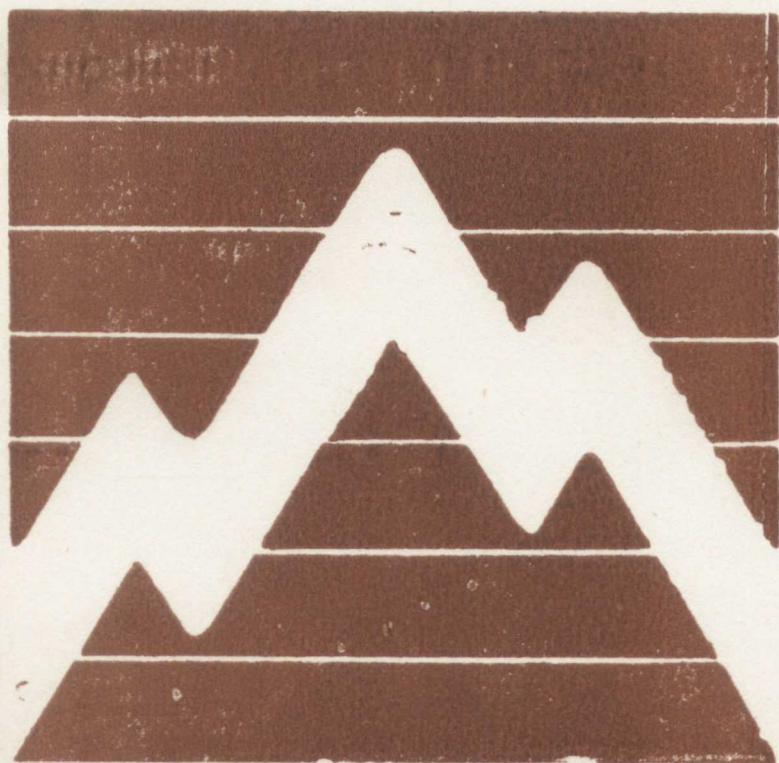


С. А. ИЛЬИН

ТЕХНОЛОГИЯ
ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ
НАГОРНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ



Москва — 1994

ГОСУДАРСТВЕННЫЙ КОМИТЕТ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ ПО ВЫСШЕМУ
ОБРАЗОВАНИЮ

МОСКОВСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

С.А.Ильин

ТЕХНОЛОГИЯ
ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ НАГОРНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
(часть IV)

Учебное пособие
для студентов специальности 09.05 по
дисциплине "Технология и комплексная
механизация открытых горных работ"

Москва 1995

УДК 622.271

Ильин С.А. Технология открытой разработки нагорных месторождений (часть IV). Учебное пособие.- М.: МГТУ, 1994.- 67 с.

Рассмотрена технология открытой разработки нагорных месторождений косогорного типа. Проанализированы особенности их разработки, предложена классификация используемых технологических комплексов, обобщен опыт применения комплексов на карьерах, обрабатывающих месторождения данного типа. Исследован порядок отработки месторождения.

Илл. 19, табл. I, список лит. 28 назв.

© Московский государственный
горный университет, 1995

В предыдущей, третьей части учебного пособия рассмотрена технология открытой разработки месторождений типа "гора-залежь". Предлагаемый выпуск посвящен разработке других нагорных месторождений, широко распространенных в природе, - месторождений косогорного типа, у которых карьерное поле с залежью и вмещающими породами целиком или частично расположено на склоне горы, а верхний контур карьера не доходит до ее вершины.

Вопросы вскрытия и системы разработки месторождений на косогорах были рассмотрены в начале 60-х годов в трудах Ю.И.Анистратова, Ю.П.Астафьева, В.В.Истомина, Д.С. Джаймагамбетова, после чего длительное время крупные исследования в этой области не проводились. Между тем практика горного дела стала выдвигать здесь новые задачи, на которые теория открытых работ ответа не давала.

Только в конце 80-х годов вновь пробудился интерес к технологическим аспектам открытой разработки месторождений косогорного типа. Часть исследований была выполнена под научным руководством автора.

Так, в 1989 г. аспирант Нгуен-Дык-Бинь защитил диссертацию по обоснованию порядка отработки нагорно-глубинных угольных месторождений в условиях систематического подтопления глубинной части карьерного поля тропическими дождями [23]. В 1991 г. другим аспирантом - А.Д.Аввакумовым была защищена диссертационная работа с исследованием поэтапной разработки рудных месторождений косогорного типа [3]. Основные положения названных диссертаций использованы в данном учебном пособии.

Как и прежние выпуски, предлагаемое пособие рекомендуется не только студентам, но и более широкой аудитории специалистов-горняков, в частности, работникам проектных организаций, а также стажерам из стран с гористым рельефом.

5. ТЕХНОЛОГИЯ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КОСОГОРНОГО ТИПА

5.1. Общие положения

По предложенной в п.1.4 [12] классификации нагорных месторождений, разрабатываемых открытым способом, к месторождениям косогорного типа отнесены те, у которых верхний контур карьерного поля не доходит до вершины горы. При этом дно карьера в конечном его положении может быть как выше, так и ниже господствующего уровня земной поверхности; соответственно выделяются высотные и высотно-глубинные косогорные месторождения (рис. 5.1).

В отличие от месторождений типа "гора-залежь" толща полезных ископаемых составляет здесь лишь часть карьерного поля. Большинство месторождений косогорного типа являются рудными, реже на косогоре расположены карьеры стройматериалов и угольные.

В России и странах СНГ есть немало косогорных месторождений: апатитовое Расвумчорр-Цирк (Хибины), Тырнаузское вольфрамо-молибденовое, Дашкесанское железорудное (Северный Кавказ), Каджаранское медно-молибденовое (Закавказье), меднорудное Сары-Чеку, Кутессайское полиметаллическое, угольное Кара-Киче, золоторудное Кумтор (все - Тянь-Шань и др. В странах дальнего зарубежья месторождения косогорного типа также встречаются довольно часто. В качестве примеров можно назвать: железорудные месторождения Маркесадо (Испания) и Сейяли (Мавритания), угольное Тан-Фын (Китай), меднорудные Филекс (Филиппины), Шагура-Нор (Алжир), Куахоне (Перу) и Пангуна (Папуа-Новая Гвинея), золоторудное Эль-Индио (Чили).

Открытая разработка месторождений рассматриваемого типа имеет ряд особенностей:

- при угле наклона косогора φ более $12-15^\circ$ и использовании традиционной транспортной технологии отработку месторождения приходится начинать от верхнего контура, двигаясь вниз по направлению к залежи полезного ископаемого; до начала добычных работ необходимо удалить объем т.н. "нависающей" горно-капитальной вскрыши V_H (рис. 5.1), в значительной величине этого объема состоит главная трудность разработки месторождений косогорного типа;

- при отработке высотной части карьерного поля есть возмож-

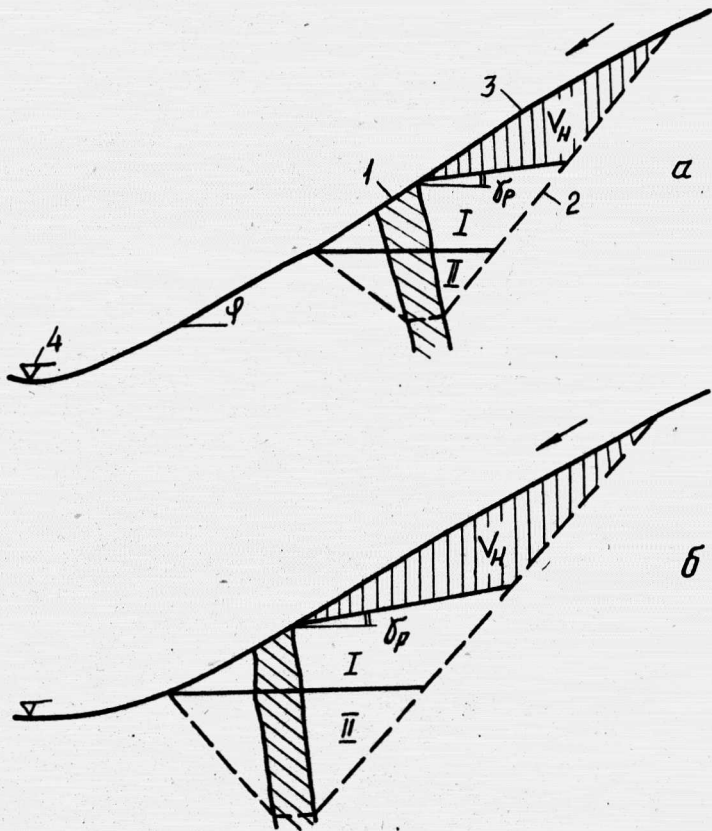


Рис. 5.1. Схемы отработки высотного (а) и высотно-глубинного (б) месторождений косогорного типа:
 I - залежь полезного ископаемого; 2 - конечный контур карьера; 3 - объем "нависающей" горно-капитальной вскрыши V_H ; 4 - господствующий уровень земной поверхности; φ - угол наклона косогора; δ_p - угол откоса рабочего борта карьера; I и II - соответственно высотная (нагорная) и глубинная части карьерного поля;
 ← - направление развития горных работ.

ность почти всю вскрышу разместить на погоризонтных или групповых отвалах с транспортировкой ее на небольшое расстояние по горизонтали или с уклоном в грузовом направлении; отвалы можно располагать на одном или обоих флангах карьерного поля;

- при ровном и протяженном косогоре вскрывающие выработки можно выстроить за пределами карьерного поля, только при размещении его на узком гребне горы с крутыми склонами (например, на Тырнаузском месторождении) приходится прибегать к системе внутрикарьерных съездов;

- при расположении залежи несогласно к косогору и развитию горных работ в обе стороны от нее карьерное поле делится на две части: высотную и глубинную (рис. 5.1), из первой вскрышные грузопотоки идут под уклон, из второй - должны подниматься; если карьерное поле расположено выше уровня господствующей поверхности (рис. 5.1,а), то добычные грузопотоки возможно полностью направить вниз через подсекающие поле подземные выработки (штольня плюс рудоспуск); в случае разработки высотно-глубинного месторождения (рис. 5.1,б) все добычные грузопотоки из глубинной части карьерного поля вынуждены идти на подъем.

5.2. Классификация технологических комплексов

Технологические комплексы, применяемые при разработке косогорных месторождений, классифицируются по тем же принципам, что и в случае разработки месторождений типа "гора-залежь" (см. часть III [14], п. 4.2, табл. 4.1). Здесь также можно выделить группы транспортных, транспортно-гравитационных, гравитационных и комбинированных комплексов. Вместе с тем, на вскрышных работах находят применение и бестранспортные комплексы, не упоминавшиеся ранее. Специфичными для карьеров на косогорах являются выбуривающие комплексы (табл. 5.1, рис. 5.2-5.8). При добыче особо ценных руд в отдаленных и труднодоступных районах возможен вертикальный транспорт.

Другие отличия состоят в том, что эти карьеры, как имеющие большую производительность, могут использовать железнодорожный транспорт - как единственный, так и в комбинации с другими. Кроме того, на них не применяются такие малопродуктивные комплексы как "горные воронки", "свободная выемка" и взрыво-подвальные.

Технологические комплексы при разработке месторождений косогорного
типа

Индекс комп- лекса	Наименова- ние комп- лекса	Способ ведения работ по процессам											Область приме- нения комп- лекса: Д-на до- быче; В-на вскрыше			
		Подготовка пород к внемке	Внемка горных пород	Перемещение горной массы			Перегрузка горной мас- сы	8	9							
				на рабочей площадке уступа	на спуске	на поверх- ности										
I	1	2	1	3	1	4	1	5	1	6	1	7	1	8	1	9

Отработка месторождения горизонтальными слоями

Группа I. Бестранспортные комплексы

I-1	Перевалочный с непосредственной перевалкой	Со взрывными работами (скважинными зарядами) или без них	Драглайнами	Порода укладывается в погоризонтный отвал сразу в конечное положение	Отсутствует	В
I-2	Перевалочный с кратной перевалкой	То же	То же	Порода укладывается в отвал после нескольких перевалок вниз по склону	То же	В

Группа I. Транспортные комплексы

1	2	3	4	5	6	7	8	9
П-1	Автомобильный	Скважинными зарядами	Экскаваторами (погрузчиками) с погрузкой в автосамосвалы		Автосамосвалами		Отсутствует	Д; В
П-2	Железнодорожный	То же	Экскаваторами с погрузкой в ж.д. составы		Железнодорожными составами		То же	Д; В
П-3	Конвейерный	Отсутствует	Экскаваторами с погрузкой на конвейер		Конвейерами		То же	Д; В
П-4	Бульдозерный	Со взрывными работами (скважинными зарядами) или без них	Бульдозерами		Порода остается в погоризонтном отвале		Отсутствует	В
П-5	Погрузчиковый	То же	Погрузчиками		То же		То же	В
П-6	Вертолетный	Скважинными или шпуровыми зарядами	Различной экскавационной техникой	Различными машинами до пункта загрузки контейнеров	Вертолетами		Может отсутствовать или осуществляться через рудный склад (погрузчиками) либо через бункеры	Д

1	1	2	1	3	1	4	1	5	1	6	1	7	1	8	1	9
П-7	Автомобильно-железнодорожный	Скважинными зарядами	Экскаваторами (погрузчиками) с погрузкой в автосамосвалы	Автосамосвалами	Автосамосвалами и частично ж.д. составами	Ж.д. составами	Через эстакады или склады	Д; В								
П-8	Автомобильно-конвейерный	То же	То же	То же	Конвейерами (частично автосамосвалами)	Конвейерами	В бункерах через дробилки	Д								
П-9	Автомобильно-канатно-дорожный	То же	То же	То же	ПКД (частично автосамосвалами)	ПКД	В бункерах через стационарные дробилки	Д								
П-10	Автомобильно-скипо-конвейерный	То же	То же	То же	Частично автосамосвалами, скиповой установкой и конвейерами	Конвейерами	Через эстакады (в скип) и через бункеры со стационарными дробилками (в конвейер)	Д								

	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Группа II. Транспортно-гравитационные комплексы									
III-1	Автомобильно-рудоспускной	Скважинными зарядами	Экскаваторами (погрузчиками) с погрузкой в автосамосвалы	Автосамосвалами	Рудоспускными	Конвейерами или ж.д. составами (в том числе по штольне)	Через выпускные отверстия рудоспусков и накопительных камер		Д
III-2	Автомобильно-рудоскатный	То же	То же	То же	Рудоскатами	Автосамосвалами	Экскаваторами или погрузчиками из навала		Д
III-3	Автомобильно-рудоскатно-рудоспускной	То же	То же	То же	Рудоскатами и затем рудоспусками	Ж.д. составами (в том числе по штольне)	Через выпускные отверстия рудоспусков и накопительных камер		Д
III-4	Бульдозерно-перепускной	Со взрывными работами (скважинными зарядами) или без них	Бульдозерами		Перепуском по склону	Автосамосвалами	Экскаваторами (погрузчиками) из навала		Д; В

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Отработка месторождения крутыми слоями								
Группа III. Гравитационные комплексы								
IУ-1	Бульдозерно-подвалочный	Отсутствует	Бульдозерами	Перепуском по крутому борту карьера	Конвейерами	Через конвейерный перегружатель	В	
IУ-2	Взрывной	Скважинными и шпуровыми зарядами (в том числе с подошвы уступа), реже камерными зарядами	Взрывом на сброс или на выброс	То же	Автосамосвалами	Экскаваторами Д; В или погрузчиками из навала	Д; В	
IУ-3	Взрыво-бульдозерно-подвалочный	Скважинными зарядами с кровли уступа	Взрывом на сброс и бульдозерами	То же	Автосамосвалами (реже конвейерами)	То же	Д; В	

1	2	3	4	5	6	7	8	9
<u>Отработка месторождения горизонтальными слоями в составе</u> <u>нескольких сближенных уступов</u>								
Группа У. Комбинированные комплексы								
У-1	Взрыво-бульдозерно-подвалочно-транспортный	Скважинными зарядами	Бульдозерами с подвалкой на концентрированный горизонт	Взрывом на бульдозерами	Перепуском по откоосу сближенных уступов; различным транспортом с концентрационным горизон-та	Автосамосвалами, ж. д. составами или конвейерами	Экскаваторами (погрузчиками) из навала с погрузкой в транспортные средства или в бункер передвижной дробилки	Д;В
У-2	Взрыво-экскаваторно-подвалочно-транспортный	То же	Экскаваторами с подвалкой на концентрированный горизонт	Взрывом на сброс и экскаваторами	То же	То же	То же	Д;В
<u>Отработка (доработка) месторождения выбуриванием полезного ископаемого</u>								
Группа У1. Выбуривающие комплексы								
У1-1	Шнекобуровой	Отсутствует	Шнекобуровой	машиной	Автосамосвалами		Через бункер	Д
У1-2	Комбайновый	То же	Комбайном	Передвижными конвейерами в выработке	То же		То же	Д

Бестранспортные комплексы применимы при разработке горизонтальных пластообразных залежей, выходящих на пологий косогор. Вскрышные породы (обычно мягкие или полускальные) переваливаются драглайнами на склон горы однократно либо, реже, повторно, дальше по склону (рис. 5.2).

Первые шесть комплексов из группы транспортных включают практически только один вид транспорта, используемый на всем протяжении от забоя до пункта конечной разгрузки (рис. 5.3); в остальных комплексах из этой группы применяется комбинированный транспорт с перегрузкой горной массы из одного вида транспорта в другой (рис. 5.4).

В транспортно-гравитационных комплексах (рис. 5.5) транспорт внутри карьера сохраняется, а из карьера до подножия горы горная масса перепускается по специальным выработкам — рудоспускам, рудоскатам, в комбинации друг с другом (соответственно комплексы Ш-1, Ш-2 и Ш-3) или по крутому борту карьера (комплекс Ш-4). Использование сил гравитации на самом трудном участке транспортной цепи — на спуске позволяет резко сократить расходы.

Гравитационные комплексы (рис. 5.6), где силы гравитации для перемещения горной массы используются в наибольшей степени, менее распространены. Обработка месторождения здесь ведется крутыми слоями.

Если породы не требуют взрывного рыхления, то они могут быть перепущены по крутому борту карьера с помощью бульдозеров (комплекс Ш-1). При наличии взрывных работ вся горная масса либо большая ее часть перепускается по борту под воздействием взрыва на сброс; внутрикарьерный транспорт, как таковой, отсутствует. Горную массу, оставшуюся после взрыва на узкой рабочей площадке, сбрасывают под откос борта бульдозером (комплекс IY-3) или экскаватором (IY-4). На дне карьера перепущенная горная масса перегружается в транспортные средства и доставляется далее по назначению.

Из сказанного следует, что гравитационные комплексы применимы при обработке месторождения крутыми слоями. Однако используемая в них взрыво-механизированная подвалка горной массы возможна и при многоступенчатой обработке месторождения горизонтальными слоями, только это делается в пределах группы близких

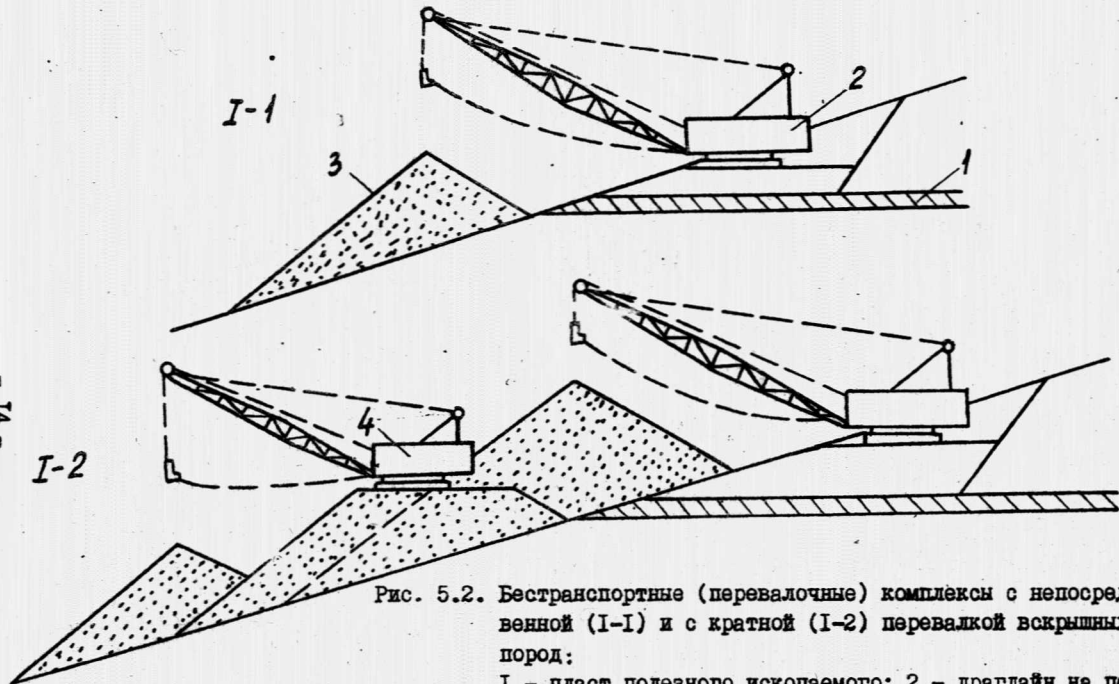


Рис. 5.2. Бестранспортные (перевалочные) комплексы с непосредственной (I-1) и с кратной (I-2) перевалкой вскрышных пород:

I - пласт полезного ископаемого; 2 - драглайн на первичной перевалке; 3 - отвал; 4 - драглайн на вторичной перевалке

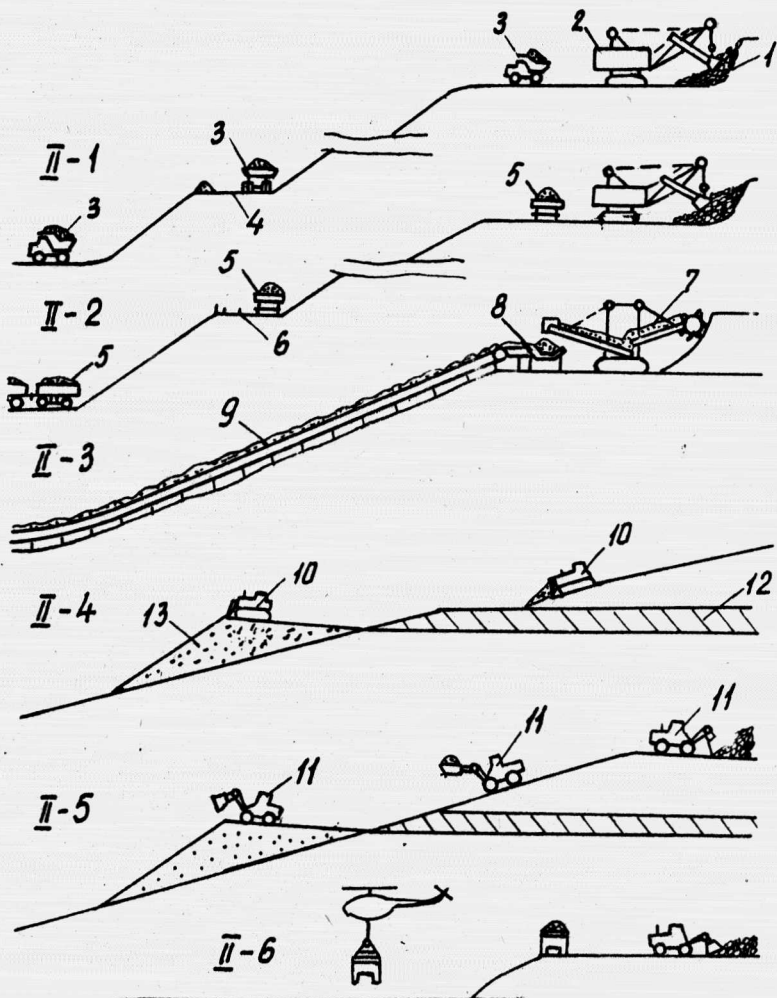


Рис. 5.3. Транспортные комплексы с одним видом транспорта:
 I - забой; 2 - экскаватор-мехлопата; 3 - автосамосвал;
 4 - автодорога на склоне горы; 5 - железнодорожный состав;
 6 - железнодорожный путь на склоне горы; 7 - роторный экскаватор;
 8 - забойный конвейер; 9 - конвейерный тракт на склоне горы;
 10 - бульдозер; II - погрузчик; 12 - пласт полезного ископаемого; 13 - отвал

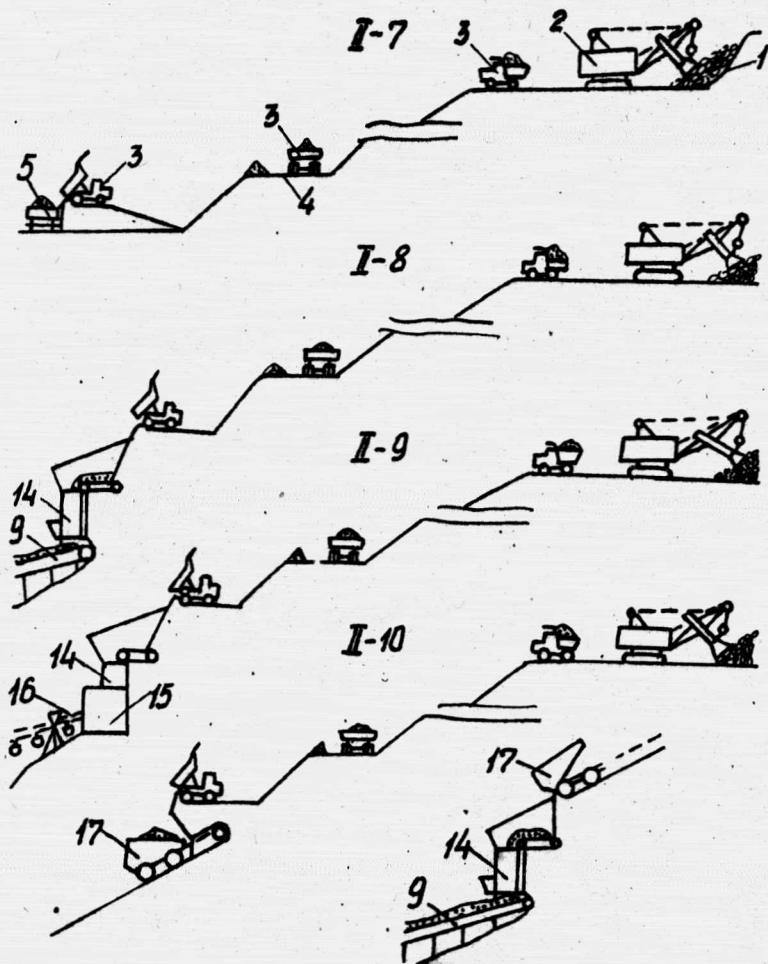


Рис. 5.4. Транспортные комплексы с комбинированным транспортом: I4 - дробилка; I5 - погрузочная станция; I6 - подвесная канатная дорога (ПКД); I7 - скип (остальные обозначения - см. рис. 5.3)

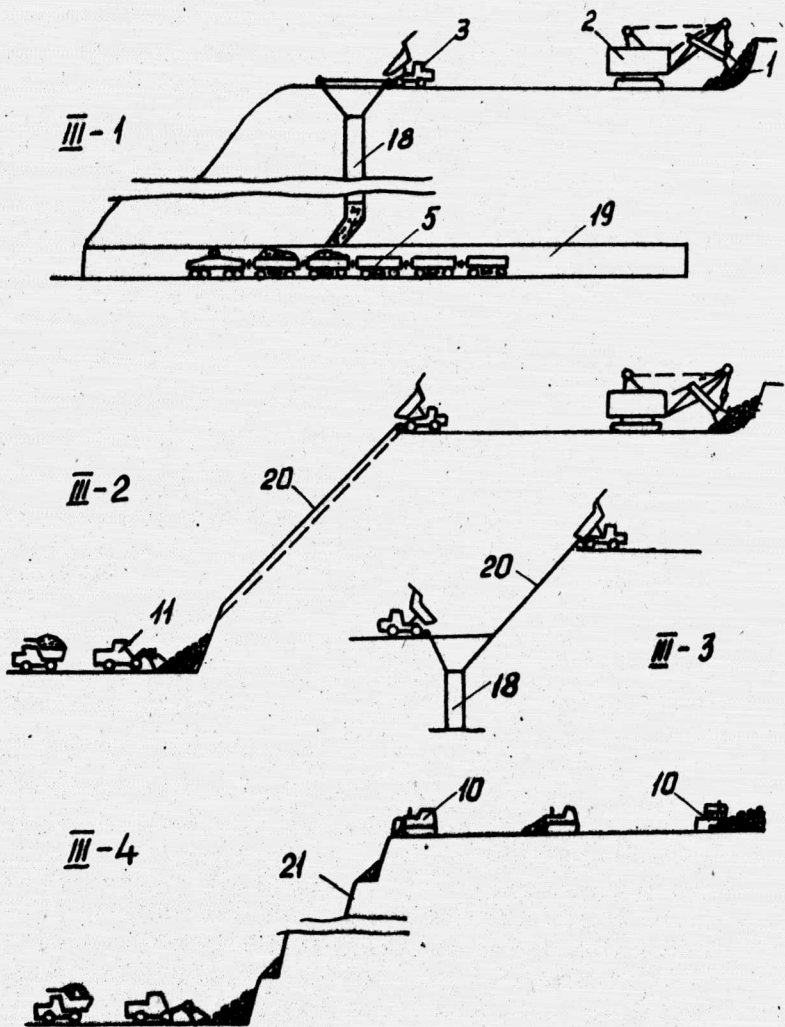


Рис. 5.5. Транспортно-гравитационные комплексы:

18 - рудоспуск; 19 - штольня; 20 - рудоскат; 21 - крутой борт карьера (остальные обозначения - см. рис. 5.3-5.4)

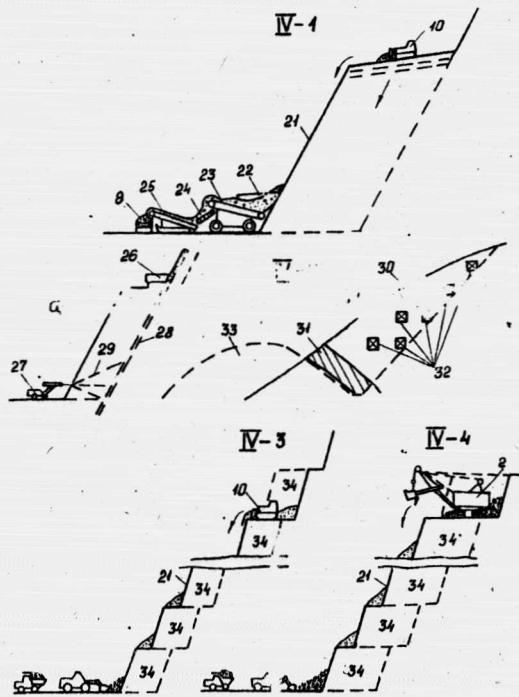


Рис. 5.6. Гравитационные комплексы;

а) при скважинной отбойке, б) при отбойке камерными зарядами;

22 - приемная воронка; 23 - конвейерный перегружатель;
 24 - колосниковая решетка; 25 - мобильный конвейер;
 26 - буровой станок глубокого бурения; 27 - гидравлический перфоратор; 28 - скважина; 29 - шпур; 30 - склон горы; 31 - залежь; 32 - камерные заряды; 33 - навал породы после взрыва на выброс; 34 - крутой слой.
 (остальные обозначения - см. рис. 5.3-5.5)

уступов, разделенных по высоте транспортными горизонтами. Соответствующие комплексы относят к комбинированным (рис. 5.7).

При разработке и особенно при доработке горизонтальных и пологопадающих пластообразных залежей малой мощности (как правило, угольных), уходящих под косогор, часто используются выбуривающие комплексы (рис. 5.8). Они состоят из бурового агрегата и механизма доставки бурового штаба (полезного ископаемого) к устью скважины; таким механизмом может быть колонна шнековых ставов (комплекс VI-1) или система конвейерных тележек (VI-2). Доставленное на поверхность полезное ископаемое перегружается в средства наземного транспорта.

5.3. Опыт применения технологических комплексов на карьерах

5.3.1. Бестранспортные комплексы

Теорию проектирования бестранспортных комплексов на нагорных карьерах разработал канд. техн. наук Динь-Ван-Лап [11], им также обоснована область применения технологии с непосредственной и краткой перевалкой вскрышных пород для условий апатитового месторождения Лао-Кай (Вьетнам).

Перевалка породы на склон горы, а затем и в выработанное пространство карьера широко используется на угольных карьерах США в районе Ашпалачских гор, как правило, при отработке нижнего вскрышного уступа и горизонтальном залегании пластов. Верхние уступы обрабатываются по транспортной технологии.

Наибольший опыт применения бестранспортных комплексов имеет компания "Хобет Майнинг" (штат Западная Виргиния). На карьерах компании Хобет № 21 и Хобет № 7 порода переваливается драглайнами В-Е 1570 W и Марион 8200 с одинаковой вместимостью ковшей 53,4 м³ и глубиной черпания 42,7 и 52,0 м соответственно. Производительность этих машин достигает 9 млн. м³ при коэффициенте использования 0,91 [15].

Аналогичная технология применяется на карьерах Мартики, Стимбуот Спринг (штат Колорадо) и др.

Из стран СНГ перевалочный комплекс I-1 применяется на угольном карьере Кызыл-Булак (Киргизия). В карьерное поле входит участок, представляющий собой пологую (6-12°) синклиналь со

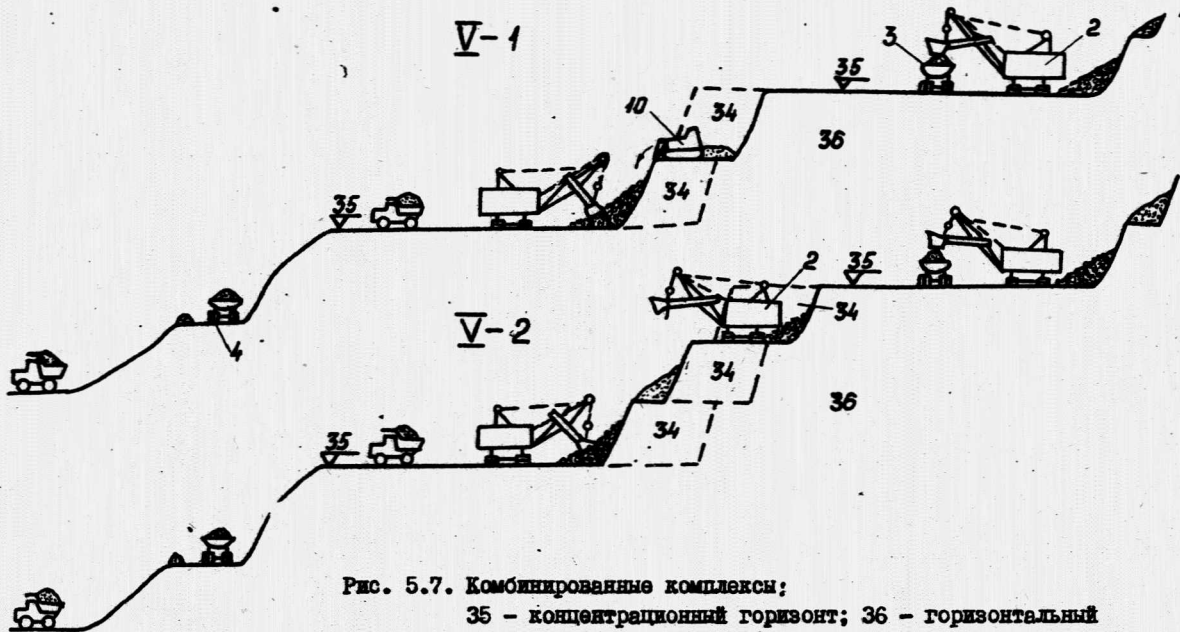


Рис. 5.7. Комбинированные комплексы:
 35 - концентрационный горизонт; 36 - горизонтальный
 слой из сближенных уступов; (остальные обозначения -
 см. рис. 5.3-5.6)

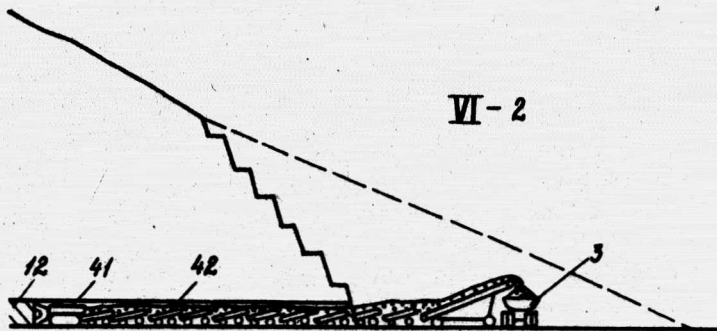
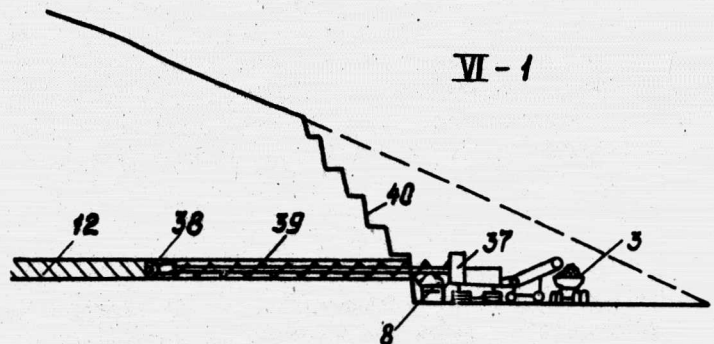


Рис. 5.8. Выбуривающие комплексы;
 37- шнеко-буровая машина; 38 - буровая коронка; 39 -
 шнековый буровой став; 40 - борт карьера в конечном
 положении; 41 - комбайн; 42 - система передвижных
 конвейерных тележек; (остальные обозначения - см. рис.
 5.3)

вздернутыми крутыми (до 90°) крыльями на флангах. Рельеф поверхности — предгорье со сглаженными формами и абсолютными отметками 1380–1500 м. Основная часть вскрыши обрабатывается автомобильными комплексами с вывозкой породы на внешние отвалы. Но на нижних вскрышных уступах, пользуясь наличием пологого дна, применили бестранспортную систему разработки (драглайны ЭШ-Ю/70) с размещением породы во внутреннем отвале; на него перевозится и часть вскрыши со средних горизонтов.

5.3.2. Транспортные комплексы

Среди транспортных комплексов наибольшее распространение при обработке месторождений косогорного типа получил автомобильный комплекс П-1; на вскрышных работах он здесь является фактически единственным. Особенности использования этого комплекса видны на примере разработки Джигристанского месторождения глинаей одноименным карьером; последний представляет собой сырьевой цех Ангренского комбината строительных материалов (Республика Узбекистан).

Объектом разработки является пластообразная залежь горелого известняка, полого уходящая под косогор крутизной в среднем $15-20^\circ$ (рис. 5.9). Месторождение обрабатывается сверху вниз, часть вскрышных горизонтов уже достигла проектных контуров; отметка верхнего горизонта 1180 м, нижнего — 950 м, высота борта составляет, таким образом, 230 м (23 уступа по 10 м).

Горизонты вскрыты общей капитальной траншеей внешнего заложения с петлевой формой трассы, трасса меняет направление, как правило, в каждом пункте примыкания к горизонтам.

С высотой крутизна склона на правом фланге карьерного поля возрастает до $30-35^\circ$, проходка полутраншей затрудняется, поэтому на горизонте 1160 м трасса переходит вдоль него на другой фланг, т.е. склон, наоборот, вылаживается настолько, что дорогу к двум самым верхним горизонтам удалось проложить прямо поперек склона.

Вскрышные породы в первый период эксплуатации размещали в погоризонтные (реже) и групповые (чаще) внешние отвалы, причем последние располагались в местах удаления петлевой трассы от карьера; таким образом, каждый отвал обслуживал два горизонта:

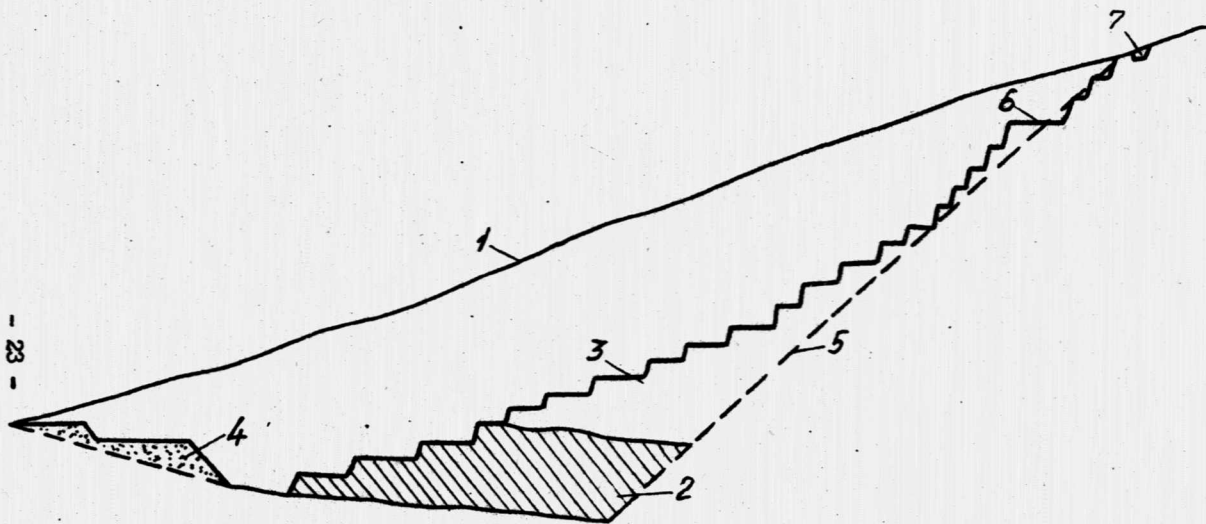


Рис. 5.9. Поперечный разрез по Джигиристанскому карьере:
1 - косогор; 2 - залежь; 3 - рабочий борт карьера;
4 - внутренний отвал; 5 - проектный контур карьера;
6 - транспортная берма на гор. 1160 м; 7 - нагорная канва

один на уровне приемной площадки отвала и другой — вышележащий. Но затем, из-за близости жилого поселка, приемная способность внешних отвалов была исчерпана, и карьер был вынужден перейти на внутреннее отвалообразование: теперь вскрыша отвозится на общий отвал, отсылаемый в два яруса на дне карьера (рис. 5.9). При этом значительно возросла длина транспортировки, загруженные породой автосамосвалы идут на спуск.

Что касается полезного ископаемого, то оно доставляется на цементный завод по общегородской дороге самосвалами грузоподъемностью 10 т на расстояние 12 км.

Для нагорных карьеров, применяющих комплекс П-1, значительное расстояние перевозки полезного ископаемого является фактором, резко удорожающим производство. В труднодоступных и отдаленных районах оно может достигать десятков и сотен километров. Так, дробленый гранит с карьера Ак-Тюбе (верховья р. Кубань, Карачаево-Черкессия) доставляется к железнодорожной станции Усть-Джегута на расстояние более 100 км. Расстояние почти в 500 км приходится преодолевать автотранспорту через Саянские горы при доставке продукции комбината "Тувакобальт" до станции Абакан (Хакасия).

Иногда для сокращения расстояния откатки практикуют устройство промежуточных складов на пути от карьера до конечного пункта приема полезного ископаемого. Например, на Кутессайском карьере (Республика Кыргызстан) между карьером и обогатительной фабрикой создан буферный склад руды, дающий возможность чередовать во времени добычные и вскрышные работы в карьере.

Недостатки чисто автомобильного комплекса (снижение эффективности автоперевозок с ростом длины транспортировки, трудность проходки полутраншей на склонах, опасность движения грузовых автомашин на спуск, особенно зимой и в плохую погоду и др.) резко усиливаются при увеличении крутизны склонов и высоты разработки. Это видно на примере железорудного карьера Фу-Кафра (Алжир), расположенного на склоне отдельно стоящей горы (вершина 1463 м).

Объектом разработки является здесь крутопадающая залежь, выходящая на склон горы. Нижняя часть ее полностью отработана, по предельному контуру на склоне отстроен борт карьера под углом 50° на высоту 315 м. По проекту реконструкции предприятия

предусматривается отработка верхней части залежи, выходящей на гребень горы на отметках 1325-1350 м. Однако при этом длина транспортировки руды от верхних горизонтов по крутому склону горы до ее подножия, где расположена дробилка первичного дробления, достигнет, по расчетам, 11 км, что ставит под вопрос целесообразность дальнейшей разработки месторождения открытым способом [15].

Железнодорожный комплекс П-2 на нагорных карьерах встречается редко. Он находит применение при пологом косогоре, производительности карьера свыше 15-20 млн.м³/год, большой (более 1,5-2,0 км) протяженности карьерного поля и значительном (до 7-12 км) расстоянии до внешних отвалов. Такие условия характерны, например, для угольных карьеров южного Кузбасса [6].

Поверхность карьерных полей представляет здесь сопки или их склоны и осложнена логами и водоразделами, перепад высотных отметок нагорной части достигает 300-350 м. Размеры полей в плане составляют: по падению пологих пластов 1,2-2,0 км, по простиранию 2,0-3,5 км. Перечисленные особенности предопределили применение транспортной технологии с вывозкой вскрышных пород на внешние отвалы электрифицированным железнодорожным транспортом. Для вывозки угля применен автомобильный транспорт (комплекс П-1).

Как показал опыт работы карьеров, использование комплекса П-2 в условиях сильно пересеченного рельефа связано с усложнением схем вскрытия и увеличением длины транспортировки (рис. 5.10). Так, на Томь-Усинском карьере № 3-4 при среднем расстоянии от карьера до внешних отвалов 10-12 км дальность перевозки вскрыши с участка сопки Северная доходит до 22-23 км. Наибольшую сложность вызывает отработка верхних горизонтов, куда требуется проложить протяженные железнодорожные пути при сравнительно небольших объемах вывозимой вскрыши. Наличие большого количества тупиковых заездов и закруглений снижает скорость движения поездов до 5-8 км/ч, уменьшает производительность локомотивосоставов.

Сложность эксплуатации железнодорожного транспорта и высокая стоимость перевозок привели к тому, что в южном Кузбассе его преимущества как дешевого вида транспорта стали теряться.

Комплекс П-2 используют на железорудных карьерах Качканарского ГОКа (Россия, Урал), но отработку верхних горизонтов нагорных частей ведут с применением автотранспорта [22]. Установлено, что спуск груженных поездов на уклонах 25-35 % является более опасным и предъявляет более высокие требования к тормозной системе, чем спуск порожних на уклонах 35-40% [9].

Еще реже на нагорных карьерах используется конвейерный комплекс П-3: только при наличии пород, хорошо дробящихся при взрывном рыхлении или вообще не нуждающихся в этом.

Примерами могут служить угольные карьеры в гористой местности западной Штирии (Австрия). Здесь с применением комплекса П-3 отрабатывают верхние вскрышные горизонты (малые роторные экскаваторы в сочетании с ленточными конвейерами и отвалообразователями), а также добывают уголь (одноковшовые экскаваторы с погрузкой через бункер на ленточный конвейер). Конвейерный тракт, проходящий по крутому склону, закрепляется на нем с помощью анкеров. Ввиду значительной насыщенности территории транспортными коммуникациями, водными артериями, промышленными и гражданскими объектами большая часть тракта на пути к обогатительной фабрике проходит в тоннелях и на эстакадах [15].

Бульдозерный комплекс П-4 применяется на практике для снятия наносов при отработке выходов горизонтальных или пологих пластов, а также на работах по проходке полутраншей и нарезке горизонтов на косогоре. В обоих случаях порода перемещается бульдозерами под откос склона горы. На небольших угольных карьерах в районах Аппалачских гор (США) комплекс П-4 используют перед переходом на шнекобуровую выемку.

Вместо бульдозерного комплекса для тех же целей может быть применен комплекс с погрузчиками (П-5), но для него требуется лучшее дробление пород.

Несколько необычным выглядит вертолетный комплекс П-6. Впервые идея применения вертолетов на нагорных карьерах была выдвинута А.А.Азимовым. Установлено, что наиболее эффективен этот вид транспорта при добыче в малых масштабах особо ценных руд в отдаленных труднодоступных районах [1, 4, 8]. Из-за небольших запасов месторождения и короткого срока службы карьера подведение к району разработки наземных транспортных коммуникаций становится невыгодным.

Пример успешного использования вертолетов для вывозки руды имеется в Канаде. Здесь близ границы провинции Юкон и Северо-Западные Территории в гористой местности разрабатывают месторождение свинцово-серебросодержащих руд Плата. Район месторождения удален от ближайшей автомагистрали (г. Росс-Ривер) на 192 км по прямой.

Крутопадающие маломощные (до 1-2 м) жилы выходят на поверхность во множестве территориально разбросанных участков в радиусе нескольких километров. Добыча руды осуществляется с помощью взрывных работ и бульдозерной выемки. Годовая производительность карьера невелика - всего 1,5-2,0 тыс. т.

Руда загружается в 500-килограммовые мешки и вертолетом доставляется на 9,6 км к взлетно-посадочной полосе. Там мешки помещают в транспортный самолет "Карибу", который перевозит их в Росс-Ривер. Вся авиационная техника принадлежит компании, ведущей разработку месторождения.

Стоимость воздушных перевозок составляет почти половину всех эксплуатационных расходов на добычу. Одни только затраты на эксплуатацию вертолета достигают 250 тыс. долл./год. Но эта сумма значительно ниже стоимости наземных автоперевозок на такое же расстояние без учета затрат на строительство дороги с твердым покрытием. В целом себестоимость руды весьма велика - 740 долл./т.

Сохранить рентабельность такой дорогостоящей разработки позволяет исключительно высокое качество руды: содержание металлов в ней выше, чем даже в концентрате, производимом на других предприятиях Канады такого же профиля. На металлургическом заводе из 1 т руды карьера Плата получают до 4245 г серебра (на большинстве серебродобывающих карьеров мира содержание серебра в руде колеблется в пределах 70-90 г/т).

Воздушным транспортом осуществляют здесь и хозяйственные перевозки. Бульдозеры были доставлены на карьер своим ходом в условиях бездорожья и пересеченной местности на расстояние 320 км, эта операция была проведена в зимнее время в течение месяца [15].

В случаях, когда расстояние до конечного пункта приема полезного ископаемого велико (более 10-20 км), производительность карьера значительна, а ввод железнодорожного транспорта, наи-

более подходящего для таких условий, непосредственно в забой затруднен, используют комбинированный автомобильно-железнодорожный комплекс П-7.

На территории быв. СССР этот комплекс применяется на медно-рудном карьере Сары-Чеку Алмалыкского ГМК (Узбекистан). Пункт перегрузки руды устроен здесь при выходе из карьера. Перегрузка осуществляется через усреднительный склад, руда железнодорожными составами доставляется на обогатительную фабрику на расстояние 22 км.

Комплекс П-7 применяют и на карьерах Качканарского ГОКа, тут его используют на работах по проходке траншей в глубинной части карьерного поля [22] .

Из зарубежных предприятий, применяющих рассматриваемый комплекс, можно отметить меднорудный карьер Токепама (Перу), расположенный в гористой местности на высоте свыше 3000 м. Железнодорожный транспорт через глубоко врезающуюся в косогор природную ложбину введен прямо на нижние горизонты карьера. Здесь организованы пункты перегрузки руды из автосамосвалов в железнодорожные составы, перегрузка происходит через эстакады [15] .

Весьма перспективным является автомобильно-конвейерный комплекс П-8, получающий все большее распространение на нагорных карьерах рассматриваемого типа. Он особенно эффективен при длительном сроке службы карьера и значительных грузопотоках. Расстояние транспортировки, которое поддается конвейерному звену комплекса, доходит до 10-15 км. В последние годы в мире начали выпускать конвейеры, изгибающиеся в плане, что позволяет конвейерному тракту огибать на своем пути крупные неровности рельефа.

Так, в Индии на участке длиной 14,5 км между карьером по добыче боксита Ранчпатмали и алюминиевым заводом установлен уникальный канатно-ленточный конвейер, самый протяженный в мире среди изгибающихся конвейеров. Конвейерный тракт проходит на эстакаде по сильно пересеченной местности в районе гор Восточные Гаты, штат Орисса. Перепад высот (с уклоном) между карьером и заводом составляет 340 м, в одном месте имеется крутой спуск высотой 200 м. На трассе было построено 9 мостовых переходов общей длиной 2,3 км с наибольшей высотой опор 45 м. Конвейер имеет 11 кривых с радиусом поворота 2200-7000 м.

Технические характеристики конвейера: ширина ленты 1150 мм, максимальная скорость движения 4,5 м/с, производительность в зависимости от скорости движения 900-1800 т/ч, что соответствует годовой производительности 2,4-4,8 млн.т. Конвейер способен транспортировать руду крупностью 150 мм с отдельными кусками до 400 мм. Силовая установка конвейера может работать в рекуперативном режиме. По всей длине конвейерный тракт прикрыт полукруглым гофрированным щитом, защищающим конвейер от ветра и дождя [15].

В условиях нехватки и дороговизны импортного дизельного топлива электрифицированные конвейерные линии в составе комплекса П-8 нашли широкое применение на нагорных карьерах Африки. Они используются на железорудных карьерах Зерга и Бу-Кадра (Алжир, длина конвейера соответственно 3 и 1 км), Нгвенья (Свазиленд, 2,4 км), Бушва (Зимбабве, 6,5 км), на меднорудном карьере Балуба (Замбия, 11,4 км) и других [15].

Но автомобильно-конвейерный комплекс применяют не только в теплых странах. Показательным в этом отношении является пример открытой разработки месторождения коксующихся углей Куинтетт (Канада, провинция Британская Колумбия). Месторождение расположено в отрогах Скалистых гор на высоте 1550-1835 м над уровнем моря. Климат района - резко континентальный, температура воздуха колеблется от +30° летом до -50° зимой. Скорость ветра достигает 195 км/ч (54 м/с). Основной грузопоток угля идет с двух участков (карьеров) Мак-Конки и Фрэйм, их суммарная производительность составляет 6,6 млн.т/год.

Оба эти карьера связаны с обогатительной фабрикой двухсекционным конвейерным трактом длиной 13,3 км. При проектировании предприятия рассматривался вариант сплошной автомобильной доставки угля, но он был признан неэффективным из-за суровых климатических условий, значительного перепада высот между карьерами и обогатительной фабрикой (до 630 м), большой длины транспортировки.

Конвейерный тракт состоит из двух ставов длиной 7,3 и 6 км; ширина ленты 1050 мм, скорость движения 6 м/с, производительность 1800 т/ч. Конвейер проходит по эстакаде из трубчатых конструкций с максимальным уклоном в 14°. По пути конвейерный тракт пересекает реку по подвесному мосту длиной 120 м, представляюще-

му собой трубу диаметром 2,6 м, в которую помещен сам конвейер и переходной мостик. Боковые растяжки сводят к минимуму раскачивание моста при ветровых нагрузках.

Для защиты от ветра и снега конвейер на всем протяжении покрыт навесом из оцинкованного железа; навес опускается ниже ленты, но оставляет свободной нижнюю часть конвейера для осмотра поддерживающих роликов. Предусмотрены и боковые щиты, с помощью которых можно в случае необходимости полностью закрыть конвейер. При сильных морозах, когда транспортировку угля прекращают, конвейерный тракт работает на холостом ходу с пониженной (0,6 м/с) скоростью во избежание промерзания системы [15].

При отработке глубинной части нагорного карьера возникает необходимость подъема горной массы до уровня земной поверхности. Здесь начинает сказываться другой недостаток автомобильного транспорта — высокая энергоемкость перевозок, усугубляемая неудовлетворительной структурой энергозатрат: только 40% энергии расходуется на доставку груза, а 60% идет на перемещение самого автомобиля.

В этих условиях все чаще отдают предпочтение конвейерному транспорту, где полезное использование энергии достигает 80%. Известно, что стоимость дизельного топлива у автосамосвалов при транспортировании по горизонтали примерно в 3 раза выше, чем стоимость электроэнергии у конвейеров, при движении же на подъем эта разница возрастает до 8 раз [28].

Данное достоинство конвейерного транспорта реализуется в том же автомобильно-конвейерном комплексе П-8. Автомобильное звено сохраняют здесь только внутри карьера в качестве доставочного, после дробления горной массы дальнейший ее путь проходит по конвейерным подъемникам.

При значительно меньшей, чем в предыдущих двух комплексах, производительности карьера и еще более пересеченном рельефе применяют комплекс П-9. Автомобильное звено доходит здесь только до борта карьера в его конечном положении, где установлены дробилка и перегрузочный узел. После дробления руда транспортируется с помощью подвесной канатной дороги (ПКД) на обогатительную фабрику или к пункту дальнейшей перегрузки.

Этот комплекс используется на Восточно-Дашкесанском железорудном карьере Азербайджанского ГУКа. Однопролетная ПКД прохо-

дит над хвостохранилищем, соединяя карьер с обогатительной фабрикой. Составлен проект транспортировки руды на ОФ по ПКД длиной 10 км от Южно-Дашкесанского карьера того же ГОКа; канатная дорога будет проходить по узкому ущелью реки.

Из зарубежной практики известно применение комплекса П-9 на карьерах по добыче никелевых руд на о. Новая Каледония, но здесь ПКД используется как промежуточное звено более сложной транспортной схемы.

Так, две ПКД, спускаясь с гор, соединяют карьеры Сюрприз и Си-Райс с единым конвейерным трактом длиной около 13,2 км, идущим в порт. На первом карьере руда автосомами доставляется к дробильно-грохотильной установке и от нее попадает в приемный бункер ПКД. Длина канатной дороги 5,1 км с перепадом высот между головной и концевой станциями 363 м, производительность 360 т/ч. После спуска в долину руда с ПКД перегружается через дробилку вторичного дробления в магистральный конвейер.

Второй карьер Си-Райс отстоит еще дальше в горах, поэтому из-за значительного расстояния ПКД состоит здесь из двух секций с головной станцией на высоте 850 м, промежуточным пунктом на отметке 530 м и разгрузочной станцией на отметке 50 м — в том месте, куда подходит ПД карьера Сюрприз. Общая длина ПКД карьера Си-Райс — 6,2 км, производительность такая же, как и предыдущая.

Оригинальная транспортная схема реализована на карьере Уэнги с другой стороны острова. Вначале руда опускается с гор по ПКД длиной 7,4 км. Пункт загрузки расположен на высоте 757 м, пункт разгрузки — на 230 м, но по пути установке приходится преодолевать горную гряду на высоте 1021 м. Производительность ПКД — 180 т/ч. Руда из ПКД разгружается в бункер, откуда она попадает в конвейерный поезд системы *Seccam*, специально сконструированный для местных карьеров. Он способен преодолевать подъем в 40% и кривые радиусом до 30 м. Провозная способность данной транспортной системы достигает 1000 т/ч, длина трассы — 22,5 км. В порту поезд системы *Seccam* разгружается в штабель, откуда через тоннельный конвейер руда идет на судно [15].

Заключает группу транспортных комплексов автомобильно-скипо-конвейерный комплекс П-10. Он применен на железорудном карьере Шагура-Сюд (Алжир). Карьер наряду с другими участками раз-

рабатывает месторождение гематитовых руд на склоне одиночной горы с отметкой вершины 1288 м. Содержание железа в руде 53–60%, руда идет на выплавку металла без обогащения.

Рабочая зона карьера расположена на высоте 890–1062 м. Руда автотранспортом на расстояние в 2–3 км доставляется к трем (по высоте) приемным пунктам скиповой установки, работающей на спуск. Грузоподъемность скипа 40 т, высота спуска по вертикали 161 м, трасса установки проходит прямо по склону горы. Скип разгружается в приемный бункер дробилки первичного дробления производительностью 1000 т/ч, после чего дробленая руда по крытому конвейерному тракту длиной 3 км транспортируется до станции железной дороги, где устроен склад эстакадного типа. По железной дороге длиной 170 км руда вывозится к побережью Средиземного моря на металлургический завод Эль-Хаджар и в порт г. Аннаба для отправки на экспорт.

Конвейерная дробилка обслуживает еще и карьер Зерга, откуда руда доставляется автосамосвалами (комплекс П-8) [15, 17].

5.3.3. Транспортно-гравитационные комплексы

В предыдущих четырех комплексах с комбинированным транспортом первичное звено – автомобильное – все же сохраняется на спуске: на внутрикарьерных дорогах и частично по склону. С затратой энергии работают на спуске и остальные звенья этих комплексов. Следующая группа – транспортно-гравитационные комплексы – предусматривают полезное использование сил гравитации для перепуска горной массы на уровень перерабатывающего комплекса или пункта перегрузки, сводя работу транспорта (особенно автомобильного) на спуске к минимуму.

Среди указанной группы наиболее распространенным является автомобильно-рудоспускной комплекс Ш-1. Его применяют чаще всего в случае комбинированной, открыто-подземной разработки месторождения; при этом руда из карьера перепускается на горизонт откаточной штольни подземного рудника. В таком виде комплекс Ш-1 используют на апатитовом карьере Раскучорр-Цирк в Мурманской области (здесь карьерные рудоспуски и штольня являются частью транспортной системы, обслуживающей еще один, более крупный карьер вершинного типа Плато Расвумчорр), на карьере

по добыче вольфрамо-молибденовых руд Мукуланский (Тырнаузский ВМК, Кабардино-Балкария), карьере Каула комбината "Печенганикель", карьере Медна Планина (Болгария) и др.

Однако есть примеры использования комплекса III-I при только открытой разработке месторождения. Так, на Каджаранском карьере (Зангезурский медно-молибденовый комбинат, Армения) данный комплекс применялся сначала с ПКД на значительном отрезке пути к обогатительной фабрике (однопролетная канатная дорога пересекала ущелье горной реки). Затем, когда горные работы приблизились к горизонту откаточной штольни, были введены новые рудоспускные стволы и новая, расположенная ниже откаточная штольня. Теперь узкоколейный транспорт доставляет руду к дробильно-перегрузочному узлу, откуда она по наземному конвейерному тракту с мостовым переходом через реку поступает на ОФ.

Вскрытие рудных горизонтов штольней и рудоспусками особенно эффективно для косогорных месторождений высотного типа, когда имеется возможность подсесть рудное тело подземными выработками и использовать их в течение всего срока служб карьера.

Особенность комплекса III-I — это значительные капитальные затраты на проходку подземных выработок и ненадежная работа рудоспусков в зимнее время из-за возможности зависания заснеженной руды в рудоспускном стволе. Конструкция рудоспусков и способы борьбы с зависанием рассмотрены в части II данного пособия [13].

Автомобильно-рудоскатный комплекс III-2 встречается на карьерах косогорного типа крайне редко по причине ограниченных условий его применения: угол склона косогора φ должен быть близок к углу ската перепускаемого материала по наклонной плоскости. При отклонении угла φ в ту или иную сторону резко возрастает объем выработки под рудоскат (см. часть II пособия, п. 3.2 [13]).

Один из недостатков перепуска горной массы по рудоскату — трудноуправляемый процесс движения материала по желобу. Его пытаются уменьшить тремя способами: максимальным приближением угла наклона рудоската к углу естественного скатывания материала по желобу; гашением кинетической энергии скатывающихся кусков путем придания рудоскату ломаной формы и устройством различного рода отбойных брусьев на трассе перепуска; оборудованием желоба

крутонаклонным скребковым конвейером с регулируемой скоростью движения [20, 27].

Перепуск горной массы по рудоскатам возможен и в глубинной части карьера в рамках циклично-поточной технологии. Это делается для сокращения объема нисходящих автоперевозок по внутрикарьерным съездам к перегрузочному пункту магистрального конвейера [26, 25].

Из мировой практики известно использование рудоскатов в процессе разработки месторождения асбеста Кассиар (Канада, север провинции Британская Колумбия). Первоначально руда доставлялась из карьера от его борта с отметки 1900 м на обогатительную фабрику, находящуюся ниже на 820 м, автосамосвалами (комплекс П-1); протяженность трассы составляла 9,6 км при среднем уклоне 8,5%. Затем в целях сокращения длины автоперевозок на части транспортного пути был применен перепуск руды по стальному желобу (рудоскату), оборудованному скребковым конвейером*. С высоты 1890 м руда перепускалась на уровень 1460 м (на 430 м), где на специальной площадке перегружалась в автотранспорт и уже оттуда доставлялась на фабрику. Несмотря на преимущества гравитационного перепуска, звено рудоската лимитировало общую производительность транспортной цепи, поэтому транспортная схема была еще раз реконструирована путем установки подвесной канатной дороги на большей части склона между карьером и фабрикой. Приемная дробилка ПКД находится на отметке 1770 м, перепад высот - 690 м, общая длина ПКД - 4453 м. Тем самым комплекс с Ш-2 был заменен комплексом П-9 [15].

Однако перспективы использования комплекса Ш-2 на рассматриваемых карьерах все же имеются. Так, на упомянутом выше (п. 5.3.2) карьере Бу-Кафра проблема доставки руды с верхних горизонтов, находящихся на 600-800 м выше уровня дробилки первичного дробления, может быть решена перепуском руды по крутому (50°) борту отработанного ранее карьера первой очереди (высота 315 м). Применение рудоската предусматривается и в проекте разработки железорудного месторождения Шагура-Нор (Алжир).

* Это одна из первых конструкций рудоската с регулируемым потоком перегружаемого материала.

Перелуск руды по борту карьера временно использовался также в практике работы карьеров Мукуланский и Северо-Дашкесанский.

Комплекс Ш-3 экспериментально проверен на Каджаранском карьере (см. часть II пособия, п.3.3 [2, 13]). Руда разгружалась с 2-3 уступов в один рудоспуск по воронкообразным скатам. Широкомасштабная реализация данной схемы требует изменения системы разработки (перехода ее из одольной в веерную), поэтому область применения комплекса Ш-3 пока не установлена.

При бульдозерно-перелускном комплексе с отработкой месторождения горизонтальными слоями (комплекс Ш-4) горная масса перелускается чаще всего непосредственно по крутому склону горы. Примером может служить практика разработки железорудного месторождения Сейяла (Мавритания).

Крутопадающее рудное тело мощностью 25-35 м залегает согласно с обрывистым склоном горы высотой 120-150 м, частично выходя на его поверхность (рис. 5.II). Рельеф местности исключает заезд карьерных автосамосвалов на горизонты выше отметки 520 м, этому также препятствует узкость рабочих площадок на верхних горизонтах. Возник вопрос о способе доставки руды к подножию горы. Рассматривался вариант массового взрыва на сброс, но из-за чрезмерного разубоживания руды от этого варианта отказались. Окончательно была выбрана технология селективной подвалки руды и вскрышных пород с помощью бульдозеров.

Горно-подготовительные работы состояли в следующем. Вдоль подошвы горы на расстоянии 50-70 м от нее и с подъемом в 6% была пройдена главная откаточная дорога шириной 15 м. Между дорогой и склоном горы на разных уровнях (475, 483 и 492 м) были созданы три приемные площадки длиной каждая 100-150 м, отделенные друг от друга предохранительными валами. Вторым барьером для подваливаемой горной массы служит поднимающийся борт дороги. От конца откаточной дороги (отметка 500 м) до верхних горизонтов (615-620 м) с подъемом 14% была проведена узкая хозяйственная дорога (доставка оборудования, персонала, ВВ и др.).

Разработку месторождения ведут сверху вниз уступами-слоями высотой 5 м. Ширина рабочей площадки (слоя) изменяется в зависимости от конфигурации залежи и составляет 10-50 м. Длина фронта работ 250-400 м. Массив обуривают гидравлическими перфораторами на гусеничном ходу (диаметр скважины 154 мм). Взорван-

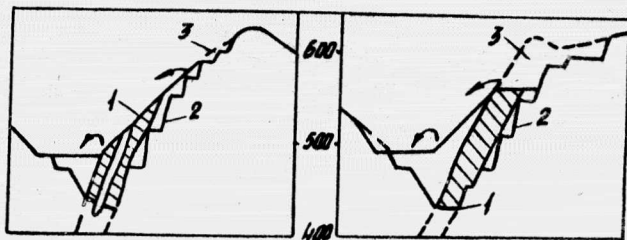


Рис. 5.II. Поперечные разрезы по карьеру Сейяла:
 1 - рудное тело ; 2 - проектный контур карьера; 3 -
 выработанная часть месторождения; 400-600 - абсолют-
 ные отметки, м

ная горная масса сбрасывается под откос бульдозерами. Подвалка осуществляется на одну из трех приемных площадок, с остальных в это время отгружается перепущенный ранее материал.

Большое внимание на карьере уделяют обеспечению качества отгружаемой руды. Благодаря хорошо поставленной эксплуатационной разведке контуры рудного тела на горизонтах постоянно уточняются. Рудные и породные участки смешанных уступов обуривают, взрывают и отрабатывают отдельно. Перепускают одновременно только руду или только пустую породу вплоть до полной выемки данного участка, полнота перепуска разнородного материала достигается абсолютной. Перед сменой сбрасываемого материала приемную площадку тщательно очищают. Руда далее отгружается в автосамосвалы и направляется к дробилке первичного дробления, пустая порода идет в отвал. В результате описанных мероприятий извлечение запасов из недр достигло почти 100%, разубоживание руды не превышает 1,0-1,5%. Производительность карьера по руде 0,4 млн.т, по вскрыше 0,6 млн.т в год [15].

5.3.4. Гравитационные комплексы

В данной группе комплексов силы гравитации в транспортных целях используются наиболее полно. Перепуск горной массы на уровень приемной площадки ведут по крутому борту карьера значительной высоты. Отработка месторождения происходит крутыми слоями шириной 5-20 м сверху вниз (т.н. "стружкой"). Благодаря небольшой ширине рабочей площадки и близости откоса борта часть взорванной массы сбрасывается под откос силой взрыва, оставшаяся - подваливается вниз различными механизмами.

Если породный массив не требует взрывного рыхления, то его отрабатывают бульдозерами в направлении к месту подвалки. Крупность перепускаемой породы позволяет использовать на приемной площадке конвейерный перегружатель совместно с системой забойных и магистральных конвейеров.

Такой, бульдозерно-подвалочный комплекс IV-I. применяется на железорудном карьере Маркесадо (Испания). Карьер расположен на отрогах гор Сьерра-Невада, верхние горизонты достигли отметки 1150 м над уровнем моря. Вскрышные породы представлены аллю-

виальными отложениями и сильнотрещиноватым известняком крепостью по М.М.Протодыяконову I,8 с включением блоков размером до I м.

Мощные бульдозеры Катерпиллар D 10, работающие спаренно с одним общим отвалом шириной 7 м (масса перемещаемого навала до 30 т), подваливают породу на самоходный конвейерный перегружатель фирмы REI "Рокбелт" (рис. 5.12). Он имеет приемную воронку с колосником, отделяющим куски размером свыше 300 мм. Загрузочный бункер перегружателя работает под завалом. Конвейерная лента питателя по конструкции схожа с автомобильными покрывками с радиально-тросовым каркасом и способна принимать на себя удары падающих с высоты более 15 м кусков породы массой до 2 т. Перегружатель входит в систему конвейеров: мобильного длиной 20 м, позволяющего перегружателю перемещаться по фронту работ, забойного, двух магистральных и отвального.

В первый год работы комплекса перегружатель обслуживал только один уступ, высота перепуска горной массы не превышала 15 м. Через несколько лет высота перепуска была увеличена до 45 м, а затем она достигла 140 м, что соответствует полной мощности вскрыши. Увеличение высоты перепуска позволило сократить число передвижек перегружателя и поднять производительность комплекса. В настоящее время она достигает 10 тыс.т/час.

В 1984 г. в эксплуатацию были введены еще два перегружателя той же фирмы. Стала практиковаться работа двух перегружателей на один забойный конвейерный став. Работа тандемом позволяет сохранять высокую производительность комплекса при остановке одного из перегружателей на плановый ремонт.

За прошедшие годы описанная технология гравитационного перепуска доказала свою эффективность по сравнению с классической транспортной технологией. Благодаря ей годовая производительность карьера по вскрыше возросла до 20 млн.т, по руде - до 4 млн.т [15].

Технологическая схема, применяемая на карьере "Марлесадо", уникальна. Более распространены на практике схемы, когда перепускаемая сверху порода аккумулируется на подошве концентрационного горизонта в навале, откуда перегружается экскаваторами или погрузчиками в автотранспорт. Такая технология применима при любой крепости руд, для перепуска как полезного ископаемого, так и вскрыши.



Рис. 5.12. Подвалка вскрышных пород в перегружатель "Рокбелт" на карьере Маркесадо

Крайне редок на практике взрывной комплекс IY-2. Так, на медно-золоторудном карьере Филекс (Филиппины) его применению способствовало наличие сильнотрещиноватой руды: размеры природных блоков в ней не превышают $0,1 \text{ м}^3$. Для отделения руды от массива оказалось достаточным сотрясательное взрывание; падая при взрыве, руда разрыхляется еще больше.

Эта особенность рудного массива была использована при разработке месторождения. Добычные уступы высотой по 15 м подбуривали с их подошвы горизонтальными и восстающими скважинами. Почти вся руда из взрывной заходки обрушалась через узкие бермы на дно карьера, оставшиеся на подошве уступа куски сталкивались вниз бульдозером.

Руду из навала на дне погружали дизельными экскаваторами в автосамосвалы и отвозили к устью рудоспуска, пробитого в карьере из шахты, также действующей на данном месторождении. По рудоспуску руда перепускалась на горизонт главной откаточной штольни и доставлялась шахтным транспортом на обогатительную фабрику. Дно карьера было на 100 м выше уровня приемного бункера фабрики, поэтому посчитали, что гравитационный перепуск обойдется дешевле транспортировки по наземным дорогам [15].

Один из вариантов взрывного комплекса — это взрыв на выброс с помощью камерных зарядов (рис. 5.6). Он позволяет резко сократить объем "нависающей" горно-капитальной вскрыши, но ввиду своей дороговизны оправдан лишь в исключительных случаях; производство взрывных работ ведется всегда по индивидуальному проекту. В таком виде комплекс IY-2 чаще применяют при отработке месторождений вершинного типа [7].

Взрывно-бульдозерно-подвальный комплекс IY-3 применяется на карьерах рассматриваемого типа чаще, чем предыдущий, но реже, чем при разработке месторождений типа "гора-залежь". Подробно он исследован в части III данного пособия, п. 4.5 [14].

Наиболее известным примером использования комплекса IY-3 является карьер по добыче асбеста Баланжеро (Италия, провинция Пьемонт). Месторождение залегает на склоне горы Санта-Витторе, входящей в горный массив Ланцо, Западные Альпы; высота над уровнем моря 600-900 м. В результате длительной разработки на склоне горы образовалась карьерная выемка в форме прямоугольного вруса шириной до 700 м и максимальной высотой 170 м. Верхнюю

часть борта, примерно до середины, отрабатывают по транспортной технологии (комплекс П-1) с применением селективной выемки; нижнюю — по технологии со взрыво-бульдозерной подвалкой руды на дно карьера. Высота нижних уступов 25 м, угол откоса борта в нижней части — 45° .

После взрыва на сброс оставшаяся по подошве уступа руда сталкивается под откос бульдозерами Катерпиллар D 9 и D 10 и Комatsu 375. Откосы уступов зачищают небольшими экскаваторами типа „обратная лопата“. На дне карьера подваленная руда перегружается гидравлическим экскаватором чаще всего прямо в приемный бункер передвижной дробилки (производительность 500 т/ч.). Дробленая до 100 мм руда через конвейерный перегружатель и забойный конвейер поступает на магистральный конвейерный тракт и направляется по нему на обогатительную фабрику. Иногда в качестве промежуточного транспортного звена между экскаватором и дробилкой используют автосамосвалы грузоподъемностью 30–40 т. Производительность карьера по руде составляет 2,5–3,0 млн. т/год [15].

Взрыво-бульдозерная подвалка горной массы частично применяется на описанном выше карьере Сейяла: в случаях, когда ширина рабочей площадки (слоя) не превышает 10–12 м.

Более производительным, но и более дорогим, чем предыдущий, является взрыво-экскаваторно-подвалочный комплекс IV-4. Его применяют, например, на Кутессайском карьере по добыче полиметаллических руд (Кыргизстан).

Месторождение расположено на склоне горного хребта, рабочая зона карьера находится на отметках 2230–2720 м. Особенность карьера — наличие усреднительных складов руды большого объема, объем поддерживается на постоянном уровне. Данное обстоятельство позволяет отрабатывать месторождение крутыми слоями с попеременным ведением вскрышных и добычных работ.

После того, как подготовленные за предыдущий цикл вскрышных работ запасы будут вынуты (в это время руда идет частью на обогатительную фабрику, частью на склад), весь экскаваторный парк карьера переводится на верхние вскрышные горизонты, и начинается отработка породного массива, залегающего над рудным телом. Первые заходки по всему борту отрабатываются сверху вниз „стружкой“ со сбросом взорванной породы на дно карьера. Там она перегружается в автосамосвалы и направляется на общий внешний отвал.

После расширения рабочих площадок на вскрыше переходят на транспортную технологию и направляют породу на погоризонтные отвалы.

Комплекс IY-4 эпизодически применялся на карьерах Мукуланский, Северо-Дашкесанский и других. В целом же на карьерах ко-согорного типа он менее распространен, чем комплекс IY-3.

В работе [21] предложен особый, канатно-скреперный комплекс (рис. 5.13), но дело ограничилось лишь лабораторным экспериментом.

5.3.5. Комбинированные комплексы

Отработка месторождения горизонтальными слоями в составе нескольких сближенных уступов не получила пока распространения на нагорных карьерах, хотя потенциальные возможности этих комплексов с позиций улучшения режима горных работ велики.

В качестве альтернативного варианта комплекс Y-2 рассматривался в проекте открытой разработки асбестового месторождения "Молодежное" (Восточная Сибирь). По проекту вскрышу нагорной части месторождения намечено подваливать экскаваторами-меллопатами с каждых 5-6 уступов на один транспортный (концентрационный) горизонт, оборудованный ограждающим валом. На концентрационный горизонт вводится железнодорожный транспорт.

5.3.6. Вибрирующие комплексы

Шнекобуровые машины получили распространение в США на открытой угледобыче в Аппалачских горах; они используются в рамках так называемой контурной выемки, когда открытым способом обрабатывают только выходы пластов по периметру горы, пока текущий коэффициент вскрыши не сравняется с граничным. До полного перехода на подземную разработку с помощью этих машин извлекают часть оставшихся запасов.

В настоящее время шнеко-буровые машины снабжены гидроприводом и способны вибуривать уголь из пластов мощностью 0,71-2,44 м до глубины почти 100 м, производительность установок находится в пределах 50-125 т/ч. Типичны следующие параметры проходимых выработок: высота 1,2 м, ширина 2,0-2,5 м (при одноконтурном буровом инструменте) с оставлением между ними целиков шириной до

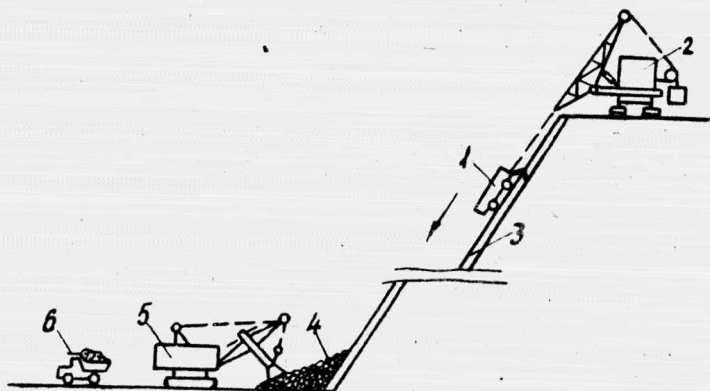


Рис. 5.13. Канатно-скреперный комплекс:

1 - породоразрушающий скреперный агрегат; 2 - подъемная установка; 3 - обрабатываемый крутой слой; 4 - навал перефуденной породы; 5 - экскаватор; 6 - автосамосвал

1,2 м. Извлечение угля из пласта составляет 15-70%.

Конструкция шнекобуровых машин продолжает совершенствоваться. На очереди массовый переход к машинам с более мощным электрическим приводом, что позволит увеличить их производительности до 275 т/ч, глубину проходки - до 122 м, мощность выбуриваемых пластов - до 3 м. Машины оснащаются совершенными контрольно-измерительными приборами, системами дистанционного и автоматизированного управления с использованием телевизионной, радарной и лазерной техники ориентации бурового снаряда. Следующее поколение этих машин проектируется на глубину проходки в 150 м, в перспективе возможно увеличение данного показателя до 300-450 м. Мощность выбуриваемых пластов может быть уменьшена до 0,35 м. [15].

Новые конструктивные решения позволяют совершенствовать и технологию добычи угля. Это видно на примере карьера Коултекс, где используют машину фирмы "Эдна". Особенность ее конструкции состоит в том, что в дополнение к основной буровой коронке снаряд имеет выдвижные буровые головки, расположенные сзади коронки. При прямом ходе головки втянуты, и машина проходит выработку сечением в 1 м глубиной 54 м. Головки выдвигаются при обратном ходе, благодаря чему сечение выработки возрастает до 2 м. Не доходя 12,0-13,5 м до устья выработки, головки снова втягиваются, и снаряд, используя эффект "горлышка бутылки", быстро и беспрепятственно выходит из скважины.

Данная технология позволяет довести извлечение угля из пласта до 80% и повысить производительность машины до 2-3 тыс. т в смену. В новой модификации машины фирмы "Эдна" за счет применения двойного бура ширина захвата еще более возросла: до 1,98 м - при прямом ходе и до 3,35 м - при обратном. Скорость проходки увеличилась до 6 м/мин [15].

На одном из угольных карьеров в штате Западная Виргиния был испытан комбайн "Джеффри 102HF" (комплекс У1-2, рис. 5.8). Комбайн управляется системой автоматической навигации с помощью передвижных телекамер и лазерного луча, снабжен 12-звенным конвейерным трактом на пневмоколесном ходу (каждое звено самоходное) и передвижным самоходным бункером. Он позволяет проходить выработку в пласте шириной 3,4 м, высотой 1,2 м и глубиной до 90 м [15].

5.4. Порядок обработки месторождения

5.4.1. Обработка месторождения этапами ^ж

Среди месторождений косогорного типа значительный по распространенности класс составляют месторождения с несогласным залеганием рудных тел по отношению к крутому (25–45°) косогору (Тырнаузское, Дашкесанские, Кутессайское, Яхтонское и др.). Традиционный порядок обработки таких месторождений сверху вниз предусматривает отстройку борта сплошной формы с разносом его сразу до предельного контура карьера под углом 10–15° (рис. 5.14). Однако при этом до сдачи карьера в эксплуатацию приходится удалять до 40–60% всей вскрыши, "нависающей" над залежью; срок строительства горного предприятия удлинится до 10–15 лет, и целесообразность обработки месторождения открытым способом становится проблематичной.

В поисках путей улучшения режима горных работ при освоении месторождений указанного типа была выдвинута идея поэтапной их разработки [5, 10, 18, 19, 24]. При ней порядок обработки месторождения меняется: вместо развития от единственной врезки в косогор, сделанной по верхнему контуру карьерного поля, горные работы развиваются от последовательно нарезаемых вверх по склону промежуточных врезок, а сама разработка ведется крутыми слоями (этапами). Тем самым достигается перенос большей части "нависающей" над залежью вскрыши со строительного периода на эксплуатационный, и срок строительства карьера значительно сокращается. На борту карьера оставляют временно нерабочие крутые участки (целики), которые постепенно срабатываются горными работами последующих этапов. Форма борта таким образом превращается из сплошной в ступенчатую (рис. 5.15).

Все предложенные на сегодня варианты поэтапной разработки объединяет одно – ведение горных работ на пологих (активных) участках борта и временное прекращение работ на его крутых участках – целиках. В таком виде поэтапная разработка была

^ж Параграф составлен по материалам и с участием канд.техн.наук А.Л.Аввакумова [3].

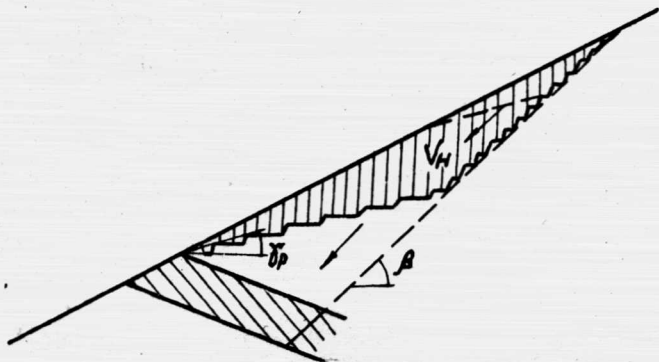


Рис. 5.14. Сплошная форма рабочего борта (при традиционной разработке):
 β - угол откоса борта в конечном положении (остальные обозначения - см. рис. 5.1)

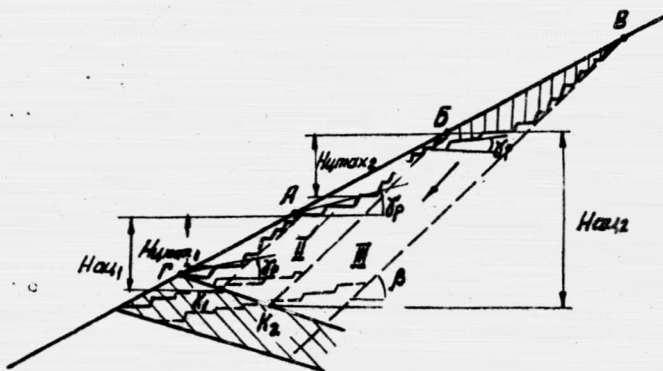


Рис. 5.15. Ступенчатая форма рабочего борта (при поэтапной разработке):
 I, II, III - крутые слои (этапы); (остальные обозначения - в тексте)

внедрена на ряде отечественных карьеров, однако вскоре выявился серьезный ее недостаток: хроническая нехватка вскрытых запасов и нестабильная добыча. Причина этого явления становится понятной в результате анализа динамики развития ступенчатого борта карьера (рис. 5.15).

После врезки в косогор (точка А) пологий участок борта будет спускаться по направлению к залежи с оставлением целика по линии AK_1 . Через некоторое время после начала работ по первому этапу осуществляется вторая врезка в косогор (точка Б). Образовавшийся второй пологий участок борта, опускаясь по косогору, достигнет верхней бровки целика в точке А (целик при этом будет иметь максимальную величину $H_{цmax_1}$), после чего начнется его срабатывание — разнос. Формирование целика в нижней его части будет, таким образом, сопровождаться разносом в верхней.

После достижения горными работами рудного тела (точка Г) происходит наращивание высоты рабочей зоны по руде до максимального значения. Для сохранения этой высоты (и, следовательно, производительности карьера по руде) рабочий борт второго этапа должен "догнать" борт первого этапа в точке K_1 . То есть породный целик должен быть разнесен до сокращения фронта работ по руде.

Из рис. 5.15 видно, что для выполнения такого условия рабочий борт второго этапа должен опуститься на расстояние $H_{цн_1}$ (на величину превышения первой врезки над кровлей рудного тела по линии откоса целика AK_1), в то время как борту первого этапа достаточно пройти расстояние $H_{цн_1} - H_{цmax_1}$. Соответственно вертикальная скорость разноса целика $h_{цн_1}$ должна превышать вертикальную скорость его формирования $h_{цф_1}$ на величину, пропорциональную соотношению указанных расстояний.

Эти же рассуждения применимы и для следующего по высоте целика, который формируется в результате разноса целика второго этапа. Он должен быть сработан еще более ускоренно для создания сплошного фронта работ в точке K_2 . Таким образом, при наличии на ступенчатом борту карьера нескольких целиков горные работы на каждом последующем этапе должны развиваться более интенсивно, чем на предыдущем. Максимальная скорость углубки $h_{цн_2}$ должна быть развита от самой верхней врезки в косогор —

для обрабатывания последнего целика. Но она не может быть беспре-
дельной, ограничиваясь по технологическим факторам. Следова-
тельно, для своевременного обрабатывания всех целиков скорость форми-
рования каждого (i -го) из них h_{φ_i} должна снижаться по сравне-
нию со скоростью его разноса h_{p_i} .

Налицо общее снижение интенсивности горных работ по мере
перехода от вышележащих пологих ступеней борта к нижележащим.
В количественном виде это явление можно оценить коэффициентом
относительного $\Delta_{отн_i}$ и абсолютного $\Delta_{абс.}$ снижения интенсивно-
сти горных работ при поэтапной разработке (соответственно на каж-
дом i -м целике и по всему борту при общем числе целиков на
нем - n):

$$\Delta_{отн_i} = \frac{h_{\varphi_i}}{h_{p_i}} = \frac{H_{a_{i1}} - H_{i_{max1}}}{H_{a_{i1}}}; \quad (5.1)$$

$$\Delta_{абс.} = \prod_{i=1}^n \Delta_{отн_i}. \quad (5.2)$$

Зная величину максимально достижимой скорости углубки по
косогору (скорость разноса самого верхнего целика) h_{p_n} , можно
определить скорость углубки на самой нижней ступени борта (ско-
рость формирования самого нижнего целика) h_{φ_1} :

$$h_{\varphi_1} = h_{p_n} \cdot \Delta_{абс.}, \quad \text{м/год}. \quad (5.3)$$

Эта скорость будет лимитировать возможную интенсивность до-
бычных работ на первом этапе. По мере перехода к следующим эта-
пам (в точках K_1, K_2 и т.д.) она будет скачкообразно возрастать,
достигая максимума h_{p_n} на последнем этапе.

Для случаев несогласного залегания типичным является наклон-
ное и пологое падение рудного тела под косогор. Поэтому для оцен-
ки интенсивности добычных работ может быть применен и другой
параметр - горизонтальная скорость подвигания фронта работ по
руде l_g . Анализ зависимости величины l_g от числа целиков N_4
и их высоты $H_{i_{max}}$ при варьировании других переменных показал,
что с увеличением N_4 скорость l_g снижается по параболической
зависимости из-за нарастающего отрицательного эффекта наличия
целиков на борту карьера. Величина l_g уменьшается тем интен-
сивнее, чем больше высота целиков $H_{i_{max}}$ при том же их количест-

ве, вплоть до полной остановки работ в рудной зоне.

Из сказанного выше виден механизм снижения интенсивности обычных работ с риском перерыва в добыче при поэтапной разработке месторождения. Наличие на борту карьера неподвижных целиков резко ограничивает производительность карьера по руде, особенно в начальные этапы, когда число целиков максимально.

Для повышения эффективности при поэтапной разработке предложено изменить конструкцию ступенчатого борта карьера, изменив тем самым и порядок отработки месторождения [3]. Идеальной, в принципе, будет конструкция, не содержащая неподвижных целиков. Практически это предполагает ведение горных работ на крутых участках борта.

Такой путь реален, так как известен целый ряд технологических схем, используемых с целью увеличения угла откоса рабочего борта (отработка массива крутыми слоями, подвалка горной массы на нижележащие горизонты, группирование смежных уступов с временным их сдвиганием и др.). Установим, какое воздействие на интенсивность и стабильность добычи окажет перемещение в сторону предельного контура крутого участка борта — бывшего неподвижного целика. Сделаем это применительно к самому нижнему целику, непосредственно над залежью (рис. 5.16).

При обычной поэтапной разработке для обеспечения заданного темпа углубки по руде скорость разноса h_p целика 3 должна превышать скорость его формирования h_{ϕ} , к концу разноса рабочий борт 4 займет положение 5. Нижняя бровка целика (как и верхняя) переместится на рудное тело по линии 6. Если придать целику некоторую горизонтальную скорость e'_c , то его нижняя бровка опустится на залежь по линии 6', а верхняя — по линии 7' при положении рабочего борта 5'. В результате обнажится дополнительная полоса рудного тела шириной $e'_{n.u.}$. При том же темпе углубки требуемые скорости разноса и формирования целика h'_p и h'_{ϕ} снизятся.

При еще большем подвигании целика (до величины e''_c) положительный эффект возрастет. Тогда нижняя и верхняя бровки целика переместятся на залежь по линиям 6'' и 7'' соответственно. Вскроется полоса руды шириной $e''_{n.u.}$, значительно большей, чем e'_c . Рабочий борт займет положение 5''. Произойдет еще большее снижение скоростей h''_p и h''_{ϕ} . Если же скорость разноса целика

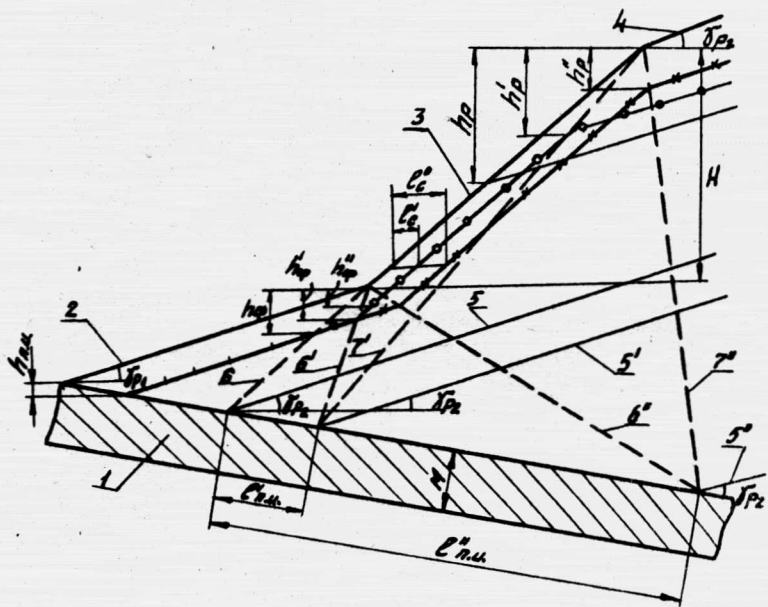


Рис. 5.16. Развитие рабочей зоны над залежью при неподвижных и подвижных целиках:

- + + + положение рабочей зоны при углублении работ на величину $h_{н.п.}$ без смещения целика (постепенная разработка);
 - то же с подвиганием целика со скоростью $c'_{п.п.}$;
 - * * * то же с подвиганием целика со скоростью $c''_{п.п.}$;
- I — рудное тело; 2 и 4 — рабочий борт соответственно под и над целиком; 3 — целик; (остальные обозначения — в тексте)

оставить прежней $h_p'' = h_p$, то появляется возможность повысить интенсивность горных работ под целиком, в том числе и в рудной зоне.

Приведенные выкладки можно распространить и на всю систему целиков, расположенных на борту карьеров. Каждый крутой участок борта остается временно нерабочим до подхода горных работ от вышележащей врезки к верхней срезке целика; затем последний начинает обрабатываться по фронту в дополнение к продолжающемуся формированию и разному, смещаясь по линиям скольжения к кровле залежи. Соответственно такой целик можно назвать скользящим. Саму же разработку, представляющую собой новый вариант поэтапной, предложено назвать каскадной [3].

Анализ зависимости скорости подвигания добычного фронта от числа скользящих целиков и их максимальной высоты — в сопоставлении с аналогичной зависимостью при обычной поэтапной разработке — показывает, что каскадная разработка имеет преимущество по интенсивности и стабильности добычи, возрастающее при увеличении числа целиков на борту (рис. 5.17). В диапазоне наиболее часто встречающихся высот целиков (45–135 м) величина ℓ_g возрастает в среднем в 1,2–11,5 раз. Исключаются свои в добыче руды, возможные при обычной поэтапной разработке (см. $\ell_g = 0$ на оси абсцисс).

Достоинства каскадной разработки проявляются и на графиках календарного распределения объемов руды и вскрыши при варьировании числа целиков, угла наклона косогора, угла падения залежи и других переменных. Из полученного материала следует, что переход от традиционной разработки к поэтапной (обычной) позволяет сократить объемы горно-капитальной вскрыши в 2–6 раз и приблизить сроки строительства карьера к нормативным (3–5 лет). Каскадная разработка в дополнение к этому обеспечивает более стабильную добычу (коэффициент вариации по руде снижается в 1,6–3,5 раза) с повышенной интенсивностью в первые годы эксплуатации.

Сохраняется также важное достоинство поэтапной разработки: возможность совмещения работ по проходке капитальных полутраншей к верхним горизонтам с горными работами в контуре карьера на нижних горизонтах. Что касается самих скользящих целиков, то их рекомендуется обрабатывать крутыми слоями и тупиковыми

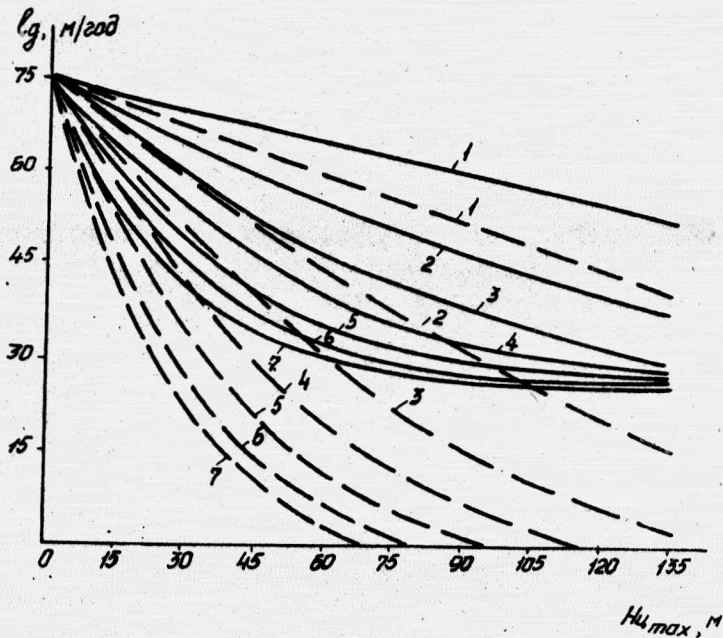


Рис. 5.17. Зависимость скорости продвижения фронта добычных работ v_g от максимальной выс.л целиков H_{max} ($\varphi = 30^\circ$):
 1, 2...7 - число целиков на борту;
 — — — — — обычная поэтапная разработка;
 ————— каскадная разработка

эксплуатационными заходками с заездом автотранспорта либо на каждый уступ (отработка целика "стружкой"), либо на концентрационный горизонт со взрыво-механизированной подвалкой горной массы с двух-трех уступов. В первом случае с целью интенсификации работ крутой участок борта предлагается разделить на несколько ступеней транспортными бермами. Описанными способами можно обеспечить подвигание крутых участков борта с углами откоса $30-40^{\circ}$ и скоростью 20-30 м/год и более.

Практическая возможность производства работ на крутых участках борта подтверждается опытом использования скользящих целиков на Мукуланском карьере Тырнауэзского ВМК.

После перехода на поэтапную разработку месторождения на северном борту карьера был отстроен целик со следующими параметрами: высота 135-150 м, угол откоса $34-35^{\circ}$, длина по фронту 550-500 м. Целик составили две группы уступов высотой по 60-80 м с углами откоса $45-55^{\circ}$, одна группа от другой отделена транспортной бермой.

В целях обеспечения плановых объемов добычи на карьере было осуществлено подвигание целика к предельному контуру, целик тем самым стал скользящим. Каждая группа уступов, входящих в целик, отрабатывалась в нисходящем порядке крутыми слоями и встречными тупиковыми заходками ("стружкой"). Верхняя часть целика разносилась более пологой ($20-22^{\circ}$) ступенью рабочего борта, нижней же своей частью он примыкал к рудным горизонтам.

Несмотря на трудности, вызванные комбинированной (открыто-подземной) разработкой месторождения в одной вертикальной плоскости, в 1988-89 гг. удалось достичь скорости смещения целика в 26-28 м/год. В более благоприятных условиях ее возможно поднять до 40 м/год [3].

5.4.2. Порядок отработки высотно-глубинного месторождения в условиях тропического климата *

В зоне тропического климата находятся обширные регионы земного шара (Юго-Восточная Азия, Экваториальная Африка и др.). Воздействию муссонных дождей подвергаются и некоторые районы

* Параграф составлен по материалам и с участием канд. техн. наук Нгуен-Дык-Биня [23].

России (Дальний Восток, о. Сахалин). Производство открытых работ в условиях тропического климата имеет свои особенности, вызванные сезонным и ливневым характером дождей. Особенно ярко эти особенности проявляются при открытой разработке угольных месторождений Вьетнама [16].

Сырьевую базу угольной промышленности СРВ составляют, в основном, месторождения Куанг-Нинь на севере Вьетнама, обрабатываемые открытым способом и относящиеся к высотно-глубинному типу. Каждое месторождение включает несколько пластов мульдообразной формы. Карьерное поле, как правило, состоит из нескольких территориально разобщенных участков, которые обрабатываются последовательно, начиная с наиболее доступных, находящихся у подножия гор.

Климат Вьетнама характеризуется наличием двух резко отличающихся между собой времен года: сухого и дождливого сезонов (каждый примерно по 4 мес.), разделенными переходными периодами. Если в сухой сезон дожди практически прекращаются, то в дождливый сезон типичными являются осадки ливневого характера, выпадающие непрерывно в течение 1-7 суток, реже до 10-14 суток.

Топографические условия способствуют стоку в карьер большого количества дождевой воды. Но условия отвода ее с рабочих горизонтов на отдельных участках карьерного поля неодинаковы. Наиболее благоприятны они на высотных участках, где дождевая вода уходит с уступов самстеком вниз по склону. Карьер в этом случае имеет незамкнутый контур.

Возможность отвести ливневые стоки самстеком сохраняется и в пределах верхней, смешанной части замкнутого контура карьера, расположенной выше господствующего уровня поверхности. Это достигается проходкой специальных водоотводных траншей в сторону ближайших понижений рельефа за границами карьера.

Самые тяжелые условия водоотлива складываются в глубинной части карьерного поля, целиком находящейся ниже уровня естественного стока дождевой воды с окружающей местности. Удаление воды со дна карьера ведут с помощью насосных установок, однако объем ливневых осадков настолько велик, что карьерный водоотлив оказывается не в состоянии откачать всю воду в короткий срок. Так, в 1978 г. только за одни сутки на дно карьера Кок-

Шау поступило около 30 тыс.м³ воды [23].

Такая ситуация не была предусмотрена проектами. Проектные решения, соответствуя в целом горно-геологическим условиям угольных месторождений СРВ, недостаточно учли особенности климата района месторождения из-за недооценки объема разовых ливневых притоков воды в карьер от непрерывных дождей. Во всех проектах была предусмотрена последовательная отработка участков карьерного поля: глубинных, а затем высотных.

Начиная с 80-х годов в связи с углублением горных работ производственная обстановка на угольных карьерах Вьетнама стала ухудшаться. Из-за сезонного затопления карьеров темп углубки упал, ухудшилось использование оборудования, возник целый ряд других осложнений. В результате резко снизилась производительность карьеров. Принятые на производстве меры по стабилизации положения носили эмпирический характер и решающего эффекта не дали.

В результате анализа производственной деятельности действующих угольных карьеров СРВ установлено, что главной характеристикой муссонных климатических условий, оказывающих непосредственное влияние на открытые горные работы, является объем дождевых вод Q_g , стекающих на дно карьера за время T :

$$Q_g = A \cdot S \cdot k_n, \text{ м}^3, \quad (5.4)$$

где A — количество осадков, выпадающих на водосборную поверхность за время T , мм;

k_n — коэффициент поверхностного стока, зависящий от интенсивности дождя, уклонов поверхности и бортов карьера, их задерживающей способности и др.; величина k_n обычно изменяется в пределах 0,7–1,0;

S — водосборная площадь карьера, м²; величина S на карьерах СРВ составляет в среднем 250 тыс.м² и по мере их углубления продолжает увеличиваться, достигнув, например, на карьере Кок-Шау 738 тыс.м².

По формуле (5.4) с использованием статистических данных по осадкам в районе Куанг-Нинь определен среднемесячный объем воды, стекающей на дно карьера, в зависимости от его водосборной площади. Если брать в среднем по сезонам, то при $S = 150$ —

750 тыс. м² в глубинную часть карьера может ежемесячно стекать: в дождливый сезон - от 62 до 300 тыс.м³, в переходный период - от 17,3 до 94 тыс.м³ воды.

По отдельным месяцам цифры притоков колеблются в еще большем диапазоне. Например, в самый дождливый месяц года - август, сток воды при тех же значениях S составляет от 80 до 390 тыс.м³.

Для более полной оценки влияния осадков на горные работы необходимо рассматривать не только среднее значение дождевых притоков, но и пиковые объемы стекающей на дно карьера воды от непрерывных дождей с учетом вероятности (частоты) их возникновения. С этой целью были подвергнуты статистической обработке данные наблюдений метеостанций провинции Куанг-Нинь за последние 20 лет. В результате установлено, что интенсивность разовых притоков находится в гиперболической зависимости от частоты и продолжительности непрерывных дождей (рис. 5.18). Максимальная интенсивность осадков и стока воды в карьер характерна для периода этих дождей не более 5-7 суток. На рис. 5.18 видно, что с вероятностью 15% за неделю непрерывных дождей на дно карьера может поступать до 126 тыс.м³ воды.

Разовые притоки такой величины приводят к полному прекращению горных работ на дне карьера в глубинной части карьерного поля не только в дождливый сезон, но и в большую часть переходного периода. При наличии на дне водосборного котлована перерыв в углубке карьера можно несколько сократить. Однако и в этом случае ведение горных работ на дне карьера станет возможным в течение лишь 4 мес. сухого сезона и 2 мес. переходного периода (апрель и ноябрь).

Проходка разрезной траншеи в указанные сроки хотя и возможна, но затрудняется из-за эпизодических ливневых дождей. Для аккумуляции и откачки воды на дне траншеи требуется строительство локальных котлованов вместимостью от 1 до 5 тыс.м³ через каждые 100-150 м. Из-за этого увеличивается ширина траншеи, снижается скорость ее проходки.

Последствия дождливого сезона сказываются и в осадении на дне карьера большого - до 10-20 тыс.м³ - количества породной мелочи (ила), увлекаемой ливневыми потоками с его бортов. На уборку ила затрачивается до 25-35% возможного времени уг-

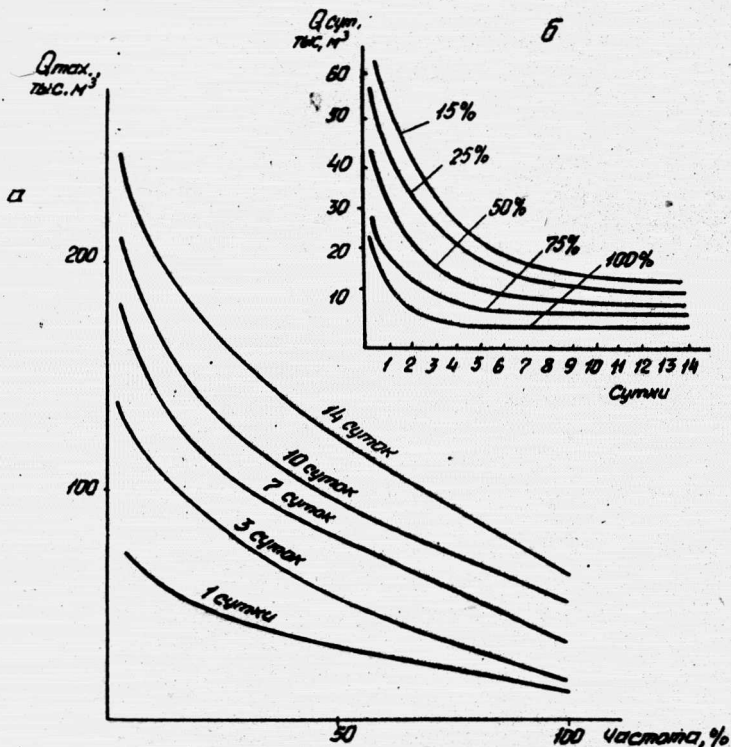


Рис. 5.18. Максимальные разовые (а) и суточные (б) притоки воды, поступающей в карьер от непрерывных дождей различной длительности, по вероятности (частоте) поступления

лубки.

В результате отрицательного воздействия ливневых осадков на горные работы скорость углубки карьера в глубинной части карьерного поля снижается против возможной по горнотехническим условиям (с учетом устройства локальных водосборников). Фактически достигнутая скорость углубки на карьерах района Куанг-Нинь составляет 4-6 м/год (против 15-20 м/год по проектам).

Итак, наибольшее отрицательное воздействие на работу карьера в условиях тропического климата оказывают непрерывные ливневые осадки. Особенно остро это проявляется при отработке глубинной части карьерного поля. В создавшемся положении есть два взаимосвязанных выхода: во-первых, изыскать возможности интенсификации работ на нижних, подтопляемых горизонтах карьера; во-вторых, путем перехода от последовательной к совместной отработке участков карьерного поля найти средства компенсации падения производительности карьера в его глубинной части.

Потенциальные возможности участков в деле обеспечения и наращивания производственной мощности карьера вскрыты путем расчета максимально достижимой по горнотехническим условиям и особенностям водоотвода скорости углубки. Установлено, что она составляет: для высотных участков - 15 м/год, смешанных - 12 м/год, для глубинных - 7,5 м/год.

Расчетная интенсивность горных работ в глубинной части карьерного поля на 30-50% превышает фактически достигнутую на карьерах СРВ и обеспечивается рядом мер [23]. В первую очередь, решаются вопросы вместимости, конструкции и расположения водосборного котлована на дне карьера. Исходной посылкой здесь является то, что устройство котлована входит составной частью в процесс вскрытия нового горизонта, определяя порядок формирования рабочей зоны и карьерного пространства.

Существует точка зрения, что объем котлована должен быть достаточным для аккумуляции всей воды, поступающей в карьер за время непрерывного дождя. Исходя из выявленной выше зависимости величины стока атмосферных вод в карьер от вероятности и продолжительности непрерывных осадков, данный объем должен быть равен 5 - 7-кратному максимальному суточному притоку, т.е. 60-120 тыс.м³. При этом условии горизонт, находящийся непосредственно над котлованом, не будет - с вероятностью 80-85% - под-

тапливаться в дождливый сезон.

При всей правомерности такого подхода он оказался нереальным из-за ограниченного времени на строительство котлована в сухой сезон. Более реален иной путь: вместимость котлована определять по возможности выполнения всего объема работ по вскрытию нового горизонта при сезонной углубке, а дефицит вместимости относительно указанной выше цифры компенсировать увеличением мощности насосных установок.

В результате анализа различных вариантов расположения котлована установлено, что самым универсальным решением, обеспечивающим к тому же наибольшую скорость углубки, является переменное расположение котлована вдоль разрезной траншеи при подготовке горизонтов подступами. Оно рекомендуется для отработки обоих крыльев мульдообразной залежи. Такое решение позволяет создать за время сезонной углубки водосборный котлован вместимостью до 60-70 тыс. т³.

Интенсификация горных работ способствует расширению размеров смешанной части карьерного поля за счет глубинной благодаря уточнению подсчета экономической эффективности водоотвода с помощью специальных траншей. Затраты, необходимые для этого, сравниваются с затратами на принудительный водостлив вместе с убытками от удорожания добычи угля в затопляемой зоне карьера.

Выявленная разница в интенсивности развития горных работ по участкам требует изыскания средств компенсации падения производительности карьера при работе его в глубинной части карьерного поля. Компенсирующий эффект достигается своевременным вводом в эксплуатацию участков, менее подверженных негативному влиянию ливневых осадков. Оптимизации здесь подлежит порядок и момент начала разработки отдельных участков карьерного поля.

Рациональный порядок отработки участков устанавливается путем исследования режима горных работ по каждому участку на графиках $V=f(Y)$ и $Q=f(Y)$, где V, Q, Y - нарастающие объемы вскрыши, горной массы и извлекаемого угля. Очередность ввода участков в эксплуатацию можно определить графоаналитическим методом, сущность которого заключается в том, что по результатам анализа развития горных работ по всем участкам строятся и совмещаются в единой номограмме графики $Q=f(Y)$. При сравнении их предпочтение отдается кривой, занимающей на номограмме

нижнее положение, так как при одинаковом количестве извлекаемого из недр угля более эффективной будет отработка участка с минимальными объемами горной массы.

Задача обоснования момента ввода в эксплуатацию нового участка решается путем наложения календарных графиков $V=f(T)$ и $Y=f(T)$, построенных по всем рассматриваемым участкам (рис. 5.19). Продолжительность этапа при этом определяется по возможной скорости понижения горных работ на частях карьерного поля, отличающихся условиями водоотвода.

На графике $Y=f(T)$ участка, разрабатываемого в первую очередь, видно, что при переходе горных работ в глубинную часть карьерного поля возможная производительность карьера сразу уменьшается из-за снижения скорости углубки. Для компенсации падения производительности карьера именно в это время необходимо вводить в эксплуатацию второй (высотный) участок по установленной выше очереди. Подобным же образом определяется момент ввода в эксплуатацию последующих участков. В итоге строится календарный график всего карьера.

Предложенный порядок отработки месторождений был проверен в условиях наиболее крупного из действующих предприятий района Куанг-Нинь - карьера Кок-Шау.

По особенностям рельефа и строению угольных пластов в составе месторождения выделены два участка: смешанный Та-Нган и высотный Тханг-Лой. По проекту горные работы ведутся сначала на участке Та-Нган, и только тогда, когда эксплуатационный коэффициент вскрыши на нем начнет уменьшаться (с отметки -90 м), в эксплуатацию вводится участок Тханг-Лой. В течение всего срока отработки первого участка была предусмотрена постоянная, весьма высокая скорость углубки - 15-17 м/год. Считалось, что углубку карьера можно вести круглый год.

Практика, как отмечалось выше, не подтвердила проектные намечки. Как только горные работы перешли в глубинную часть карьерного поля (с отметки +30 м), ливневые потоки стали заталкивать карьер, производительность его резко снизилась: с 1,0-1,5 млн. м/год по проекту до 0,45-0,7 млн. т/год.

Для поиска выхода из создавшегося положения была образована исследовательская группа с участием инж. Нгуен-Дык-Биня. По его предложению было решено начать отработку участка Тханг-Лой рань-

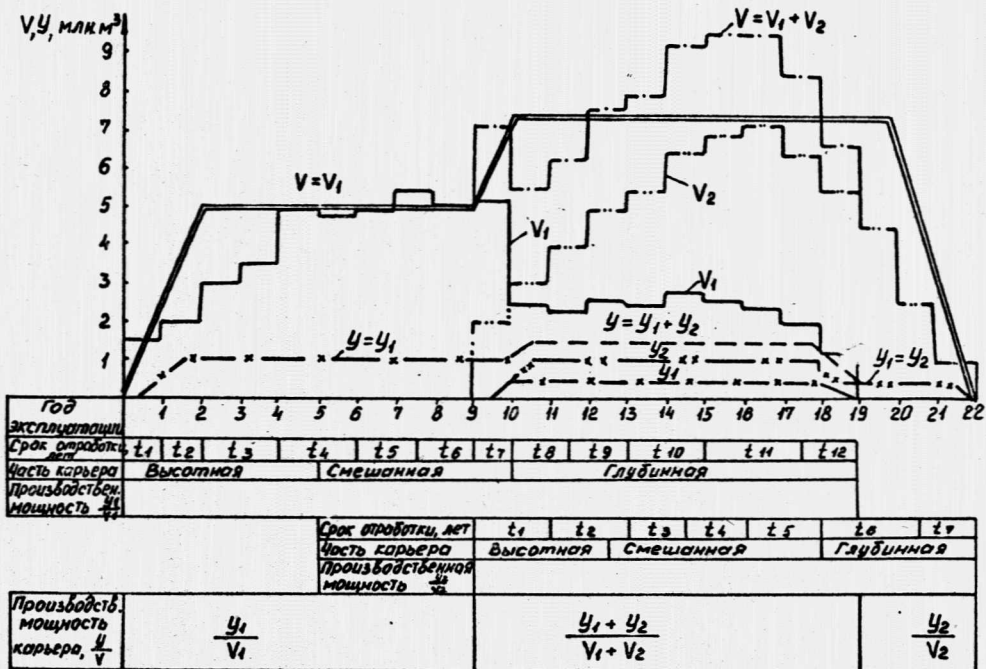


Рис. 5.19. Календарный график отработки высоко-глубинного месторождения, состоящего из двух участков

ше, чем предусматривалось проектом. Предприятию был также предложен календарный график работ, при котором отрицательное влияние климатических условий было сведено к минимуму. В результате добыча угля поднялась до 1,3-1,45 млн. т/год и в дальнейшем стабилизировалась на этом уровне. За время сухого сезона стало возможным подготовить на дне карьера рабочую площадку необходимой ширины и водосборный котлован достаточной вместимости. Скорость углубки в глубинной части возросла с 4-5 до 7-7,5 м/год [23].

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Абдукахаров М., Назаров Х.Х. Область применения вертолетного транспорта для разработки ценных, труднодоступных месторождений.-В сб.: Рациональное и комплексное использование недр". Научные труды ТашПИ, выпуск 294.-Ташкент, 1980, с. 35-43.
2. Абебян Ц.Х., Мкртчян Б.И. и др. Повышение эффективности эксплуатации рудоспусков на нагорных карьерах.-Горный журнал, 1991, №3, с. 19-21.
3. Аввакумов А.Л. Исследование и обоснование порядка обработки месторождений высотного типа с крутым склоном и несогласным залеганием рудных тел. Кандидатская диссертация.-М.; МГИ, 1991.
4. Азимов А.А., Юсупходжаев А.Т. Совместная работа вертолета с другими транспортными и добычными машинами.-В сб.: Разработка рудных месторождений открытым способом.-Свердловск, 1977, с. 52-59.
5. Березин А.И. Обоснование параметров первого этапа открытой разработки крутопадающей залежи нагорного типа.-Известия Северо-Кавказского научного центра высшей школы. Серия техн. наук, 1974, №3, с. 52-53.
6. Березняк М.М., Васильев Е.И., Калинин А.В. Выбор вида карьерного транспорта для угольных месторождений южного Кузбасса.-В сб.: Открытая добыча угля в Кузбассе.-Кемерово, 1968, с. 203-233.
7. Бурштейн М.П. Предпосылки и эффективность применения направленного взрыва при производстве капитальных вскрышных работ на нагорных карьерах. Тезисы научной конференции по разработке месторождений полезных ископаемых в условиях высокогорья и жаркого климата.-Ташкент, 1973, с. 49-54.
8. Васильев М.В., Азимов А.А. Применение вертолетов на карьерах нагорного типа.-Известия вузов. Горный журнал, 1964, №7, с. 92-96.
9. Васильев М.В., Фесенко С.Л., Путятин Б.К. О безопасном движении поездов на нагорных карьерах.-Безопасность труда в промышленности, 1968, № 10, с. 18-20.

10. Волегов Б.М., Максимов В.К., Бакшеев А.И. Влияние резко-расчлененного рельефа на выбор начального развития карьеров. - Цветная металлургия, 1984, №7, с. 18-19.

11. Динь-Ван-Лап. Исследование технологии вскрышных и добычных работ при открытой разработке маломощных нагорных месторождений. Кандидатская диссертация.-М.: МГИ, 1968.

12. Ильин С.А. Технология открытой разработки нагорных месторождений.-М.: МГИ, часть I, 1991, 58 с.

13. Ильин С.А. Технология открытой разработки нагорных месторождений.-М.: МГИ, часть II, 1992, 90 с.

14. Ильин С.А., Нгуен-Тхан-Туан. Технология открытой разработки нагорных месторождений.-М.: МГИ, часть III, 1993, 93 с.

15. Ильин С.А. Нагорные карьеры мира.-М.: МГИ, часть I, 1993, 224 с.

16. Ильин С.А., Нгуен-Дык-Бинь. Особенности технологии открытой разработки угольных месторождений СРВ.-В сб.: Техника и технология открытых горных работ при комплексном освоении минеральных ресурсов.-М.: МГИ, 1989, с. 31-37.

17. Ильин С.А., Степанов В.А., Мерабет Д. Транспортировка полезных ископаемых на карьерах Алжира.-Горный журнал, 1992, №5, с. 55-59.

18. Кумачев К.А., Майминд В.Я. Проектирование железорудных карьеров.-М.: Недра, 1981, 464 с.

19. Динев В.П. Определение параметров рабочей зоны карьера с участками временно неработающего борта.-Горный журнал, 1986, № 5, с. 15-17.

20. Малютин М.А., Дустановалов А.И., Бозиев А.О. Повышение эффективности самотечного транспорта на разрезах нагорного типа. Добыча угля открытым способом.-М.: ЦНИИУголь, 1979, № 4, с.6-9.

21. Минаков В.В. Обоснование прогрессивных технологических схем вскрышных работ на угольных разрезах Киргизии.-В сб.: Повышение полноты и качества выемки полезных ископаемых на горных предприятиях Киргизии.-Фрунзе, Илим, 1987, с. 87-92.

22. Молчанов В.Б., Бабкин Ю.П. Состояние и перспективы развития горных работ [на Качканарском ГОКе] .-Гор. й журнал, 1993, № 9-10, с. 14-16.

23. Нгуен-Дык-Бинь. Обоснование порядка отработки нагорно-глубинных угольных месторождений в условиях тропического климата. Кандидатская диссертация.-М.: МГИ, 1989.

24. Оводенко Б.К., Аршинов С.С. Временно нерабочие борты в карьерах.-Л., 1977, II7 с.

25. Пахомов Е.М. Применение породо- и рудоскатов на глубоких карьерах.-В сб. трудов ВЗПИ, вып. 13. Серия: Разработка угольных и рудных месторождений.-М., 1979, с. 13-21.

26. Пахомов Е.М., Прасолов Е.В. Эффективность использования рудоскатов при циклично-поточной технологии. Там же, с. 22-23.

27. Тихонов Н.В., Малютин М.А. Применение породо- и рудоскатов на зарубежных карьерах.-Горный журнал, 1982, № II, с. 60-61.

28. Усынин В.И., Самойлов Ю.А., Клубничкин Е.А. Возможная область применения циклично-поточной технологии на Кошвинском карьере ПО "Апатит".-В сб.: Ресурсосберегающая технология разработки недр.-Апатиты, 1987, с. II-20.

	Стр.
ПРЕДИСЛОВИЕ	3
5. ТЕХНОЛОГИЯ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КОСОГОРНОГО ТИПА	4
5.1. Общие положения	4
5.2. Классификация технологических комплексов	6
5.3. Опыт применения технологических комплексов на карьерах	19
5.3.1. Бестранспортные комплексы	19
5.3.2. Транспортные комплексы	22
5.3.3. Транспортно-гравитационные комплексы.....	33
5.3.4. Гравитационные комплексы	38
5.3.5. Комбинированные комплексы	43
5.3.6. Выбуривающие комплексы	43
5.4. Порядок отработки месторождения	46,
5.4.1. Отработка месторождения этапами	46
5.4.2. Порядок отработки высотно-глубинного месторождения в условиях тропического климата	54
<i>Список литературы</i>	64

Сергей Александрович Ильин
ТЕХНОЛОГИЯ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ
НАГОРНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
Учебное пособие

Темплан 1995 г., поз.123

Редактор Денисова Г.М.

Технический редактор Абросимова Т.Н.

Подписано в печать 16.2.1995 г. Формат 60х90/16

Объём 4,5 п.л. Тираж 200 экз. Цена 1000 руб. Заказ № 1200

Типография Московского государственного горного университета.

Ленинский проспект, 6