東部は露天掘対象区域、中部は露天掘(北側のみ)と坑内掘(全域と南側)両方の対象区域と考えられた。参考のために東部を坑内採掘する場合の炭量も試算された。

4-5-1 山たけ、炭たけ、比重およびはく土比

(1) 山たけ、炭たけ

一つの炭層は全層が1枚の石炭で構成されていることもあるが、多くの場合1～数層の非石炭岩石すなわちはさみを有している。従って、炭層の厚さはその全層厚とはさみを除いた石炭の厚さとに分けられる。一般に前者を山たけ、後者を

炭たけと呼び、炭たけ/山たけとして表示される。原炭々量の計算ではか行原炭山たけを使用するためはさみも含まれている。

露天掘対象区域では、原炭品位(気乾ベース)灰分3.5%以下、発熱量3500 kcal/kg以上で山たけ0.5 m以上の炭層が採掘対象となり、更に0.3 m以上のはさみは採掘時に除去できるものとしてか行山たけから除かれた。

坑内採掘対象区域では、か行たけ0.75 m以上のものが炭量計算の対象となり、0.5～0.75 mのものは参考炭量として計算された。原炭品位は露天掘区域と同じく灰分3.5%が限度となった。

(2) 比 重

採取した試料221個についてすべて見かけ比重が測定された。従って炭量計算では、同一炭層の個々の試料の比重を厚さに比例して加重していけば合成比重が計算出来るが、個々の炭層により数値が異って来ることと、将来分析値のない試料が出て来た場合計算できないことなどから、露天掘では西部平均1.56、中部平均1.54、東部平均1.49であることを考慮し若干安全サイドに考えて炭量およびはく土比計算用の比重として1.50、同様に坑内採掘では東部平均1.43、中部平均1.50の比重を考慮し、安全サイドに考えて1.45が採用された。

(3) はく土比

はく土比とは、〔単位面積(m^2)×か行たけ(m)×比重〕で対象最下部までの〔地表からの厚さ(m)－か行たけ(m)〕×単位面積(m^2)を除いたものである。

今回は、はく土比を西部で1:10、1:15、東部で1:12、1:15、1:20、中部で1:17、1:20とした場合について炭量計算が行われた。

4-5-2 炭量計算の方法

炭量計算式は次のとおりである。

理論埋蔵原炭量 = 原炭山たけ × 原炭比重 × 賦存面積

実 収 炭 量 = 理論埋蔵原炭量 × 安全率 × 実収率

安全率は、調査精度および地質条件(断層、傾斜の変化、炭層の膨縮、連続性など)等自然的条件にもとづくものである。坑内で、四周を坑道で囲まれている採炭場では安全率が100%となることもあるが、本区域のような新規開発区域では通常60～90%である。

採掘実収率は採炭法、採炭技術、選炭法等、人為的条件などによって決められる。通常50～90%の間である。

4-5-3 露天掘炭量 (Table 18 参照)

露天掘対象区域は西部、中部(北)、東部に分かれる。西部と中部の境界は無炭区域とA断層、中部と東部の境界はB₁断層で、中部の北と南の境界ははく土比1:20の線で人為的なものである。

これらの区域を露天掘の対象となったのは、次の理由による。

- 1) 西部は厚さ0.5 m以上の炭層の数が多く、はく土比が小さい。
- 2) 東部は軟弱砂岩層による坑内採掘不能区域が多く、炭層の賦存範囲が限定され、又各炭層により賦存範囲が異なり累層採掘ができず、坑内採掘には適しないため、はく土比は西部より高いが露天掘対象区域として露天掘炭量が計算された。なお、坑内掘炭量も試算された。
- 3) 中部は全域を通じて μ 1層が坑内採掘可能であるため坑内採掘対象区域と考えられるが、はく土比1:20の線で北と南とに分け、北側を露天掘対象区域とした場合の炭量も算出された。

露天掘炭量は西部では、はく土比1:10、1:15、中部では1:17、1:20、東部では1:12、1:15、1:20のそれぞれの場合について計算された。Table 18は計算結果を示す。

露天掘は坑内掘に比較し自然条件による影響が少ないので安全率80%、実収率90%と仮定された。

4-5-4 坑内掘炭量 (Table 19 参照)

坑内採掘対象区域は、炭層の賦存深度による制約は露天掘に比べて大きな問題ではないが、上・下ばんの性状、炭層の厚薄、連続性、炭層傾斜の変化、断層等によって大きく制約を受ける。問題となるのは、か行可能な炭層の直接上ばん又は上ばんより2 m以内にルーズで軟弱な中～細粒の砂岩が1～2 m、時に1.0 m以上の厚さで重なってくることである。このような軟弱砂岩が上段に存在する場合、天ばん制御が難しくなりやすい。

このような観点から、試すい孔毎の各炭層の上ばんを詳細に調査すると、東部においては全域を通じて各炭層とも採掘可能なものは一層もない。比較的広範囲に採掘可能なのは μ 1、2合併層の下部と μ 3層、最も小範囲なのが μ 1、2合併層の上部で、しかも一部(東北隅)を除いてそれぞれの賦存範囲が重複していない。したがって、東部は坑内掘区域ではなく露天掘区域とされたが、はく土比が若干高いので参考のため坑内掘炭量が計上された。

中部も、前記砂岩の影響で μ 2層はほとんど採掘可能区域がなく、 μ 1層がほぼ全域、 μ 3層が局部的にか行され得る。したがって、全域を坑内採掘区域として炭

Table 18 ROW COAL RESERVES FOR OPEN CUT MINING
(in metric ton)

Specific Gravity 1.5

STRIP RATIO	DESCRIPTION	THE WEST	THE CENTRAL	THE EAST	TOTAL
1 : 10 and less (The West)	Area	1,744			1,744
	Average Total Thickness	6.30			6.30
	Theoretical Reserves	16,487			16,487
	Recovery Percentage	72			72
	Recoverable Reserves	11,871			11,871
1 : 12 and less (The East)	Bank Overburden Volume	119,358			119,358
	Average Strip Ratio	7.23			7.23
	Area			3,103	3,103
	Average Total Thickness			4.54	4.54
	Theoretical Reserves			21,139	21,139
1:10 to 1:15 for the West	Recovery Percentage			72	72
	Recoverable Reserves			15,220	15,220
	Bank Overburden Volume			221,916	221,916
	Average Strip Ratio			10.50	10.50
	Area	609		3,714	4,323
1:12 to 1:15 for the East	Average Total Thickness	5.10		3.79	3.98
	Theoretical Reserves	4,660		21,139	25,799
	Recovery Percentage	72		72	72
	Recoverable Reserves	3,355		16,713	20,068
	Bank Overburden Volume	54,831		298,007	352,838
1 : 17 and less (The Central)	Average Strip Ratio	11.77		14.10	13.68
	Area				1,874
	Average Total Thickness				4.27
	Theoretical Reserves				11,990
	Recovery Percentage				72
1:17 to 1:20 The Central	Recoverable Reserves			8,633	8,633
	Bank Overburden Volume			174,509	174,509
	Average Strip Ratio			14.55	14.55
	Area			1,111	4,150
	Average Total Thickness			3.76	3.66
1:15 to 1:20 The East	Theoretical Reserves			16,536	22,806
	Recovery Percentage			72	72
	Recoverable Reserves			11,906	15,420
	Bank Overburden Volume			273,804	385,549
	Average Strip Ratio			16.56	16.90
Total	Area	2,353	2,985	9,856	15,194
	Average Total Thickness	5.99	4.08	4.12	4.40
	Theoretical Reserves	21,147	18,260	60,887	100,294
	Recovery Percentage	72	72	72	72
	Recoverable Reserves	15,226	13,147	43,839	72,212
Bank Overburden Volume	174,189	286,254	793,727	1,254,170	
Average Strip Ratio	8.24	15.67	13.04	12.50	

Table 19

ROW COAL RESERVES FOR UNDERGROUND MINING
(in metric ton)

	DESCRIPTION	Specific Gravity 1.45									
		WORKABLE THICKNESS (metres)									
		3.5 to 3.0	3.0 to 2.5	2.5 to 2.0	2.0 to 1.5	1.5 to 1.0	1.0 to 0.75	0.75 to 0.5	TOTAL		
The Central	No.1 & No.2	Area (10 ³ m ²)	120	499	1,128	1,803	922	112	70	4,654	
	Average Workable Thickness (m)	3.18	2.70	2.22	1.76	1.37	0.88	0.63	1.89		
	Theoretical Reserves (10 ³ t)	554	1,956	3,623	4,595	1,830	143	64	12,765		
	Recovery Percentage (%)	45.5	45.5	45.5	45.5	45.5	45.5	45.5	45.5		
	Recoverable Reserves (10 ³ t)	252	890	1,648	2,091	833	65	29	5,808		
	Area (10 ³ m ²)					318	815	140	1,273		
The East	No.3	Average Workable Thickness (m)					1.11	0.91	0.67	0.93	
	Theoretical Reserves (10 ³ t)					510	1,073	135	1,718		
	Recovery Percentage (%)					45.5	45.5	45.5	45.5		
	Recoverable Reserves (10 ³ t)					232	488	61	781		
	Total	Area (10 ³ m ²)	120	499	1,128	1,803	1,240	927	210	5,927	
	Average Workable Thickness (m)	3.18	2.70	2.22	1.76	1.30	0.90	0.65	1.69		
The Central and The West	No.1 & No.2	Theoretical Reserves (10 ³ t)	554	1,956	3,623	4,595	2,340	1,216	199	14,483	
	Recovery Percentage (%)	45.5	45.5	45.5	45.5	45.5	45.5	45.5	45.5		
	Recoverable Reserves (10 ³ t)	252	890	1,648	2,091	1,065	553	90	6,589		
	No.1 & No.2	Area (10 ³ m ²)		70	354	1,088	1,621	166	22	3,321	
	Average Workable Thickness (m)		2.63	2.21	1.71	1.32	0.93	0.66	1.54		
	Theoretical Reserves (10 ³ t)		267	1,134	2,691	3,095	223	21	7,431		
The East	No.3	Recovery Percentage (%)		45.5	45.5	45.5	45.5	45.5	45.5		
	Recoverable Reserves (10 ³ t)		121	516	1,225	1,408	102	10	3,382		
	Area (10 ³ m ²)		278	888	1,373	185	110	65	2,899		
	Average Workable Thickness (m)		2.65	2.22	1.71	1.31	0.91	0.63	1.88		
	Theoretical Reserves (10 ³ t)		1,067	2,858	3,407	351	145	59	7,887		
	Recovery Percentage (%)		45.5	45.5	45.5	45.5	45.5	45.5	45.5		
Sum of The Central and The West	Total	Recoverable Reserves (10 ³ t)	485	1,300	1,550	160	66	27	3,588		
	Area (10 ³ m ²)		348	1,242	2,461	1,806	276	87	6,220		
	Average Workable Thickness (m)		2.64	2.22	1.71	1.32	0.92	0.63	1.70		
	Theoretical Reserves (10 ³ t)		1,334	3,992	5,098	3,446	368	80	15,318		
	Recovery Percentage (%)		45.5	45.5	45.5	45.5	45.5	45.5	45.5		
	Recoverable Reserves (10 ³ t)		606	1,816	2,775	1,568	168	37	6,970		
Sum of The Central and The West	Total	Area (10 ³ m ²)	120	847	2,370	4,264	3,046	1,203	297	12,147	
	Average Workable Thickness (m)	3.18	2.68	2.22	1.73	1.31	0.91	0.65	1.69		
	Theoretical Reserves (10 ³ t)	554	3,290	7,615	10,693	5,786	1,584	279	29,801		
	Recovery Percentage (%)	45.5	45.5	45.5	45.5	45.5	45.5	45.5	45.5		
	Recoverable Reserves (10 ³ t)	252	1,496	3,463	4,866	2,633	721	127	13,559		

量が試算されたほか、北側を露天採掘、南側を坑内採掘した時の炭量も計算された。

Table 19 は坑内掘炭量の計算結果を示す。

東部および中部区域北側を露天掘とした場合、 $\#1$ の中部南側のみが坑内掘の対象となり、その場合の炭量は Table 20 のとおりである。

Table 20 中部坑内掘炭量表
(北半分を露天掘として南半分を坑内掘とした場合)

項 目	か 行 た け (m)					
	30~25	25~20	20~15	15~10	10~0.75	0.75~0.50
面 積 ($10^3 m^2$)	130	469	1,102	1,051	123	64
平均か行たけ (m)	263	221	170	136	088	063
埋蔵炭量 ($10^3 t$)	496	1505	2711	2067	158	58
安全率×実収率 (%)	70×65	70×65	70×65	70×65	70×65	70×65
実収炭量 ($10^3 t$)	226	685	1234	940	72	26
埋蔵炭量累計 ($10^3 t$)	496	2001	4712	6779	6937	6995
実収炭量累計 ($10^3 t$)	226	911	2145	3085	3157	3183

坑内採掘では、露天掘におけるよりも断層の影響を大きく受け、さらに天ばんの性質や炭の連続性によっても制約を受けるので、安全率は70%、実収率は65%と仮定され実収炭量が試算された。

4-5-5 炭量総括 (Table 3 参照)

炭量は露天掘炭量と坑内掘炭量とに分けて計算されたが、中部と東部ではそれぞれの計算区域が重複している。採炭法の選定は採鉱調査によるものであり、現段階では炭量を一義的に示すことが出来ず、露天掘と坑内掘の組み合わせに応じたいくつかの炭量が存在することになる。さらに炭量は採炭方法、採炭コスト、あるいは土比やか行たけの限界などによって異って来る。

露天掘では土比1:10以下、坑内掘ではか行たけ1.5m以上の炭量をみれば Table 21 の通りである。

Table 2 1 露天掘・坑内掘炭量表(1)

露天掘炭量		坑内掘炭量		合 計	
西 部		中部および東部			
埋蔵炭量(10 ³ t)	実収炭量(10 ³ t)	埋蔵炭量(10 ³ t)	実収炭量(10 ³ t)	埋蔵炭量(10 ³ t)	実収炭量(10 ³ t)
16,487	11,871	22,152	10,078	38,639	21,949

この炭量では、当炭田で計画されている300MWの火力発電を30年間維持するには不足である。

はく土比を1:15、坑内掘のかけを0.75mとすれば炭量はTable 2 2の通りになる。

Table 2 2 露天掘・坑内掘炭量表(2)

露天掘炭量		坑内掘炭量		合 計	
西部および東部		中 部			
埋蔵炭量(10 ³ t)	実収炭量(10 ³ t)	埋蔵炭量(10 ³ t)	実収炭量(10 ³ t)	埋蔵炭量(10 ³ t)	実収炭量(10 ³ t)
65,498	47,159	14,284	6,499	79,782	53,658

これは発電所の要求を満たすのに十分である。

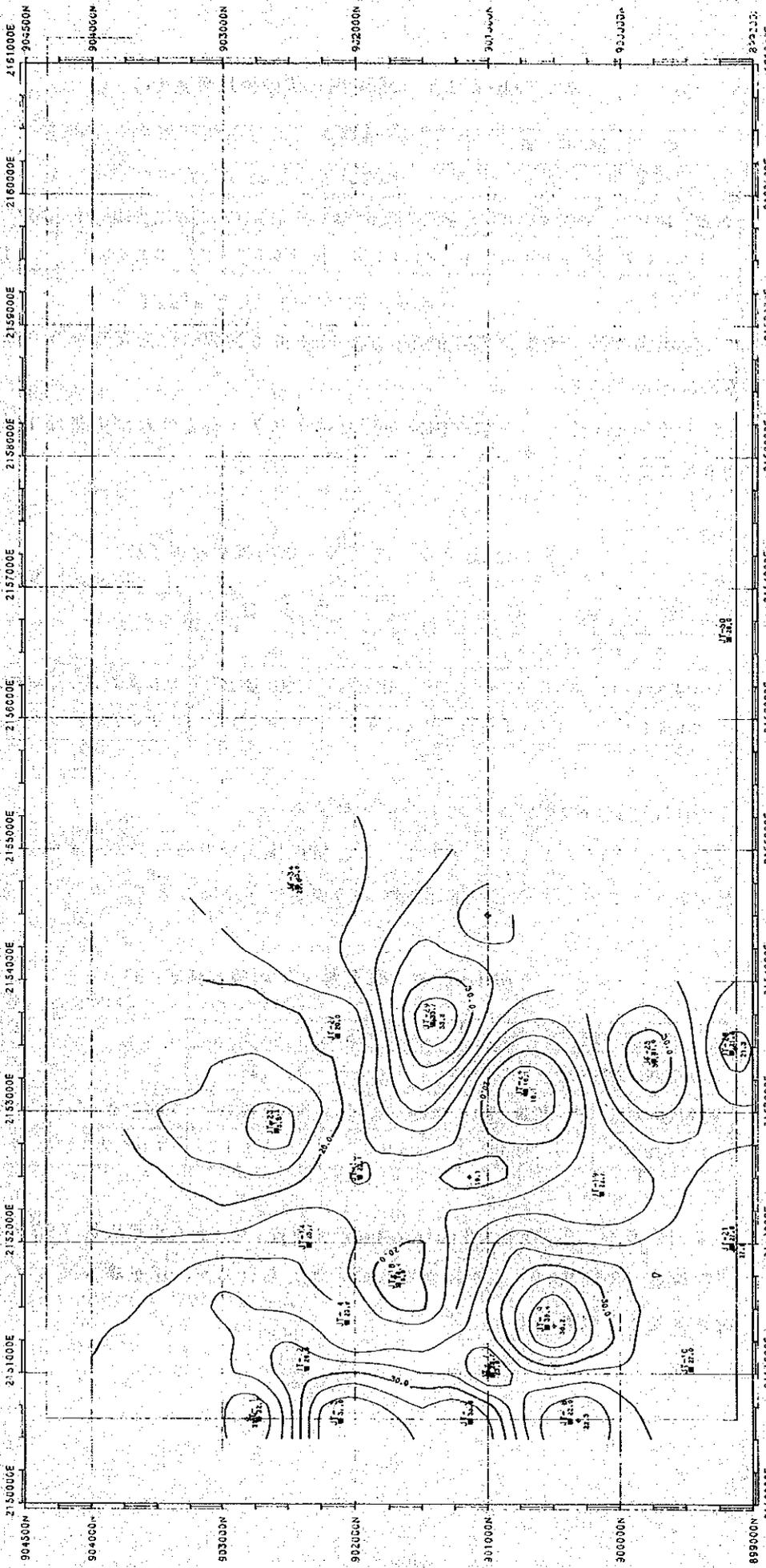
なお、はく土比を1:20までとし、坑内採掘は中部南側のみ限定しかかけを0.75mまでとすると、本調査区域の炭量はTable 2 3のとおりとなる。

Table 2 3 露天掘・坑内掘炭量表(3)

露天掘炭量		坑内掘炭量		合 計	
西部、東部、中部北側		中 部 南 側			
埋蔵炭量(10 ³ t)	実収炭量(10 ³ t)	埋蔵炭量(10 ³ t)	実収炭量(10 ³ t)	埋蔵炭量(10 ³ t)	実収炭量(10 ³ t)
100,294	72,212	6,937	3,157	107,231	75,369

以上のうち、現段階ではTable 2 2に示す炭量、すなわち埋蔵炭量79,782,000t、実収炭量53,658,000tが妥当なものと考えられるが、採鉱調査により、さらに検討されることになる。

ISO-ASH MAP OF NO. 1 SEAM (D.B.)



215000E 2151000E 2152000E 2153000E 2154000E 2155000E 2156000E 2157000E 2158000E 2159000E 2160000E 2161000E
 904500N 904000N 903500N 903000N 902500N 902000N 901500N 901000N 900500N 900000N 899500N 899000N 898500N 898000N 897500N 897000N 896500N 896000N 895500N 895000N 894500N 894000N 893500N 893000N 892500N 892000N 891500N 891000N 890500N 890000N

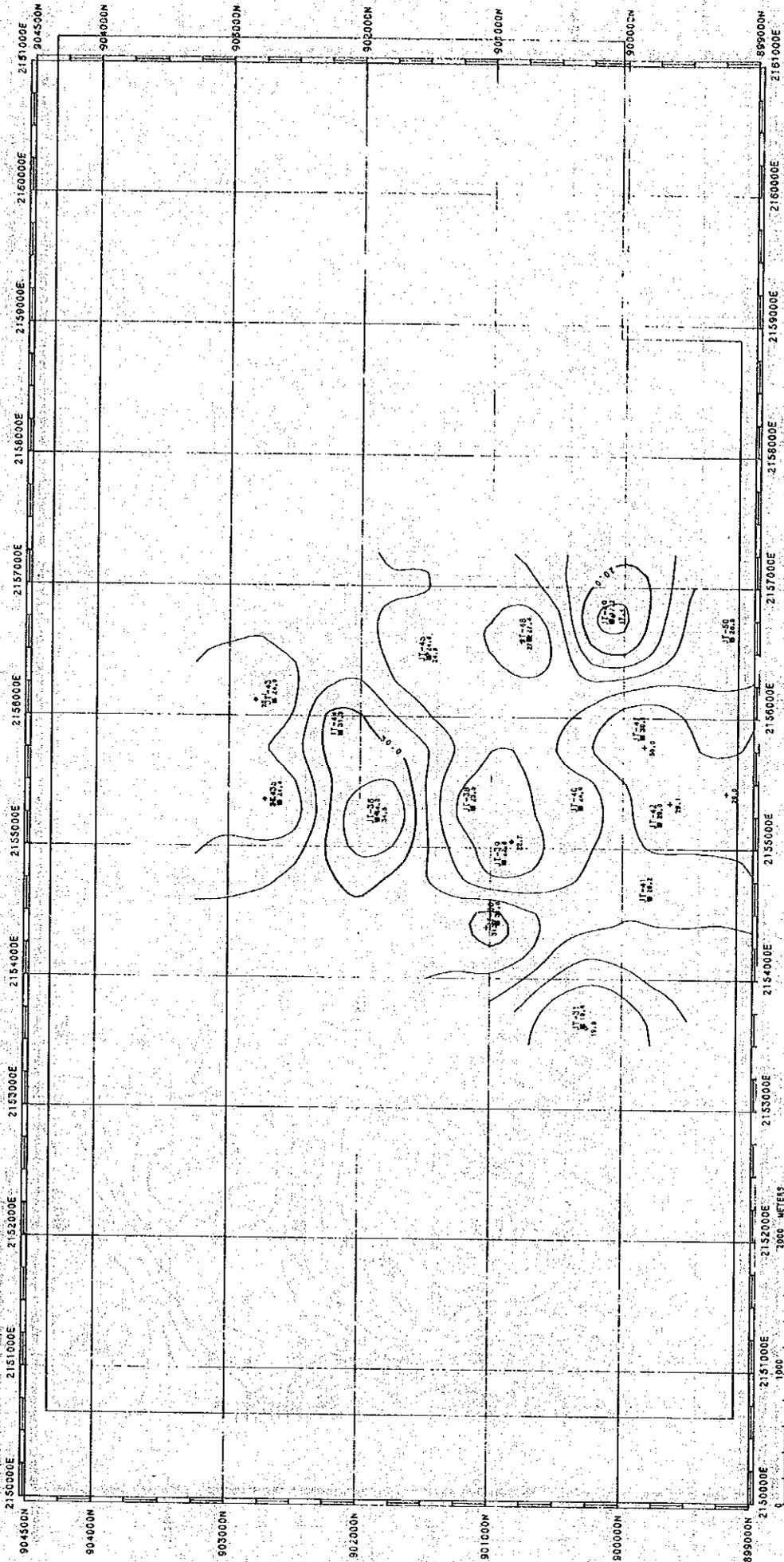
DRAWN BY MITSUI MINING CO., LTD.

FIG. 11 - 1

CONTOUR IN
 METERS
 10.0
 15.0
 20.0
 25.0
 30.0
 35.0
 40.0
 45.0
 50.0
 55.0
 60.0
 65.0
 70.0
 75.0
 80.0
 85.0
 90.0
 95.0
 100.0
 105.0
 110.0
 115.0
 120.0
 125.0
 130.0
 135.0
 140.0
 145.0
 150.0
 155.0
 160.0
 165.0
 170.0
 175.0
 180.0
 185.0
 190.0
 195.0
 200.0
 205.0
 210.0
 215.0
 220.0
 225.0
 230.0
 235.0
 240.0
 245.0
 250.0
 255.0
 260.0
 265.0
 270.0
 275.0
 280.0
 285.0
 290.0
 295.0
 300.0
 305.0
 310.0
 315.0
 320.0
 325.0
 330.0
 335.0
 340.0
 345.0
 350.0
 355.0
 360.0
 365.0
 370.0
 375.0
 380.0
 385.0
 390.0
 395.0
 400.0
 405.0
 410.0
 415.0
 420.0
 425.0
 430.0
 435.0
 440.0
 445.0
 450.0
 455.0
 460.0
 465.0
 470.0
 475.0
 480.0
 485.0
 490.0
 495.0
 500.0
 505.0
 510.0
 515.0
 520.0
 525.0
 530.0
 535.0
 540.0
 545.0
 550.0
 555.0
 560.0
 565.0
 570.0
 575.0
 580.0
 585.0
 590.0
 595.0
 600.0
 605.0
 610.0
 615.0
 620.0
 625.0
 630.0
 635.0
 640.0
 645.0
 650.0
 655.0
 660.0
 665.0
 670.0
 675.0
 680.0
 685.0
 690.0
 695.0
 700.0
 705.0
 710.0
 715.0
 720.0
 725.0
 730.0
 735.0
 740.0
 745.0
 750.0
 755.0
 760.0
 765.0
 770.0
 775.0
 780.0
 785.0
 790.0
 795.0
 800.0
 805.0
 810.0
 815.0
 820.0
 825.0
 830.0
 835.0
 840.0
 845.0
 850.0
 855.0
 860.0
 865.0
 870.0
 875.0
 880.0
 885.0
 890.0
 895.0
 900.0
 905.0
 910.0
 915.0
 920.0
 925.0
 930.0
 935.0
 940.0
 945.0
 950.0
 955.0
 960.0
 965.0
 970.0
 975.0
 980.0
 985.0
 990.0
 995.0
 1000.0

SCALE: 1/20000

ISO-ASH MAP OF NO. 2&1 SEAM (D.B.)



DRAWN BY HITSU MINING CO., LTD.

Fig. 11-3

ISO-ASH MAP OF NO. 3 SEAM (D.B.)

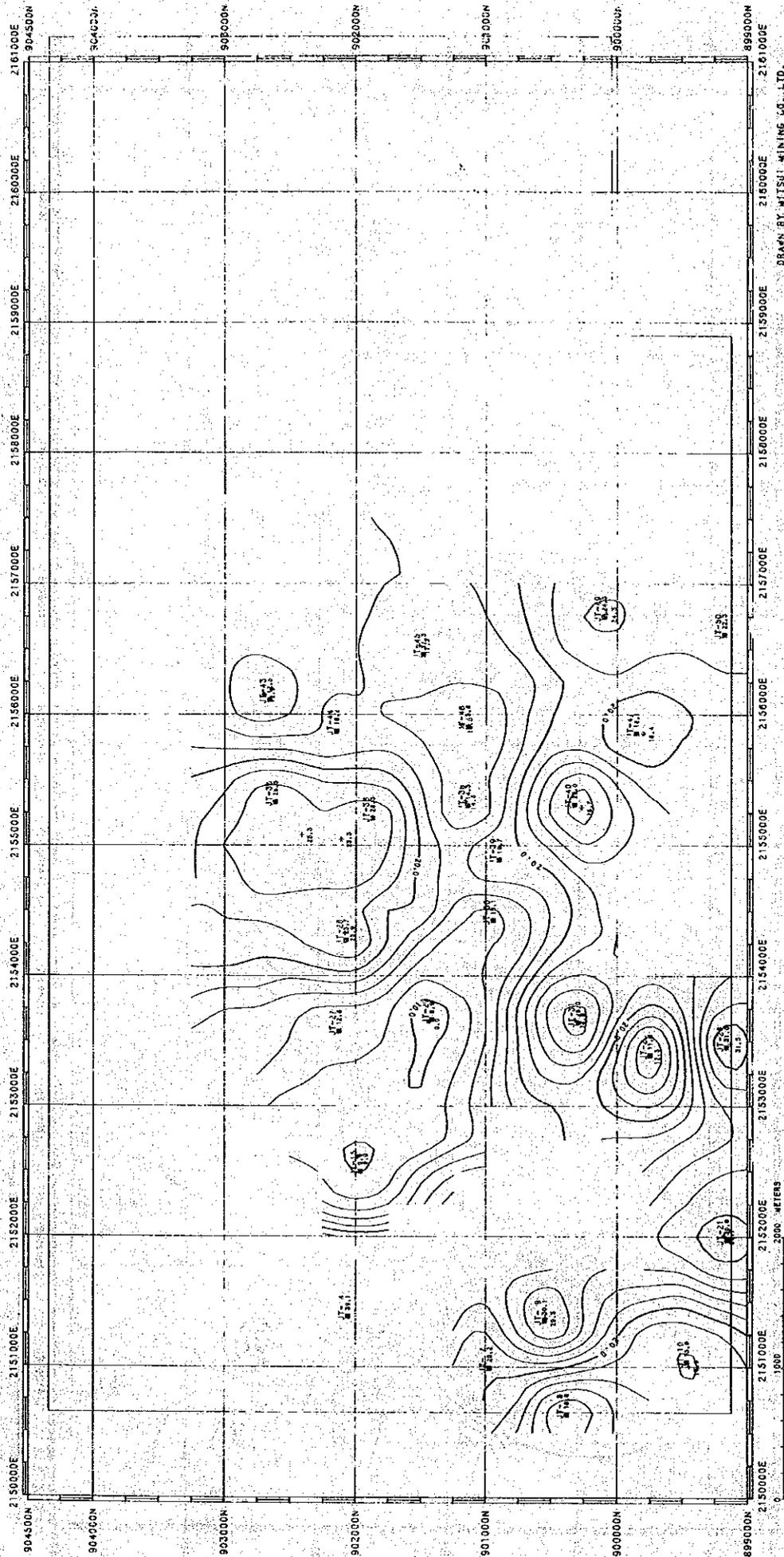


Fig. 11-4

ISO-AASH MAP OF NO. 5 SEAM (D.B.)

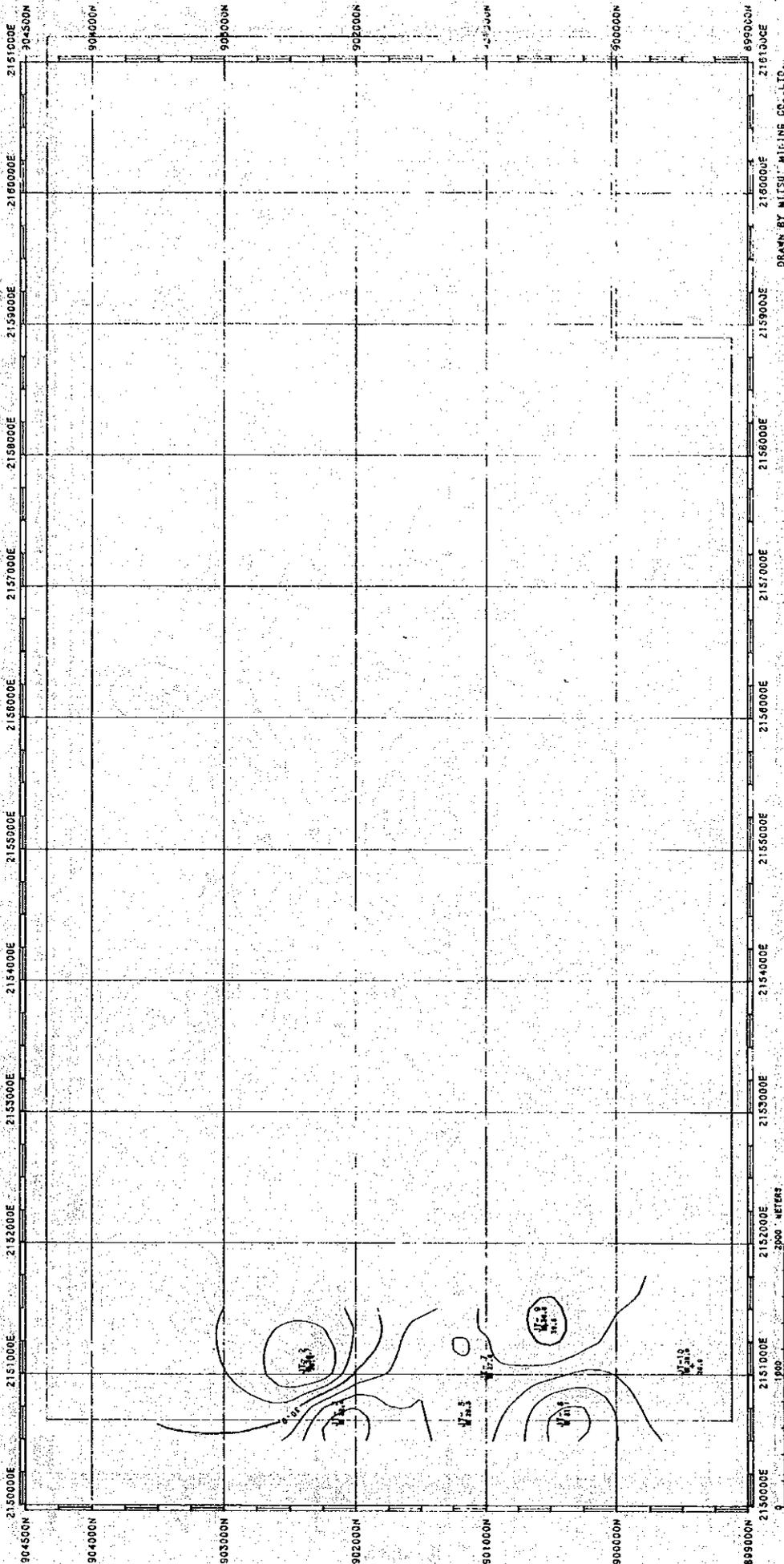


Fig. 11-5

ISO-CALORIFIC V. MAP OF NO.1 SEAM (D.B.)

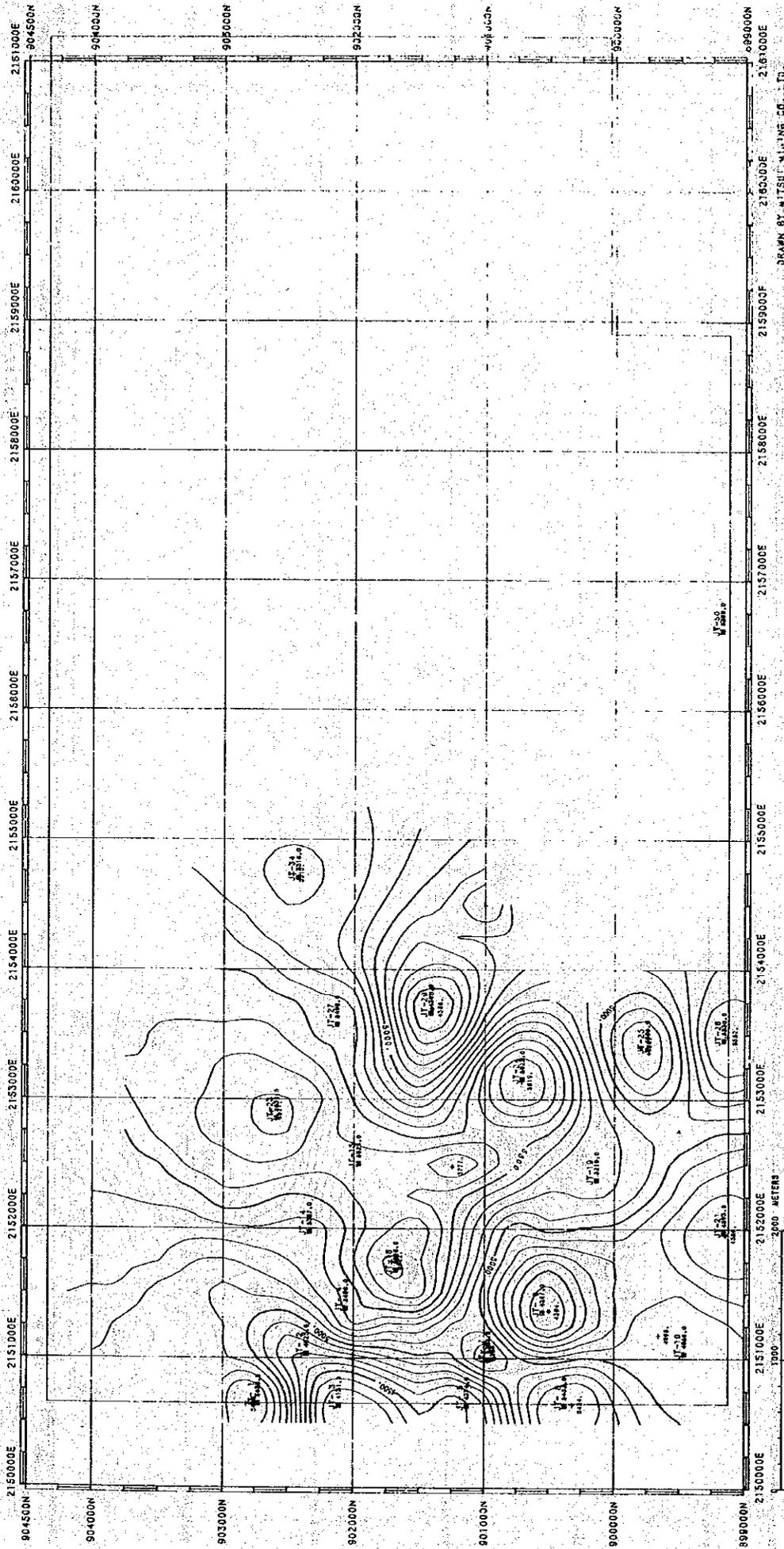


Fig. 12 - 1

ISO-CALORIFIC V. MAP OF NO. 2 SEAM (D. B.)

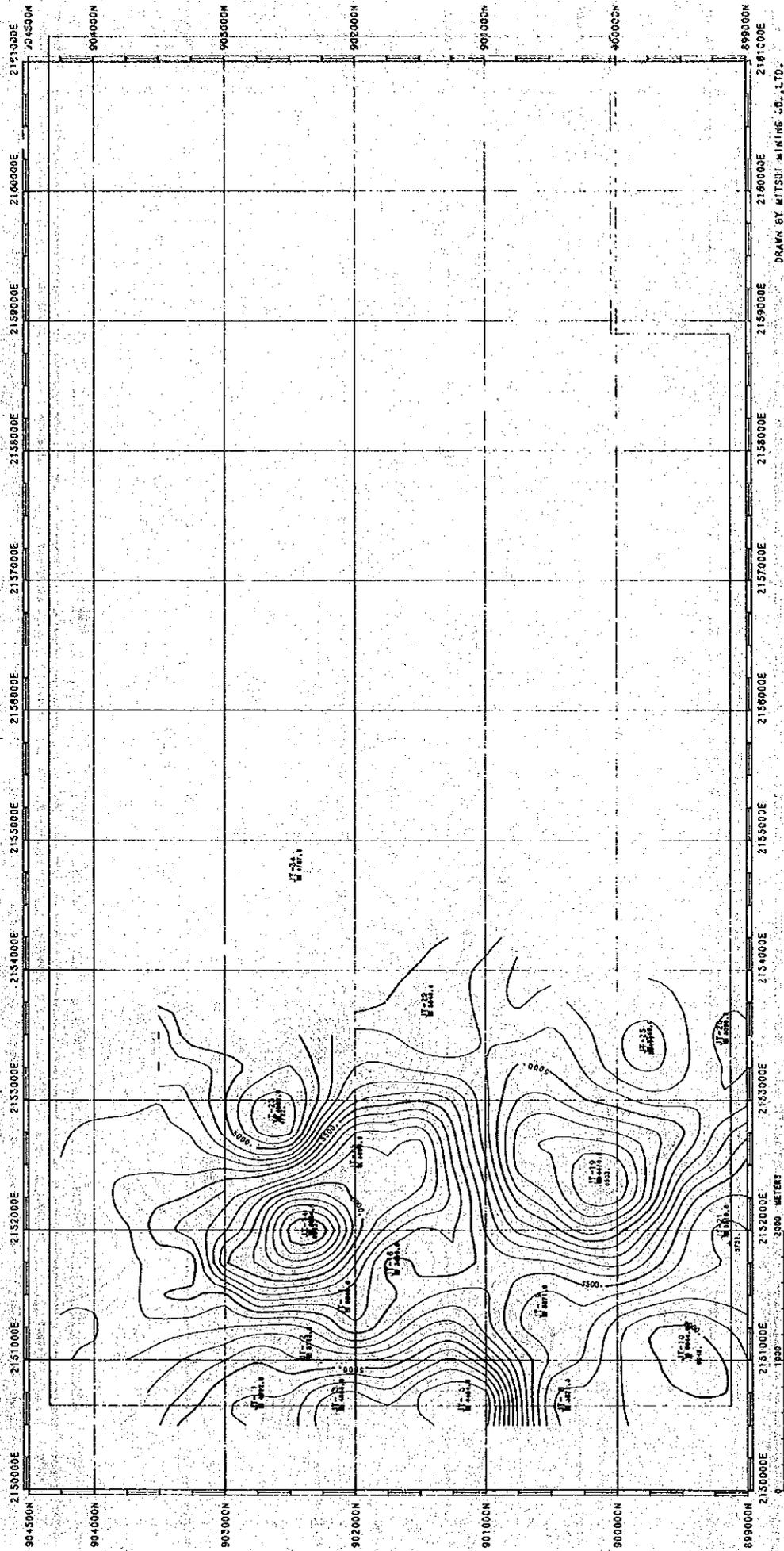


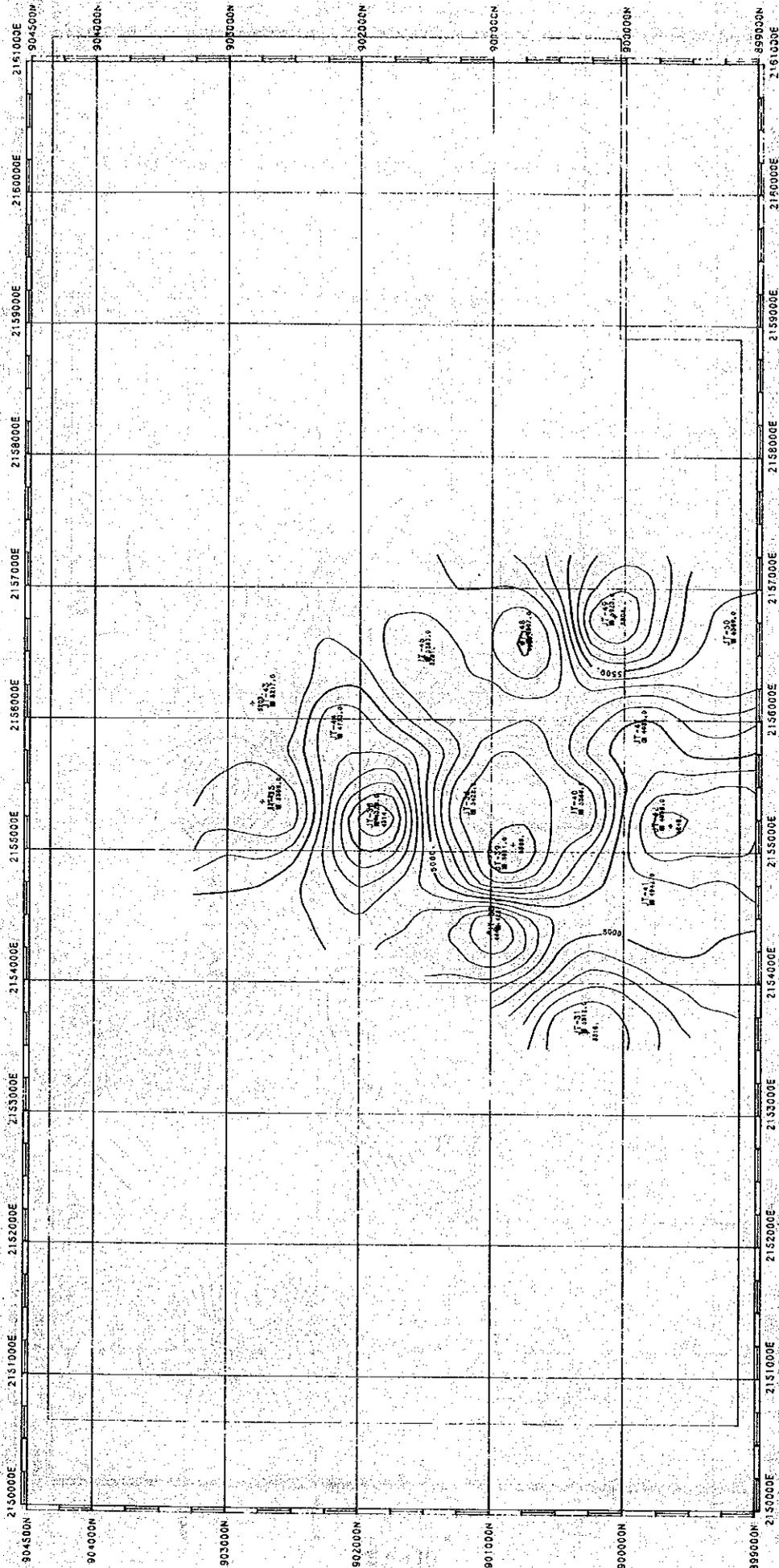
FIG. 12-2

DRAWN BY MITSUI MINING CO., LTD.

CONTAINS IN 4500
MIN. 4500
MAX. 1000
INT. 100

SCALE 1/20000

ISO-CALORIFIC V. MAP OF NO. 2&1 SEAM (D.B.)



DRAWN BY MITSUI MINING CO., LTD.

FIG. 12-3

COMPISED IN
 1950
 1951
 1952
 1953
 1954
 1955
 1956
 1957
 1958
 1959
 1960

SCALE 1/25000

ISO-CALORIFIC V. MAP OF NO. 3 SEAM (D.B.)

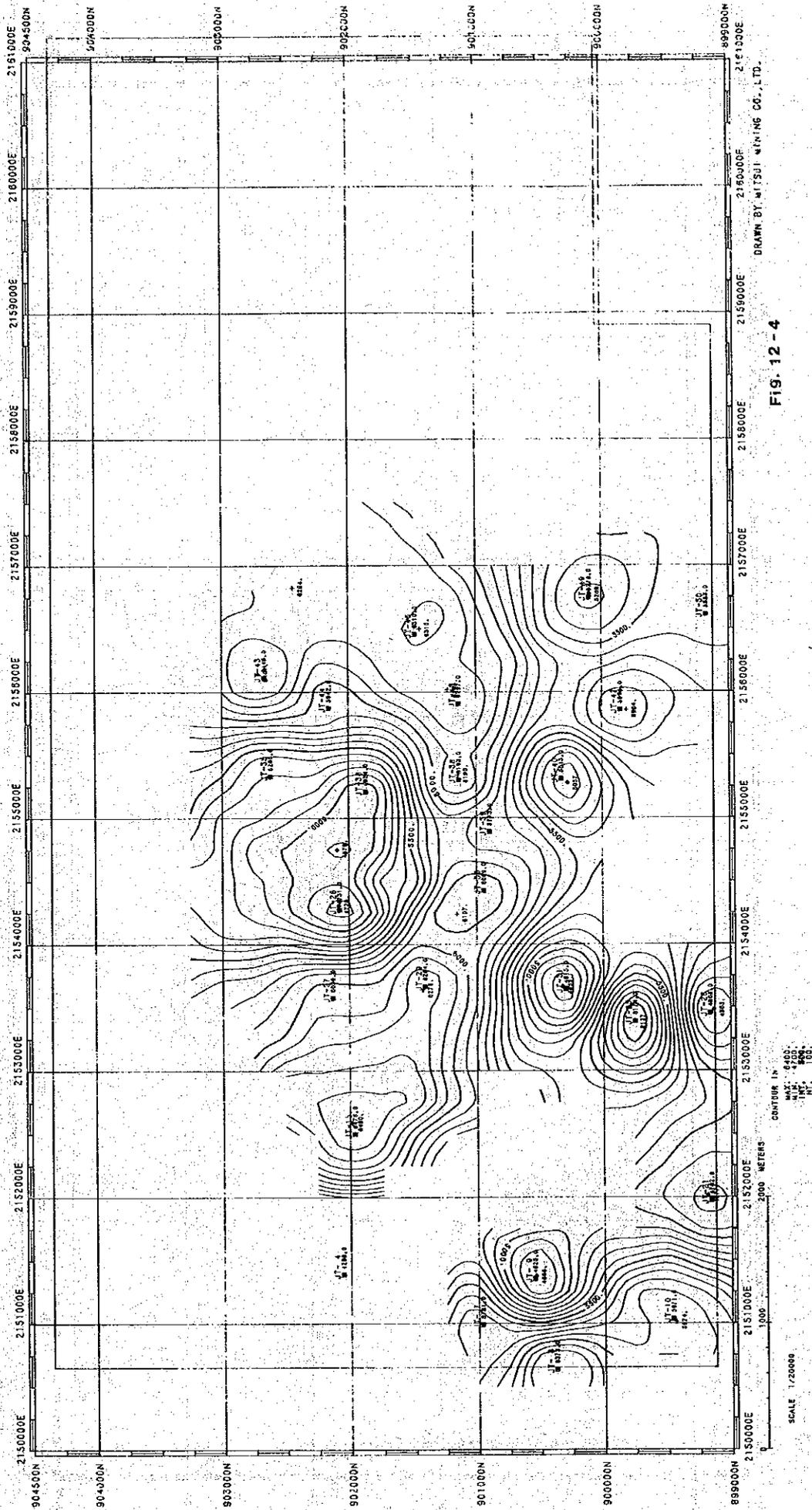


FIG. 12-4

ISO-CALORIFIC V. MAP OF NO. 5 SEAM (D.B.)

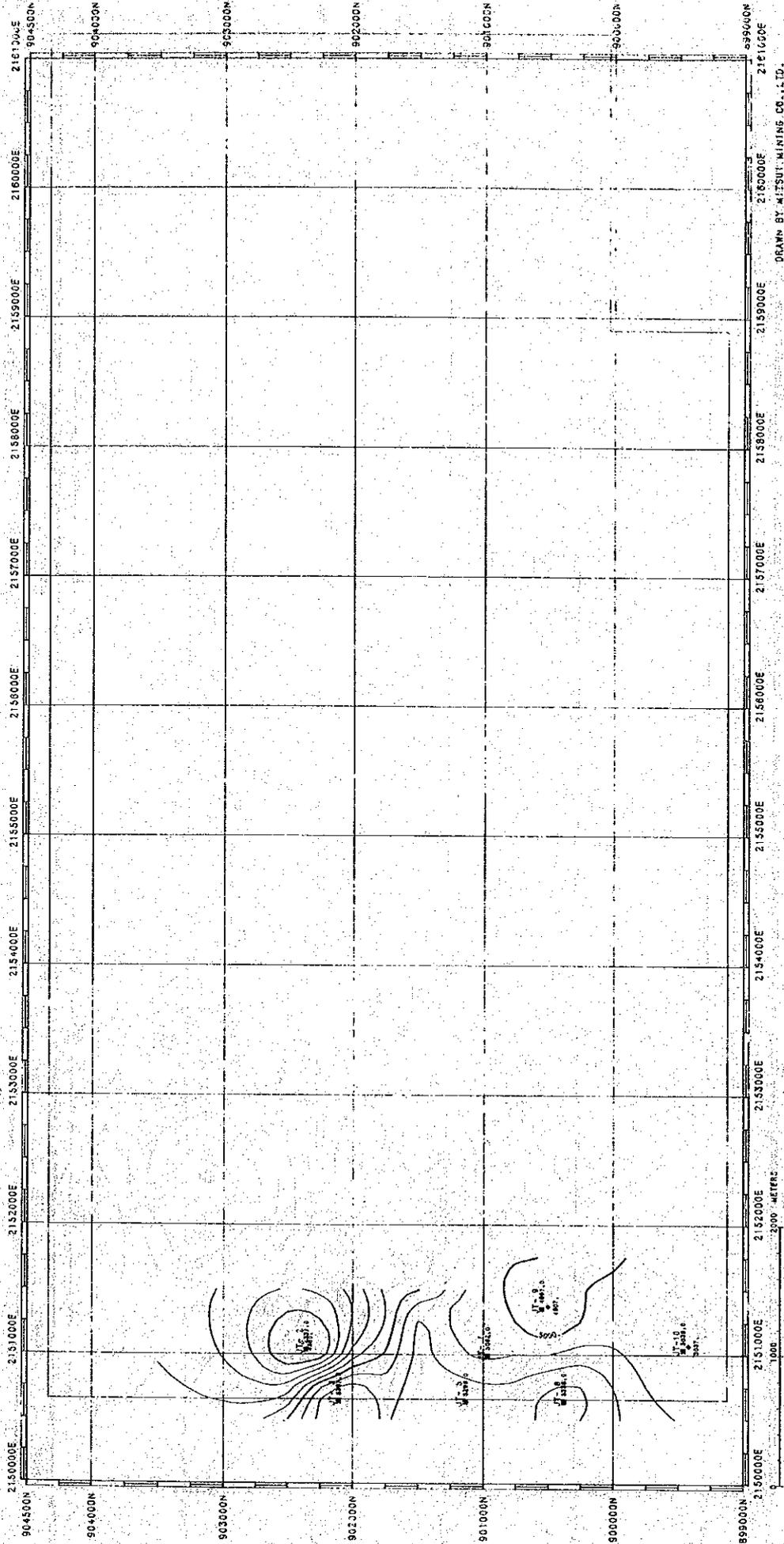


FIG. 12-5

DRAWN BY MITSUI MINING CO., LTD.

ISO-TOTAL SULFUR MAP OF NO. 1 SEAM (D.B.)

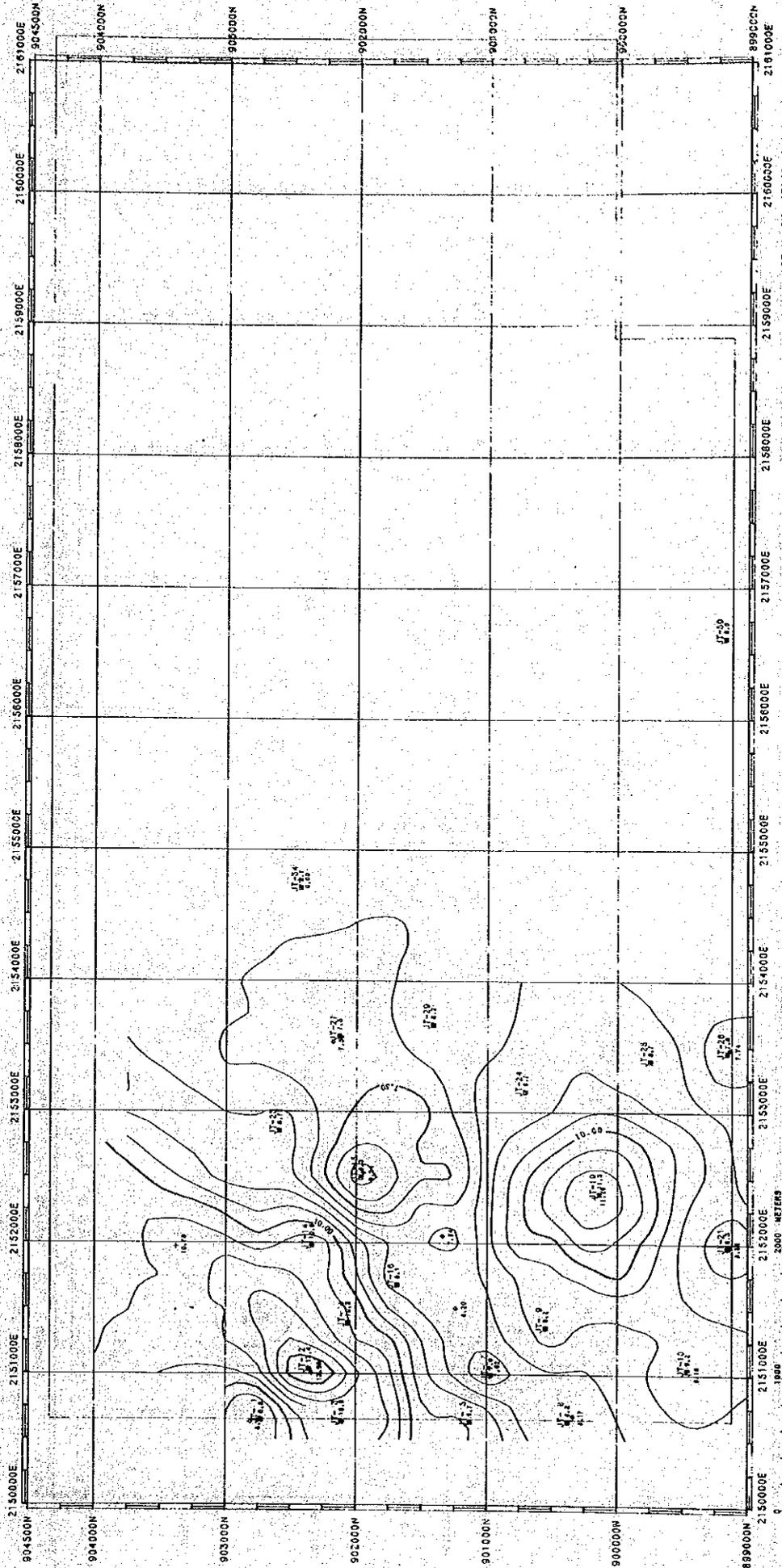


FIG. 13-1

DRAWN BY MITSUBI MINING CO., LTD.

ISO-TOTAL SULFUR MAP OF NO. 2 SEAM (D.B.)

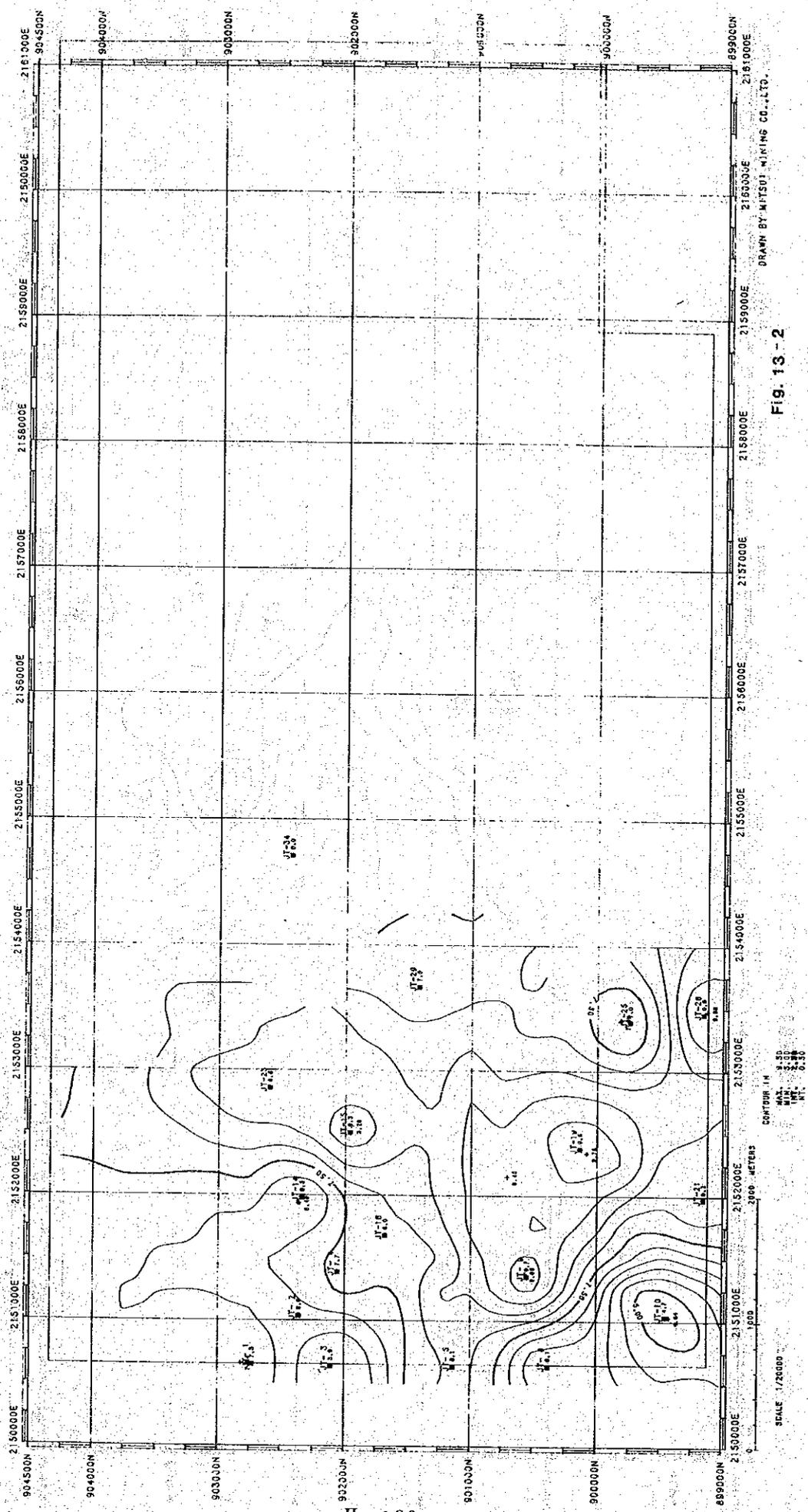


Fig. 13-2

ISO-TOTAL SULFUR MAP OF NO. 2&1 SEAM (D.B.)

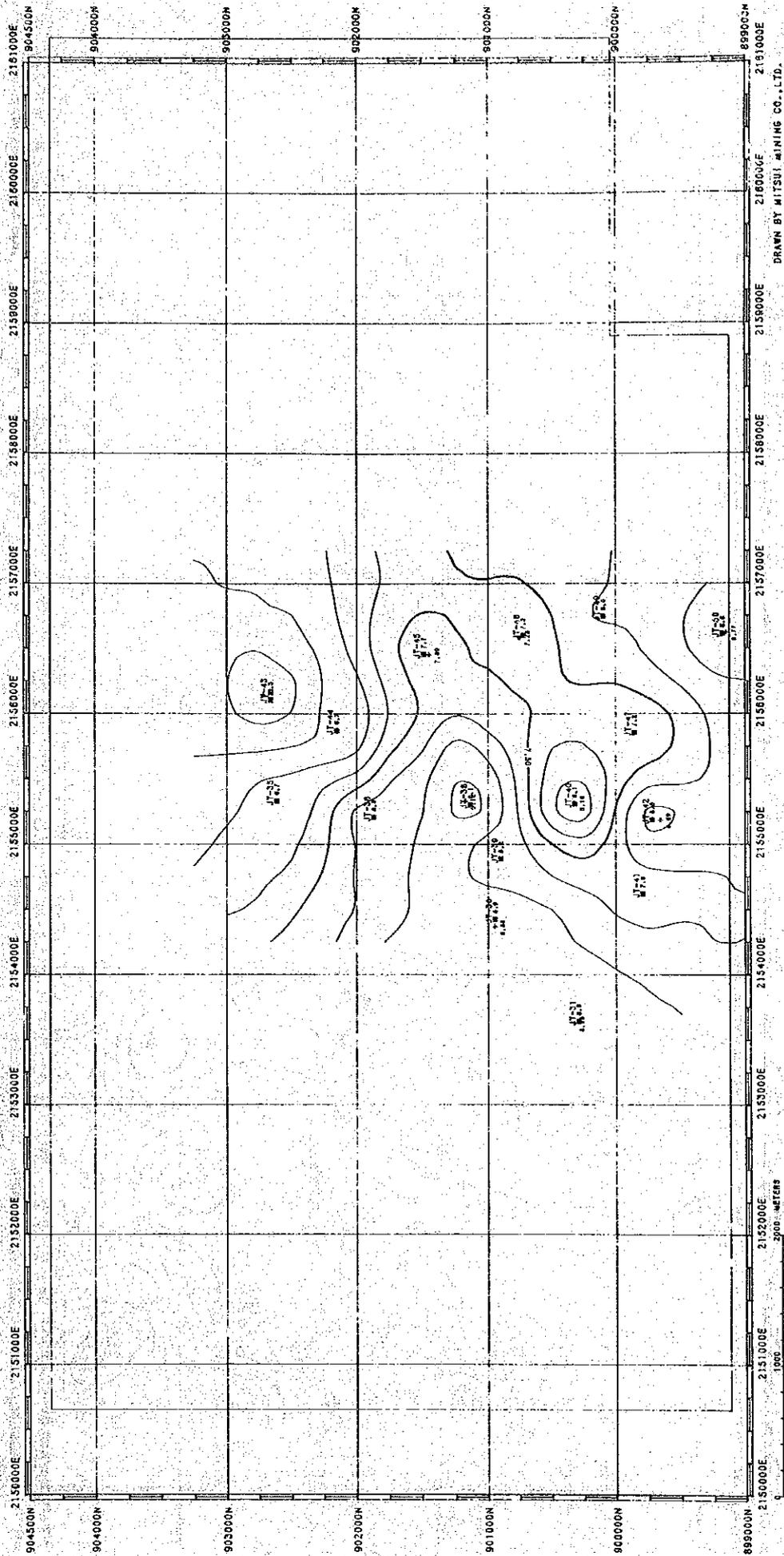
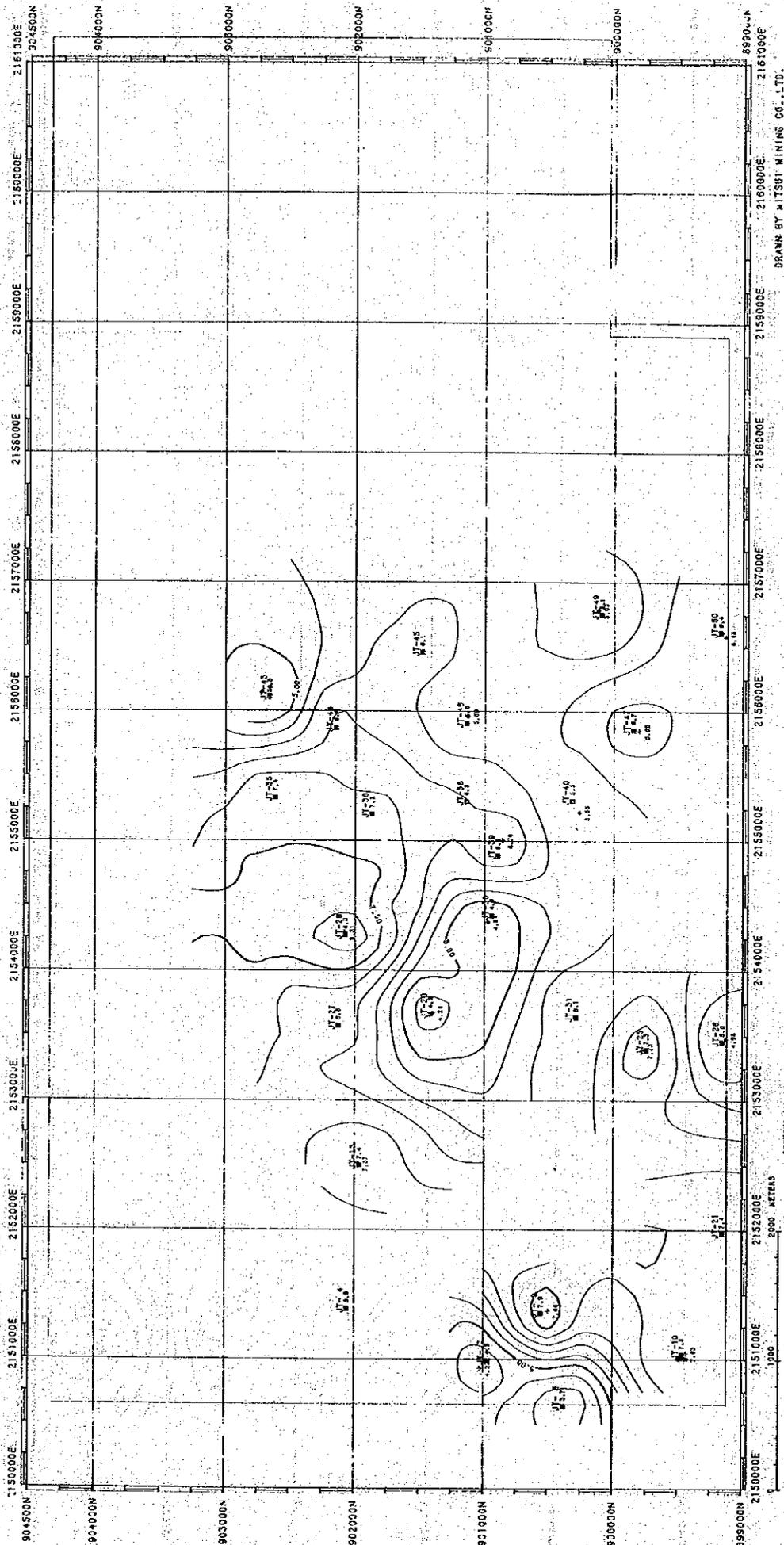


Fig. 13-3

DRAWN BY MITSUI MINING CO., LTD.

ISO-TOTAL SULFUR MAP OF NO. 3 SEAM (D.B.)



DRAWN BY MITSUBI MITSUBI CO., LTD.

FIG. 13-4

CONTOUR IN
 MAX 2.25
 MIN 0.00
 INT. 0.25

2000 METERS

SCALE 1/20000

ISO-TOTAL SULFUR MAP OF NO. 5 SEAM (D.B.)

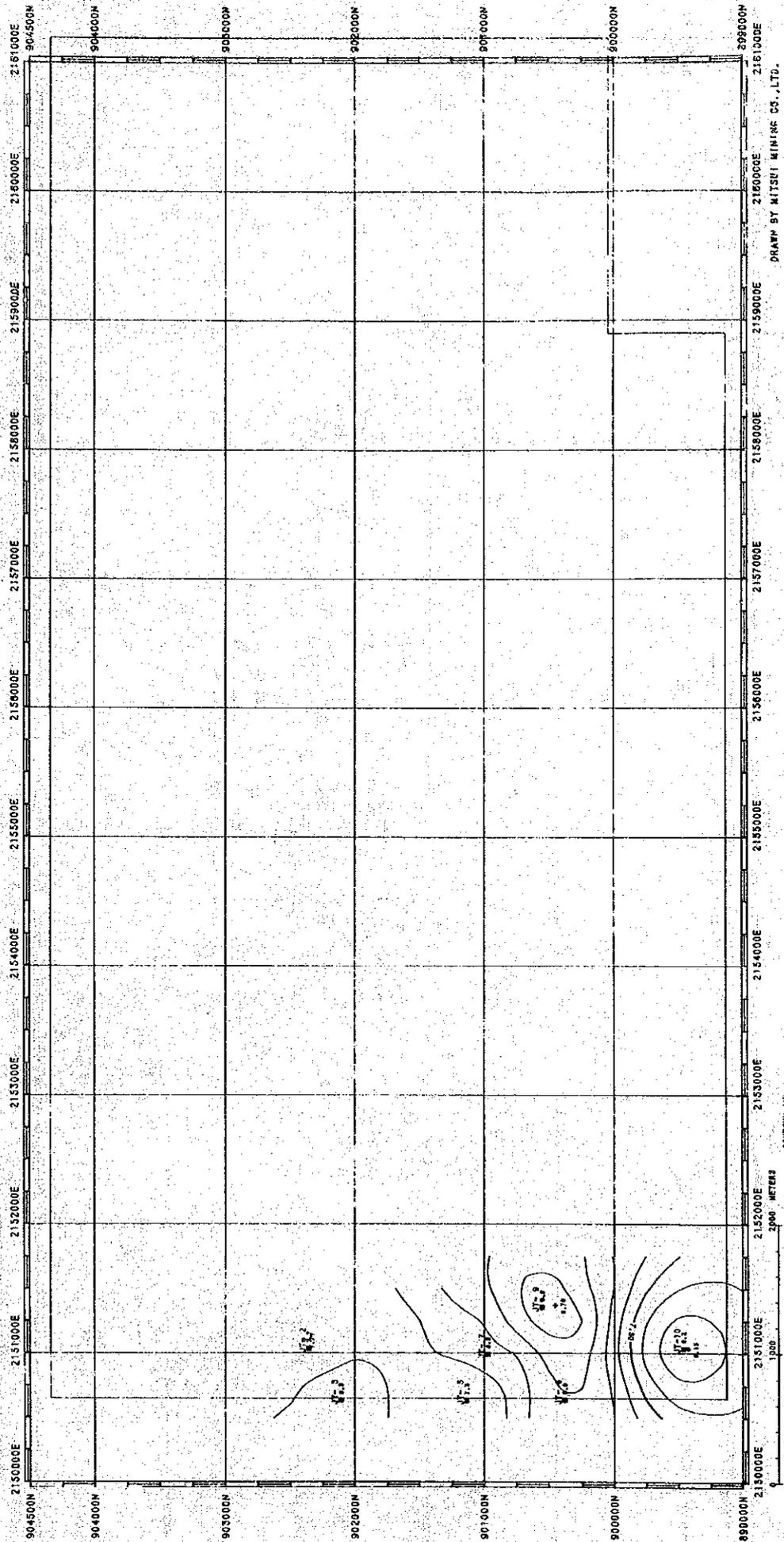


FIG. 13-5

ISOPACH MAP OF NO. 2 SEAM (O/C)

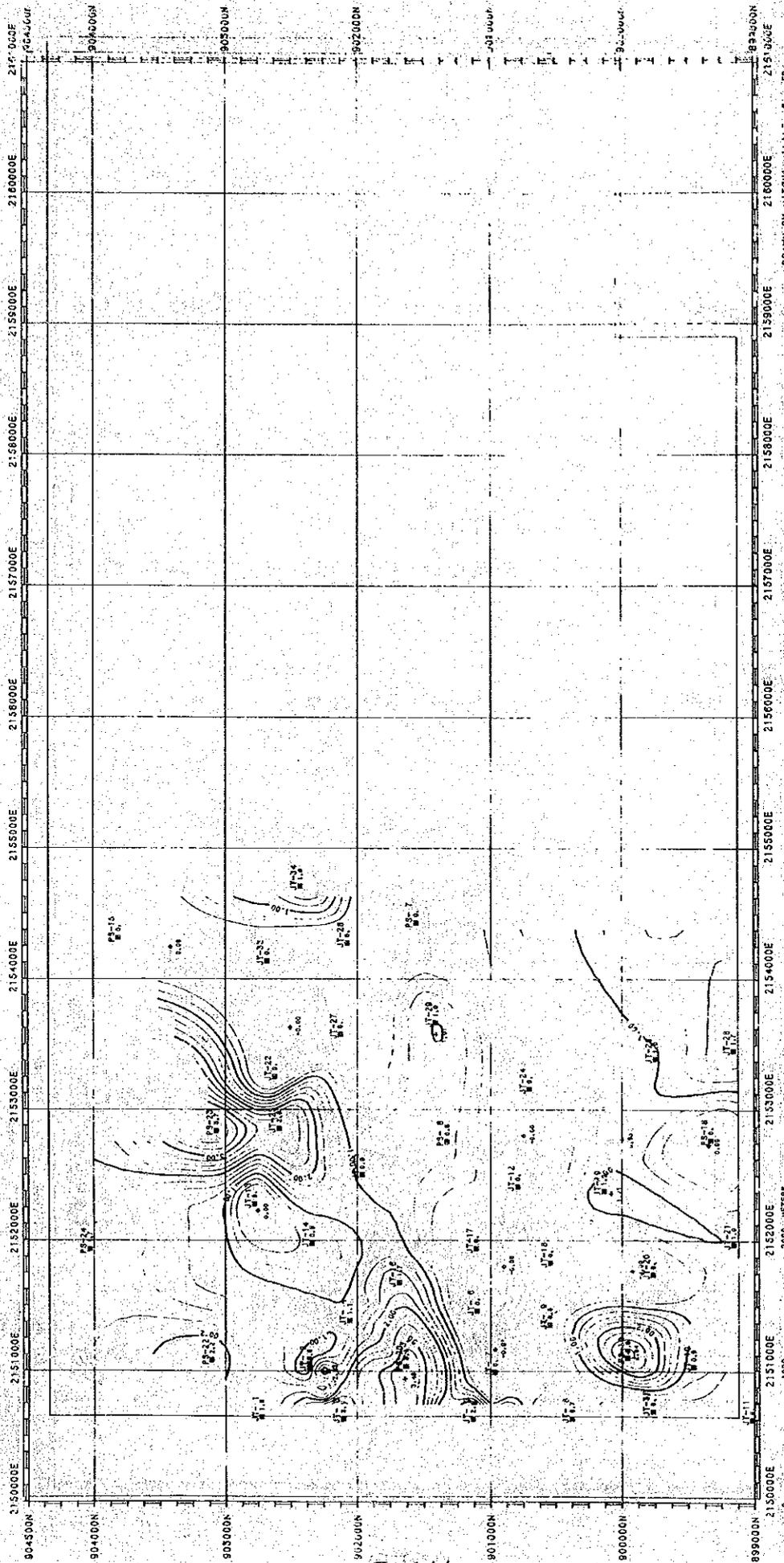


Fig. 15-2

DRAWN BY MITSUI MINING CO., LTD.

ISOPACH MAP OF NO. 2&1 SEAM(U/C)

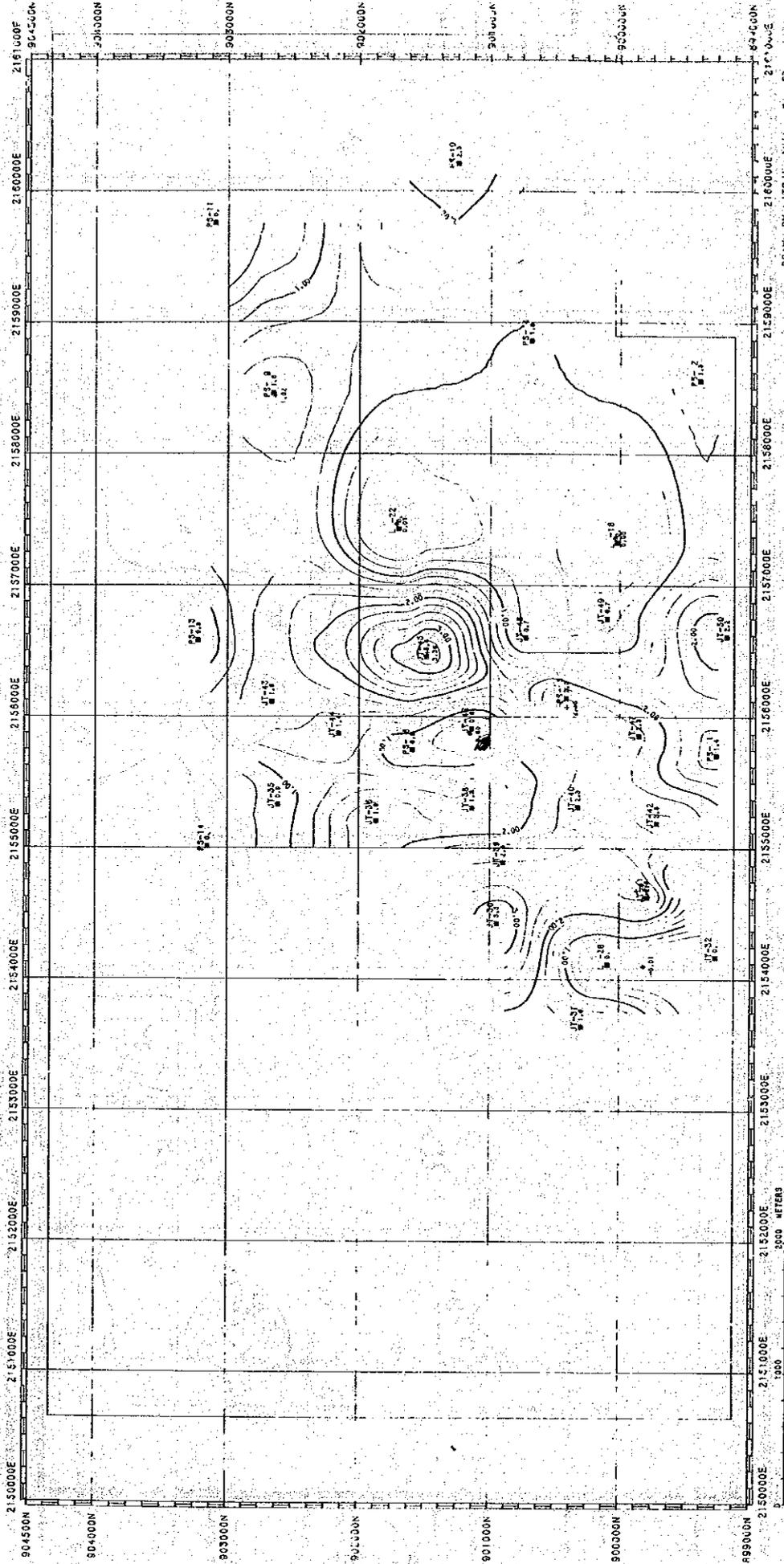
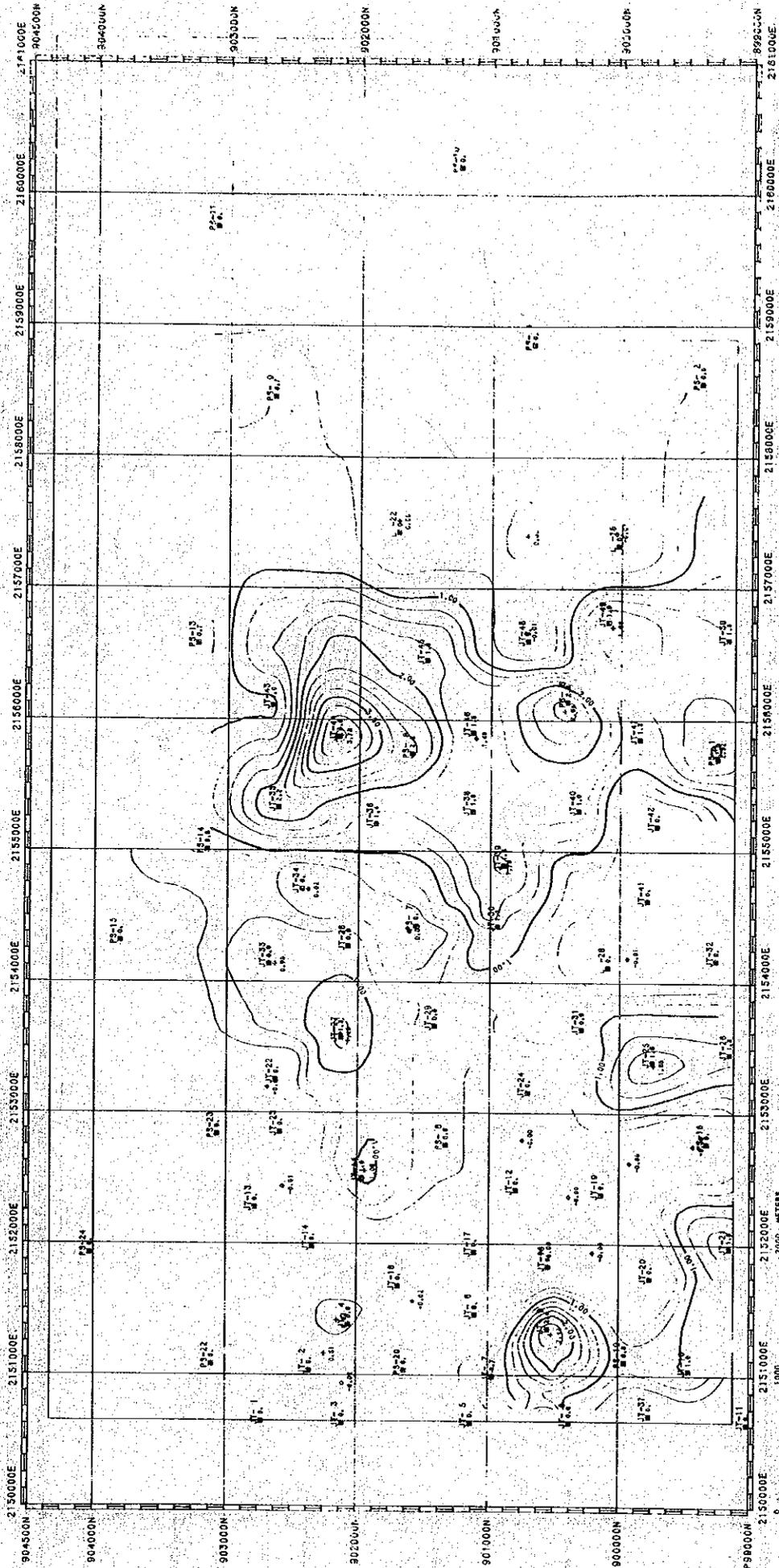


Fig. 15-3

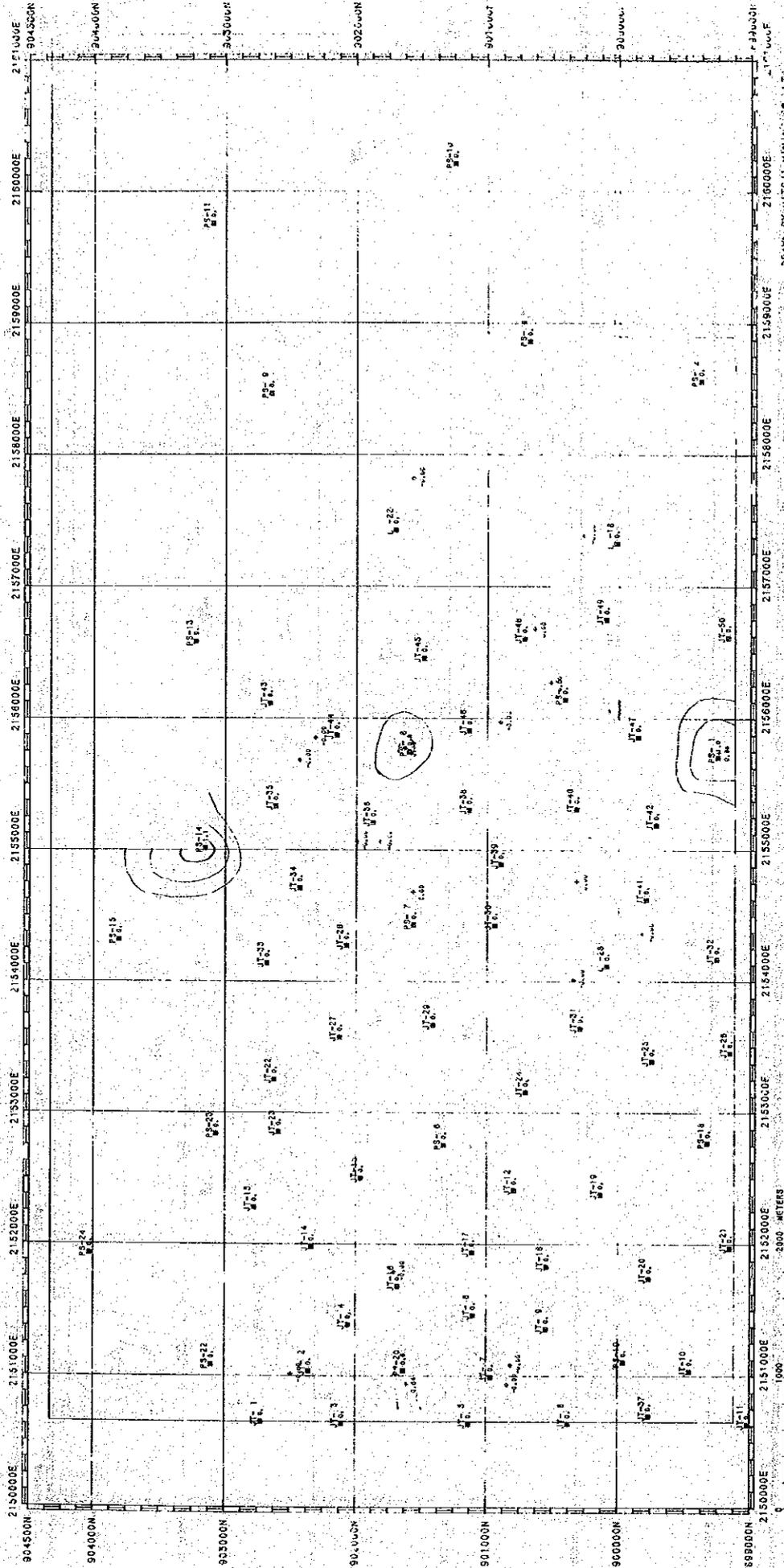
ISOPACH MAP OF NO. 3 SEAM (O/C)



DRAWN BY MITSUI MINING CO., LTD.

FIG. 15-4

ISOPACH MAP OF NO. 4 SEAM (O/C)



DRAWN BY MITRAI MINING CO., LTD.

Fig. 15-5

ISOPACH MAP OF NO. 5 SEAM (O/C)

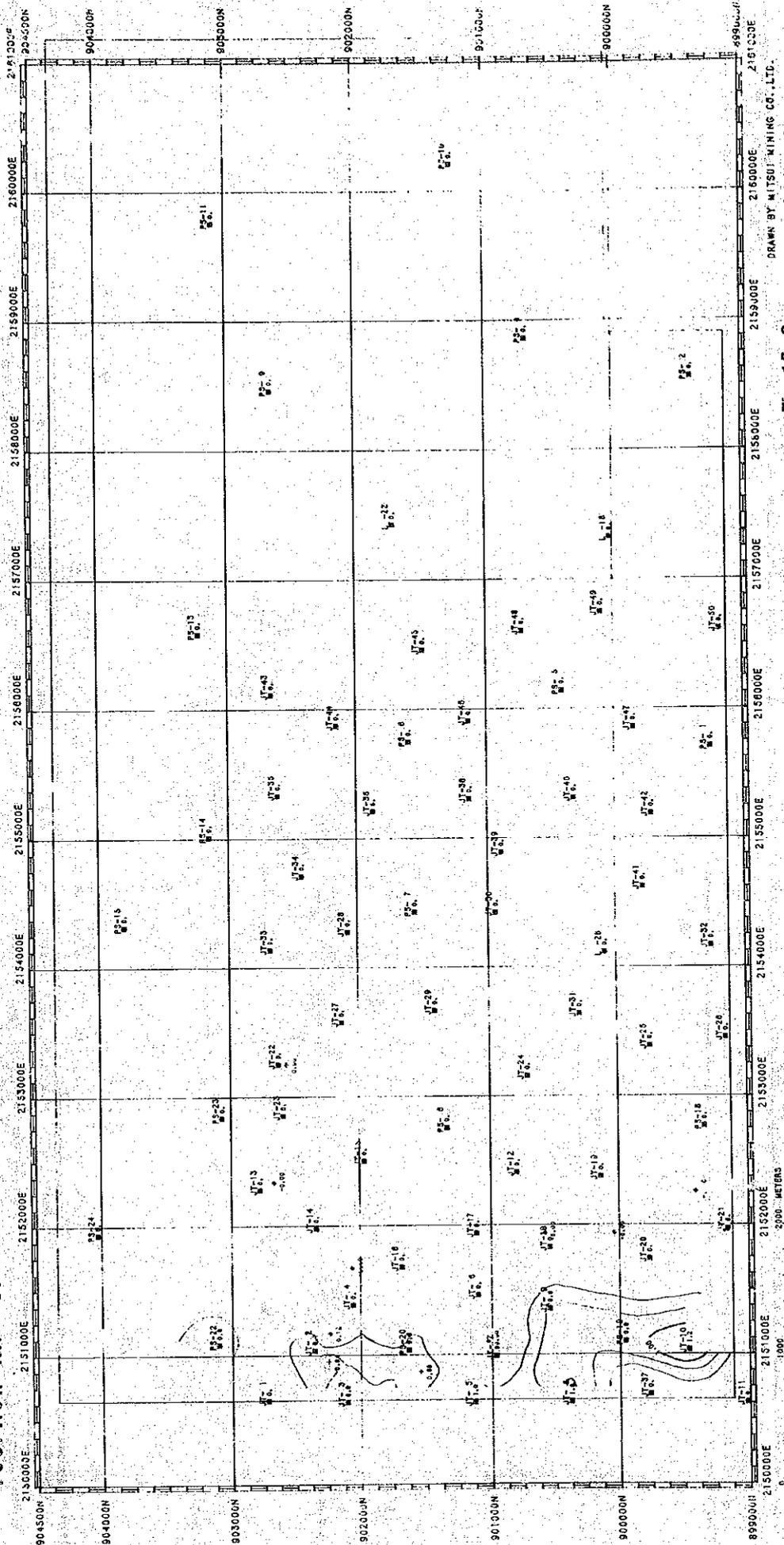


Fig. 15-6

DRAWN BY MITSUBISHI MINING CO., LTD.

CONTOUR IN METERS
 MAX. 1.00
 MIN. 0.00
 INT. 0.25

SCALE 1/20000

STRIP RATIO CONTOUR MAP

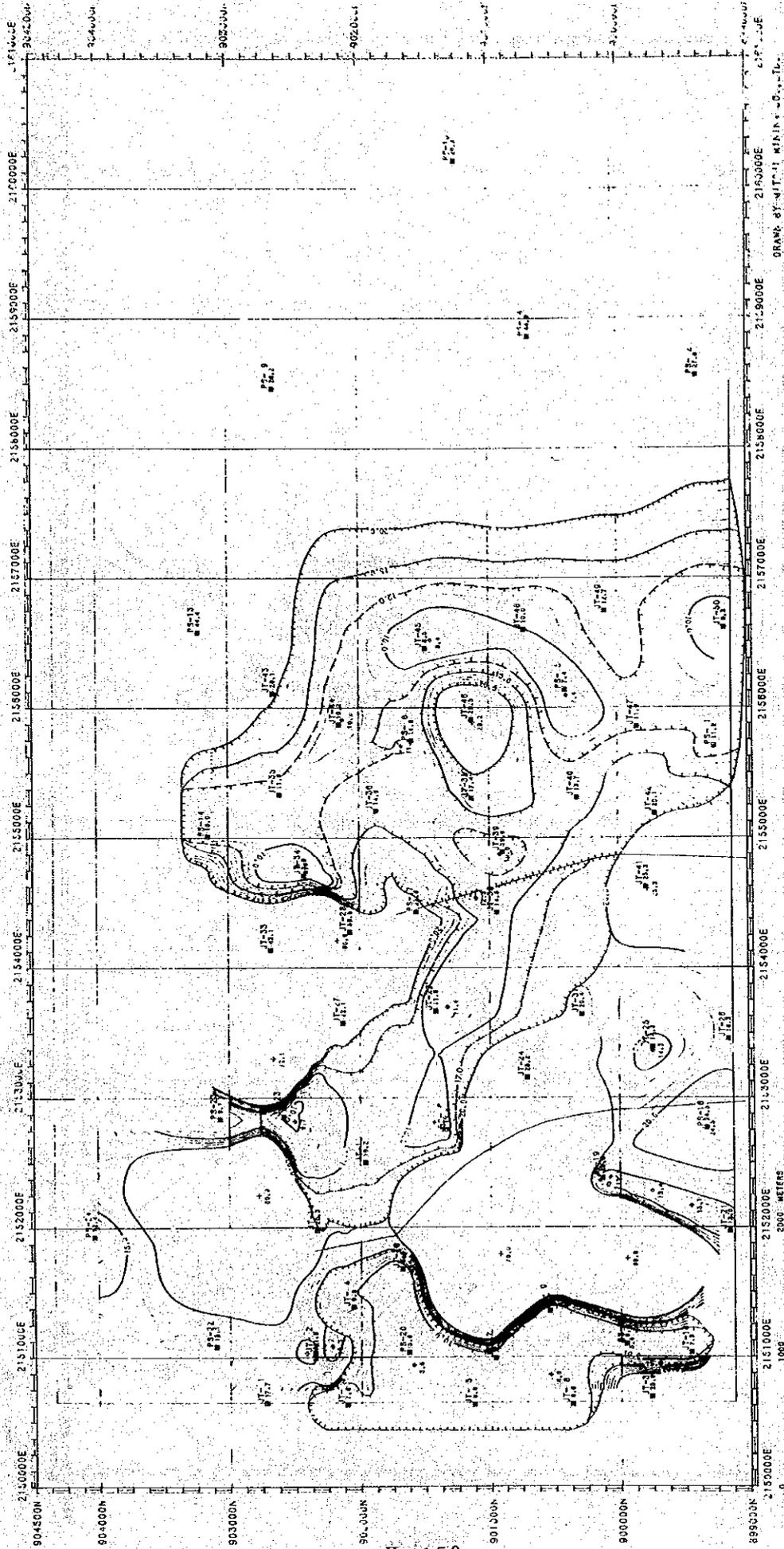


Fig. 16

ISOPACH MAP OF NO. 2&1 SEAM (U/G)

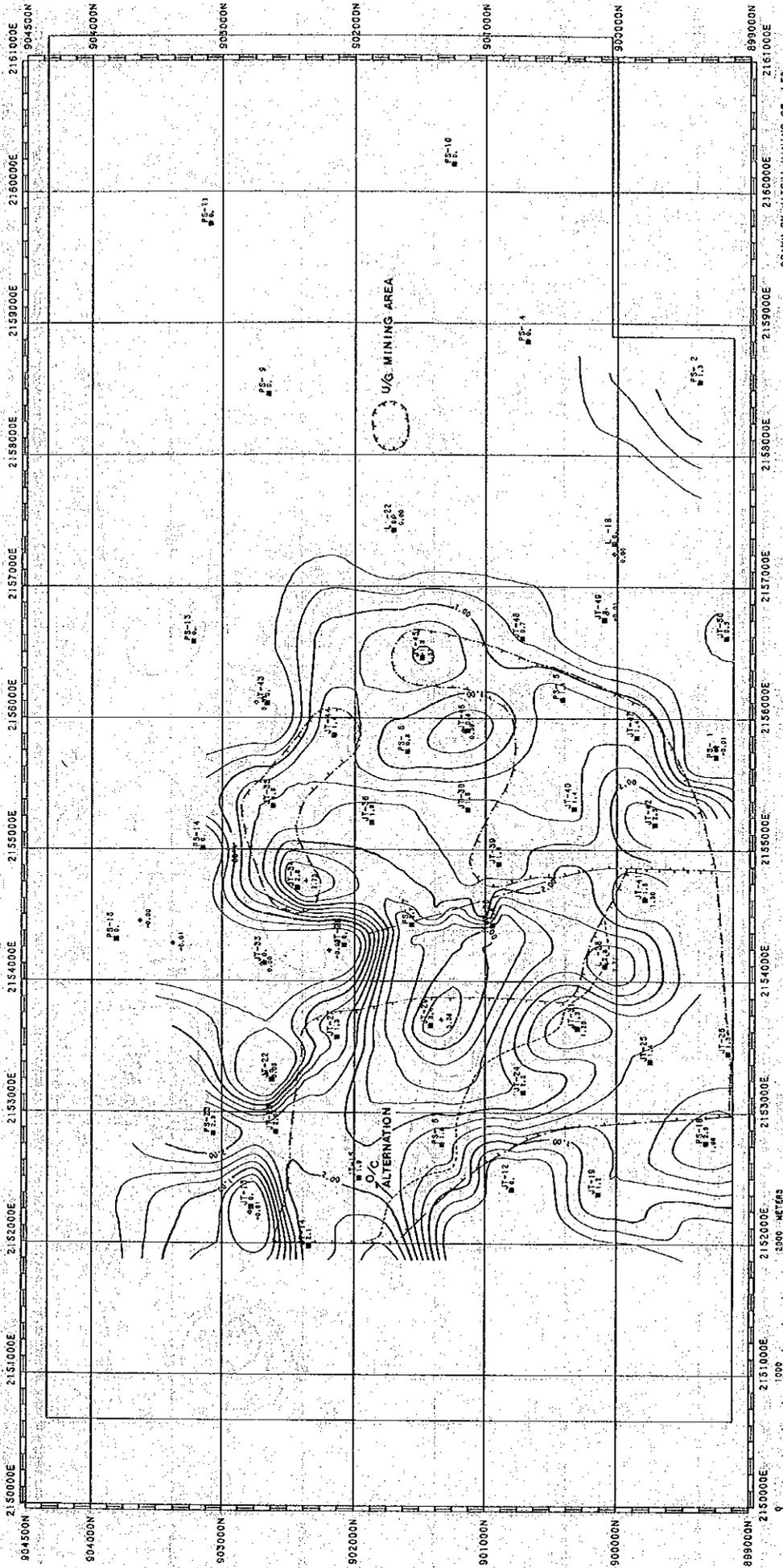


FIG. 17 - 1

DRAWN BY MITSUJI MINING CO., LTD.

ISOPACH MAP OF NO. 3 SEAM (U/G)

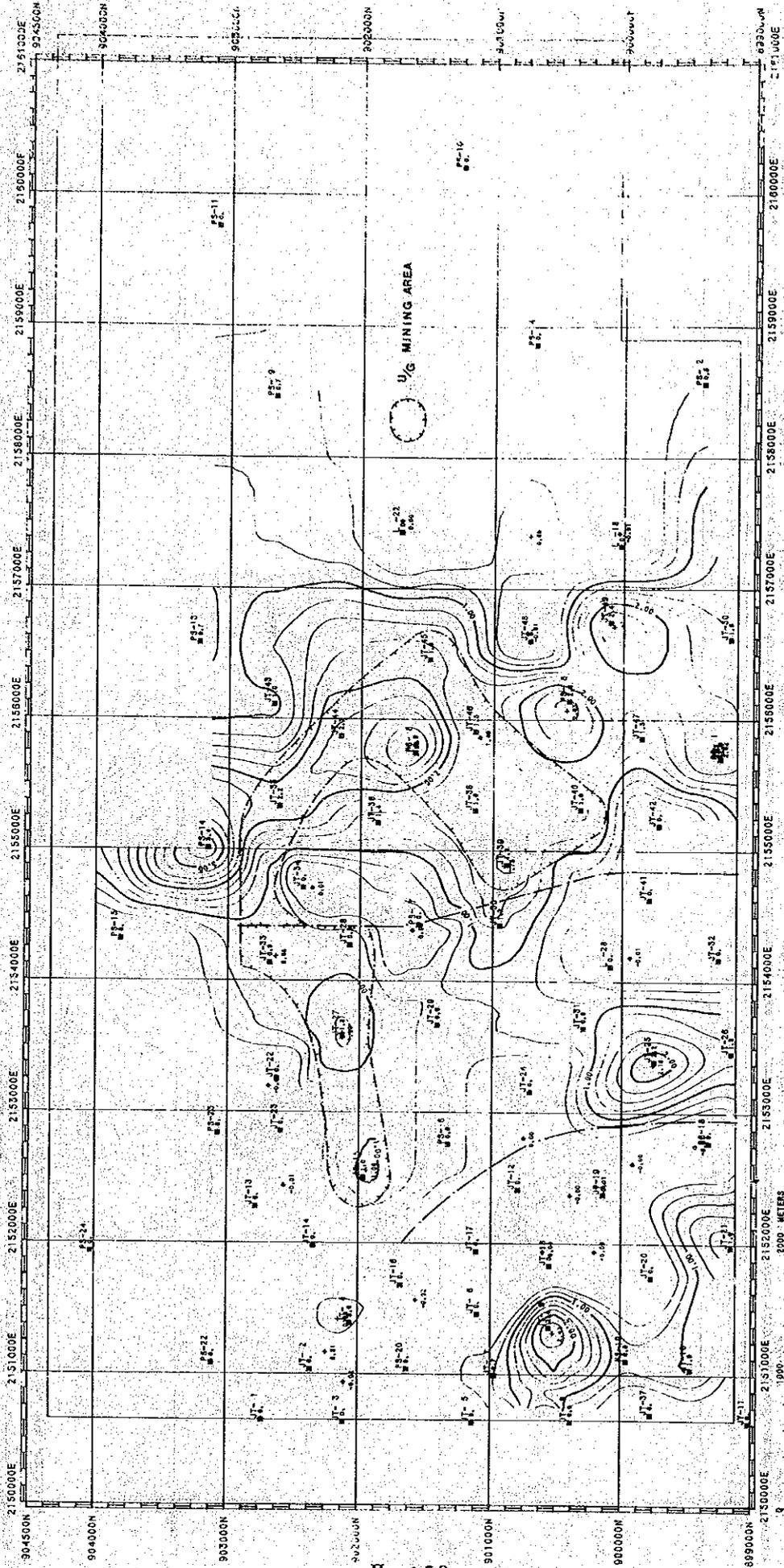


FIG. 17-2

DRAWN BY MITSUBI MINING CO., LTD.

FLOOR DEPTH CONTOUR MAP OF NO. 1 SEAM

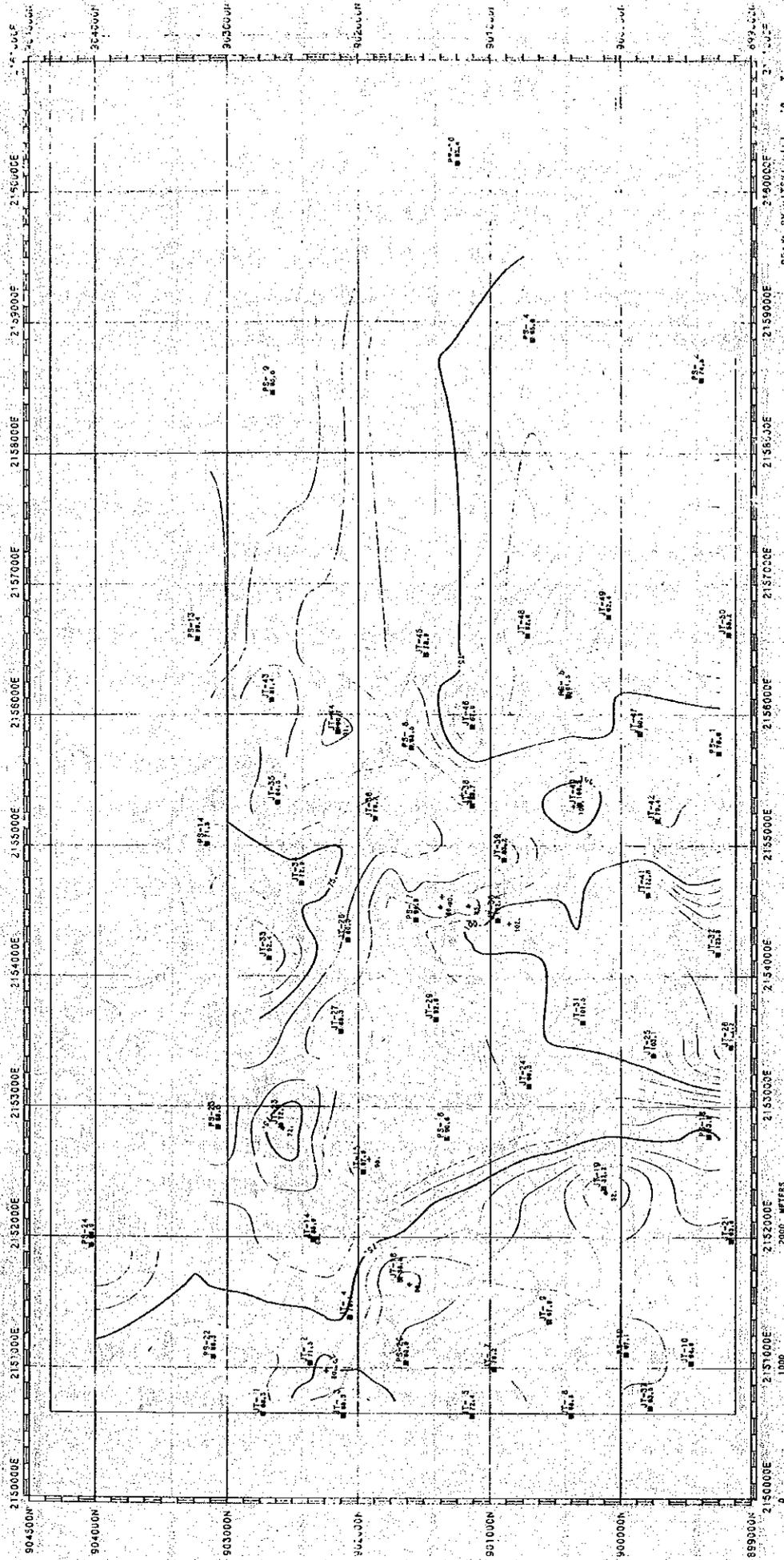
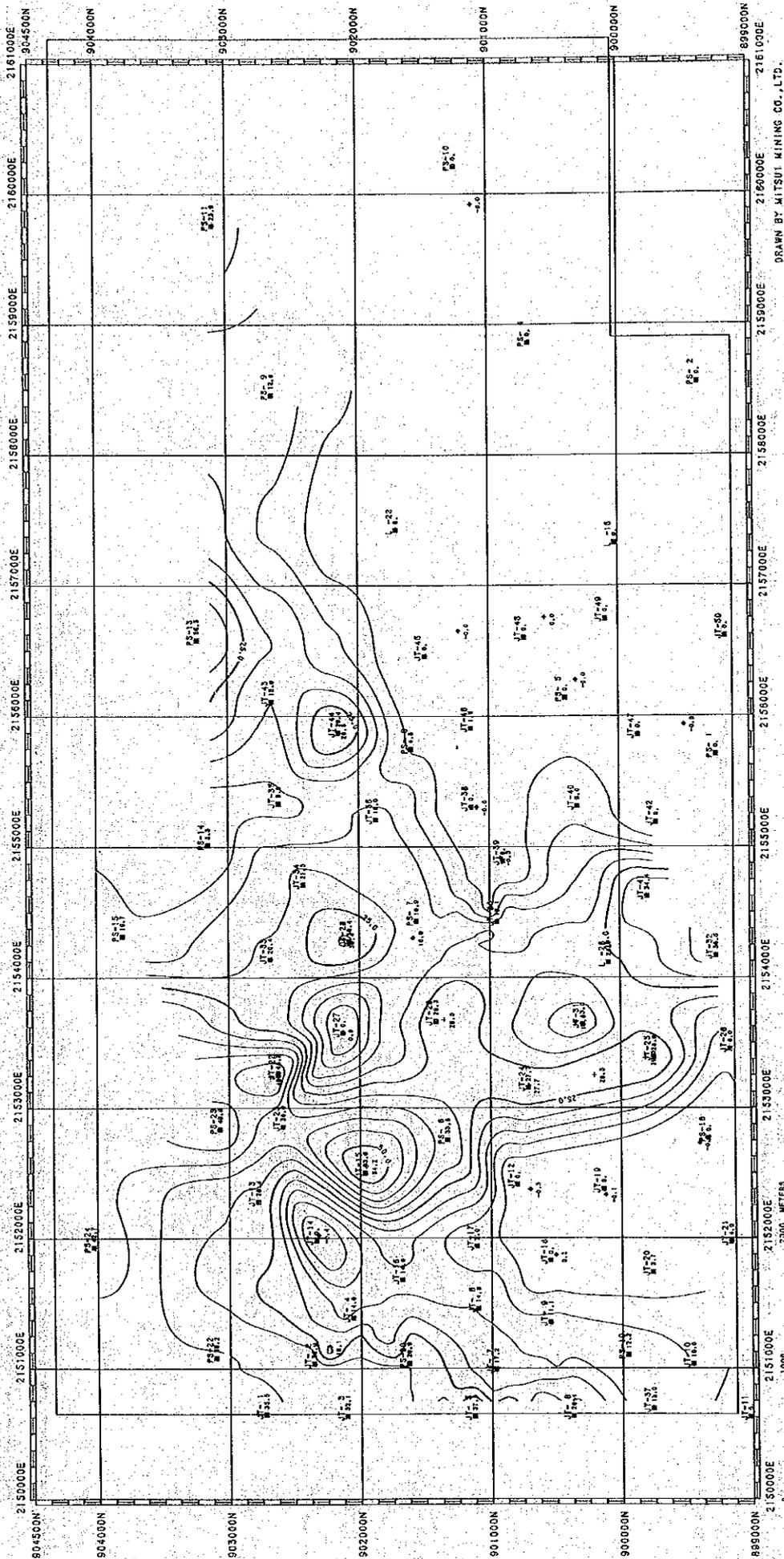


Fig. 18

ISOPACH MAP OF LAKI LIMESTONE



DRAWN BY MITSUI MINING CO., LTD.

Fig. 19