

677.241

A852 А. И. Арсентьев

Вскрытие

и системы разработки карьерных полей



617.1.241

A852

А. И. Арсентьев

Вскрытие и системы разработки карьерных полей

1021



МОСКВА "НЕДРА" 1981

Арсентьев А.И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей. М., Недра, 1981, 278 с.

В книге рассмотрены закономерности формирования карьерного пространства при различных способах вскрытия. Описаны способы вскрытия месторождений при помощи открытых и подземных горных выработок, а также при помощи земляных сооружений, способы проведения траншей. Изложены методы расчета параметров и показателей систем разработки с углубкой и без углубки карьера. Освещены особенности расчета различных систем разработки. Приведены наиболее характерные примеры способов вскрытия и систем разработки применительно к различным типам месторождений.

Книга предназначена для широкого круга читателей — работников горнодобывающих предприятий для проектных и научно-исследовательских институтов, преподавателей и студентов горных вузов и факультетов.

Табл. 20, ил. 184, список лит. — 60 назв.

Рецензент:

д-р техн. наук проф. В.С. Хохряков
(Свердловский горный институт).

ВВЕДЕНИЕ

Горная наука — одна из древнейших на земле, развивалась из настоятельной потребности человека в использовании минеральных ресурсов земли. В ней изучается взаимодействие техники с горными породами с целью экономически эффективного добывания из недр земли полезных ископаемых.

Наиболее широко развито два способа разработки месторождений — подземный и открытый. Получает развитие и подводный способ разработки.

При подземном способе разработки основные процессы горных работ происходят в горных выработках замкнутого контура — подземных выработках; при открытом — в горных выработках незамкнутого контура, открытых в атмосферу, — открытых выработках; при подводном способе разработки — в горных выработках незамкнутого контура, открытых в гидросферу, — подводных выработках.

В результате производства горных работ из недр земли вынимаются горные породы и образуется выработанное пространство — геометрические объекты. Развитие этих объектов во времени и пространстве характеризует порядок и интенсивность разработки месторождения, а количественная оценка этого развития — производительность горного предприятия.

Основные закономерности горной науки для всех способов разработки являются общими, но применительно к каждому способу имеют свои особенности.

Применительно к открытому способу разработки характерны следующие основные закономерности [29]:

динамичность рабочих забоев; обеспечение устойчивости обнажений горных пород; соразмерность и динамичность развития горных работ на смежных уступах карьера; цикличность развития горных работ; обеспечение экономической эффективности месторождения.

Ниже, по мере потребности, эти закономерности будут рассмотрены подробнее.

Разработка месторождений связана с выемкой из недр земли и доставкой к месту назначения горных пород — вскрыши и полезного ископаемого. Работы по сооружению транспортных подходов к участкам месторождения называются вскрытием. А так как месторождение (или его часть), отводимое карьеру для разработки, называется карьерным полем [25], то можно говорить о вскрытии карьерного поля.

Общая схема вскрытия (расположение, тип и число вскрываемых выработок) выбирается в процессе проектирования. Обоснование этой схемы ведется обычно с учетом условий доставки горных пород и рационального развития горных работ в карьерном поле.

Вскрывающие выработки, особенно открытые, проходятся не сразу, а постепенно по мере развития работ.

В работе карьера взаимодействуют две группы — горнотранспортные машины и горные породы. Машины работают в забоях, эти забой перемещаются в про-

странстве, идет подвигание рабочих уступов. Особенности горных работ, связанные с движением забоев и фронта работ, взаимодействием смежных уступов, принято относить к понятию "системы разработки". Применяемое оборудование, его взаимодействие в технологическом процессе связано с понятием "механизация горных работ".

В связи со сравнительно недавним серьезным становлением теории открытых горных работ по сравнению с теорией подземных работ в ней еще много неустановившихся понятий и многие исследователи работают над совершенствованием этих понятий. Ясно, что серьезных результатов можно достичь, если опираться на работы предшественников, использовать все наиболее ценное и перспективное.

В нашей литературе имеется много работ по системам разработки, расчетам их параметров и показателей. Правда, наибольшим вниманием у исследователей пользуются системы разработки горизонтальных и пологопадающих залежей. Применительно к этой группе систем предложен большой аналитический аппарат и огромное число формул.

Очень заманчивым, по нашему мнению, является создание классификаций, охватывающих максимальное число объектов и разработка принципиальных расчетных схем, пригодных для наибольшего числа систем разработок. Причем эти предложения должны быть наиболее простыми.

При современном, весьма широком развитии открытого способа разработки попытка дать методы расчета каждого из возможных вариантов — это попытка объять необъятное. Но есть принципиальные основы расчетов, пригодные для целых групп систем разработки. Знание этих основ в сочетании с общей инженерной эрудицией позволит решать конкретные задачи.

Ясно, что типовые варианты при практической реализации для "живого" месторождения претерпевают определенные деформации. Их приспособливают к объективным условиям залегания месторождения, современному уровню техники и экономическим требованиям народного хозяйства.

Выявление тенденций изменения параметров карьера применительно к различному минеральному сырью представляет большой интерес и помогает более обоснованно принимать решения по разработке месторождений.

В предлагаемой книге поставлены следующие задачи: на основе общих закономерностей формирования карьера рассмотреть процесс вскрытия и подготовки новых горизонтов карьера и способы проходки траншей. Предложить обобщенные методы расчета параметров и показателей систем разработки. Рассмотреть, как распространяются и видоизменяются способы вскрытия и системы разработки при эксплуатации месторождений различных типов.

ЧАСТЬ ПЕРВАЯ

ВСКРЫТИЕ КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ

ГЛАВА 1

СПОСОБЫ ВСКРЫТИЯ

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

В результате производства горных работ осуществляется выемка горных пород из недр земли и образуются горные выработки и их совокупность — карьер.

Горные работы по формированию карьера можно разделить на две группы:

проведение горных выработок и устройство сооружений для обеспечения транспортных связей в карьере — это работы, связанные со вскрытием месторождения;

производство вскрышных и добычных работ — это горные работы, связанные с системами разработки.

Под вскрытием месторождения понимается проведение горных выработок (или сооружение подходов), открывающих транспортный доступ от поверхности карьера к месторождению или от какой-либо одной разрабатываемой его части к другой неразработанной и обеспечивающих возможность подготовки фронта работ.

Если рассмотреть крутопадающую залежь, то возможные варианты вскрытия ее отдельных частей могут быть осуществлены так, как показано на рис. 1.1.

Транспортные подходы к части месторождения, расположенной выше основной отметки промышленной площадки

Велико есть дело — достигать во глубину земную разумом, куда рукам и оку досягнуть возбраняет натура: странствовать размышлениями в преисподней, проникать рассуждением сквозь тесные расселины и вечною ночью помраченные вещи и деяния выводить на солнечную ясность.

Михаил Ломоносов

(точка O), могут быть осуществлены либо полутраншеями по рельефу местности (по линии $O' - 1 - 3$), либо по насыпи (по линии $O - 1$), либо штольней с рудоспусками (по линии $O' - 2 - 3$).

Для вскрытия горизонтов карьера, расположенных ниже отметки промплощадки, необходимо проходить либо систему наклонных траншей внутри карьерного поля (по линии $O' - 8 - 5 - 4$), либо шахту ($O - 6$) с квершлагами ($7 - 8, 9 - 5, 10 - 4$); либо наклонную шахту ($O'' - 5$).

Карьерное поле разбивается по глубине на отдельные горизонтальные слои — горизонты, которые затем вскрываются и подготавливаются. Образованные уступы* отрабатываются последовательно сверху вниз.

Въездные траншеи, вскрывающие каждый из уступов, в совокупности образуют систему траншей, типичные особенности которой характеризуют собой траншейный способ вскрытия месторождения. Решенное и осуществляемое на практике вскрытие месторождения надолго, а иногда и навсегда предопределяет порядок отработки карьера и эффективность его работы. При рассмотрении этой проблемы основное значение имеют: тип и взаимное расположение вскрывающих выработок (способ вскрытия); высота уступов; направле-

ние развития горных работ в пространстве, которое предопределяет расположение вскрывающих горных выработок.

При выборе способа вскрытия должны учитываться многие факторы: конечные контуры карьера, система разработки, принятый вид транспорта, срок строительства карьера, условия и форма залегания рудного тела, рельеф местности, расположение на поверхности сооружений и отвалов, качество руды, климатические факторы, условия и возможности финансирования.

Как известно, объектом приложения методов горной науки является массив горных пород, свойства которого значительно влияют на горные работы, что позволяет установить следующую закономерность: в процессе проведения горных выработок образуются обнажения горных пород, устойчивость которых необходимо обеспечивать для создания безопасных условий работы людей и оборудования:

$$Q = f(GM), \quad (1.1)$$

где Q — параметры горной выработки (площадь поперечного сечения, форма, угол откоса и др.); G — свойства методов крепления обнажений горных пород; M — свойства массива горных пород.

Из этой закономерности вытекают следующие следствия:

для предотвращения нарушений устойчивости обнажений пород горным выработкам необходимо придавать устойчивые параметры (форму и площадь поперечного сечения подземных выработок; углы погашения, форму в вертикальном сечении и в плане бортов карьеров и откосов уступов и траншей);

при невозможности обеспечения естественной устойчивости выработок необ-

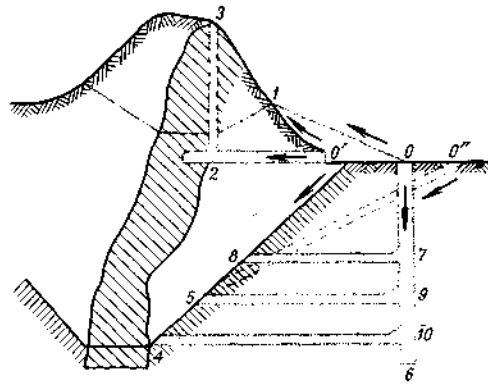


РИС. 1.1.
Схема вскрытия карьерного поля

ходимо применять искусственные способы укрепления обнажений;

при разработке неустойчивых пород можно использовать закономерности их обрушения для повышения эффективности работы экскаваторов;

при разработке крутых залежей полезных ископаемых глубина горных работ по мере развития увеличивается, что ведет к увеличению горного давления, повышению температуры горных пород, усложнению проветривания горных выработок, увеличению расстояний доставки горных пород к месту назначения, усложнению водоотлива и осушения карьерных полей;

для безопасности работы карьера необходимо придавать бортам угол откоса, обеспечивающий их устойчивость (обычно он не превышает 50° и практически не совпадает с контурами залежи полезного ископаемого по всему периметру карьера); кроме того, для обеспечения доступа к полезному ископаемому необходимо обрабатывать покрывающие пустые породы; все это влечет за собой необходимость ведения вскрышных

работ, объем которых во многих случаях значительно превышает объем обычных работ.

2. ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Для горных работ характерна связь с экономикой, т.е. принимаемые решения должны удовлетворять критериям экономической эффективности. Применительно к открытому способу разработки месторождений есть много путей рационализации принимаемых решений. К основным из них относятся установление наиболее рациональных границ и производительности карьера, обеспечивающих современный уровень экономической эффективности, выбор наиболее рационального направления и интенсивности развития горных работ, принятие наиболее рациональных способов вскрытия и систем разработки, применение наиболее совершенного для данного карьера оборудования, комплексное использование сырья, оптимизация и автоматизация управления горными работами, рекультивация участков земли, нарушенных горными работами. В общем случае используются все эти пути, но значимость их неравноценна и важно правильно определить важнейшие пути в каждом конкретном случае.

В настоящее время наиболее распространенным критерием эффективности является минимум приведенных затрат [49] при равном объеме добычи полезного ископаемого для всех вариантов

$$C + E_n K \rightarrow \min, \quad (1.2)$$

где C — годовые издержки производства, руб.; E_n — нормативный коэффициент эффективности капитальных затрат; K — капитальные затраты, руб.

Начальные капитальные затраты рекомендуется приводить к моменту сдачи объекта в эксплуатацию по формуле сложных процентов

$$K = \sum_1^t K_i (1 + E_{н.п})^i, \quad (1.3)$$

где t — срок вложения капитальных затрат, лет; $E_{н.п}$ — нормативный коэффициент эффективности для приведения разновременных затрат ($E_{н.п} = 0,08$), 1/лет.

Этот критерий не пригоден для оценки работы горных предприятий с их ярко выраженной динамичностью всех показателей. Поэтому многие исследователи и проектировщики применяют в качестве критерия оценки вариантов максимальную прибыль, приведенную к оцениваемому моменту сдачи карьера в эксплуатацию с помощью коэффициента приведения $E_{н.п}$,

$$\Pi = \sum_{i=-t}^T C_i - \sum_{i=-t}^T Z_i + \sum_{i=-t}^T O_i \rightarrow \max, \quad (1.4)$$

где $\sum_{i=-t}^T C_i$ — приведенная к тому же времени суммарная стоимость полученной продукции, руб.; $\sum_{i=-t}^T Z_i$ — сумма приведенных затрат на разработку месторождения, руб.; $\sum_{i=-t}^T O_i$ — приведенная остаточная реализуемая стоимость основных фондов, руб.; t, T — соответственно продолжительность строительства и эксплуатации карьера, лет.

При оценке вариантов применяется равноценный критерий



МИХАИЛ ВАСИЛЬЕВИЧ ЛОМОНОСОВ
(1711–1765 гг.)

– великий русский ученый энциклопедист. Уделял большое внимание развитию в России геологии, горного дела, металлургии. Написал книгу: "Первые основания металлургии или рудных дел" (1763 г.).

$$\mu_1 = \frac{\sum_{-t}^T Z_i - \sum_{-t}^T O_i}{\sum_{-t}^T C_i} \rightarrow \min. \quad (1.5)$$

Этот критерий увязывает все виды затрат за оцениваемый период: фактор времени, изменение в разных вариантах качества добываемого полезного ископаемого, интенсивность строительства карьера и эксплуатации месторождения, оптовые цены на добываемое из карьера полезное ископаемое.

Приведенная стоимость полезного ископаемого, добытого в период строительства карьера (попутная добыча) и эксплуатации, может быть выражена уравнением

$$\sum_{i=-t}^T C_i = (C_I \Delta^{t-1} + C_{II} \Delta^{t-2} + \dots + C_T) + (C_1 \Delta^{-1} + C_2 \Delta^{-2} + \dots + C_T \Delta^{-T}), \quad (1.6)$$

где C_I, C_{II}, \dots, C_T – соответственно стоимость полезной продукции в первый,

второй и последний годы строительства карьера, руб.; C_I, C_2, \dots, C_T – то же, в первый, второй и последний годы эксплуатации, руб.; $\Delta = 1 + E_{н.п}$ – коэффициент приведения.

Сумма приведенных затрат складывается из капитальных $\sum K$ и эксплуатационных $\sum C$ затрат, т.е.

$$\sum_{i=-t}^T Z_i = \sum_{i=-t}^T K_i + \sum_{i=1}^T C_i. \quad (1.7)$$

Капитальные затраты

$$\sum_{i=-t}^T K_i = (K_I \Delta^{t-1} + K_{II} \Delta^{t-2} + \dots + K_T) + (K_1 \Delta^{-1} + K_2 \Delta^{-2} + \dots + K_T \Delta^{-T}), \quad (1.8)$$

где K_I, K_{II}, \dots, K_T – капитальные затраты соответственно в первый, второй и последний годы строительства, руб.; K_1, K_2, \dots, K_T – капитальные затраты соответственно в первый, второй и последний годы эксплуатации, руб.

Эксплуатационные затраты включают затраты на добычные $\sum C_{ди}$ и затраты на вскрышные $\sum C_{ви}$ работы:

$$\sum_{i=1}^T C_{ди} = C_{ди1} \Delta^{-1} + C_{ди2} \Delta^{-2} + \dots + C_{диT} \Delta^{-T}; \quad (1.9)$$

$$\sum_{i=1}^T C_{ви} = C_{ви1} \Delta^{-1} + C_{ви2} \Delta^{-2} + \dots + C_{виT} \Delta^{-T}, \quad (1.10)$$

где $C_{ди1}, C_{ди2}, \dots, C_{диT}$ – затраты на добычные работы соответственно в первый, второй и последний годы эксплуатации, руб.; $C_{ви1}, C_{ви2}, \dots, C_{виT}$ – то же, на вскрышные работы, руб.

В данном случае в эксплуатационные затраты не должны включаться затраты на амортизацию.

Критерий $\mu_1 \rightarrow \min$ следует использовать по-разному (в зависимости от характера решаемых задач). Если определены границы карьера и нужно решать вопросы выбора направления развития горных работ, оптимизации календарного плана горных работ и отдельных процессов, критерий $\mu_1 \rightarrow \min$ можно использовать. Если же определяются границы карьера, то критерий максимума прибыли не обеспечивает бережного отношения к использованию минеральных ресурсов, стимулирует хищническую эксплуатацию и ведет к необоснованному снижению производительной мощности и глубины карьеров. В этом случае целесообразно обеспечить нормальную эффективность работы карьера. Тогда критерием эффективности может служить нормативный срок окупаемости капитальных затрат

$$\mu'_1 = \frac{\sum_{-t}^T Z_i - \sum_{-t}^T O_i}{\sum_{-t}^T C_i} = 1, \quad (1.11)$$

где $T_n = \frac{1}{E_n}$ – нормативный срок окупаемости капитальных затрат, лет.

Исследования А.С. Астахова [11] показали, что критерии (1.2) и (1.5) не отражают динамическую эффективность работы горного предприятия. Поэтому он предложил две разновидности динамического народнохозяйственного критерия общей эффективности работы горного предприятия:

$$\mu_{д1} = \sum_1^T (\Delta_{зи} P_i + \Delta_{аи} A_i - \Delta_{ки} K_i) \rightarrow \max; \quad (1.12)$$

$$\mu_{д2} = \sum_1^T (\Delta_{зи} C_i - \Delta_{аи} A_i + \Delta_{ки} K_i) \rightarrow \min, \quad (1.13)$$

где $\Delta_{зи}, \Delta_{аи}, \Delta_{ки}$ – безразмерные коэффициенты (значение их больше или равно 1), учитывающие дополнительный народнохозяйственный эффект от использования получаемых с объекта соответственно прибыли, реновационных отчислений и высвобождаемых капитальных затрат в течение принятого периода оценки τ ; C_i, P_i, A_i, K_i – соответственно издержки производства, прибыль, амортизационные затраты, капитальные затраты в i -м году, руб/год.

Принципиально новым в предложенных критериях является дифференциация коэффициентов приведения в зависимости от характера затрат и изменчивость их во времени. Большое значение имеет период оценки. Допустимая минимальная длительность периода

$$\tau \geq t_n + t_c + t_{осв} + t_{н.э}, \text{ лет}, \quad (1.14)$$

где t_n – срок проектирования ($t_n = 1 \div 2$), лет; t_c – срок строительства ($t_c = 4 \div 5$), лет; $t_{осв}$ – срок освоения

проектной производительности ($t_{осв} = 2 \div 5$), лет; $t_{н.э}$ — срок окупаемости капитальных затрат ($t_{н.э} = 10$ при $E_n = 0,1$), лет.

Если не учитывать длительность проектирования, которая примерно одинакова для всех вариантов, то период оценки может изменяться от 15 до 20 лет. Значения коэффициентов приведения даны в табл. 1.1 [11].

По данным А.С. Астахова, действительная закономерность нарастания экономического эффекта не имеет того лавинного характера, который приписывается ей при использовании закона сложных процентов (рис. 1.2). Особенно существ-

ТАБЛИЦА 1.1

ЗНАЧЕНИЕ КОЭФФИЦИЕНТОВ ПРИВЕДЕНИЯ

Год приведения	t = 15 лет			t = 20 лет		
	Δ_{zi}	Δ_{ai}	Δ_{ki}	Δ_{zi}	Δ_{ai}	Δ_{ki}
1-й	1,62	2,87	2,89	2,07	4,24	4,43
2-й	1,54	2,62	2,62	2,01	4,05	4,19
3-й	1,46	2,39	2,39	1,9	3,73	3,82
4-й	1,39	2,16	2,16	1,8	3,43	3,48
5-й	1,32	1,96	1,96	1,71	3,14	3,18
6-й	1,26	1,78	1,78	1,62	2,87	2,89
7-й	1,2	1,61	1,61	1,54	2,62	2,62
8-й	1,15	1,45	1,45	1,46	2,39	2,39
9-й	1,1	1,3	1,3	1,39	2,16	2,16
10-й	1,05	1,15	1,14	1,32	1,96	1,96
11-й	1,00	1,00	1,00	1,26	1,78	1,78
12-й	1,00	1,00	1,00	1,2	1,61	1,61
13-й	1,00	1,00	1,00	1,15	1,45	1,45
14-й	1,00	1,00	1,00	1,1	1,3	1,3
15-й	1,00	1,00	1,00	1,05	1,15	1,14
16-й	—	—	—	1,00	1,00	1,00
17-й	—	—	—	1,00	1,00	1,00
18-й	—	—	—	1,00	1,00	1,00
19-й	—	—	—	1,00	1,00	1,00
20-й	—	—	—	1,00	1,00	1,00

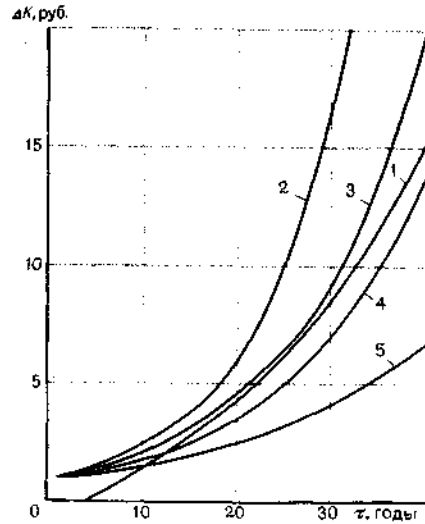


РИС. 1.2. График зависимости приращения капитальных затрат ΔK от времени τ : 1 — по методу А.С. Астахова; 2 — по формуле сложных процентов при $E_n=0,1$; 3 — то же, при $E_n=0,08$; 4 — то же, при $E_n=0,07$; 5 — то же, при $E_n=0,05$

венное расхождение результатов проектирования с реальным нарастанием эффекта происходит при длительности периода оценки более 30 лет.

При определении границ карьера критерий А.С. Астахова может быть выражен следующим образом:

$$\mu'_{дi} = \sum_1^{\tau_n} (\Delta_{zi} P_i + \Delta_{ai} A_i - \Delta_{ki} K_i) = 0, \quad (1.15)$$

где

$$\tau_n = t_c + t_{осв} + t_{н.э}. \quad (1.16)$$

Рассмотренные критерии довольно сложны в применении и в связи с недостаточной надежностью используемых

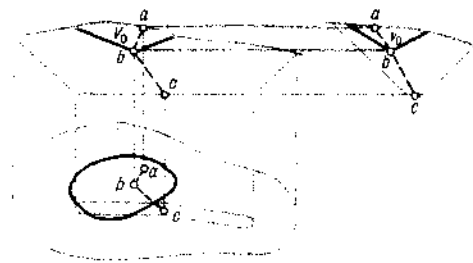


РИС. 1.3. Схема карьера в трех проекциях

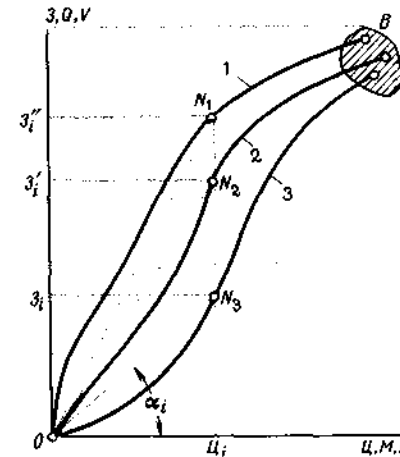


РИС. 1.4. Кумулятивный график $Z = f(Q)$; $Q = f(M)$ и $V = f(P)$

данных дают ориентировочные результаты. Коэффициент вариации критериев эффективности составляет примерно 15–30%. Поэтому представляет большой интерес упрощение этих критериев. Рассмотрим этот вопрос на примере оптимизации направления развития горных работ в карьере, границы которого уже определены. Для определения влияния способа вскрытия на процесс формиро-

вания затрат рассмотрим карьер в трех проекциях (рис. 1.3). Примем, что строительство карьера начинается в точке a , а затем в процессе его углубки дно перемещается вниз по траектории abc , являющейся направлением углубки, которое во многом предопределяет способ вскрытия. Так, в данном случае вскрытие должно осуществляться временными съездами с постепенным их выходом на постоянный борт карьера. Тупиковая или поступательная трасса съездов будет выбрана в зависимости от угла наклона линии углубки и условий транспортирования. При углубке по линии abc и вскрытии новых горизонтов горные работы сначала достигают полезного ископаемого и карьер сдается в эксплуатацию (т.е. определяется объем горно-капитальных работ V_0), а затем идет наращивание его производительности. По мере углубки изменяется соотношение объемов пустых пород и полезного ископаемого. В общем случае имеется большое число возможных направлений углубки карьера и для выбора способа вскрытия нужно найти наилучшее направление, отвечающее критерию эффективности.

Если определены границы карьерного поля, то во всех вариантах вскрытия, развития горных работ, календарного плана горных работ и т.д. общие объемы вынимаемых пустых пород и полезного ископаемого будут практически одинаковыми. Это значит, что абсолютные суммарные затраты на разработку месторождения (без учета фактора времени) и суммарная стоимость полученной продукции во всех вариантах будут примерно постоянными.

Если построить кумулятивный график (рис. 1.4) изменения затрат в зависимости от стоимости полученной продукции

$Z = f(U)$, то начальные точки всех кривых будут лежать в начале координат (точка O), а конечные — в некоторой небольшой области B . Переход из точки O , в область B по мере отработки карьера осуществляется по линиям ON_1B , ON_2B и ON_3B . Задача сводится к поиску такого направления развития горных работ, при котором будет обеспечен максимум прибыли с учетом фактора времени и технического прогресса. Исследования подобных кумулятивных кривых с учетом фактора времени показали [3, 4], что наилучшему варианту соответствует самое низкое из всех возможных положение кривой $Z = f(U)$, т.е. линия ON_3B , так как всегда целесообразно большую часть затрат произвести в более позднее время.

Из рис. 1.4 следует, что принцип максимума общей приведенной прибыли можно заменить более простым принципом

$$\mu_{2i} = \operatorname{tg} \alpha_i = \frac{Z_i}{U_i} \rightarrow \min, \quad (1.17)$$

где Z_i — абсолютные затраты на разработку месторождения с начала строительства до i -го года (нарастающий итог), руб.; U_i — абсолютная стоимость продукции, полученной за это время, руб.

Если в карьере добывается многокомпонентное полезное ископаемое переменного качества (или несколько полезных ископаемых), то при выборе вариантов абсолютную стоимость продукции можно получить графически, откладывая по оси абсцисс величину U_i . Если же добывается однокомпонентное полезное ископаемое переменного качества, то можно воспользоваться тем обстоятельством, что стоимость в большинстве

случаев прямо пропорциональна количеству извлекаемого из него полезного компонента, т.е.

$$U_i = a_1 M_i' + b_1, \quad (1.18)$$

где M_i' — количество извлекаемого полезного компонента из добытого до i -го года полезного ископаемого; a_1 , b_1 — коэффициенты.

Для многих месторождений установлены корреляционные связи основными и сопутствующими компонентами в полиметаллических рудах. Это позволяет считать, что стоимость продукции прямо пропорциональна извлекаемому количеству основного металла, т.е. можно пользоваться уравнением (1.18). Естественно, что стоимость единицы продукции в этом случае выше, т.е. коэффициенты a_1 и b_1 имеют большую величину.

Пользоваться показателем извлекаемости металла трудно, так как часто при проектировании неизвестна полная характеристика обогатимости полезного ископаемого в зависимости от содержания и вещественного состава. Поэтому с некоторой погрешностью можно принимать, что количество извлекаемого металла прямо пропорционально его содержанию в полезном ископаемом. В этом случае можно пользоваться количеством M_i основного металла, содержащегося в добываемом полезном ископаемом, и его величину откладывать по оси абсцисс.

По оси ординат можно откладывать не стоимостные, а натуральные величины, если произвести некоторые упрощения. Капитальные затраты, связанные с горными работами, состоят из затрат на приобретение оборудования и затрат на горно-капитальные работы (в основном

это затраты на горно-капитальные вскрышные работы). Эти затраты пропорциональны объему работ. То же, но с еще большим приближением, относится и к эксплуатационным затратам. При этом абсолютные (без учета фактора времени) затраты на разработку месторождения к данному моменту времени прямо пропорциональны объему горной массы

$$Z_i = a_2 Q_i + b_2, \quad (1.19)$$

где Q_i — объем горной массы, добытой до данного момента (i -й год), m^3 ; a_2 , b_2 — коэффициенты.

Это позволяет сформулировать еще более простой принцип оценки способов вскрытия

$$\mu_{3i} = \frac{Q_i}{M_i} \rightarrow \min. \quad (1.20)$$

На графике $Q = f(M)$ (см. рис. 1.4) линия, соответствующая наиболее эффективному варианту, будет занимать также самое низкое положение и будет соблюдаться условие $\operatorname{tg} \alpha_i \rightarrow \min$.

Можно уточнить решение, если вместо физических объемов горной массы откладывать по оси ординат приведенные по себестоимости объемы. Допустим, что в какой-то момент вынимается объем горной массы

$$Q_i = V_{г.к} + V_i + P_i, \quad (1.21)$$

где $V_{г.к}$, V_i , P_i — соответственно объемы горно-капитальных, вскрышных и добычных работ, выполненные до данного периода.

Если себестоимость этих работ соответственно $c_{г.к}$, c_B , c_D , то общие затраты

$$Z_i = c_{г.к} V_{г.к} + c_B V_i + c_D P_i. \quad (1.22)$$

Разная себестоимость выемки различных видов пород и полезного ископаемого может быть обусловлена разными свойствами горных пород и разной технологией их выемки. Примем за основу себестоимость вскрышных работ c_B , тогда

$$Z_i = c_B (V'_{г.к} + V_i + P'_i), \quad (1.23)$$

где $V'_{г.к} = \frac{c_{г.к}}{c_B} V_{г.к}$; $P'_i = \frac{c_D}{c_B} P_i$ —

приведенные по себестоимости объемы. Тогда по оси ординат можно откладывать величину

$$Q'_i = V'_{г.к} + V_i + P'_i. \quad (1.24)$$

При разработке месторождений со сравнительно постоянным качеством полезного ископаемого стоимость полученного продукта прямо пропорциональна количеству добытого полезного ископаемого

$$U_i = a_3 P_i + b_3, \quad (1.25)$$

где P_i — объем добытого до данного момента (i -й год) из карьера полезного ископаемого, m^3 ; a_3 , b_3 — коэффициенты.

Так как рассматриваемые варианты вскрытия относятся к одному и тому же карьере, то коэффициенты a_3 и b_3 одинаковы и по оси абсцисс можно откладывать объем полезного ископаемого, добытого до данного времени.

Показатель P_i может применяться также довольно часто, когда в процессе разработки месторождения удается ускорить качество добываемого полезного ископаемого.

Затраты на добычные работы (при условии равенства проектной производительности карьера по полезному ископаемому при всех вариантах вскрытия) практически одинаковы при всех вариантах вскрытия и могут не рассматриваться. Тогда основным изменяющимся параметром будут затраты на вскрышные работы

$$Z_i = a_4 V_i + b_4, \quad (1.26)$$

где V_i — объем пустых пород, вынутых до данного момента (i -й год), m^3 ; a_4, b_4 — коэффициенты. Значит по оси ординат можно откладывать величину V_i .

Если вскрышные породы различаются по себестоимости их выемки, то по оси ординат вместо физических объемов нужно откладывать объемы, приведенные по себестоимости. Для этого можно воспользоваться формулой (1.23).

Все изложенное выше позволяет сформулировать еще более простой принцип оценки способов вскрытия

$$\mu_{4i} = \frac{V_i}{P_i} \rightarrow \min. \quad (1.27)$$

На графике $V = f(P)$ (см. рис. 1.4) линия, соответствующая наиболее эффективному варианту, будет занимать самое низкое положение. Величина μ_{4i} является средним с начала обработки коэффициентом вскрыши.

Рассмотренные критерии должны использоваться в зависимости от характера разрабатываемого месторождения, наличия данных и требуемой точности решения. Трудоемкость вычислений снижается от критерия μ_1 к критерию μ_4 , при этом снижается точность вычислений и число учитываемых факторов.

3. ЭЛЕМЕНТЫ БОРТОВ КАРЬЕРА

Борта карьера состоят из откосов уступов, площадок и съездов. На нерабочем борту расположены транспортные и предохранительные бермы, а также наклонные съезды.

При конструировании бортов карьера в процессе проектирования решаются три основные задачи: обеспечение устойчивости обнажений горных пород, рациональное расположение транспортных коммуникаций и минимум выемки пустых пород.

В каждом вертикальном сечении угол откоса нерабочего борта карьера (рис. 1.5) должен удовлетворять условию

$$\operatorname{tg} \beta_0 \leq \frac{\sum_1^n h_i}{\sum_1^n h_i \operatorname{ctg} \alpha_i + \sum_1^{n_1} a_i + \sum_1^{n_2} b_i + \sum_1^{n_3} c_i}, \quad (1.28)$$

где n — число уступов, слагающих борт карьера; h_i — высота уступов, м; α_i — угол откоса уступов; n_1 — число предохранительных берм; a_i — ширина предохранительных берм, м; n_2 — число транспортных берм; b_i — ширина транспортных берм, м; n_3 — число наклонных съездов в данном сечении; c_i — ширина наклонных съездов.

Так как уравнение (1.28) описывает только геометрические параметры борта карьера, то стоит знак неравенства. В общем случае должны учитываться условия устойчивости борта карьера, т.е.

$$\beta' \geq \beta_0 \leq \beta, \quad (1.29)$$

где β' — угол откоса по условиям устойчивости борта; β_0 — принимаемый

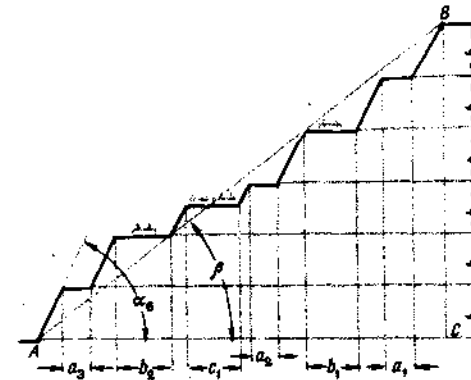


РИС. 1.5. Нерабочий борт карьера

в проекте угол откоса борта; β — угол откоса по геометрическим условиям.

Число предохранительных берм зависит от проектного решения. В последнее время ширину предохранительных берм принимают не менее 5–6 м, чтобы обеспечить возможность механизированной очистки их от скапливающихся кусков породы. Такие бермы устраиваются

обычно через каждые 30 м (через два, три уступа).

Число транспортных берм на борту карьера зависит от принятого способа вскрытия и системы разработки. На многих крупных карьерах (например, ЮГОК, НКГОК и других) транспортные бермы устраиваются на каждом уступе.

Число наклонных съездов на нерабочем борту карьера (в данном вертикальном сечении) определяется принятым способом вскрытия, уклоном откаточных путей и размерами карьера.

При наиболее распространенном способе вскрытия внутренними тупиковыми (или петлевыми) заездами и при организации на нерабочем борту тупиковых станций на каждом уступе число наклонных съездов будет равно числу уступов. Когда тупиковые станции устраивают через уступ, то и наклонные съезды в поперечном сечении также располагают через один уступ и т.д.

Расположение тупиковых станций зависит от длины карьера и длины въездных траншей для каждого уступа. В проекте

ТАБЛИЦА 1.2

ЗНАЧЕНИЯ УГЛА ОТКОСА НЕРАБОЧЕГО БОРТА КАРЬЕРА, ПОЛУЧЕННЫЕ РАСЧЕТНЫМ ПУТЕМ ПО ФОРМУЛЕ (1.30) ПРИ $\mu_2 = 0$

Высота уступов, м при $a = 6$ м			$\mu_3 = 0$	Движение					
				однопутное, $b = 7,5$ м			двухпутное, $b = 12,5$ м		
				$\mu_3 = 1$	$\mu_3 = 1/2$	$\mu_3 = 1/3$	$\mu_3 = 1$	$\mu_3 = 1/2$	$\mu_3 = 1/3$
$h = 10$ м;	$\alpha = 60^\circ$;	$\mu_1 = 1/3 \dots$	52°	$33^\circ 10'$	41°	$44^\circ 10'$	$26^\circ 15'$	$35^\circ 30'$	$39^\circ 50'$
$h = 12$ м;	$\alpha = 60^\circ$;	$\mu_1 = 1/2 \dots$	$50^\circ 20'$	$34^\circ 30'$	$41^\circ 10'$	44°	$28^\circ 10'$	$36^\circ 30'$	$40^\circ 10'$
$h = 15$ м;	$\alpha = 60^\circ$;	$\mu_1 = 1/2 \dots$	52°	38°	$44^\circ 10'$	$46^\circ 30'$	$31^\circ 40'$	$39^\circ 50'$	$43^\circ 20'$
$h = 10$ м;	$\alpha = 40^\circ$;	$\mu_1 = 1/3 \dots$	$35^\circ 40'$	$25^\circ 05'$	$29^\circ 30'$	$31^\circ 20'$	$20^\circ 50'$	$26^\circ 25'$	29°
$h = 12$ м;	$\alpha = 40^\circ$;	$\mu_1 = 1/2 \dots$	$34^\circ 45'$	$25^\circ 50'$	$29^\circ 40'$	$31^\circ 10'$	22°	27°	$29^\circ 10'$
$h = 15$ м;	$\alpha = 40^\circ$;	$\mu_1 = 1/2 \dots$	$35^\circ 40'$	28°	$31^\circ 30'$	$32^\circ 45'$	$24^\circ 10'$	29°	$30^\circ 50'$

эти величины определяются после выбора вида транспорта и способа вскрытия.

При вскрытии спиральными съездами величина n_3 определяется исходя из числа витков транспортных коммуникаций и может быть различной для разных частей борта карьера.

Если в карьере уступы равной высоты с одинаковыми углами откоса и одинаковыми площадками, то уравнение (1.28) можно написать в более простом виде

$$\operatorname{tg} \beta_0 \leq \frac{h}{h \operatorname{ctg} \alpha + \mu_1 a + \mu_2 b + \mu_3 c}, \quad (1.30)$$

где μ_1, μ_2, μ_3 — удельное число уступов соответственно с предохранительными, транспортными бермами и наклонными съездами, причем

$$\mu_1 = \frac{n_1}{n}; \quad \mu_2 = \frac{n_2}{n}; \quad \mu_3 = \frac{n_3}{n}.$$

В табл. 1.2 приведены расчетные данные углов откоса нерабочего борта карьера, рассчитанные по формуле (1.30) для разных случаев вскрытия месторождений. Из таблицы видно, что размещение берм при наиболее распространенном двупутном движении и устройстве тупиковых станций через один уступ, углы откоса нерабочего борта в скальных породах не могут превышать 35–40°, а в рыхлых 26–29°. Эти значения во многих случаях оказываются меньше, чем допустимые по условиям устойчивости бортов.

Таким образом, величина угла откоса нерабочего борта карьера зависит от способа вскрытия. Поэтому, прежде чем определять условия устойчивости борта карьера, необходимо оценить величину наибольшего угла откоса борта карьера, исходя из принятого способа вскрытия,

так как угол откоса борта карьера не может быть принят больше определенного из условия (1.29).

4. КЛАССИФИКАЦИЯ СПОСОБОВ ВСКРЫТИЯ

В практике горного дела применяется очень большое число различных вариантов вскрытия месторождения.

Над созданием научной классификации способов вскрытия работали и работают многие ученые-горняки. Этому вопросу посвящены труды И.А. Кузнецова, А.П. Зотова, П.Э. Зуркова, Е.Ф. Шешко, С.М. Шорохова, В.В. Ржевского и др.

Особо следует отметить работы А.П. Зотова (1890–1942 гг.). Им был написан двухтомный учебник для высших учебных заведений, вышедший в 1932 г. [18]. Это первый в русской и мировой литературе учебник по открытой разработке месторождений полезных ископаемых.

А.П. Зотов различал вскрытие горизонтальными траншеями, прямыми наклонными траншеями, спиральными наклонными траншеями, тупиковыми заездами, наклонной или вертикальной шахтой с квершлагами и штольней.

Дальнейшим развитием этой проблемы была классификация П.Э. Зуркова [19], которая была опубликована в 1941 г. Он различал способы вскрытия простыми траншеями, сложными траншеями, крутыми траншеями, подземными выработками, комбинированные и особые (бестраншейные) способы вскрытия.

Основными признаками этих классификаций являются наличие и тип вскрывающих выработок.

Е.Ф. Шешко в 1949 г. предложил новую классификацию [56], в которой наклонные траншеи различаются по числу вскрываемых уступов. Он различает



АНАТОЛИЙ ПЕТРОВИЧ ЗОТОВ
(1890–1942 гг.)

— ученый, проектировщик и педагог. Создатель первого в мировой литературе учебника для вузов "Разработка полезных ископаемых открытыми работами" (1932 г.).

траншей: отдельные, групповые, общие, парные. Кроме этого включается: бестраншейное вскрытие, вскрытие подземными выработками и комбинированное.

В классификации Е.Ф. Шешко не отражена форма трассы траншей (тупиковая, петлевая, спиральная) и нечетко различие групповой и общей траншеи. В практике работ траншея по мере углубки проходится на каждый горизонт и мы имеем дело с системой траншей, а не с одной траншеей.

В.В. Ржевский [40] в 1968 г. предложил классификацию, детализировавшую классификацию Е.Ф. Шешко по основным признакам способов вскрытия.

Работы С.М. Шорохова [58] доказали целесообразность включения в классификацию способов вскрытия при помощи земляных сооружений (плотин, перемычек и т.д.).

Автор считает, что основными признаками классификации имеющихся способов вскрытия правильнее считать, как это предложили А.П. Зотов и П.Э. Зурков, наличие, тип и взаимное расположе-

ние вскрывающих выработок и сооружений. По этому признаку можно выделить пять групп способов вскрытия: наземными горными выработками; подземными горными выработками; при помощи земляных сооружений; при помощи грузоподъемных устройств; комбинированное вскрытие.

При вскрытии наземными выработками применяются траншеи, полутраншеи и котлованы. Различаются внешнее и внутреннее заложение траншей и котлованов по отношению к проектным контурам карьера.

Если уступ вскрывается независимой от других уступов траншеей, то она называется отдельной. Если траншеи, вскрывающие каждый уступ, связаны в единую транспортную сеть, что встречается наиболее часто, то мы имеем дело с системой траншей.

Въездные траншеи, предназначенные для двустороннего движения как груженых, так и порожних транспортных сосудов, называются одинарными. При больших грузопотоках для упроще-

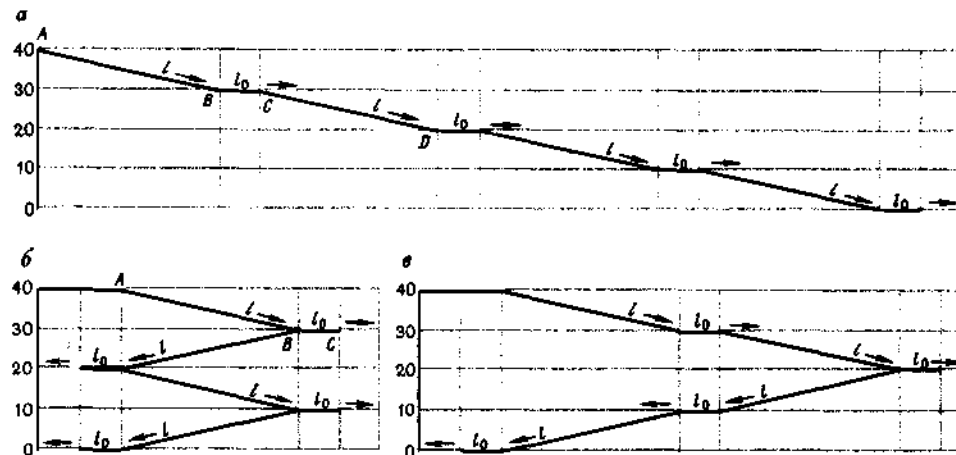


РИС. 1.6.
Основные виды съездов:
 l — длина съезда; l_0 — длина площадки примыкания

ния организации транспорта проходят две системы траншей (или две траншеи) с односторонним движением — одна для грузового, другая для порожнякового движения. Такие системы траншей (или траншеи) называются парными.

При вскрытии в равнинной местности и при значительном понижении горных работ траншеи проходят полным трапециевидным профилем. Если же вскрытие осуществляется на косогоре, то траншейная выработка имеет неполный профиль и в этом случае называется полутраншей.

Нужно иметь в виду, что в процессе формирования рабочей зоны один борт траншеи обычно срабатывается и она приобретает вид полутраншей.

Вторым признаком классификации может служить взаимное расположение системы траншей в пространстве. По этому признаку применяют следующие способы вскрытия:

1) поступательными (спиральными) съездами; при переходе с уступа на уступ направление движения транспортных средств не изменяется (рис. 1.6, а);

2) тупиковыми (или петлевыми) съездами; направление движения транспортных средств при вскрытии смежных уступов меняется на противоположное (рис. 1.6, б);

3) комбинированными съездами; направление движения при спуске на нижележащие уступы (или подъеме на верхние уступы) изменяется на противоположное не на каждом уступе, а через несколько уступов (рис. 1.6, в).

Въездные траншеи или съезды могут иметь постоянное положение, тогда они называются стационарными, или же через некоторое время изменять свое положение, тогда они называются временными.

При разработке некоторых месторождений (особенно россыпей) полезное ис-

ТАБЛИЦА 1.3
КЛАССИФИКАЦИЯ СПОСОБОВ
ВСКРЫТИЯ КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ

Вскрытие	Способы вскрытия	Дополнительные признаки
Открытыми горными выработками	Отдельными траншеями (полутраншеями) Системой поступательных (спиральных) траншей (полутраншей) Системой тупиковых (петлевых) траншей (полутраншей) Котлованами Комбинацией открытых горных выработок	Внутренними Внешними Постоянными Временными
Подземными горными выработками	Штольнями (тоннелями) с рудоспусками Горизонтальными штольнями (тоннелями) Наклонными туннелями Вертикальными шахтными стволами Наклонными шахтными стволами Комбинацией подземных горных выработок	То же
Земляными сооружениями	Плотинами Перемычками Насыпями Каналами Комбинацией земляных сооружений	— " —
Грузоподъемными устройствами	Кабель-кранами Башенными экскаваторами	

ПРОДОЛЖЕНИЕ ТАБЛ. 1.3

Вскрытие	Способы вскрытия	Дополнительные признаки
Комбинированное	Комбинацией открытых, подземных горных выработок, земляных сооружений и грузоподъемных устройств	

копаемое добывается из-под воды в затопленном забое (работа драг, плавучих земснарядов, драглайнов и т.д.). В этих случаях вскрытие часто осуществляется при помощи плотин, перемычек и каналов, а также насыпей и дамб.

При вскрытии подземными выработками — штольнями или тоннелями с рудоспусками, шахтными стволами с квершлагами и т.д. транспортная связь осуществляется посредством этих выработок.

При разработке некоторых месторождений (небольшие месторождения строительных материалов, россыпи и др.) для обеспечения транспортной связи используются кабель-краны, башенные экскаваторы и т.д.

С учетом наиболее полезных предложений предыдущих авторов нами составлена классификация способов вскрытия карьерных полей, представленная в табл. 1.3.

Таким образом, существует восемнадцать основных способов вскрытия. Все применяемые на практике способы вскрытия являются вариантами или сочетаниями приведенных в классификации основных способов вскрытия.

ГЛАВА 2

ОСНОВНЫЕ ВЗАИМОСВЯЗИ СКОРОСТЕЙ РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ В КАРЬЕРЕ

1. ДИНАМИЧНОСТЬ РАБОЧИХ ЗАБОЕВ

В отличие от многих других технических наук горная наука изучает процессы, происходящие не на одном месте, а в перемещающихся забоях. Интенсивность их движения зависит от поверхности забоя и производительности выемочного оборудования [29]. Это позволяет проследить следующую закономерность: в процессе разработки месторождения полезного ископаемого рабочие забой, в которых производится выемка горных пород, перемещаются в пространстве со скоростью, прямо пропорциональной производительности выемочного оборудования и обратно пропорциональной площади забоя, т.е.

$$v_3 = \frac{Q}{S_3}, \text{ м/мес}, \quad (2.1)$$

где v_3 — скорость перемещения рабочего забоя, м/мес; Q — эксплуатационная производительность выемочного оборудования, работающего в забое, м³/мес; S_3 — площадь забоя, м².

Следует различать несколько частных случаев. Так, если в забое работает экскаватор или колесный погрузчик, то

$$v_3 = \frac{Q_3}{ha}, \text{ м/мес}, \quad (2.2)$$

где Q_3 — эксплуатационная производительность экскаватора (колесного погрузчика), м³/мес; h — высота уступа, м; a — ширина экскаваторной заходки в массиве, м.

Если разработка ведется наклонными слоями с использованием тракторных скреперов или бульдозеров, то

$$v_3 = \frac{Q_c N_c}{ha_c}, \text{ м/мес}, \quad (2.3)$$

где Q_c — эксплуатационная производительность тракторного скрепера (бульдозера), м³/мес; N_c — число скреперов (бульдозеров), работающих в забое; a_c — ширина скреперного (бульдозерного) забоя, м.

Если разработка ведется горизонтальными тонкими слоями на ограниченных участках площадью S_3 , то скорость понижения забоя

$$v_3 = \frac{Q_c N_c}{S_3}, \text{ м/мес}, \quad (2.4)$$

а время отработки участка

$$T_y = \frac{S_3 h}{Q_c N_c}, \text{ мес}. \quad (2.5)$$

Развитие карьера характеризуется двумя основными направлениями: горизонтальным продвижением рабочих уступов и понижением горных работ в процессе углубки карьера.

Отработав в пределах экскаваторного блока одну заходку, экскаватор переходит на следующую и т.д. В результате, линия фронта работ перемещается со скоростью

$$l_p = \frac{12Q}{hL_6}, \text{ м/год}, \quad (2.6)$$

где L_6 — длина экскаваторного блока (фронта работ на один экскаватор), м.

Размерности величин v_3 и l_p выбраны не случайно. Дело в том, что процесс перемещения экскаватора вдоль уступа и тем более фронта работ в направлении OA нельзя считать непрерывным. Формулы (2.2) и (2.6) сравнительно правильно описывают процесс только при выборе достаточно продолжительной единицы времени.

2. СОРАЗМЕРНОСТЬ РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

Развитие горных работ в пространстве и времени подчиняется определенным закономерностям. Так, работы по обеспечению доступа к месторождению должны опережать в пространстве работы по подготовке выемочных блоков, а последние — добычные работы. Интенсивность их осуществления также связана определенными закономерностями. В общем виде это положение можно сформулировать следующим образом: работы по вскрытию месторождения должны развиваться в пространстве с большей или одинаковой интенсивностью по отношению к подготовительным работам, а подготовительные работы должны опережать добычные работы:

$$\frac{dB}{dt} \geq \frac{dH}{dt} \geq \frac{dQ}{dt}, \quad (2.7)$$

где B — глубина работ по вскрытию, м; H — то же, по подготовке, м; Q — глубина добычных работ, м; t — продолжительность работ, годы.

Для постоянного сохранения и возобновления фронта работ при разработке наклонных месторождений необходимо вскрывать и подготавливать новые гори-

зонты — углублять карьер. Для этого на нижележащий горизонт проходят наклонную въездную траншею, которая вскрывает этот горизонт. От нее для создания фронта работ проводится горизонтальная разрезная траншея P_1 (рис. 2.1). Эта траншея затем расширяется и, когда будет вынут объем V_1 , т.е. создана достаточно широкая рабочая площадка, производится вскрытие и подготовка нижележащего второго горизонта. Снова проводятся въездная и разрезная P_2 траншеи и вынимается объем V_2 и так далее.

При постоянной ширине рабочих площадок угол откоса рабочего борта

$$\varphi = \text{arctg} \frac{h}{B + h \text{ctg} \alpha}, \quad (2.8)$$

где B — ширина рабочих площадок, м; α — угол откоса рабочих уступов, градус.

Въездные и разрезные траншеи на смежных уступах в процессе углубки карьера располагают в определенном положении. Если соединить между собой нижние бровки траншей на смежных уступах, то получится линия OD , являющаяся направлением углубки карьера вкrest простирания карьерного поля. Угол β является углом углубки карьера (см. рис. 2.1).

Между скоростью горизонтального подвигания уступа и скоростью углубки карьера существует определенная взаимосвязь [3, 4, 6].

Рассмотрим поперечный разрез карьера (рис. 2.2). Предположим, что вскрытие новых горизонтов осуществляется в породах лежащего бока и дно карьера перемещается в глубину по линии OO' , т.е. углубка карьера идет под углом β со скоростью OO' . Откосы рабочего борта OEM и OK через год занимают положе-

ния $O'A$ и $O'N$ при сохранении постоянных углов откоса φ и φ_1 .

Для обеспечения возможности углубки карьера и поддержания нормальной ширины рабочих площадок, рабочие уступы должны быть отодвинуты в горизонтальном направлении в обе стороны по линиям OA и OB .

При этом добычные работы в пределах рудного тела будут понижаться со скоростью EF , а нерабочий борт карьера будет формироваться со скоростью KN .

В горной науке для удобства принято определять не истинные скорости перемещения в глубь отдельных участков рабочей зоны, а их проекции на вертикальную плоскость, причем:

$$\begin{aligned} h_r &= \overline{OO'} \sin \beta, \\ h_o &= \overline{EF} \sin \gamma, \\ h_6 &= \overline{KN} \sin \delta. \end{aligned} \quad (2.9)$$

Из рис. 2.3 можно определить, что

$$h_r \leq \frac{l_p}{\text{ctg } \varphi + \text{ctg } \beta}, \quad (2.10)$$

$$h_r' \leq \frac{l_p'}{\text{ctg } \varphi_1 - \text{ctg } \beta}, \quad (2.11)$$

$$h_o = h_r \frac{\text{ctg } \varphi + \text{ctg } \beta}{\text{ctg } \varphi + \text{ctg } \gamma}, \quad (2.12)$$

$$h_o \leq \frac{l_p}{\text{ctg } \varphi + \text{ctg } \gamma}, \quad (2.13)$$

$$h_6 = h_r \frac{\text{ctg } \varphi_1 - \text{ctg } \beta}{\text{ctg } \varphi_1 - \text{ctg } \delta} = \frac{l_p}{\text{ctg } \varphi_1 - \text{ctg } \delta}, \quad (2.14)$$

где h_r , h_r' — скорость углубки карьера в зависимости от интенсивности работ, соответственно, со стороны висячего

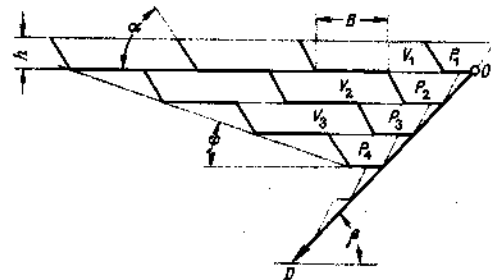


РИС. 2.1. Схема формирования рабочей зоны карьера

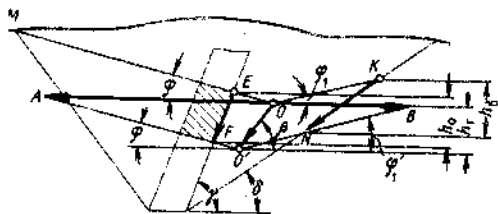


РИС. 2.2. Взаимосвязь скоростей перемещения рабочей зоны карьера

и лежащего боков, м/год; h_o — скорость понижения очистных (добычных) работ, м/год; h_6 — скорость формирования нерабочего борта карьера, м/год; l_p , l_p' — горизонтальная скорость подвигания рабочих уступов в сторону соответственно висячего и лежащего боков, м/год; φ , φ_1 — углы откоса рабочего борта, градус; β — угол направления углубки карьера, градус; γ — угол падения рудного тела, градус; δ — угол погашения нерабочего борта карьера, градус.

В приведенных формулах (2.10) — (2.13) поставлен знак неравенства, хотя из рис. 2.3 следует знак равенства. Дело в том, что по формулам можно определить наибольший достигаемый предел

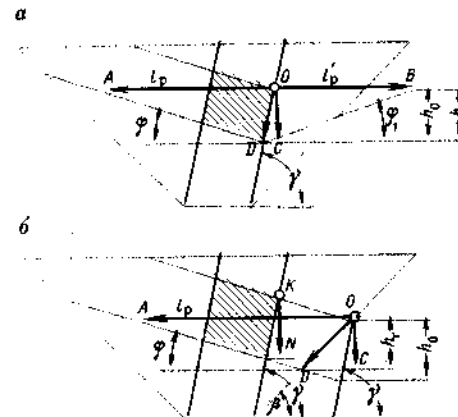


РИС. 2.3. Взаимосвязь скоростей развития горных работ при различных вариантах углубки карьера

скорости углубки, ограниченный интенсивностью отгона верхних рабочих уступов, т.е. соразмерность развития работ.

Но кроме этого достигаемая скорость углубки зависит еще от организации горных работ по вскрытию и подготовке горизонтов и от решения руководства карьера и ее всегда можно принять меньшей, чем это следует из геометрических зависимостей.

В зависимости от величин параметров, входящих в формулы, скорость углубки карьера ограничивается интенсивностью работ либо в направлении OA , либо в направлении OB . При $h_r = h_r'$ ограничения одинаковы и может быть достигнута максимальная скорость углубки. Тогда при $h_r = \max$

$$\text{ctg } \beta = \frac{l_p \text{ctg } \varphi_1 - l_p' \text{ctg } \varphi}{l_p + l_p'} \quad (2.15)$$

если

$$l_p = l_p', \text{ то } \text{ctg } \beta = \frac{1}{2} (\text{ctg } \varphi_1 - \text{ctg } \varphi) \quad (2.16)$$

$$\begin{aligned} \text{и при } \varphi_1 = \varphi \quad \beta = 90^\circ, \\ \varphi_1 > \varphi \quad \beta > 90^\circ, \\ \varphi_1 < \varphi \quad \beta < 90^\circ. \end{aligned}$$

Важным следствием полученных уравнений является неравенство скоростей понижения горных и добычных работ в случае, когда углубка карьера ведется по пустым породам висячего или лежащего бока, т.е. когда дно карьера формируется вне рудного тела.

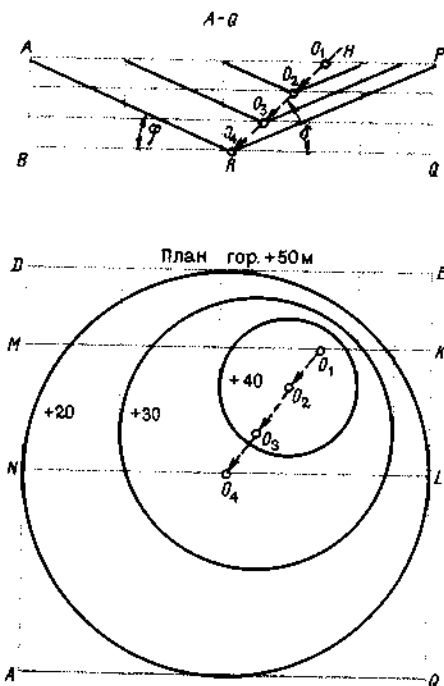
Реализовать возможность углубки карьера можно путем производства горных работ по вскрытию и подготовке рабочих горизонтов.

Из полученных общих уравнений следуют частные случаи (рис. 2.3).

При углубке карьера по контакту лежащего бока залежи (рис. 2.3, а)

$$h_r = h_o \leq \frac{l_p}{\text{ctg } \varphi + \text{ctg } \gamma} \quad (2.17)$$

При углубке карьера по нерабочему борту в породах лежащего бока (рис. 2.3, б):



$$h_{\Gamma} \leq \frac{l_p}{\text{ctg } \varphi + \text{ctg } \beta}; \quad (2.18)$$

$$h_o = h_{\Gamma} \frac{\text{ctg } \varphi + \text{ctg } \beta}{\text{ctg } \varphi + \text{ctg } \gamma}; \quad (2.19)$$

$$h_o \leq \frac{l_p}{\text{ctg } \varphi + \text{ctg } \gamma}; \quad (2.20)$$

При углубке карьера по косогору (рис. 2.3, в):

$$h_{\Gamma} \leq \frac{l_p}{\text{ctg } \varphi - \text{ctg } \beta}; \quad (2.21)$$

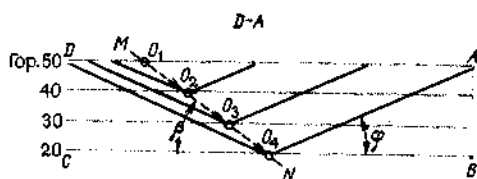


РИС. 2.4. Схема перемещения рабочей зоны по мере углубки в направлении $O_1 - O_4$

$$h_o = h_{\Gamma} \frac{\text{ctg } \varphi - \text{ctg } \beta}{\text{ctg } \varphi - \text{ctg } \gamma}; \quad (2.22)$$

$$h_o \leq \frac{l_p}{\text{ctg } \varphi - \text{ctg } \gamma}; \quad (2.23)$$

Скорости понижения добычных работ можно определить также по общей формуле

$$h_o \leq \frac{l_p}{\text{ctg } \varphi \pm \text{ctg } \gamma}; \quad (2.24)$$

Знак плюс берется при производстве работ от лежачего бока залежи к висячему, минус — при производстве работ в противоположном направлении.

Выше был рассмотрен процесс углубки карьера только в одной плоскости вкрест простирания рудной залежи. В действительности развитие горных работ происходит в трехмерном пространстве и взаимосвязи скоростей выглядят сложнее.

На рис. 2.4 показана в трех проекциях схема перемещения рабочей зоны карье-

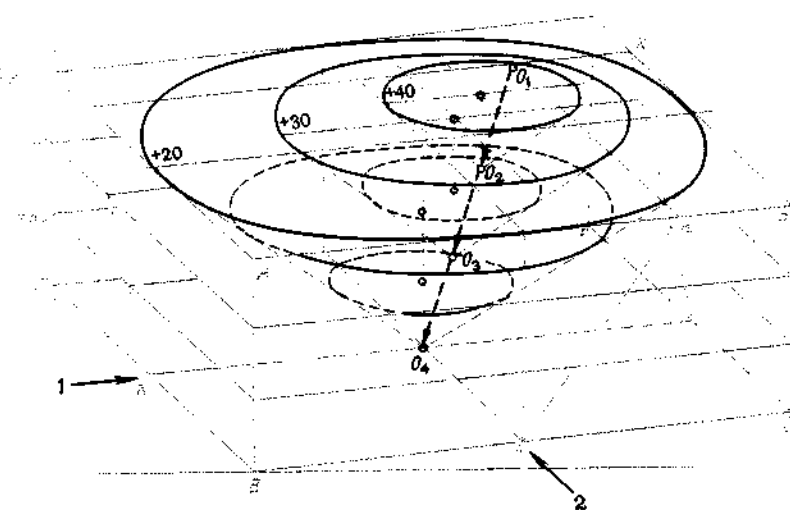


РИС. 2.5. Диметрическая проекция перемещения рабочей зоны

ра по мере углубки его в направлении прямой $O_1 - O_4$, а на рис. 2.5 эта же схема изображена в диметрической проекции. Для простоты дно карьера представлено в виде точки и углы откоса рабочего борта приняты постоянными. Благодаря этому рабочая зона получается в виде опрокинутого конуса с вершиной у дна карьера.

В проекции на плоскость $ABCD$ (см. рис. 2.5) вкрест простирания (разрез по DA см. рис. 2.5) углубка производится по линии MN под углом β , в проекции на плоскость $ABQP$ по простиранию (разрез по AQ) углубка производится по линии HR под углом δ . Истинное направление углубки показано пространственной линией $O_1 O_2 O_3 O_4$ (см. рис. 2.5).

На рис. 2.4 показан план гор. +50 м и на нем нанесены круговые линии фрон-

та работ на данном горизонте, при достижении которого обеспечивается возможность вскрытия нижележащих горизонтов +40 м (круг с цифрой +40), +30 м и +20 м (круги с цифрами +30 и +20). Из рисунка видно, что для обеспечения возможности углубки карьера в общем случае скорость подвигания рабочегоступа в разных направлениях должна быть различной. Наибольшее значение она должна иметь в направлении проекции истинного направления углубки на горизонтальную плоскость (линии $O_1 O_2 O_3 O_4$ на плане гор. +50 м)

Следует учитывать, что на рис. 2.5 развитие рабочей зоны показано весьма схематично

В действительности все обстоит гораздо сложнее и направление углубки не является прямой линией.

ГЛАВА 3

ВСКРЫТИЕ ОТДЕЛЬНЫМИ ТРАНШЕЯМИ

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Этот способ применяется для вскрытия неглубоко залегающих месторождений небольшой мощности либо для вскрытия верхних уступов карьера в комбинации с другими способами вскрытия.

В зависимости от условий применяются либо траншеи, либо полутраншеи как внешнего, так и внутреннего заложения. Уклон траншей определяется видом применяемого транспорта. Основное достоинство этого способа вскрытия — независимая транспортная связь с каждым горизонтом.

2. ВСКРЫТИЕ ВНЕШНИМИ ОТДЕЛЬНЫМИ ТРАНШЕЯМИ

Если разрабатывается пластообразное рудное тело горизонтального залегания в равнинной местности, то во многих случаях целесообразно вскрыть и добыть уступы вскрываемыми отдельными траншеями внешнего заложения.

Расположение траншей зависит от конкретных условий. Обычно въездные траншеи на вскрываемые уступы располагают со стороны отвалов, а на добычные уступы — со стороны рудных складов. Благодаря этому сокращаются расстояния перевозок. На выбор расположения траншей влияет рельеф местности — наиболее глубокие уступы целесообразно вскрывать со стороны пониженных частей рельефа земли, а также принятое направление развития горных работ в карьерном поле. Окончательное решение нужно принимать после тщательного технико-экономического анализа.

Один из возможных вариантов организации горных работ по вскрытию и подготовке горизонтов +50 и +35 м показан на рис. 3.1. Там же показан график $L = f(T)$ организации горных работ.

Одновременно из точек O и F по заранее намеченным трассам экскаваторами № 1 и № 2 проходятся въездные траншеи на гор. +50 м (рис. 3.1, а). На графике $L = f(T)$ этот процесс показан отрезками OB и FE . Время проходки определяется производительностью экскаваторов и объемом въездных траншей. Средняя скорость проходки выражается на графике как $\operatorname{tg} \delta_1$.

Затем экскаваторы проходят навстречу друг другу разрезную траншею на гор. +50 м. Скорость проходки разрезной траншеи на расширенном участке BC равна $\operatorname{tg} \delta_2$, а на остальных участках — $\operatorname{tg} \delta_3$ и $\operatorname{tg} \delta_4$.

Когда экскаватор № 1 пройдет траншею на длину блока 1 он начнет расширение этой разрезной траншеи для обеспечения возможности в дальнейшем проходки траншеи на гор. +35 м. Эта работа показана на графике заштрихованным прямоугольником, в котором указаны: номер блока, номер экскаватора, объем работ (V_1) и время отработки блока (T_1).

Через некоторое время экскаватор № 2 закончит сбойку разрезной траншеи на гор. +50 м (рис. 3.1, б) и начнет расширение траншеи в пределах экскаваторного блока № 2. Эта работа показана заштрихованным прямоугольником для блока № 2.

Экскаватор № 1, закончив отработку блока 1, начинает углубку въездной траншеи на гор. +35 м (рис. 3.1, в) и

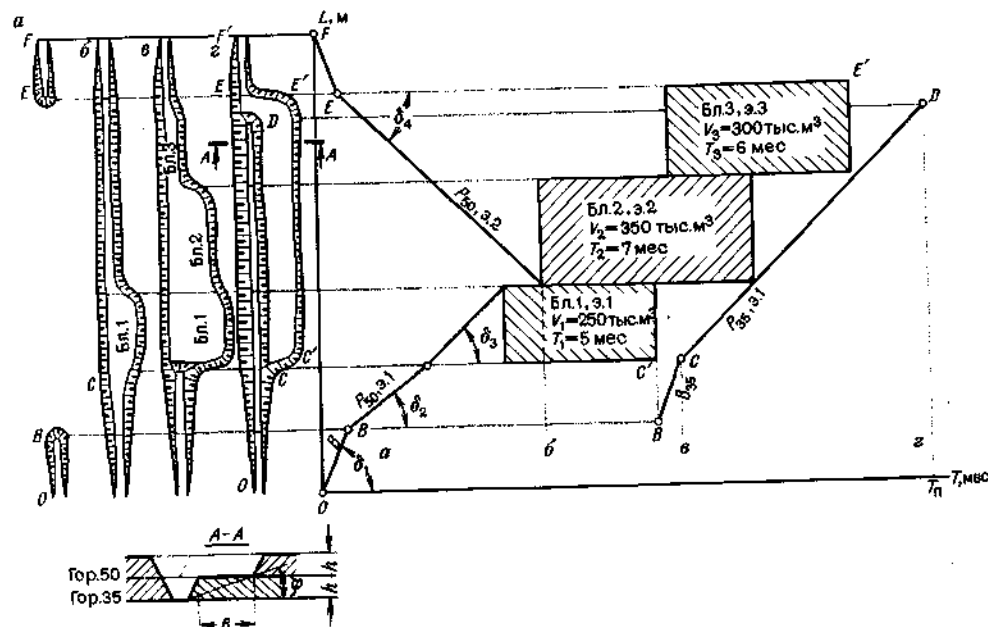


РИС. 3.1. Организация горных работ при вскрытии и подготовке горизонтов отдельными траншеями: а, б, в, г — этапы работ

проходку разрезной траншеи на гор. +35 м. Работа по проходке показана на графике наклонными прямыми BC и CD . Раньше пройти траншею на гор. +35 м нельзя, так как еще не будет обеспечена достаточная ширина рабочей площадки на гор. +50 м. На графике должно соблюдаться условие: линии проходки траншей на нижележащем уступе не должны пересекать прямоугольников отработки блоков по расширению траншеи.

Для отработки блока 3 включается в работу экскаватор № 3.

Полная подготовка гор. +35 м будет закончена через T_n месяцев после начала вскрытия гор. +50 м (рис. 3.1, г).

Следует иметь в виду, что на рис. 3.1 показаны только объемы работ, необходимые для обеспечения вскрытия и подготовки нижележащего горизонта. В действительности горные работы на гор. +50 м не останавливаются после подхода к линии CE' (рис. 3.1, г), а продолжают дальше с необходимой интенсивностью.

Возможны и другие варианты организации горных работ.

В дальнейшем может быть начата отработка уступов гор. +50 и +35 м на восток. Пустые породы будут выдаваться на поверхность по траншее EF , а добытое полезное ископаемое — по OC .

Трассы траншей EF и OC могут быть повернуты от точек E и C в любые стороны и даже изогнуты, если это целесообразно по условиям рельефа или по условиям расположения отвалов и приемных складов руды.

В некоторых случаях целесообразно совмещать обе траншеи в одну или же применять парные въездные траншеи. Иногда удается расположить отдельные въездные траншеи перпендикулярно к границе карьера. Тогда в случае применения железнодорожного транспорта можно обойтись на каждом уступе одной переносной кривой железнодорожных путей вместо двух. Это особенно важно при применении транспортно-отвальных мостов.

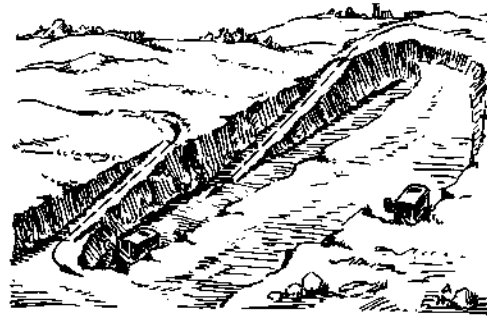


РИС. 3.2. Вид борта карьера при вскрытии отдельными внутренними траншеями

порядок ведения горных работ (рис. 3.3). Из точек E и C одновременно при помощи экскаваторов № 1 и № 2 начнется проходка въездных траншей на гор. +50 м (рис. 3.3, а). На графике этот процесс показан отрезками EF и CD . Затем эти же экскаваторы проходят разрезные траншеи. Экскаватор № 1 проходит часть траншеи DK , а затем начинает проходку траншеи в противоположном направлении DP . Дойдя до границ блока 1 (рис. 3.3, б), он расширяет траншею в пределах этого блока объемом 350 тыс. м³.

Экскаватор № 2 проходит разрезную траншею на юг (рис. 3.3, в), а затем расширяет траншею в пределах блока 2 объемом 280 тыс. м³.

Когда забой траншеи гор. +50 м отодвинется от въездной траншеи на юг на расстояние l_T , позволяющее начать проходку траншеи в обратном направлении, то вводится экскаватор № 3. Он проходит на север траншею FM , а затем расширяет ее в пределах блока 4 объемом 310 тыс. м³.

Для расширения траншеи в пределах блока 3 объемом 320 тыс. м³ исполь-

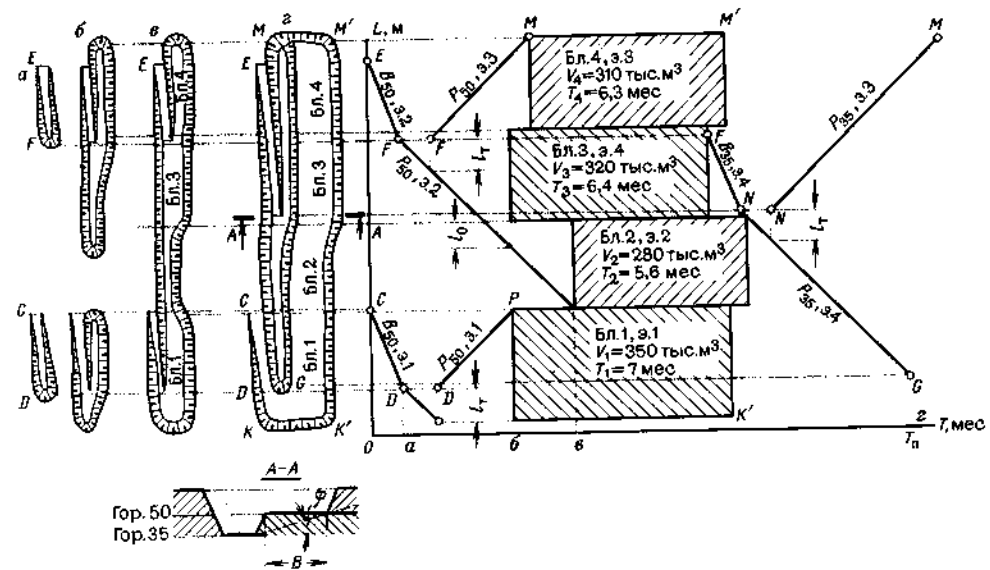


РИС. 3.3. Организация горных работ при вскрытии и подготовке горизонтов отдельными внутренними траншеями:

а, б, в, г — этапы работ

зуют экскаватор № 4, который в процессе работы не должен мешать траншейному экскаватору № 2. Это условие будет соблюдено, если прямоугольник, огражающий на графике $L = f(T)$ отработку блока № 3, не будет приближаться к линии проходки разрезной траншеи гор. +50 м на расстоянии меньше l_0 .

Проходку въездной траншеи на гор. +35 м на участке FN экскаватор № 4 продолжит через 11 мес с начала работ. Затем он проходит разрезную траншею на юг (прямая NG графика $L = f(T)$, рис. 3.3). Как только станет возможно, экскаватор № 3 начнет проходку разрезной траншеи гор. +35 м на север (прямая NM на рис. 3.3). Через 18,6 мес все

необходимые работы будут закончены (рис. 3.3, г).

Экскаваторы № 1 и № 2 продолжают работы на гор. +50 м, но уже за пределами прямой $K'M'$, обеспечивающей возможность вскрытия и подготовки гор. +35 м, т.е. фактически к моменту окончания проходки разрезной траншеи гор. +35 м ширина рабочей площадки на гор. +50 м будет больше расчетной.

После выполнения указанных работ начинается нормальная отработка гор. +50 и +35 м. Породы с гор. +50 м выдаются на поверхность по отдельной траншее DC , а руда с гор. +35 м — по траншее NE .

ГЛАВА 4 ВСКРЫТИЕ СИСТЕМОЙ ПОСТУПАТЕЛЬНЫХ ТРАНШЕЙ

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Сущность данного способа вскрытия ясно видна из рис. 1.6,а, на котором показана проекция борта карьера на вертикальную плоскость. Для вскрытия уступа с отметкой +30 м из точки *A* на отметке +40 м проходится наклонная въездная траншея *AB*. На гор. +30 м образуется площадка примыкания *BC* и затем в том же направлении, т.е. поступательно, проходится въездная траншея *CD*. Таким образом вскрываются все уступы карьера и транспортные средства (железнодорожные составы, автосамосвалы) не меняют направления движения при переезде с уступа на уступ.

Система поступательных траншей занимает на борту карьера участок длиной (см. рис. 1.6,а)

$$L_{\Pi} \geq \sum_1^n L_{vj} + \sum_1^{n-1} l_{oj} = \sum_1^n \frac{h_j}{i} + \sum_1^{n-1} b_{oj}, \quad (4.1)$$

где *i* — средний уклон въездных траншей; *n* — число вскрываемых уступов; L_{vj} — длина *j*-тых въездных траншей, м; l_{oj} — длина *j*-тых площадок примыкания, м; h_j — высота *j*-тых уступов, м.

Вид борта карьера при вскрытии поступательными траншеями показан на рис. 4.1. Площадка примыкания обычно горизонтальна или имеет смятанный уклон и в редких случаях — тот же уклон, что и въездные траншеи.

Данный способ вскрытия применяется при различных видах транспорта: железнодорожном, автомобильном, конвейерном, скиповых и наклонных подъемни-

ках. В зависимости от вида транспорта изменяются уклоны траншей и полутраншей и соответственно изменяется устройство площадок примыкания на вскрываемых уступах.

2. ВСКРЫТИЕ ПОСТУПАТЕЛЬНЫМИ ВНУТРЕННИМИ ТРАНШЕЯМИ

Процесс формирования нерабочего борта карьера при этом способе вскрытия показан на рис. 4.2. Сначала экскаватор № 1 проходит въездную траншею *AB* на нижележащий уступ (на гор. 50 м, рис. 4.2,а), а затем ведет разрезную траншею в направлении *BG*, т.е. подготавливает гор. 50 м. Когда траншейный забой продвигается на расстояние l_T , начинается проходка разрезной траншеи гор. 50 м в обратную сторону *BK* экскаватором № 2. Этот процесс показан на графике $L = f(T)$ наклонными линиями *AB*, *BG*, *BK*.

Положение горных работ на момент окончания участка разрезной траншеи *BK* показано на рис. 4.2,б.

Для расширения разрезной траншеи фронт работ разбивается на четыре блока. Сначала экскаватор № 3 начинает работать в блоке 2, а затем в блоках 1, 3 и 4. Процесс работ показан в виде заштрихованных прямоугольников.

Въездную траншею *CD* на гор. 35 м можно проходить через 12,5 мес, а разрезную *DG* — через 13,3 мес (рис. 4.2,в) после начала горных работ.

Затем ведутся работы на гор. 35 м по проходке разрезной траншеи (рис. 4.2,г), ее расширению на четырех



РИС. 4.1.
Вид борта карьера при вскрытии системой внутренних поступательных траншей

блоках (блоки 5, 6, 7 и 8) и проходится въездная траншея на гор. 20 м (рис. 4.2,д, прямая *EF*).

Интервалы времени между началами проходки разрезных траншей на смежных горизонтах T_{35} и T_{20} являются временем подготовки горизонтов. Достигаются следующие скорости углубки карьера:

на гор. 35 м

$$h_{\Gamma} = \frac{h_{50}}{T_{35}} = \frac{15}{12,5} = 12 = 14,4 \text{ м/год.}$$

на гор. 20 м

$$h_{\Gamma} = \frac{h_{35}}{T_{20}} = \frac{15}{10,2} = 12 = 17,7 \text{ м/год.}$$

Отметим, что в поперечном сечении углубка карьера идет по *NM* под углом β (см. разрез *A-A* на рис. 4.2). Истинное направление углубки не совпадает с прямой *NM*.

Если изобразить расположение векторов скорости углубки в пространстве (рис. 4.3), то истинная скорость углубки выразится вектором \vec{BD} , лежащим на линии, соединяющей концы въездных

траншей на гор. 40 и 35 м, а угол углубки — величиной β_0 . Проекция этого вектора на вертикальную плоскость $\vec{BN'N}$ представляет собой скорость углубки \vec{BN} под углом β вкост простирания. Проекция на плоскость $\vec{BMD'N'}$ — скорость углубки $\vec{BD'}$, под углом β_1 по простиранию. Годовое понижение горных работ по вертикали $\vec{BN} = \vec{MD'} = h_{\Gamma}$.

Всегда весьма заманчиво получить простое аналитическое уравнение для определения такого важного показателя интенсивности горных работ, как возможная скорость углубки карьера. При этом, конечно, придется несколько поступиться точностью.

Примем, что на всех работах применяются одинаковые экскаваторы; длины и объемы экскаваторных блоков и высоты уступов также одинаковы.

Обобщенный график $L = f(T)$ организации работ по вскрытию и подготовке гор. 2 внутренними поступательными траншеями показан на рис. 4.4.

Интервал времени между началом подготовки смежных уступов

$$T = t_1 + t_2 + t_3 + t_4, \text{ мес.} \quad (4.2)$$

Из графика видно, что

$$T = \frac{L_6 + l_0}{\text{tg } \alpha} + \frac{V_6}{Q} + \frac{L_B + l_{\Pi}}{\text{tg } \alpha_0} + \left(\frac{1}{\text{tg } \alpha_0} - \frac{1}{\text{tg } \alpha} \right) [L_6(K-2) - (L_B + l_{\Pi})] \quad (4.3)$$

Здесь *K* — число экскаваторных блоков, необходимых для расширения траншей.

Заметим, что $tg \alpha = v_T$ скорость проходки разрезной траншеи, а $tg \alpha_0 = v_0$ — скорость расширения разрезной траншеи. Последним членом формулы ввиду его малости можно пренебречь. Тогда

$$T = \frac{L_6 + l_0}{v_T} = \frac{V_6}{Q} + \frac{L_B + l_{II}}{v_0}, \text{ мес.} \quad (4.4)$$

где L_6 — длина экскаваторного блока, м; l_0 — допустимое минимальное расстояние между экскаватором, проходящим траншеей и экскаватором расширяющим ее, м; V_6 — объем работ в пределах экскаваторного блока по расширению разрезной траншеи верхнего уступа, обеспечивающий возможность подготовки нижнего уступа, м³; Q — производительность экскаватора, м³/мес; L_B — длина въездной траншеи, м; l_{II} — длина площадки примыкания путей, м.

Из поперечного разреза (см. рис. 4.2) можно установить, что:

$$v_T = \frac{cQ}{h(b + h \operatorname{ctg} \alpha)}, \text{ м/мес;} \quad (4.5)$$

$$v_0 = \frac{mQ}{h^2(\operatorname{ctg} \varphi + \operatorname{ctg} \beta)}, \text{ м/мес.} \quad (4.6)$$

где c — коэффициент снижения производительности экскаватора при проходке траншей; h — высота уступа; b — ширина дна разрезной траншеи, м; m — число экскаваторов, работающих на расширении разрезной траншеи (не считая траншейных экскаваторов); φ — угол откоса рабочего борта, градус; β — угол направления углубки вкост простирания, градус; α — угол откоса уступа, градус.

Из схемы (см. рис. 4.2) можно также найти, что

РИС. 4.2.

Организация горных работ при вскрытии системой внутренних поступательных траншей:

$a, б, в, г, д$ — этапы работ

$$V_6 = hL_6[B + h(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)]. \quad (4.7)$$

Так как

$$B + h \operatorname{ctg} \alpha = h \operatorname{ctg} \varphi, \quad (4.8)$$

то

$$V_6 = h^2 L_6(\operatorname{ctg} \varphi + \operatorname{ctg} \beta), \quad (4.9)$$

где B — ширина рабочей площадки, м. Подставив в формулу (4.4) полученные значения ее элементов, произведя некоторые преобразования, а также учи-

тывая, что $h_r = \frac{h}{T}$, получим уравне-

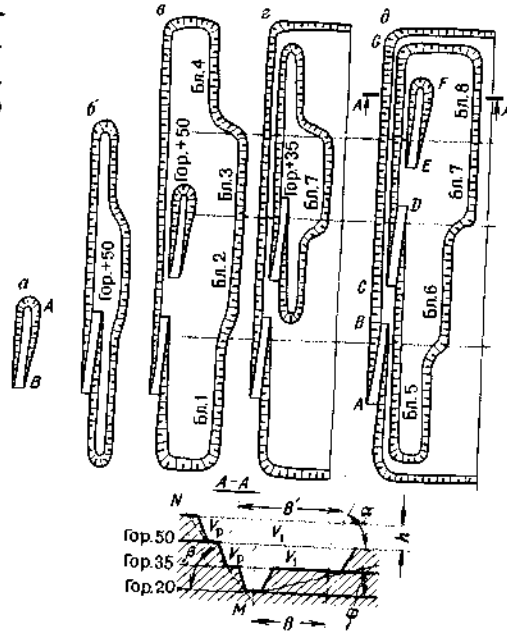


РИС. 4.2.

Организация горных работ при вскрытии системой внутренних поступательных траншей:

$a, б, в, г, д$ — этапы работ

$$V_6 = hL_6[B + h(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)]. \quad (4.7)$$

Так как

$$B + h \operatorname{ctg} \alpha = h \operatorname{ctg} \varphi, \quad (4.8)$$

то

$$V_6 = h^2 L_6(\operatorname{ctg} \varphi + \operatorname{ctg} \beta), \quad (4.9)$$

где B — ширина рабочей площадки, м. Подставив в формулу (4.4) полученные значения ее элементов, произведя некоторые преобразования, а также учи-

тывая, что $h_r = \frac{h}{T}$, получим уравне-

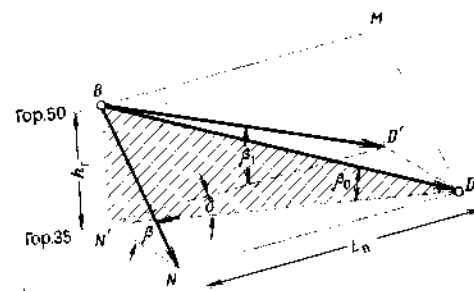
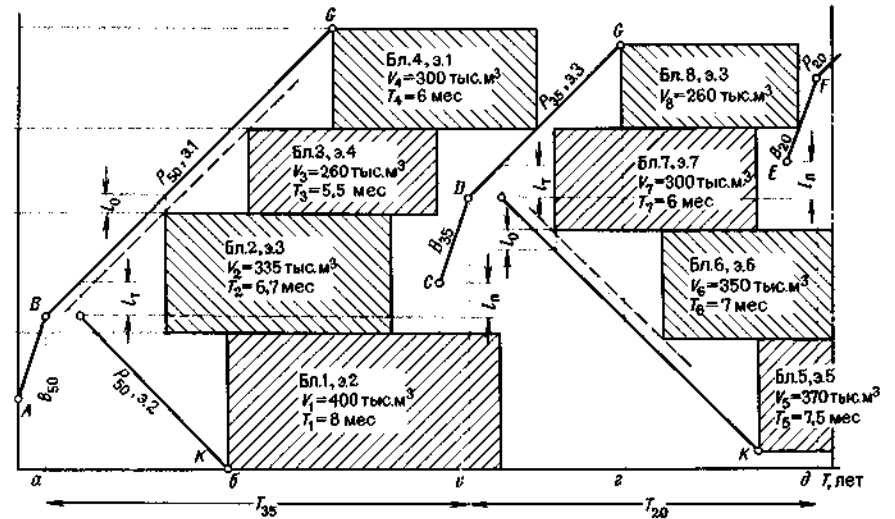


РИС. 4.3.

Взаимосвязь истинной скорости углубки карьера и ее проекций при вскрытии поступательными траншеями

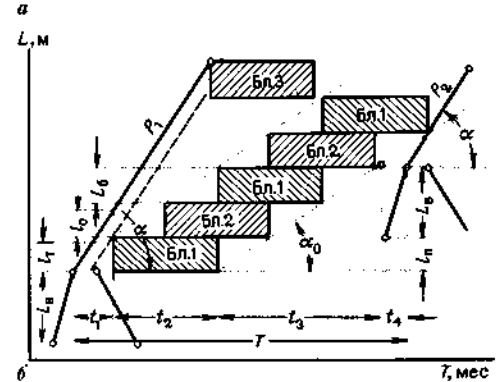
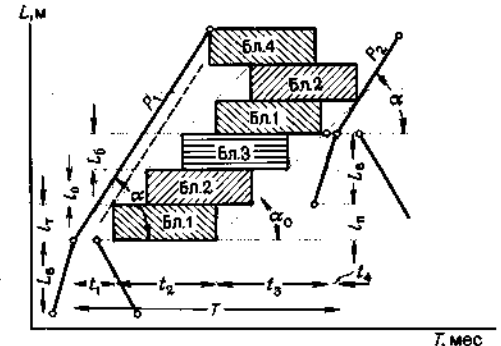


РИС. 4.4.

Обобщенный график $L=f(T)$ при вскрытии внутренними поступательными траншеями и при расширении разрезной траншеи: a — двумя экскаваторами; $б$ — тремя экскаваторами



ние для определения возможной скорости углубки карьера:

$$h_T = 12Q : [h(\operatorname{ctg} \varphi + \operatorname{ctg} \beta)(L_G + \frac{L_B + l_{II}}{m}) + \frac{1}{c}(L_G + l_0)(b + h \operatorname{ctg} \alpha)], \text{ м/год.} \quad (4.10)$$

Формула действительна, когда $v_T \geq v_0$, т.е. когда

$$m \leq \frac{ch(\operatorname{ctg} \varphi + \operatorname{ctg} \beta)}{b + h \operatorname{ctg} \alpha} \quad (4.11)$$

Если $v_T = v_0$, то формула (4.10) приобретает более простой вид:

$$h_T = 12Q \{ h L_G (\operatorname{ctg} \varphi + \operatorname{ctg} \beta) + \frac{1}{c}(L_B + L_G + l_{II} + l_0)(b + h \operatorname{ctg} \alpha) \}, \text{ м/год.} \quad (4.12)$$

Пример: $Q = 50\,000 \text{ м}^3/\text{мес}$; $h = 15 \text{ м}$; $\varphi = 10^\circ$; $\operatorname{ctg} \varphi = 5,67$; $\beta = 35^\circ$; $\operatorname{ctg} \beta = 1,43$; $L_G = 300 \text{ м}$; $L_B = 450 \text{ м}$; $l_0 = 150 \text{ м}$; $l_{II} = 50 \text{ м}$; $b = 20 \text{ м}$; $\alpha = 60^\circ$; $\operatorname{ctg} \alpha = 0,58$; $c = 0,7$.

Определим область значений m по формуле (4.11)

$$m \leq \frac{0,7 \cdot 15 (5,67 + 1,43)}{20 + 15 \cdot 0,58} = 2,6.$$

Воспользуемся формулой (4.10). Если на расширении разрезной траншеи работает один экскаватор ($m = 1$), то

$$h_T = 12 \cdot 50\,000 : [15 (5,67 + 1,43) (300 + 450 + 50) + \frac{1}{0,7} (300 + 150) (20 + 15 \cdot 0,58)] = 5,8 \text{ м/год.}$$

Если $m = 2$, то $h_T = 7,8 \text{ м/год}$. Если же добавить на некоторое время третий экскаватор, т.е. приравнять $v_T = v_0$, то по формуле (4.12) или по формуле (4.10) получается, что при $m = 2,6$ $h_T = 8,5 \text{ м/год}$.

Приведенная выше формула (4.10) описывает процесс углубки, исходя из взаимодействия горных работ на двух нижних рабочих уступах, и учитывает направление углубки карьера вкrest простирания рудного тела.

Но ограничивающее влияние на углубку могут оказать верхние рабочие уступы, особенно в случае применения комбинированного внутрикарьерного транспорта. Поэтому всегда нужно проверять возможность достижения скорости углубки, полученной из формулы (4.10), по скорости перемещения верхних рабочих уступов на основе уравнений взаимосвязи скоростей развития горных работ.

Ограничивающее влияние на углубку может оказать также скорость проведения и расширения траншей по простиранию.

В процессе подготовки нового горизонта для проведения разрезной траншеи необходимо создать на верхних горизонтах достаточное опережение горных работ. При этом возможны два случая:

а) на верхнем горизонте ведется опережающий тупиковый забой разрезной траншеи;

б) на верхнем горизонте образован опережающий кольцевой забой.

Примером первого случая работы может служить восточный участок карьера НКГОКа, а второго — северный участок карьера ЮГОКа.

Величину опережения тупикового верхнего забоя разрезной траншеи по отношению к нижнему (рис. 4.5) можно выразить следующей зависимостью:

$$L_0 \geq L_1 + L_2 + L_c + L_T + L_3, \quad (4.13)$$

где L_1 — длина участка траншей, обустроенного для следующего взрыва (обычно принимается из условия созда-

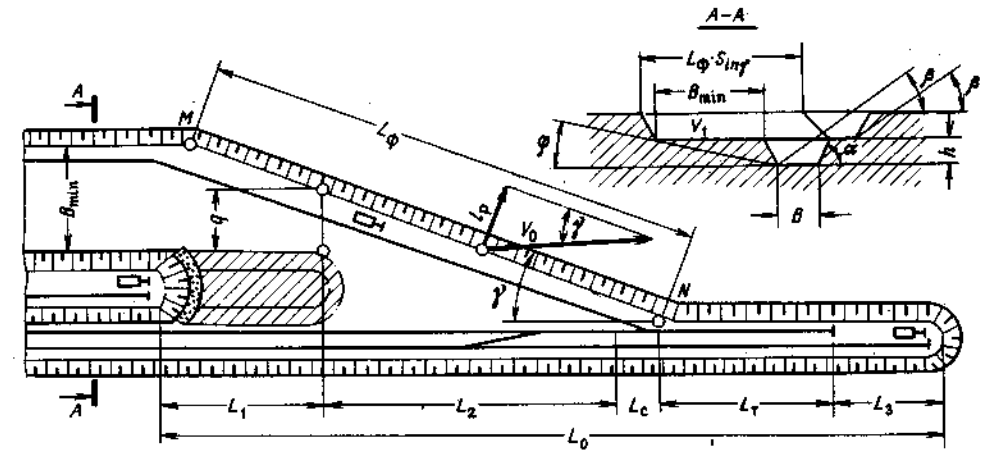


РИС. 4.5.

Взаимное расположение траншейных забоев на смежных уступах

ния не менее месячного резерва взорванной породы), м; L_2 — расстояние от конца обустроенного участка до стрелочного перевода, м; L_c — длина стрелочного перевода, м; L_T — длина вытяжного тупика, м; L_3 — расстояние от конца вытяжного тупика до траншейного забоя, м.

Из рис. (4.5)

$$L_c + L_2 = [q + h(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)] \operatorname{ctg} \gamma, \quad (4.14)$$

где q — расстояние от верхней бровки проходимой траншеи до нижней бровки верхнего уступа (не менее 15 м); h — высота уступа, м; γ — угол, образованный осью траншеи и фронтом работ по расширению траншеи (обычно он составляет не более 20°).

Для увязки работ двух горизонтов необходимо знать скорость перемещения фронта работ MNV в направлении оси траншей. Эта скорость

$$v_0 = \frac{l_p}{\sin \gamma}, \text{ м/мес.} \quad (4.15)$$

где l_p — скорость продвижения фронта работ на рабочем уступе;

$$l_p = \frac{Q}{h L_G}, \text{ м/мес.} \quad (4.16)$$

Тогда

$$v_0 = \frac{Q}{h L_G \sin \gamma}, \text{ м/мес.} \quad (4.17)$$

Ранее для определения скорости расширения разрезной траншеи при других исходных данных на основе обобщенного графика $L = f(T)$ была получена формула (4.6).

Из рис. 4.5 видно, что выражения (4.17) и (4.6) отражают действительный ход горных работ, если считать, что на отрезке MNV работает m экскаваторов:

$$m = \frac{L_\phi}{L_G} = \frac{h(\operatorname{ctg} \varphi + \operatorname{ctg} \beta)}{L_G \sin \gamma} \quad (4.18)$$

Скорость перемещения фронта работ в направлении оси траншей на верхнем

36

горизонте v_0 должна быть больше или равна скорости проходки траншеи до нижнего горизонта:

$$v_T \leq v_0. \quad (4.19)$$

При этом должно быть соблюдено расстояние между тупиковыми забоями смежных горизонтов L_0 , определяемое по формуле (4.13).

Зависимость между скоростью проходки траншеи и скоростью расширения верхнего горизонта требует соблюдения определенного соотношения между производительностью экскаваторов Q_T , работающих на проходке траншеи, и производительностью экскаватора Q , работающего на расширении верхнего горизонта.

Из выражения (4.19) с учетом выражений (4.5) и (4.17) получим:

$$Q_T \leq Q \frac{b + h \operatorname{ctg} \alpha}{L_0 \sin \gamma}, \text{ м}^3/\text{мес}. \quad (4.20)$$

Если принять $Q = 50$ тыс. $\text{м}^3/\text{мес}$; $b = 20$ м; $h = 15$ м; $\alpha = 65^\circ$, $L_0 = 250$ м, $\gamma = 20^\circ$, то $Q_T \leq 15,8$ тыс. м^3 , а возможная скорость проходки траншеи составит $v_T \leq 35$ м/мес.

В данном случае развитие работ на верхнем горизонте сильно тормозит проходку траншеи нижнего горизонта, а значит, и его подготовку. Чем больше угол γ или чем меньше опережение верхнего траншейного забоя L_0 , тем на большее время задерживается подготовка нижнего уступа.

При работе карьера угол γ по мере перехода с нижних уступов на верхние увеличивается, так как уширяется выемочное пространство верхних уступов по сравнению с нижними.

Условие, при котором проходка траншеи одним экскаватором не будет за-

держиваться развитием работ верхнего уступа, следующее:

$$\sin \gamma \leq \frac{b + h \operatorname{ctg} \alpha}{cL_0}, \quad (4.21)$$

где c — коэффициент снижения производительности экскаватора при проходке траншей.

Если $b = 20$ м, $L_0 = 250$ м; $c = 0,75$, $h = 15$ м; $\alpha = 65^\circ$, $\sin \gamma = 0,144$ и $\gamma = 8^\circ 20'$, то для осуществления этого условия необходимо создавать опережение верхнего траншейного забоя $L_0 \geq 670$ м.

Основное достоинство способа вскрытия поступательными траншеями — движение грузов в одном направлении на всем протяжении въездных траншей. Благодаря этому значительно повышается пропускная способность путей по сравнению с тупиковыми траншеями, а также улучшаются условия движения.

Основной недостаток — система поступательных траншей занимает на борту карьера очень большой участок по длине. Благодаря этому не достигается концентрации горных работ в одном месте и при вскрытии новых уступов приходится форсировать проходку разрезных траншей на всех верхних уступах. Это снижает возможную интенсивность углубки карьера.

При применении конвейерного транспорта и скипового подъемника поступательные траншеи имеют крутое падение, соответствующее возможностям этого вида транспорта. Если рудное тело имеет пологое падение, то траншеи для конвейеров и наклонных подъемников (скипов, клетей и др.) могут проходить вкрест простирания по контакту лежащего бока. Подобный вариант применяется, например, на Богословских угольных

карьерах при использовании конвейерного транспорта и на Фушуньском угольном карьере в КНР при использовании скипового подъемника.

3. ВСКРЫТИЕ СПИРАЛЬНЫМИ ВНУТРЕННИМИ ТРАНШЕЯМИ

При применении железнодорожного и иногда автомобильного транспорта на глубоких карьерах общая длина системы поступательных траншей может оказаться значительно больше длины карьера. Вскрывающие траншеи по мере углубления горных работ продвигаются с одного борта на другой и приобретают в плане вид спирали.

Этот способ вскрытия рассматривался, например, для главного железорудного карьера Качканарского ГОКа при применении железнодорожного транспорта. Въездные траншеи проводились с восточного борта карьера, проходили южный, западный и северный борта. В процессе опускания на гор. +50 м (проектное дно карьера) трасса траншей делает один виток.

Таким образом, спиральные траншеи являются частным случаем вскрытия поступательными траншеями.

Помимо достоинств и недостатков, указанных выше, недостатком этого способа вскрытия являются также развитие работ по периферии карьера в районе расположения пустых пород, благодаря чему получается криволинейный фронт работ, развивающийся неравномерно, и резкое повышение годовых объемов вскрышных работ. В большинстве случаев невозможно обеспечить интенсивное развитие горных работ в глубину; создаются большие трудности в организации работ на уступах. Поэтому вскрытие спиральными траншеями хотя и проекти-

руется, но практически редко осуществляется. Только в конечном положении при выходе временных въездных траншей на нерабочий борт они могут занять спиральную трассу, а в процессе вскрытия новых уступов обычно применяются тупиковые или тупиково-поступательные траншеи временные или стационарные.

4. ВСКРЫТИЕ ПОСТУПАТЕЛЬНЫМИ ВНЕШНИМИ ТРАНШЕЯМИ

Если месторождение залегает сравнительно неглубоко, то возможно поступательную трассу въездных траншей расположить вне контуров карьера. Общий вид карьера при данном способе вскрытия показан на рис. 4.6.

Объемы работ по проходке системы поступательных внешних траншей быстро возрастают по мере увеличения числа вскрываемых уступов, поэтому при выборе данного способа вскрытия необходимо тщательно подсчитать объемы работ и сравнить их с другими способами вскрытия.

Большим достоинством рассматриваемого способа вскрытия являются стационарность трассы въездных траншей и возможность свободно развивать горные работы внутри контуров карьера в любом направлении. Это особенно важно, когда конечные контуры карьера не определены и граница карьера известна только с одной стороны. По мере доразведки месторождения контуры карьера будут расширяться, а стационарная трасса поступательных внешних траншей будет сохранена на весь период разработки месторождения. Такой способ вскрытия в комбинации с другими способами был применен на Коунрадском меднорудном карьере для вскрытия группы верхних

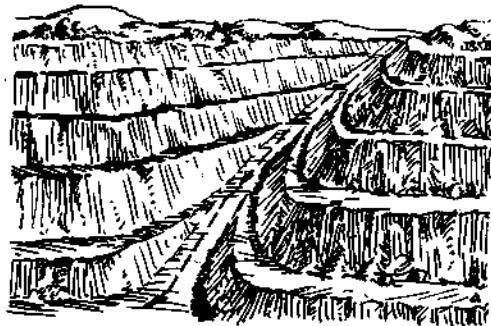


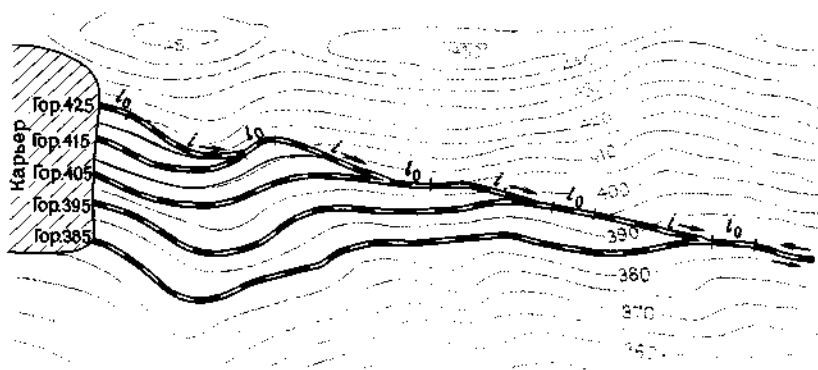
РИС. 4.6. Вид системы внешних поступательных траншей

уступов, на карьерах Соколовско-Сарбайского ГОКа и др.

5. ВСКРЫТИЕ ПОСТУПАТЕЛЬНЫМИ ВНЕШНИМИ ПОЛУТРАНШЕЯМИ

При залегании месторождения на косогоре и наличии выдержанного склона горы значительной протяженности можно применить вскрытие поступательными

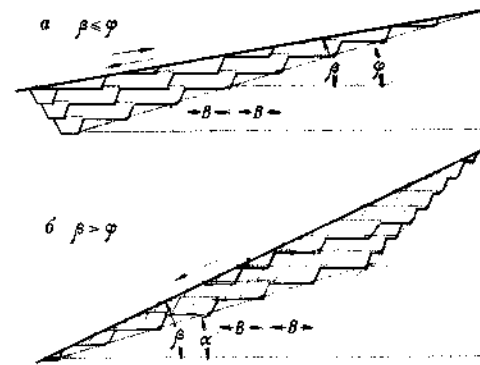
РИС. 4.7. Вскрытие системой внешних поступательных траншей



внешними полутраншеями (рис. 4.7). Трасса полутраншей поднимается с уступа на уступ с уклоном, определяемым видом транспорта. На каждом горизонте устраивают площадки примыкания l_0 и к контурам карьера проходят горизонтальные полутраншеи.

При развитии горных работ на косогоре возможны два варианта: 1) наклон рельефа местности β меньше угла откоса рабочего борта φ (рис. 4.8,а). В этом случае горные работы можно начинать на всех уступах одновременно и развивать их как сверху вниз, так и снизу вверх; 2) наклон рельефа местности β больше угла откоса рабочего борта φ (рис. 4.8,б). Горные работы можно развивать только сверху вниз. Нижележащие уступы отрабатывают последовательно, по мере увеличения рабочих площадок на верхних уступах до необходимых размеров. Ввиду небольшого объема траншейных работ (проходятся не траншеи, а полутраншеи) и снижения объема работ по расширению траншеи (за счет косогора) развитие горных работ в данном случае будет происходить в более благоприятных условиях, чем на равнинной местности.

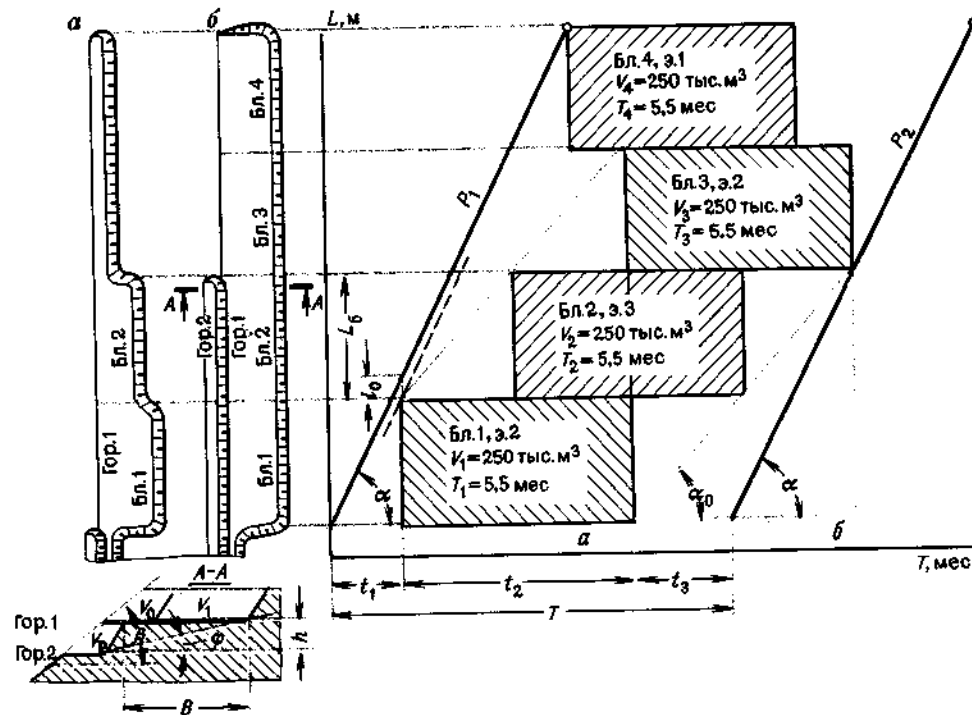
РИС. 4.8. Схемы развития горных работ на косогоре



Если въездные полутраншеи располагают вне контура карьера, то их можно проходить заранее, независимо от хода углубки карьера. График $L = f(T)$ в этом случае будет иметь вид, показанный на рис. 4.9. Минимальное время между началом подготовки соседних горизонтов

РИС. 4.9. Организация горных работ при вскрытии на косогоре:

а, б — этапы работ



$T = t_1 + t_2 + t_3;$ (4.22) как проходка полутраншей обычно не ограничивает углубки карьера, получим:

$$T = \frac{L_6 + l_0}{v_T} + \frac{V_6}{Q} + \left(\frac{1}{v_0} - \frac{1}{v_T} \right) x$$

$x (K - 2) L_6,$ (4.23) Преобразовав формулу (4.31), получим возможную скорость углубки на косогоре

$$h_T = \frac{12 m Q}{h (\text{ctg } \varphi - \text{ctg } \beta) [v_0 + L_6 (1 + m)]}, \text{ м/год.} \quad (4.32)$$

Из неравенства $v_0 \leq v_T$ следует, что при треугольном сечении полутраншей (рис. 4.8, е)

$$m \leq \frac{2ch^2}{b^2} (\text{ctg } \varphi - \text{ctg } \beta) (\text{ctg } \beta - \text{ctg } \alpha). \quad (4.33)$$

При трапециевидном сечении полутраншей (рис. 4.8, з)

$$m \leq \frac{ch (\text{ctg } \varphi - \text{ctg } \beta)}{b - \frac{1}{2} h (\text{ctg } \beta - \text{ctg } \alpha)}. \quad (4.34)$$

В некоторых случаях в карьере оставляют временный нерабочий борт, который затем разносят до положения рабочего борта. Ситуация аналогична углубке карьера на косогоре при уже пройденных полутраншеях. Тогда в каждом поперечном сечении скорость разноса

$$h_p = \frac{12 Q}{h L_6 (\text{ctg } \varphi - \text{ctg } \beta_1)}, \text{ м/год.} \quad (4.35)$$

где β_1 — угол откоса временного нерабочего борта.

где v_T — скорость проходки полутраншей, м/мес; K — число экскаваторных блоков в расширяемой полутраншее.

Из схем: рис. 4.8 и 4.9

$$V_6 = L_6 h^2 (\text{ctg } \varphi - \text{ctg } \beta), \text{ м}^3; \quad (4.24)$$

$$v_0 = \frac{m Q}{h^2 (\text{ctg } \varphi - \text{ctg } \beta)}, \text{ м/мес;} \quad (4.25)$$

$$v_T = \frac{c Q}{S_T}, \text{ м/мес;} \quad (4.26)$$

рис. 4.8, в

$$\beta \leq \text{arc ctg} \left(\frac{b}{h} + \text{ctg } \alpha \right); \quad (4.27)$$

$$S_T = \frac{b^2}{2 (\text{ctg } \beta - \text{ctg } \alpha)}, \text{ м}^2; \quad (4.28)$$

рис. 4.8, з

$$\beta > \text{arc ctg} \left(\frac{b}{h} + \text{ctg } \alpha \right); \quad (4.29)$$

$$S_T = h \left[b - \frac{h}{2} (\text{ctg } \beta - \text{ctg } \alpha) \right], \text{ м}^2. \quad (4.30)$$

Ввиду незначительности третьим членом формулы (4.23) можно пренебречь. Заменяв величину v_T величиной v_0 , так

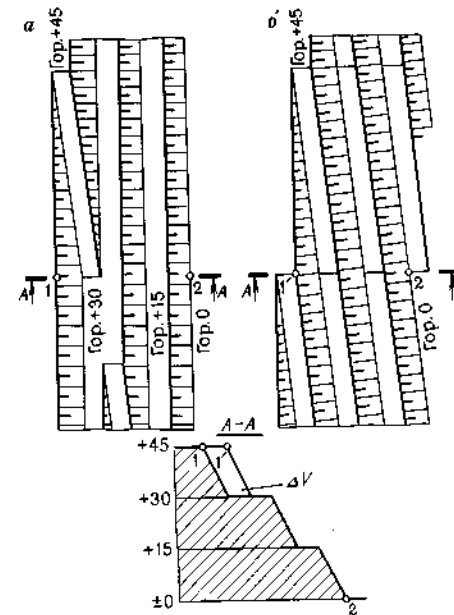


РИС. 4.10. Нерабочий борт карьера: а — с горизонтальными; б — с наклонными предохранительными бермами

6. НАКЛОННЫЕ ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫЕ БЕРМЫ

Для обеспечения безопасного и устойчивого состояния нерабочего борта карьера, а также возможности регулярного наблюдения и очистки откосов во всех карьерах на нерабочем борту через каждые 15—30 м предусматриваются предохранительные бермы шириной 5—6 м. Обычно эти бермы горизонтальны в поперечном и продольном сечениях и их поверхность совпадает с отметками рабочих уступов.

При сопряжении с бермами транспортных наклонных съездов значительно выполаживается откос нерабочего борта за счет площадок примыкания (рис. 4.10, а, гор. +30 м).

Если предусмотреть предохранительные бермы наклонными в продольном сечении [15], то удастся сократить ширину площадок примыкания, а при уклоне берм, равном уклону съездов, и совсем ликвидировать уширение площадок примыкания (рис. 4.10, б). Благодаря этому удастся опуститься в точку 2 на гор. 0 не из точки 1, а из точки 1' и сэкономить объем вынимаемых пород ΔV . Кроме этого, при наклонных бермах проще организуется отвод ливневых и грунтовых вод по прибортовым канавкам.

Увеличение угла погашения нерабочего борта позволяет сократить объем вынимаемых пород в зависимости от конфигурации и размеров карьера на 6—15% [15].

Ввиду того, что карьерное поле обрабатывается горизонтальными уступами, возникают сложности в месте примыкания рабочих уступов к конечному борту с наклонными бермами, что приводит к удорожанию работ в районе предельного контура на 15—20%.

Наклонные бермы успешно применены на Сибайском карьере и обеспечили экономический эффект более 3 млн. руб. Применяются они также на карьерах производственного объединения "Якуталмаз".

Особенно целесообразны наклонные бермы на глубоких карьерах круглой формы при вскрытии системой спиральных траншей.

ГЛАВА 5

ВСКРЫТИЕ СИСТЕМОЙ ТУПИКОВЫХ ТРАНШЕЙ

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Этот довольно распространенный способ вскрытия в чистом виде, а наиболее часто в сочетании с другими способами, применяется для месторождений, разрабатываемых большим числом уступов. Наиболее часто встречается внутреннее заложение системы петлевых траншей (рис. 5.1).

Принципиальная схема вскрытия петлевыми траншеями приведена на рис. 1.6, б, на котором показана проекция борта карьера на вертикальную плоскость. Для вскрытия уступа с отметкой +30 м из точки *A* на гор. +40 м проходит вниз с уклоном *i* въездная траншея *AB*. На гор. +30 м применяется тупиковый разъезд *BC* при железнодорожном транспорте или же петлевой заезд при автомобильном транспорте. Вскрытие гор. +20 м осуществляется въездной траншеей в противоположном направлении. На гор. +20 м также устраивается тупиковый разъезд и т.д. Таким образом, железнодорожный состав или автосамосвал на каждом уступе меняет направление движения.

Система петлевых траншей занимает на борту карьера участок длиной не менее (см. рис. 1.6, б)

$$L_T \geq L_B + 2l_T = \frac{h}{i} + 2l_T, \text{ м}, \quad (5.1)$$

где L_B — длина въездной траншеи (проекция длины траншеи на горизонтальную плоскость), м; l_T — длина тупикового разъезда, м; h — высота уступов, м; i — средний уклон въездных траншей.

В случае необходимости на каждом уступе устраивают заезды на уступы

вдоль борта карьера. Тогда вместо предохранительных берм оставляются на борту карьера транспортные бермы.

2. ВСКРЫТИЕ ТУПИКОВЫМИ ВНУТРЕННИМИ ТРАНШЕЯМИ

Расширение разрезной траншеи ведется на четырех экскаваторных блоках и изображается на графике заштрихованными прямоугольниками высотой, равной длине экскаваторного блока, длиной, равной времени отработки блока до момента создания нормальной ширины рабочей площадки.

Первым необходимо расширять участок траншеи в пределах блока 3. К моменту окончания проходки траншеи на участке *FD* (рис. 5.2, б) будет выполнена примерно половина работ в блоке 3. Затем вводятся в работу блоки 2 и 4, позже всех блок 1

Этот способ вскрытия применяется при железнодорожном внутрикарьерном транспорте. Размеры тупиковых площадок зависят от принятой схемы развития и числа железнодорожных путей.

Процесс углубки карьера показан на рис. 5.2.

Экскаватор № 1 проходит въездную траншею *AF* на гор. +50 м (рис. 5.2, а), а затем разрезную траншею на север. Эта работа показана на графике $L = f(T)$ наклонными линиями *AF* и *FD*. Когда траншейный забой продвигается от точки *F* на расстояние l_T , можно использовать экскаватор № 2 на проходку разрезной траншеи гор. +50 м на юг (наклонная линия *FE*).

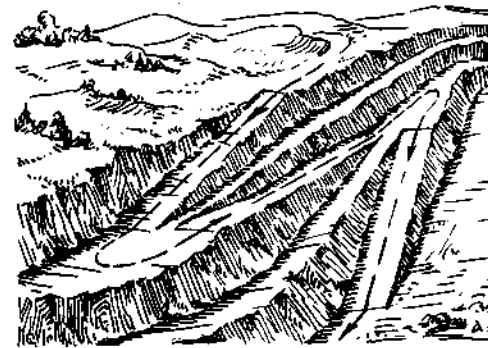


РИС. 5.1. Вид борта карьера при вскрытии системой внутренних петлевых траншей

Въездную траншею на гор. +35 м можно начинать проходить через 12,5 мес, а разрезную — через 13,5 мес. Затем ведется подготовка гор. +35 м (наклонные линии *CE* и *CD*), которая заканчивается через 22,8 мес (рис. 5.2, г).

Интервал времени между началами проходки разрезных траншей на смежных горизонтах, т.е. время подготовки нового горизонта составит в данном случае $T_{35} = 12,5$ мес. Скорость углубки карьера

$$h_T = \frac{h_{50}}{T_{35}} = \frac{15}{12,5} = 14,4 \text{ м/год.}$$

В поперечных сечениях углубка карьера идет в районе расположения тупиковых траншей (рис. 5.2, разрез по *A-A*) под углом β , а за пределами системы траншей (рис. 5.2, разрез по *B-B*) под углом β_1 .

В продольном сечении направление углубки от уступа к уступу изменяется на противоположное. Пространственное представление о векторах скоростей дает рис. 5.3. Истинная скорость углубки

характеризуется векторами \overline{AF} и \overline{FC} , а направление углубки — углом β_0 . Проекция этих векторов на вертикальную плоскость вкост простирания \overline{AN} и \overline{FM} представляет собой скорости углубки вкост простирания под углом β . Векторы $\overline{AF'}$ и $\overline{F'C'}$ — скорость углубки по простиранию под углом β_n . Годовое понижение горных работ $h_T = \overline{AN'} = \overline{N'C'}$.

Как для вскрытия поступательными траншеями, так и для данного способа вскрытия можно получить аналитическую формулу скорости углубки карьера. Примем те же допущения и построим обобщенный график $L = f(T)$ организации работ при вскрытии и подготовке гор. 2 тупиковыми траншеями (рис. 5.4)

Интервал времени между началами подготовки смежных уступов

$$T = t_1 + t_2 + t_3 + t_4. \quad (5.2)$$

Из схемы рис. 5.4 можно найти, что

$$T = \frac{l_T + L_6 + l_0}{\text{tg } \alpha} + \frac{V_6}{Q} + \frac{L_B}{\text{tg } \alpha_0} + \left(\frac{1}{\text{tg } \alpha_0} - \frac{1}{\text{tg } \alpha} \right) [L_6(K-2) - L_B]. \quad (5.3)$$

Как и раньше, отметим, что $\text{tg } \alpha = v_T$ — скорость проходки разрезной траншеи, а $\text{tg } \alpha_0 = v_0$ — скорость ее расширения. Последним членом формулы можно пренебречь. Тогда

$$T = \frac{L_6 + l_T + l_0}{v_T} + \frac{V_6}{Q} + \frac{L_B}{v_0} \quad (5.4)$$

Подставив в формулу (5.4) значения v_T , v_0 и V_0 из формул (4.5)–(4.7), после преобразований получим уравнение возможной скорости углубки карьера

$$h_T = 12 Q : [h (\text{ctg } \varphi + \text{ctg } \beta) (L_0 + \frac{L_B}{m}) + \frac{1}{c} (L_0 + l_T + l_0) (b + h \text{ctg } \alpha)], \text{ м/год. (5.5)}$$

Формула действительна, когда $v_T \geq v_0$, т.е. когда

$$m \leq \frac{ch (\text{ctg } \varphi + \text{ctg } \beta)}{b + h \text{ctg } \alpha} \quad (5.6)$$

Если $v_T = v_0$, то формула приобретает более простой вид

$$h_T = 12 Q : [h L_0 (\text{ctg } \varphi + \text{ctg } \beta) + \frac{1}{c} (L_B + L_0 + l_T + l_0) (b + h \text{ctg } \alpha)], \text{ м/год. (5.7)}$$

Полученная формула полностью аналогична ранее выведенной формуле (4.12) для вскрытия поступательными траншеями. Нужно только вместо l_T взять величину l_{II} .

Основным достоинством тупиковых траншей является то, что все транспортные коммуникации можно расположить на одном борту карьера даже при небольшой его длине. Благодаря этому развитие горных работ как в вертикальном, так и в горизонтальном направлениях сосредоточено на одном участке и идет на всех уступах в одном направлении.

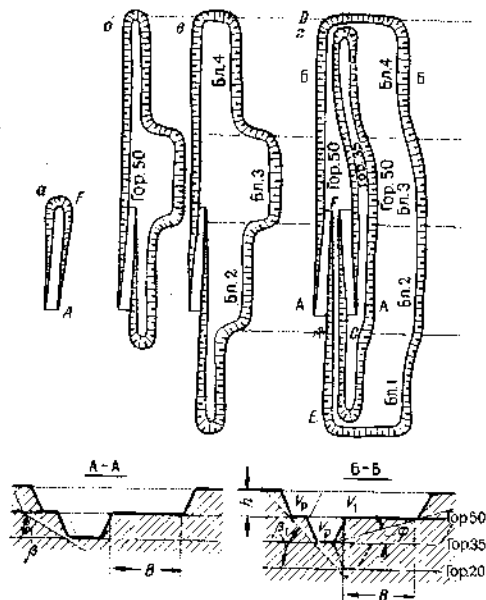


РИС. 5.2 Организация горных работ при вскрытии тупиковыми внутренними траншеями

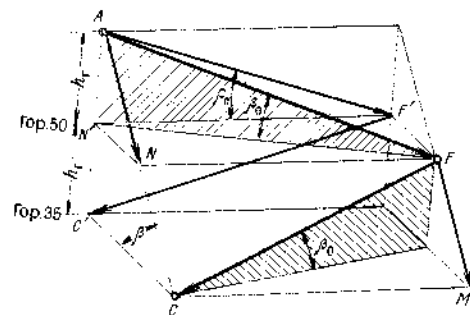
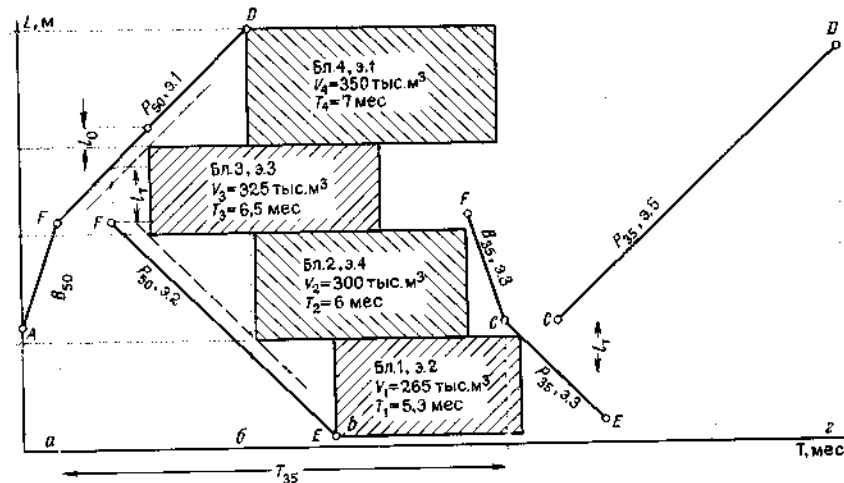


РИС. 5.3. Взаимосвязь истинной скорости углубки карьера AF и FC и ее проекций при вскрытии тупиковыми внутренними траншеями



При этом создаются большие возможности для интенсификации горных работ. Крупным недостатком данного способа вскрытия является наличие на каждом уступе тупиковых разъездов, где поезда вынуждены маневрировать, что значительно снижает пропускную способность карьерных путей. Кроме этого, благодаря размещению на небольшом участке

борта карьера всех въездных траншей и тупиковых разъездов борт сильно вылаживается и требуется дополнительное извлечение из недр земли пустых пород. За счет уменьшения угла углубки снижается также возможная скорость углубки карьера.

Когда размеры карьера по простиранию значительны и грузооборот велик, применяют парные системы тупиковых траншей — одна для движения порожняка, другая — для груженых составов. Такой способ вскрытия осуществлен, например, на Хейчжоуском угольном карьере в КНР.

Вскрытие тупиковыми траншеями наиболее часто применяется в комбинации с поступательными траншеями.

3. ВСКРЫТИЕ ПЕТЛЕВЫМИ ВНУТРЕННИМИ ТРАНШЕЯМИ

Данный вид вскрытия применяется при автомобильном внутрикарьерном транспорте, например, на Лебяжинском железнодорожном карьере.

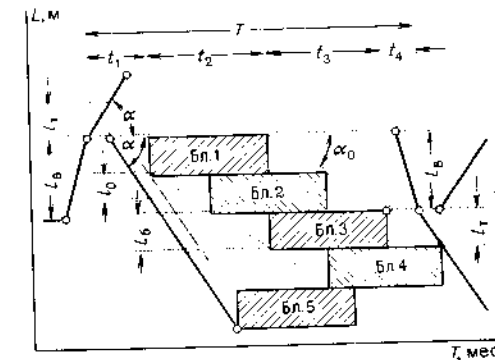


РИС. 5.4. Обобщенный график $L=f(T)$ при вскрытии внутренними тупиковыми траншеями и работе на расширении траншеи двух экскаваторов

Петлевые площадки устраиваются на гор. +160, +140 и +120 м. Два верхних горизонта (+180 и +160 м) вскрыты поступательными траншеями.

Развитие горных работ при этом способе вскрытия аналогично развитию горных работ при рассмотрении предыдущего способа и изображено последовательно на рис. 5.2.

4. ВСКРЫТИЕ ТУПИКОВЫМИ И ПЕТЛЕВЫМИ ВНЕШНИМИ ПОЛУТРАНШЕЯМИ

В условиях гористой местности, при расположении карьера выше промышленной площадки, применяется вскрытие внешними тупиковыми полутраншеями. Система внешних полутраншей с железнодорожными путями устраивается на склоне горы вне контуров карьера. От тупиковых развязок на каждом горизонте устраиваются горизонтальные подъездные пути.

Таким способом вскрыты несколько уступов Магнитогорского и Бакальского карьеров.

Если в условиях гористого рельефа применяется автомобильный транспорт, то вскрытие осуществляется внешними петлевыми полутраншеями. Такое вскрытие применено на Балаклавском известняковом и Дашкесанском железорудном карьерах СССР и на Наньфыньском карьере в КНР.

5. ВСКРЫТИЕ КОМБИНИРОВАННЫМИ ТРАНШЕЯМИ

В конкретных природных условиях месторождения полезных ископаемых редко залегают таким образом, чтобы можно было обеспечивать рациональное приме-

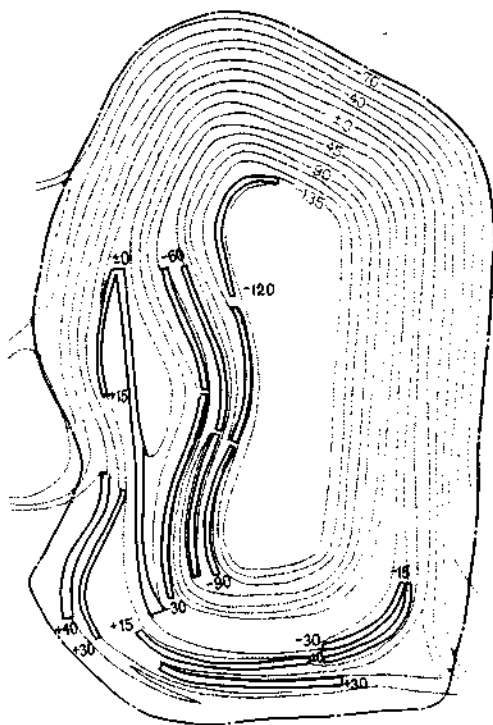


РИС. 5.5. Вскрытие карьера ЮГОКа комбинированными траншеями и полутраншеями

нение какого-либо основного способа вскрытия. Обычно применительно к конкретной обстановке стараются использовать положительные стороны различных способов вскрытия и применяют комбинацию отдельных, тупиковых и поступательных траншей, внутренних и внешних траншей и полутраншей.

Подавляющее большинство месторождений вскрыто комбинированными траншеями. Особенно часто применяется комбинация тупиковых и поступательных траншей (см. рис. 1.6, в). В этом

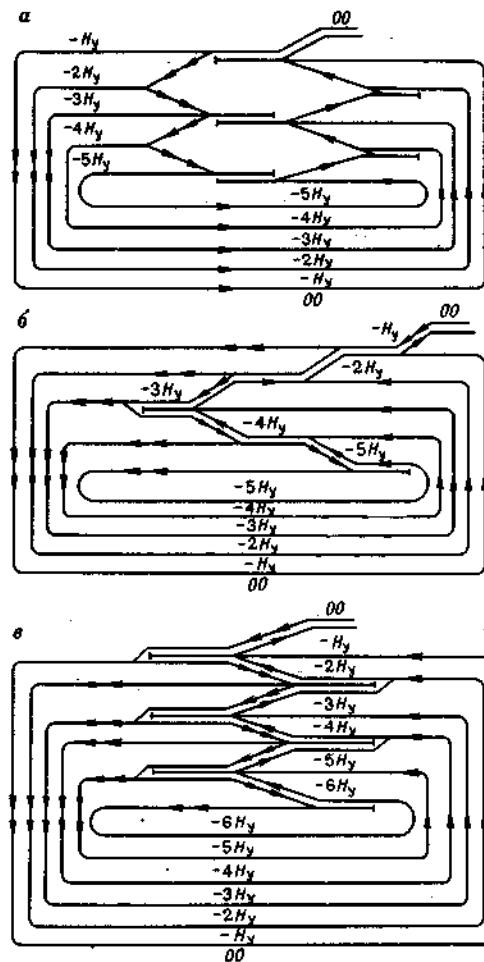


РИС. 5.6. Путьевые схемы съездов для глубоких карьеров (по Л.Г. Тымовскому)

случае тупиковые развязки устраиваются не на каждом уступе, а через два-три уступа и система комбинированных траншей располагается на одном борту карьера. При этом используются преимущества и сглаживаются недостатки вскры-

тия как тупиковыми, так и поступательными траншеями.

В качестве примера на рис. 5.5 показана схема вскрытия карьера II очереди Криворожского южного горно-обогатительного комбината (ЮГОКа).

Верхние горизонты (выше +30 м) вскрыты отдельными парными внешними полутраншеями, нижние горизонты — комбинированными (поступательно-тупиковыми) внутренними траншеями с организацией тупиковых станций на гор. +0, -30, -60 и -90 м.

В зависимости от принятого способа вскрытия карьерного поля планируется развитие дорог в карьере.

Наибольшей пропускной способностью обладают схемы путей, обеспечивающие полную поточность движения транспортных средств.

На основе обобщения опыта проектирования А.Г. Тымовский [50] приводит применительно к железнодорожному транспорту три наилучших путьевых схемы для глубоких карьеров, обеспечивающие поточность движения поездов при наличии тупиковых развязок:

- 1) с двумя тупиковыми системами траншей (рис. 5.6, а);
- 2) со ступенчатым поступательно-тупиковым съездом и телескопическим развитием путей (рис. 5.6, б);
- 3) с тупиковыми съездами и телескопическим развитием путей (рис. 5.6, в).

По расчетам Л.Г. Тымовского, эти схемы при существующих средствах транспорта обеспечивают пропускную способность однопутных съездов до 130, а двухпутных — до 280 пар поездов в сутки. Длина площадок в пунктах примыкания рабочих горизонтов 200—550 м.

Схема развития карьерных путей влияет не только на пропускную способность

транспортных путей, но и на размеры карьерного поля.

В табл. 5.1 приведены формулы Л.Г. Тымовского для определения минимальных размеров карьерного поля при применении железнодорожного транспорта для заданной глубины разработки карьера.

В формулах (5.8) — (5.12) (см. табл. 5.1) приняты следующие обозначения: H — общая глубина карьера, м; β — средний угол откоса торцевых бортов карьера с учетом транспортных площадок; γ_1 — то же, нерабочего борта; γ_2 — то же, рабочего борта; i_1, i_2 — уклоны в грузовом и порожняковом направлениях на наклонных участках съезда. Обычно при самоходных вагонах $i = 0,085 \div 0,100$; при локомотивной

электрической тяге $i = 0,04 \div 0,06$; при паровой тяге $i = 0,025 \div 0,03$.

При выводе формул были приняты следующие значения известных величин:

минимальный радиус кривых на самом глубоком горизонте — 120 м; угол поворота кривых в плане — 90° ; длина стрелочного перевода марки $\frac{1}{9}$ — 31 м; линия тангенса вертикальной сопрягающей кривой площадки с наклонной частью съезда — 30 м; ширина площадки под один путь — 6,5 м.

Формулы Л.Г. Тымовского выведены из условия, что на противоположном от вскрываемых выработок борту карьера все уступы являются рабочими. Фактически такое положение соблюдается только до определенной глубины.

ТАБЛИЦА 5.1

МИНИМАЛЬНЫЕ РАЗМЕРЫ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ ПРИ ПРИМЕНЕНИИ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОГО ТРАНСПОРТА (ПО Л.Г. ТЫМОВСКОМУ)

Схема путей	Размеры карьерного поля, м	Номер формулы
	А. По простиранию (длина)	
Телескопическая	$L_{д.п} = 2(H - 1,5h) \operatorname{ctg} \beta + \frac{h}{i} + 920$	(5.8)
С двумя съездами	$L_{д.п} = 2(H - h) \operatorname{ctg} \beta + h \left(\frac{1}{i_1} + \frac{1}{i_2} \right) + 825$	(5.9)
Со ступенчатыми съездами	$L_{д.п} = 8h \operatorname{ctg} \beta + \frac{2h}{i} + 920$	(5.10)
	Б. По падению (ширина)	
Телескопическая	$L_{ш.п} = H(\operatorname{ctg} \gamma_1 + \operatorname{ctg} \gamma_2) + 250$	(5.11)
С двумя съездами	То же	
Со ступенчатыми съездами	$L_{ш.п} = 5h(\operatorname{ctg} \gamma_1 + \operatorname{ctg} \gamma_2) + 250$	(5.12)

Примечание. Размеры карьерного поля со ступенчатыми съездами определены только для пяти откаточных горизонтов ($H = 5h$), т.е. двух ступеней (рис. 5.8, в).

6. ВСКРЫТИЕ ПРИ ПОМОЩИ ГРУЗОПОДЪЕМНЫХ УСТРОЙСТВ

При разработке месторождений полезных ископаемых, залегающих непосредственно на поверхности, транспортная связь с горизонтами может осуществляться без проведения траншейных выработок. Подобное положение существует при отработке месторождений одним уступом при помощи драглайнов или многоковшовых экскаваторов нижнего черпания.

ГЛАВА 6

ВСКРЫТИЕ СИСТЕМОЙ ВРЕМЕННЫХ ТРАНШЕЙ. ВСКРЫТИЕ КОТЛОВАНОМ

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Вскрывающие горные выработки могут быть проведены на нерабочем борту карьера и тогда они являются стационарными. Но по целому ряду причин въездные траншеи могут быть расположены и на рабочем борту карьера. Тогда в процессе отработки карьера их положение должно изменяться, въезды время от времени переносятся вслед за продвижением рабочих уступов. Такие въезды являются временными.

По организации транспорта временные съезды, особенно при железнодорожном транспорте, значительно сложнее стационарных съездов, но они имеют целый ряд существенных преимуществ в отношении организации горных работ и во многих случаях обеспечивают значительное сокращение объема горно-капитальных работ в период строительства карьера и

При разработке месторождений строительных материалов, добываемых в виде штучного камня, также в большинстве случаев не проходят вскрывающих траншей.

Для доставки на поверхность отдельных глыб полезного ископаемого обычно используются кабельные краны, деррики и мостовые краны. Иногда наклонные траншеи проходят только для вспомогательных целей (доставка оборудования и людей в карьер).

годовых объемов вскрышных работ в период эксплуатации карьера.

На рис. 6.1 показан поперечный разрез карьера и стрелками указаны варианты его углубки: 1 — стационарными съездами по борту лежачего бока; 2 — стационарными съездами по борту висячего бока; 3 — временными съездами по рудному телу.

Из рисунка видно, что добычу руды проще всего начинать по варианту 3. При этом в период строительства карьера нужно произвести небольшой объем горно-капитальных работ V_3 . Руду можно добывать при меньшей глубине карьера и в дальнейшем карьер углубляется по рудному телу и, значит, вскрыв и подготовив новый уступ, мы сразу же сможем приступить к добыче полезного ископаемого.

В то же время при вскрытии по вариантам 1 и 2 углубка карьера происходит

по пустым породам. Если подсчитать соотношения объемов руды и пустых пород по мере углубки карьера, то результат в большинстве случаев будет положительным при использовании временных съездов.

Кроме этого, временные съезды можно использовать для интенсификации углубки карьера, т.е. ускоренного вскрытия нового уступа тупиковой временной траншеей при применении в качестве основного варианта системы поступательных траншей.

2. ВРЕМЕННЫЕ ВЪЕЗДНЫЕ ТРАНШЕИ ПРИ ПРОДОЛЬНОЙ ПОДГОТОВКЕ ГОРИЗОНТОВ

Один из возможных вариантов развития горных работ при вскрытии временными комбинированными (поступательно-тупиковыми) траншеями показан на рис. 6.2.

В процессе функционирования имеющихся траншей № 1 и № 2 фронт работ на месте будущих съездов продвигается как можно дальше (северная часть карьера, см. рис. 6.2,а). Затем обуривают и взрывают на полную высоту уступа участки будущих съездов и по взорванной горной массе с помощью бульдозеров или экскаваторов проходят въездные траншеи № 1 и № 2 в новом месте, а старые траншеи с помощью экскаваторов ликвидируют (рис. 6.2,б). Затем процесс повторяется и съезды снова проходят в новом месте (рис. 6.2,в). По мере расширения площадок карьер углубляется — вскрываются все новые и новые горизонты.

Сроки службы въездных траншей, места их расположения и порядок переноса зависят от конкретных условий данного карьера.

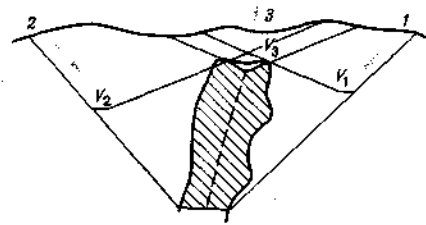


РИС. 6.1. Варианты углубки карьера

При решении задачи рационального расположения системы временных съездов необходимо обеспечить:

- минимальное средневзвешенное расстояние транспортирования руд и пород;
- минимальный период вскрытия и подготовки горизонтов;
- необходимую пропускную и провозную способности;
- минимум пересечений грузопотоков;
- минимум переподъема груза;
- минимальное число съездов;
- минимальное число поворотов.

На рис. 6.3 в качестве примера показан предложенный для карьера "Центральный" производственного объединения "Апатит" порядок перемещения временных съездов на одном из горизонтов карьера.

Место заложения временных съездов при вскрытии и обработке горизонтов определяется, с одной стороны, дополнительными затратами на проведение и устройство съезда, с другой стороны — уменьшением расходов на транспортирование горной массы благодаря сокращению расстояния перевозки.

Дополнительные затраты на проведение и устройство временных съездов окупаются в процессе эксплуатации за счет резкого сокращения расстояния

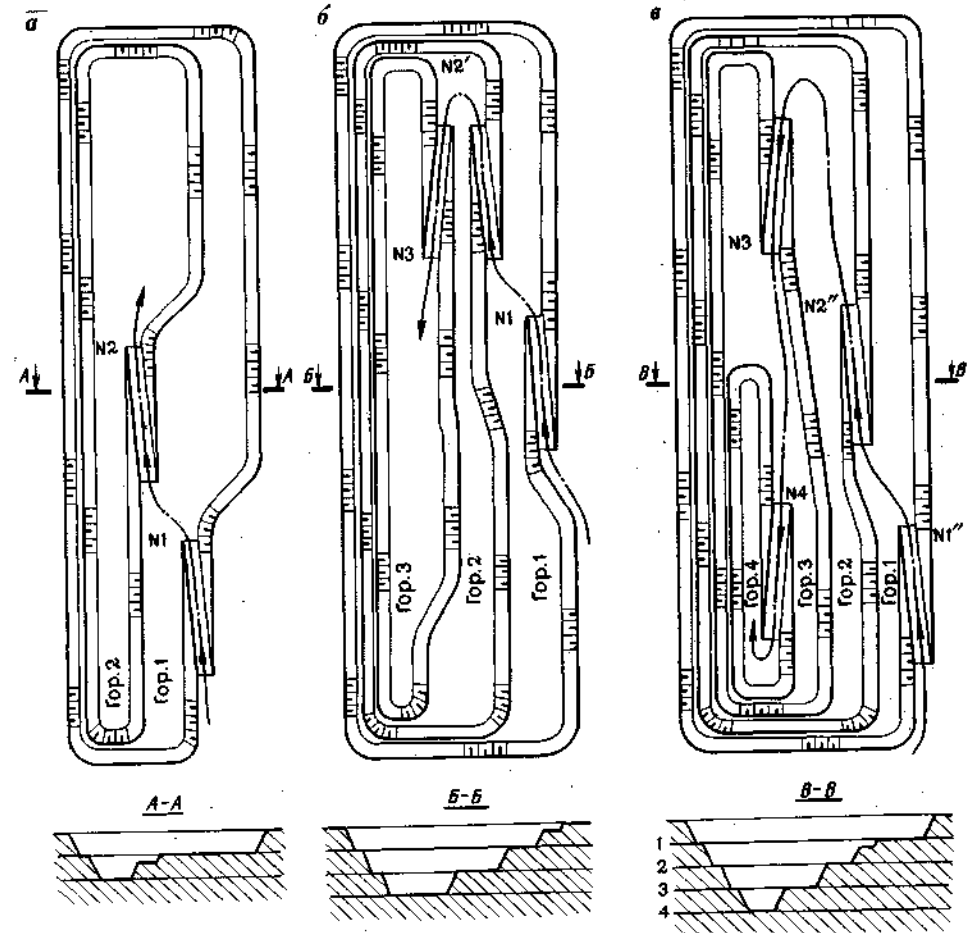


РИС. 6.2. Порядок работ при вскрытии временными комбинированными траншеями

транспортирования. Рациональное применение временных съездов возможно при следующем условии:

$$\frac{S_c}{Q_T} \leq S_T \cdot l, \tag{6.1}$$

где S_c — затраты на устройство съезда, руб.; Q_T — количество горной массы, транспортируемой по съезду за срок его существования, т; S_T — себестоимость перевозки, руб/т·км; l — сокращение расстояния транспортирования, достигае-

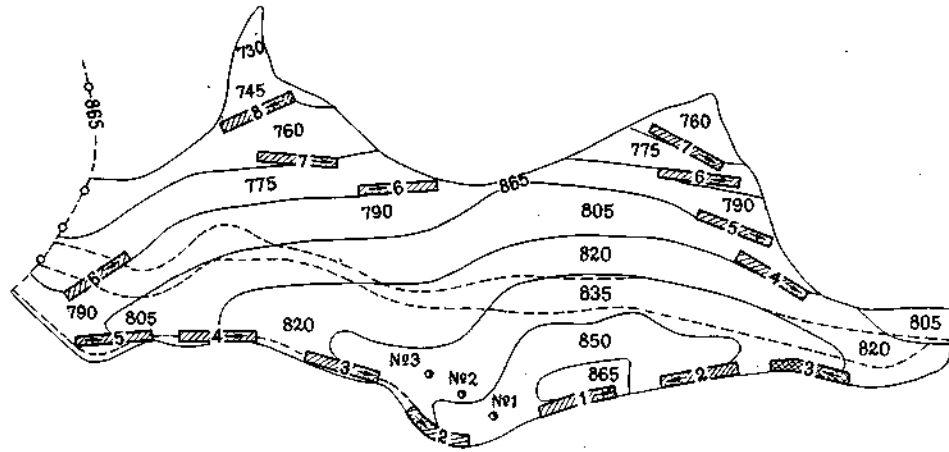


РИС. 6.3. Порядок перемещения временных траншей на гор. 865 м карьера "Центральный" производственного объединения "Апатит"

мое при использовании временного съезда, км.

Величину минимально необходимого сокращения расстояния транспортирования, при которой устройство временных съездов будет экономически целесообразным, можно определить по формуле

$$l_{\min} = \frac{S_c}{S_r Q_T}, \text{ км.} \quad (6.2)$$

Съезды, вскрывающие рудные горизонты, целесообразно закладывать по лежащему боку рудной залежи с последующим перемещением вдоль контакта по мере отработки горизонта. Расположения съездов в местах интенсивного продвижения фронта по возможности следует избегать, так как они будут сдерживать отработку уступов и время их эксплуатации может оказаться недостаточным для полной амортизации затрат на проходку.

Съезды, основным назначением которых является обеспечение кратчайшего расстояния транспортирования вскрышных пород в отвалы, необходимо закладывать в той части уступа, где проходит кратчайшая транспортная трасса, связывающая нижележащий уступ с отвалом.

Временные траншеи могут переноситься на новое место или же перемещаться параллельно самим себе на одном участке рабочего уступа. В этом случае такие траншеи иногда называют скользящими.

В случае применения скользящих съездов нижний подступ обрабатывается обычным способом с нижней погрузкой, а верхний подступ — либо с нижней погрузкой на наклонных путях съезда, что связано с затруднениями в работе транспорта, либо с верхней погрузкой в вагоны, расположенные на верхней площадке уступа. Особенно удобно для отработки верхнего подступа применять экскаваторы с удлиненным оборудованием.

Характерной особенностью скользящего съезда являются переменная высота рабочего уступа на участке съезда и наличие наклонной подошвы уступа. Это значительно ухудшает условия отработки уступа и условия погрузки.

Серьезные затруднения при применении скользящих съездов вызываются необходимостью систематического переноса магистральных путей, что значительно дезорганизует транспорт и увеличивает объем путевых работ. Нестационарные пути не могут быть сооружены столь качественно, как стационарные, поэтому при скользящих съездах скорости движения поездов ниже, чем при стационарных.

3. ВРЕМЕННЫЕ ВЪЕЗДНЫЕ ТРАНШЕИ ПРИ ПОПЕРЕЧНОЙ ПОДГОТОВКЕ ГОРИЗОНТОВ

Организация работ по вскрытию и продольной подготовке новых горизонтов временными траншеями во многом аналогична таковой при постоянных траншеях.

Несколько иначе обстоит дело при поперечной подготовке горизонтов, когда вместо разрезных траншей проходят котлованы.

На рис. 6.4 изображены обобщенные графики $L = f(T)$ организации горных работ при работе автотранспорта.

Въездная траншея проходится широким забоем 30–40 м. Когда экскаватор опустится на подошву уступа, он начнет проходить котлован (рис. 6.4, а — I), который затем расширяется сначала в обе стороны по простиранию (рис. 6.4, а — II и рис. 6.4, б — I), а затем и вкrest простирания.

Проходка въездной траншеи на графике $L = f(T)$ изображается наклон-

ной линией, проходка котлована — прямоугольником K_1 , перемещение фронта по простиранию — наклонной линией. На рис. 6.4 эта работа показана двумя параллельными линиями, расстояние по горизонтали между которыми равно времени проходки поперечной заходки (на длину b). Затем площадка расширяется по отдельным блокам (прямоугольники № 1, 2, ...). Когда будет создана достаточной ширины площадка, проходится въезд на гор. 2 и котлован (K_2).

Время подготовки горизонта

$$T = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5. \quad (6.3)$$

При вскрытии поступательными съездами (см. рис. 6.4, а):

$$t_1 = \frac{V_k}{Q} = \frac{f h b}{Q}; \quad (6.4)$$

$$t_2 = \frac{L_6 - f + l_0}{\text{tg } \alpha} = \frac{(L_6 - f + l_0)(b + h \text{ ctg } \alpha) h}{n Q}; \quad (6.5)$$

$$t_3 = \frac{V_6}{Q} = \frac{h^2 L_6 (\text{ctg } \varphi + \text{ctg } \beta)}{Q}. \quad (6.6)$$

Сумму t_4 и t_5 можно заменить выражением

$$t_4' = \frac{L_B + l_{\Pi}}{\text{tg } \alpha_0} = \frac{(L_B + l_{\Pi})(\text{ctg } \varphi + \text{ctg } \beta) h^2}{m Q}. \quad (6.7)$$

Так как скорость углубки $h_T = \frac{h}{T}$, то после подстановки и преобразования получим:

$$h_T = 12 Q : \left[h (\text{ctg } \varphi + \text{ctg } \beta) \left(L_6 + \frac{L_B + l_{\Pi}}{m} \right) + f b + \frac{1}{n} (L_6 - f + l_0) (b + h \text{ ctg } \alpha) \right], \quad (6.8)$$

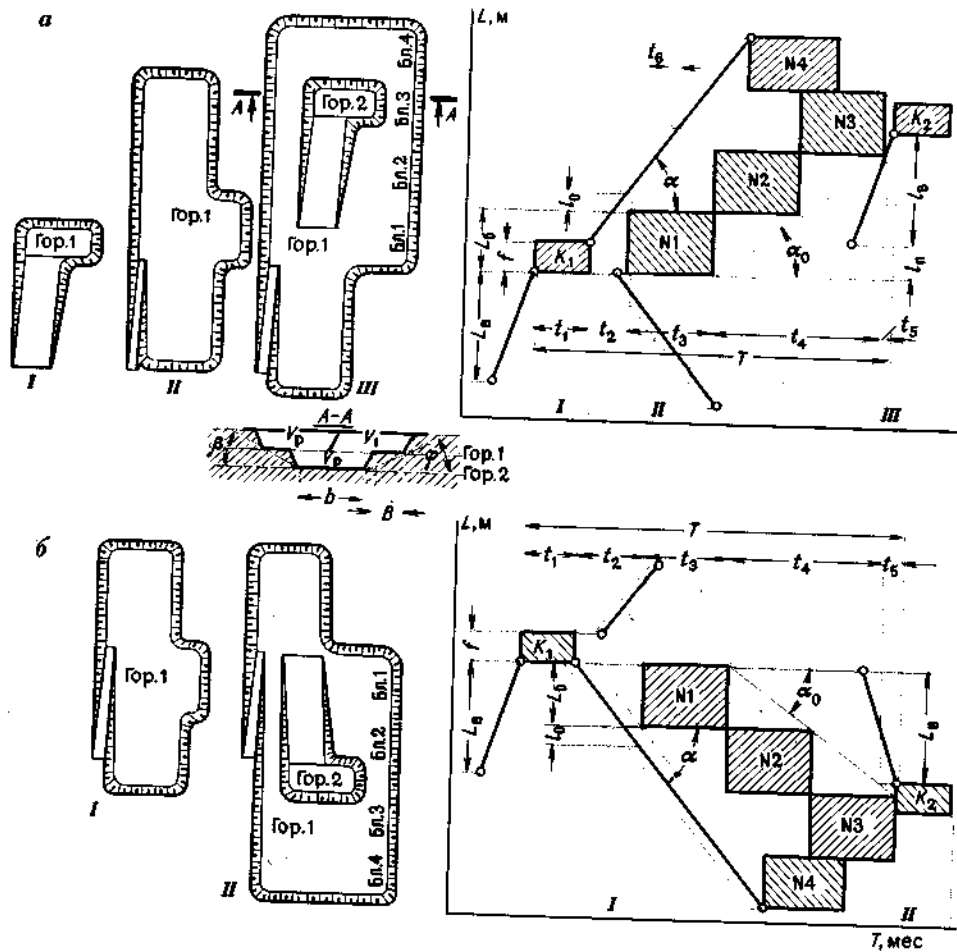


РИС. 6.4. График $L=f(T)$ при вскрытии временными автомобильными съездами: а — поступательными; б — тупиковыми

где Q — производительность экскаватора, $m^3/мес$; n — число экскаваторов, работающих поперечными заходками (на отрезке b); m — число экскаваторов, работающих продольными заходками на расширении котлована, шт.; h — высота

уступа, м; φ — угол откоса рабочего борта вкrest простирания; β — направление углубки карьера вкrest простирания; α — угол откоса рабочего уступа; L_B — длина въездной траншеи, м; L_6 — длина экскаваторного блока по

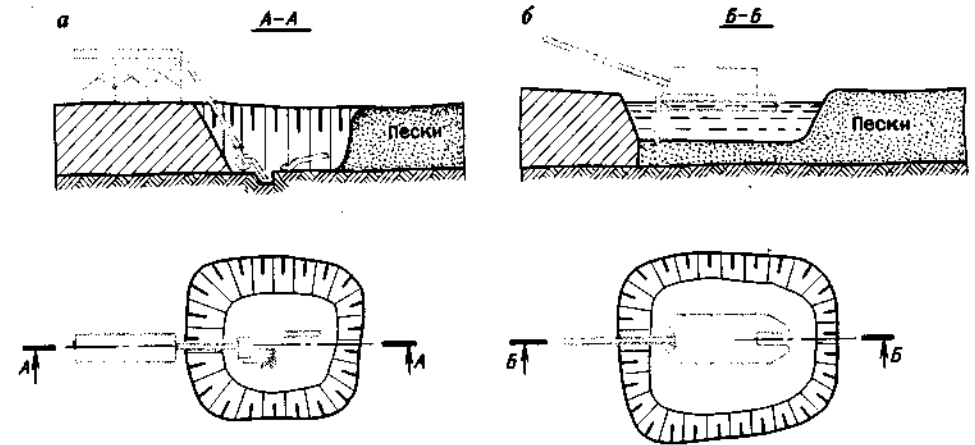


РИС. 6.5. Схема вскрытия первоначальным котлованом

простиранию, м; $l_{п}$ — длина площадки примыкания автодорог, м; f — длина котлована по простиранию, м; b — ширина котлована вкrest простирания (длина поперечной заходки), м; l_0 — допустимое минимальное расстояние между экскаваторами, работающими поперечными и продольными заходками, м.

Пример. $Q = 60\ 000\ m^3/мес$; $h = 15\ м$; $L_B = 200\ м$; $l_{п} = 20\ м$; $f = 30\ м$; $L_6 = 100\ м$; $l_0 = 20\ м$; $b = 50\ м$; $n = 1$; $m = 1$; $\varphi = 18^\circ$; $ctg\ \varphi = 3,08$; $\beta = 35^\circ$; $ctg\ \beta = 1,43$; $\alpha = 60^\circ$; $ctg\ \alpha = 0,58$.

$$h_{\Gamma} = 12 \cdot 60\ 000 : [15(3,08 + 1,43)(100 + 200 + 20) + 30 \cdot 50 + 1(100 - 30 + 20)(50 + 15 \cdot 0,58)] = 25,4\ м/год.$$

Аналогично при вскрытии тупиковыми съездами (рис. 6.4, б)

$$t_2 = \frac{(L_6 + l_0)(b + h\ ctg\ \alpha)\ h}{nQ}; \quad (6.9)$$

$$t_4 = \frac{L_B h^2 (ctg\ \varphi + ctg\ \beta)}{mQ}; \quad (6.10)$$

$$h_{\Gamma} = 12Q : [h(ctg\ \varphi + ctg\ \beta)(L_6 + \frac{L_B}{m}) + fb + \frac{1}{n}(L_6 + l_0)(b + h\ ctg\ \alpha)],\ м/год. \quad (6.11)$$

Для тех же условий величина $h_{\Gamma} = 24,9\ м/год$.

4. ВСКРЫТИЕ КОТЛОВАНОМ

При разработке россыпных месторождений гидравлическим и дражным методами довольно часто применяется вскрытие первоначальным котлованом (рис. 6.5).

Котлован при гидравлической разработке (рис. 6.5, а) находится в месте наиболее низкого расположения плотика. В нем устанавливаются землесос и гидромонитор. По борту котлована прокладывается пульповод для выдачи породы на поверхность.

При дражной разработке россыпи котлован устраивается в пойме долины. Он образует первоначальный разрез, из которого драга должна перейти к обычным работам (рис. 6.5, б).

Глубина котлована должна обеспечить всплытие понтона при меженном уровне воды в долине, а также свободный вывод из-под понтона городков при его сборке.

Если драгу собирают на берегу, то глубина котлована может быть меньше.

Размеры котлована (по С.М. Шорохову [58]):

$$l \geq 1,25 \sqrt{(D+K)^2 + Ш^2}; \quad (6.12)$$

$$b = \sqrt{D^2 + Ш^2} + 2e,$$

где l — длина котлована, м; b — ширина котлована, м; D — длина понтона драги, м; $Ш$ — ширина понтона, м; K — длина кормовых колод, м; e — зазор между понтоном и бортом котлована ($e = 1 \div 3$ м), м.

ГЛАВА 7

ВСКРЫТИЕ ПРИ ПОМОЩИ ЗЕМЛЯНЫХ СООРУЖЕНИЙ

1. ВСКРЫТИЕ ПЛОТИНАМИ

При открытой разработке некоторых типов месторождений для осуществления транспортной связи рабочих уступов с поверхностью не могут быть применены горные выработки (траншеи, котлованы, штольни и др.), а возводятся земляные сооружения. Рассмотрим основные способы вскрытия при помощи земляных сооружений.

Некоторые полезные ископаемые, а также и пустые породы вынимаются из массива в затопленном забое — из-под воды.

Особенно часто данный способ применяют при разработке россыпей. При этом обычно используют плавучие машины и установки (драги, агрегаты драглайн-плавучая мойка, плавучие земснаряды), для нормальной работы которых необходимо поддерживать в забое определенный уровень воды. Транспортная связь с забоями часто осуществляется плотинами.

Рассмотрим случай дражной разработки долинной россыпи. Для подъема воды до нужного уровня H_2 (рис. 7.1) сооружается плотина $П_1$. Обычно она состоит из земляной насыпи и деревянного водослива для пропуска воды и регулирования ее уровня на дражном полигоне.

Благодаря плотине драга D может обрабатывать участок россыпи по восстанию до тех пор, пока позволяет уровень воды в забое. Для дальнейшей работы на расстоянии L сооружается следующая плотина $П_2$, которая может поднять уровень воды до отметки H_6 .

Закончив обработку первого полигона, драга по специально оставленному в плотине $П_2$ проходу переходит на следующий полигон, а проход засыпается.

Основная расчетная схема вскрытия плотинами показана на рис. 7.2 [58].

Для создания доступа драги по всей длине россыпи L в районе плотины $П_2$ необходимо уровень воды с отметки уреза воды в ручье H_4 поднять до H_5 (рис. 7.2, разрез по $A-A$) на высоту h_1 .

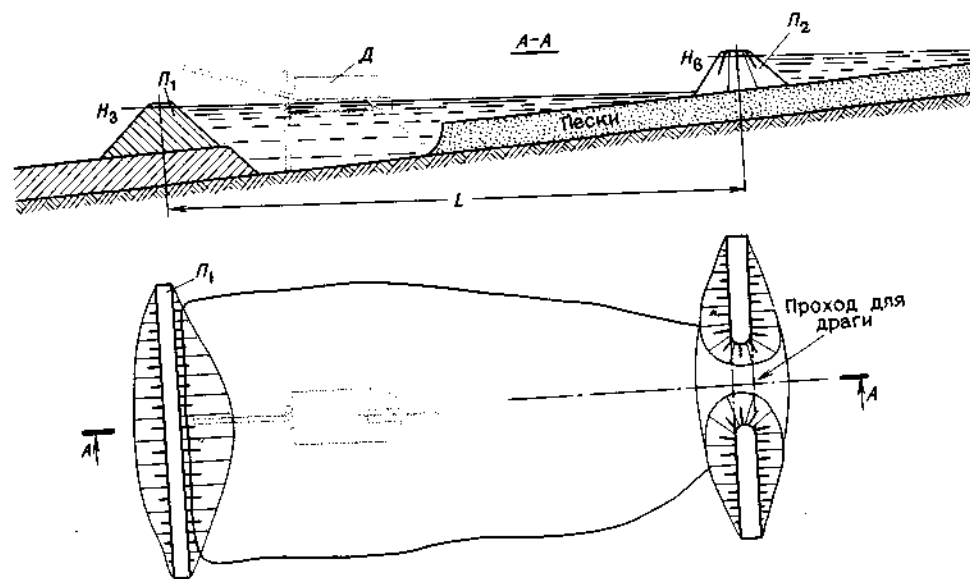


РИС. 7.1. Схема вскрытия дражного полигона плотинами при работе по восстанию

Отметка H_5 принимается такой, чтобы дно понтона драги D было выше плотика не менее чем на 0,5–1,5 м.

Отметка H_3 , на которую должна быть поднята вода плотинной $П_1$, или же высота подъема h_2 относительно отметки уреза воды ручья (см. рис. 7.2) может быть определена из следующего выражения:

$$H_3 - H_1 = (H_4 - H_1) + (H_5 - H_4) - (H_5 - H_3),$$

откуда

$$h_2 = L \sin \alpha + h_1 - h_3$$

или

$$h_2 = L (\sin \alpha - \sin \alpha_{\text{п}}) + h_1, \text{ м}; \quad (7.1)$$

$$L = \frac{h_2 - h_1}{\sin \alpha - \sin \alpha_{\text{п}}}, \text{ м}, \quad (7.2)$$

где h_2 — высота подъема воды плотинной относительно уреза воды ручья, м; h_1 — необходимая высота воды для доступа драги в пределах поперечного сечения, м; α — угол падения долины, градус; $\alpha_{\text{п}}$ — угол подпора воды плотинной, градус.

Уровень воды поднимается выше плотины $П_1$ благодаря подпору. Причем угол подпора у плотины близок к нулю, а по мере удаления от нее увеличивается, составляя в среднем $\alpha_{\text{п}}$. На уральских реках угол подпора ($\sin \alpha_{\text{п}}$) составляет от 1/3 до 1/7 уклона долины ($\sin \alpha$). Благодаря подпору уровень воды повышается (см. рис. 7.2) по длине на расстояние подгона

$$L_{\text{в}} = \frac{h_2}{\sin \alpha - \sin \alpha_{\text{п}}}, \text{ м}. \quad (7.3)$$

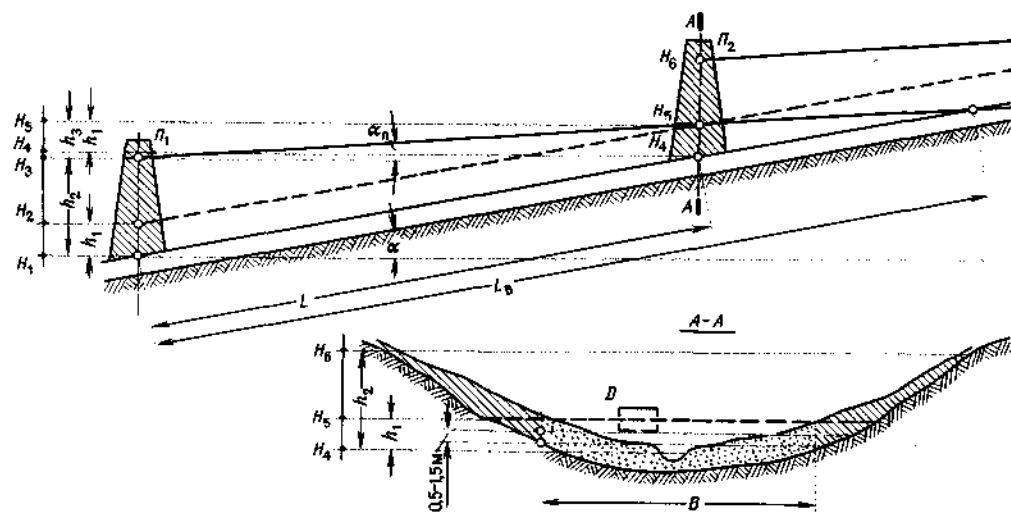


РИС. 7.2.
Расчетная схема вскрытия плотинами (по С.М. Шорохову)

При сооружении плотин высота подъема воды составляет 2–11 м (наиболее часто 5–6 м). Конструктивные размеры плотины зависят от ее высоты и от свойств пород. Срок службы плотины от одного года до десяти лет.

Число плотин и расстояние между ними зависят главным образом от длины россыпи, необходимого подъема воды и продольного уклона долины. Чем больше уклон долины, тем большее число плотин надо строить, или при том же их числе плотины должны иметь большую высоту.

Место для каждой плотины выбирается после тщательного изучения топографических особенностей долины. Целесообразно сооружать плотины в наиболее узких местах долины с крутыми откосами.

При вскрытии плотинами весьма важно правильно выбрать общее направление развития горных работ по восстанью или по падению.

При работе по восстанью драга монтируется в нижней части россыпи и работает, постепенно передвигаясь вверх по долине. Это направление обычно обеспечивает более благоприятные условия для работы драги и применяется наиболее часто. Плотины принимают нагрузку постепенно, благодаря чему их можно вводить в эксплуатацию с меньшей высотой и только затем наращивать ее до расчетной отметки. Глубина водоема со стороны отвалов больше, чем со стороны забоя, — это позволяет избежать подфеливания драги. При работе по восстанью улучшаются показатели обогащения, так как создаются лучшие условия осветления воды в дражном забое. Серьезным недостатком в данном случае является необходимость оставления целиков под плотинами.

При работе по падению драга монтируется в верхней части россыпи и работает,

постепенно передвигаясь вниз по долине. Основное достоинство этого направления — возможность полной отработки россыпи без оставления целиков под плотинами.

Одним из разновидностей способа вскрытия месторождения плотинами является вскрытие перемычками (или перевалками).

Перемычки — это простейшие плотины, сооружаемые бульдозерами из отвалов драги, что позволяет поднять уровень воды в забое на 1–2 м (иногда на 3–4 м). Расстояние между перемычками определяется также по уравнению (7.2) и составляет обычно 50–200 м.

При применении перемычек для первоначальной установки драги необходимо проходить котлованы. Таким образом применяется комбинация открытых горных выработок и земляных сооружений.

2. ВСКРЫТИЕ НАСЫПЯМИ И КАНАЛАМИ

В некоторых случаях для подходов к месторождению необходимо сооружать земляные насыпи, по которым осуществляется движение транспортных средств.

Насыпи могут быть как горизонтальными, так и наклонными в зависимости от конкретных условий. Часто насыпь переходит в полутрапезию на склоне горы и тогда способ вскрытия становится комбинированным.

При разработке неглубоко залегающих месторождений плавучими землесосными снарядами и драгами для обеспечения транспортного доступа и нормальных условий работы оборудования проходят каналы от естественного водоема (реки, озера) до карьерного поля. Благодаря этому поддерживается необходимый уровень воды в затопленном забое.

ГЛАВА 8

ВСКРЫТИЕ ПОДЗЕМНЫМИ ГОРНЫМИ ВЫРАБОТКАМИ

1. ВСКРЫТИЕ ШТОЛЬНЯМИ И РУДОСПУСКАМИ

Имеется большая группа месторождений, расположенных в гористой местности, для вскрытия которых целесообразно применить штольни (или туннели) с рудоспусками.

Рудоспуски располагаются либо внутри карьера, либо вне его (рис. 8.1). Полезное ископаемое от забоя внутрикарьерным транспортом доставляется по системе траншей к рудоспуску. Затем под действием собственного веса падает вниз,

загружается в транспортные сосуды и по штольне выдается на поверхность [20].

При применении рудоспусков в комбинированных схемах транспортирования руды с высокогорных карьеров сокращается расстояние и энергоемкость доставки полезного ископаемого, снижаются затраты на горно-капитальные работы, повышается экономическая эффективность разработки месторождения.

Наиболее распространены рудоспуски, расположенные внутри карьера.

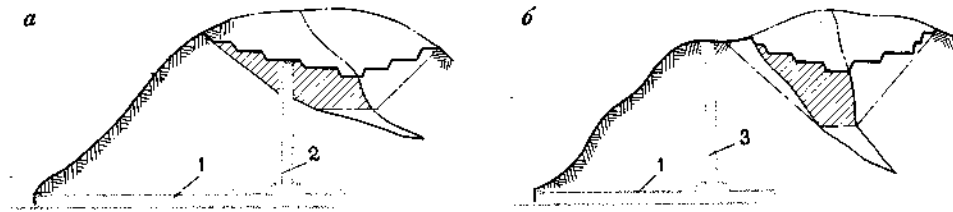


РИС. 8.1.
Схемы вскрытия штольнями (1) с рудопусками: 2 - внутренними; 3 - внешними

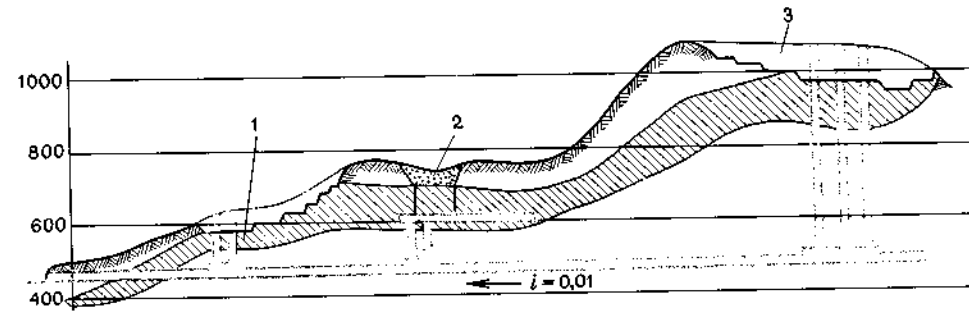


РИС. 8.2.
Схема вскрытия карьера (1) и шахты (2) "Расвумчорр-цирк" и карьера (3) "Центральный" производственного объединения "Апатит"

В качестве примера на рис. 8.2 приведена схема вскрытия шахты и карьера "Расвумчорр-цирк" и карьера "Центральный" производственного объединения "Апатит".

Два карьерных поля и поле шахты вскрыты капитальной штольной, из которой в карьер "Расвумчорр-цирк" пройдены два вертикальных рудопуска глубиной по 140 м, а в карьер "Центральный" — три вертикальных рудопуска глубиной по 600 м.

Внутренние и внешние рудопуски располагают таким образом, чтобы достичь минимума затрат на транспортировку руды.

2. ВСКРЫТИЕ НАКЛОННЫМИ ТУННЕЛЯМИ

В последнее время получает распространение и усиленно изучается способ вскрытия наклонными туннелями, по которым движется автомобильный или железнодорожный транспорт. Туннель обычно проходится вне карьерного поля, а на отдельные горизонты в рабочей зоне карьера устраиваются горизонтальные выезды.

При этом необходимы крупные капиталовложения, но благодаря независимости путей, их стационарности сокращаются эксплуатационные расходы.

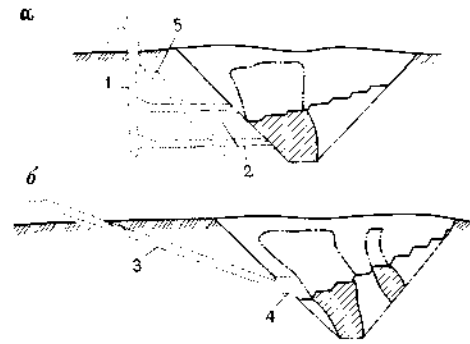


РИС. 8.3.
Схемы вскрытия шахтами: 1 - вертикальной; 3, 5 - наклонными; 2 - квершлага; 4 - дробильная установка

3. ВСКРЫТИЕ ШАХТНЫМИ СТВОЛАМИ

При разработке мощных глубоко залегающих месторождений вскрытие карьерного поля можно осуществлять при помощи вертикальных или наклонных шахтных стволов.

Вертикальная и наклонная шахты с квершлагами (рис. 8.3, а) вскрывают карьер на нескольких концентрационных горизонтах. Горная масса (или только руда) от забоев доставляется по системе

внутренних траншей и по квершлагу к стволу и затем в скипах доставляется на поверхность.

При применении конвейерного транспорта наклонный ствол выходит непосредственно в карьер (рис. 8.3, б). Горная масса от забоя доставляется обычно автомобильным транспортом к дробильной установке и после дробления конвейером выдается по наклонной шахте на поверхность.

Следует иметь в виду, что подземные горные выработки применяются для вскрытия карьерного поля обычно в комбинации друг с другом и с траншейными выработками.

Интересным примером комбинированного вскрытия является карьер "Спрус" (США). Здесь применена комбинация автомобильного транспорта и башенных экскаваторов с вертикальными рудопусками и конвейерным транспортом. Вскрытие осуществлено наклонным стволом, штреками и рудопусками общей длиной около 1,4 км, из которых вверх пройдены три рудопуска на расстоянии 150 м друг от друга. Загрузка руды в рудопуски № 1 и 2 ведется башенными экскаваторами с радиусом действия около 75 м, а в рудопуск № 3 — автосамосвалами.

ГЛАВА 9

ВЫСОТА УСТУПОВ

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Высота уступа является одним из основных элементов как вскрытия, так и системы разработки. Она существенно влияет на работу карьера и поэтому решение

вопроса правильного установления высоты уступов является одной из важных проблем проектирования карьеров.

При установлении высоты уступов принимаются во внимание многие конкретные особенности и факторы:

условия залегания и свойства вынимаемых горных пород; необходимая интенсивность отработки месторождения; календарный план вскрышных работ; требуемое качество выдаваемого из карьера полезного ископаемого; параметры буровзрывных работ; условия работы экскаваторов и условия транспортирования пород.

2. УСЛОВИЯ ЗАЛЕГАНИЯ И СВОЙСТВА ВЫНИМАЕМЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

Основным условием правильно выбранной высоты уступа является его устойчивость в процессе работы карьера, обеспечивающая безопасность ведения горных работ.

Углы откоса рабочих уступов в процессе эксплуатации карьера зависят от характера пород, принятых способов отработки уступов и параметров буровзрывных работ. При проектировании для определения угла откоса рабочих уступов пользуются либо практическими данными, либо таблицами. Учитывается также возможность работы экскаваторов с углами откосов рабочего уступа, соответствующими траектории движения ковша.

Высота уступов, определенная по условиям устойчивости, в подавляющем большинстве случаев получается большей, чем это необходимо исходить из других факторов. Поэтому во многих случаях расчеты устойчивости уступов не производятся.

Очень важно при установлении высоты и отметок уступов учитывать условия залегания горных пород. Всегда желательно, чтобы уступ был сложен однородными горными породами, чтобы в добычном уступе было как можно меньше пустых пород, а во вскрышном — полез-

ного ископаемого. Отметки кровли и подошвы уступов по возможности должны совпадать с контактами различных пород. Должна также учитываться возможность их селективной выемки. Мощность наносов, покрывающих рудное тело, определяет как высоту, так и отметки верхних уступов. Мощность горизонтально залегающего пласта угля учитывается при установлении высоты добычных уступов.

Ошибки в определении отметки подошвы уступов оказывают вредное влияние на работу карьера. Например, при проектировании карьера ЮГОКа были запроектированы уступы на гор. +40 и +50 м. Оказалось, что на большей части месторождения контакт между скальными породами и наносами находится на отметке +47 м; поэтому уступ +40 м оказался сложенным двумя видами разных пород, что значительно усложнило его отработку. Было предложено изменить отметку гор. 50 на 47 м, после чего уступ обрабатывался более успешно.

3. ИНТЕНСИВНОСТЬ ОТРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Известно, что высота уступа существенно влияет на скорость подвигания экскаваторных забоев, фронта работ и на сроки вскрытия и подготовки новых горизонтов. Скорость подвигания заходки v_z и рабочего фронта уступа l_p определяются по формулам (2.1) и (2.6).

Следовательно, с увеличением высоты уступа уменьшается скорость подвигания фронта работ.

Для вскрытия нижележащего горизонта необходимо пройти въездную траншею, объем которой

ИВАН АРХИПОВИЧ КУЗНЕЦОВ (1899–1938 гг.)

— ученый и педагог. Организатор подготовки горных инженеров рудной специальности в Московском горном институте. Разработал методы определения производительности и грани карьеров. Основной его труд: "Основные расчеты при разработке рудных месторождений" (1932 г.).



$$V_B = \frac{h^2}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{h}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right), \text{ м}^3, \quad (9.1)$$

где i — уклон въездной траншеи; b — ширина траншеи по дну, м; α — угол откоса бортов траншеи.

Объем разрезной траншеи

$$V_p = h L_p (b + h \operatorname{ctg} \alpha), \text{ м}^3, \quad (9.2)$$

где L_p — длина разрезной траншеи, м.

Объем работ по вскрытию и подготовке горизонта пропорционален кубу и квадрату высоты уступа. Значит, при увеличении высоты уступа значительно увеличивается объем траншейных работ и, следовательно, увеличиваются сроки подготовки новых горизонтов.

Между скоростями движения элементов рабочей зоны существует взаимосвязь, выражаемая формулой (2.5). Используя формулу (2.2), получим допустимую скорость углубки карьера

$$h_T \leq \frac{12 Q}{h L_B (\operatorname{ctg} \varphi + \operatorname{ctg} \beta)}, \text{ м/год}, \quad (9.3)$$

где φ — угол откоса рабочего борта; β — угол направления углубки карьера. В свою очередь, угол φ зависит от высоты уступа:

$$\varphi = \arccos \operatorname{ctg} \frac{B + h \operatorname{ctg} \alpha}{h}. \quad (9.4)$$

На рис. 9.1 кривая I выражает зависимость допустимой скорости углубки от высоты уступа, рассчитанную по формулам (9.3) и (9.4) для условий: $Q = 50$ тыс. м³/мес; $L_B = 500$ м; $B = 50$ м; $\alpha = 65^\circ$; $\beta = 35^\circ$.

С другой стороны, достижимая скорость углубки карьера определяется механизацией и организацией горных работ при вскрытии и подготовке новых горизонтов.

Воспользуемся, например, формулой (4.12) (см. главу 4) для варианта вскрытия поступательными внутренними траншеями.

В этой формуле от высоты уступа зависят: угол откоса рабочего борта φ и длина въездной траншеи L_B . Причем

$$L_{\text{в}} = \frac{h}{i}, \quad (9.5)$$

где i — средний уклон въездной траншеи.

Сделаем расчет по формуле (4.12) для тех же условий, что и по формуле (9.3). Примем дополнительно длину экскаваторных блоков при расширении разрезной граничи $L_{\text{б}} = 300$ м; $l_{\text{о}} = l_{\text{п}} = 150$ м; $i = 0,03$; $c = 0,7$; $b = 20$ м. Полученные результаты показаны на рис. 9.1 в виде кривой 2.

Подобные расчеты проведены также при применении автомобильного транспорта. Принято: $Q = 55$ тыс. м³/мес; длина экскаваторных блоков при нормальной работе 300 м, при расширении разрезов траншей — 150 м; $l_{\text{п}} = l_{\text{о}} = 50$ м, $i = 0,06$. По полученным данным построены кривые 3, 4 (см. рис. 9.1).

Высота уступов существенно влияет на скорость углубки карьера. При уменьшении высоты уступов с 20 до 10 м, т.е. в два раза, достижимая скорость углубки увеличивается в полтора раза.

Оказалось также, что при принятых в расчете параметрах скорость углубки ограничивается организацией работ по вскрытию и подготовке горизонтов, а не интенсивностью отгона верхних рабочих уступов (кривые 2 и 4 расположены ниже кривых 1 и 3).

Очень важно сократить период строительства карьера и сроки освоения производственной мощности. Поэтому всегда целесообразно высоту верхних уступов принимать небольшой, что обеспечит более быстрое развитие работ в первый период эксплуатации, а ниже, когда карьер перейдет к нормальной работе, высота уступов может быть увеличена. Подобное решение принимается в подавляющем большинстве случаев и всегда себя оправ-

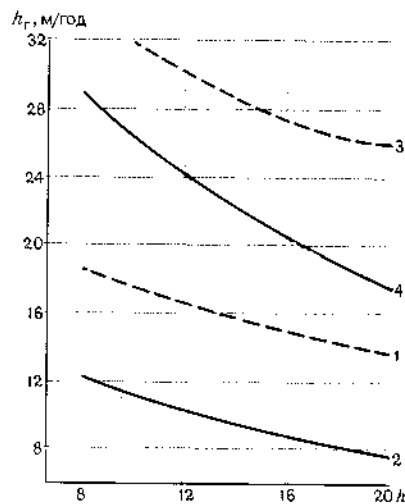


РИС. 9.1. Зависимость скорости углубки карьера от высоты уступов

дывает на практике. Так, на многих карьерах СССР высота верхних уступов составляет 8–10 м, а нижних — 12–15 м и более.

Производительность карьера по полезному ископаемому прямо пропорциональна скорости понижения добычных работ.

Если рабочей зоной охвачена вся площадь рудного тела, то производительность карьера

$$A_{\text{р}} = S_i h_{\text{oi}} \cdot \text{м}^3/\text{год}, \quad (9.6)$$

где S_i — текущая площадь рудного тела (с учетом рудоносности, потерь и разубоживания), м²; h_{oi} — текущая скорость понижения добычных работ, м/год.

При переменной, по мере углубки карьера, площади рудного тела для поддержания постоянства производительно-

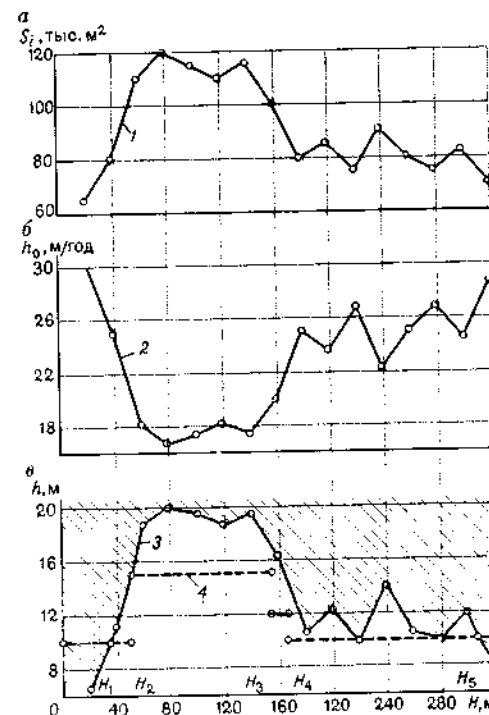


РИС. 9.2. Изменение по мере углубки карьера: а — площади рудного тела; б — необходимой скорости понижения добычных работ; в — необходимой (3) и принятой (4) высот уступов

сти карьера необходимо изменять скорость его углубки и скорость понижения добычных работ.

Предположим, что углубка карьера ведется по рудному телу (т.е. $h_{\text{o}} = h_{\text{р}}$), мощность которого изменяется по кривой 1 (рис. 9.2, а). Для поддержания постоянной производительности карьера (в расчетах принята $A_{\text{р}} = 2$ млн. м³/год) скорость углубки нужно изменять в соответствии с кривой 2. Если скорость углубки регулировать только изменени-

ем высоты уступов, то требуемая высота уступов выражается кривой 3, которую можно получить на основе кривой 4 (см. рис. 9.1).

Для того чтобы высота уступа не ограничивала производительности карьера, нужно, чтобы она не входила на графике рис. 9.2, б в заштрихованную область.

Одно из возможных решений показано штриховой линией 4. До глубины 50 м уступы имеют высоту 10 м; в интервале 50–155 м — 15 м, в интервале 155–167 м — 12 м, а глубже — 10 м. При этом проектную производительность карьера можно достичь при глубине $H_1 = 36$ м и далее. А начиная с глубины $H_5 = 308$ м производительность карьера будет снижаться.

Нужно проверить допустимость требуемой скорости углубки в нижней зоне ($H_3 - H_5$) по скорости отгона верхних более высоких уступов. Из кривой 2 (см. рис. 9.2) определяем, что скорость углубки в интервале $H_3 - H_5$ должна составлять 22–27 м/год. Рассмотрим рис. 9.1 и по кривой 3 видим, что при высоте уступов 15 м допустимая скорость углубки составит 28 м/год, т.е. больше, чем требуется. Если же в зоне $H_2 - H_3$ принять высоту уступов больше 15 м, например 20 м, то допустимая скорость углубки снизится до 26 м/год.

При установлении высоты уступов нужно также иметь в виду, что она влияет на годовые объемы вскрышных работ и текущий коэффициент вскрыши. С уменьшением высоты уступов обычно увеличивается коэффициент вскрыши при разработке карьеров в первый период.

Таким образом, высота уступа оказывает существенное и сложное влияние на возможную производительность карьера.

4. КАЧЕСТВО ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО, ВЫДАВАЕМОГО ИЗ КАРЬЕРА

В зависимости от высоты уступов изменяются объемы теряемой руды и примешиваемой пустой породы.

Рассмотрим возможные варианты положений взрывной заходки на контактах руды и породы (рис. 9.3). Плоскость откоса рабочего уступа при подходе к контактам занимает положение AB . Порода в объеме ΔV попадает в руду, а руда в объеме ΔP теряется и вывозится в отвал вместе с породой.

Из рис. 9.3 можно найти, что для одного контакта:

$$\Delta P = \frac{(h-a)^2}{2} (\pm \text{ctg } \varphi \pm \text{ctg } \alpha), \text{ м}^3/\text{м}; \quad (9.7)$$

$$\Delta V = \frac{a^2}{2} (\pm \text{ctg } \beta \pm \text{ctg } \alpha), \text{ м}^3/\text{м}, \quad (9.8)$$

где a — высота треугольника пустых пород, включаемых в руду в процессе отбойки, м; α — угол откоса уступа, градус; β — угол падения контакта руды, градус.

Знаки "плюс" и "минус" ставятся при работе от лежачего бока к висячему (рис. 9.3, в), "минус" и "плюс" — при работе от висячего бока к лежачему и $\beta > \alpha$ (рис. 9.3, б); "плюс" и "минус" — то же, при $\beta < \alpha$ (рис. 9.3, а).

Полученные уравнения позволяют установить влияние на величину потерь и разубоживания направления перемещения рабочих уступов по отношению к контактам рудного тела. Так, при углубке карьера в породах лежачего бока потери и разубоживание всегда больше, чем при углубке в породах висячего бока, а значит, и качество руды, выдаваемой из карьера, будет ниже. Сохранить хорошее качество в этом случае можно толь-

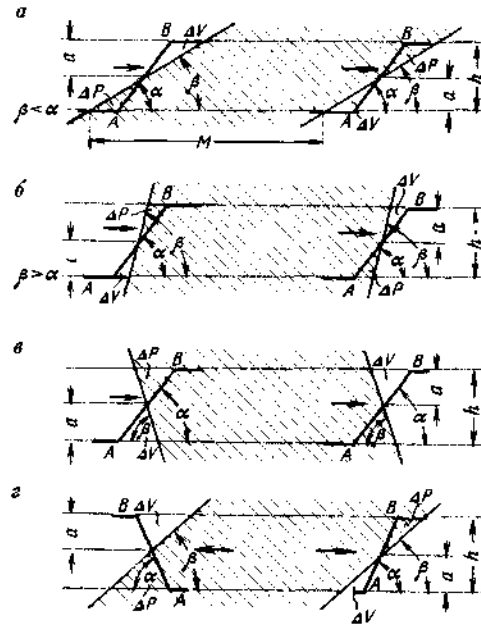


РИС. 9.3. Возможные положения откоса уступа и контакта руды и породы

ко применив специальные приемы селективной выемки.

На величину потерь и разубоживания можно также влиять изменением расположения взрывных скважин в районе контакта руды и породы (изменять величину a , см. рис. 9.3). Коэффициент потерь ориентировочно может быть определен по формуле

$$\eta = \frac{\Delta P_0}{Mh} \quad (9.9)$$

Коэффициент объемного разубоживания

$$\rho = \frac{\Delta V_0}{Mh + \Delta V_0 - \Delta P_0} \quad (9.10)$$

где M — горизонтальная мощность рудного тела, м; $\Delta P_0, \Delta V_0$ — соответственно объемы теряемой руды и примешиваемых пород на всех контактах рудного тела, $\text{м}^3/\text{м}$.

Если в руде есть породные прослойки, то их необходимо учитывать дополнительно при определении ΔP_0 и ΔV_0 .

Потери и разубоживание прямо пропорциональны высоте уступов.

Если известны допустимые уровни потерь и разубоживания, то есть возможность правильно выбрать высоту уступов.

Очень часто при разработке ценных руд высоту уступов по руде принимают меньшей, чем по пустым породам. Обычно вскрышной уступ при подходе к руде разделяется на два рудных уступа.

5. ПАРАМЕТРЫ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Между высотой уступа и параметрами буровзрывных работ существует тесная взаимосвязь. С увеличением высоты уступа (при применении вертикальных скважин и угла откоса уступа меньше 90°) увеличивается сопротивление по подошве. Для сохранения эффективности работ необходимо увеличивать вместимость скважин, либо применением котловых зарядов, либо увеличением диаметра скважин.

В общем виде зависимость между сопротивлением по подошве ($W_{с.п}$) и диаметром скважин (D) можно ориентировочно выразить уравнением

$$W_{с.п} = nD^x, \quad (9.11)$$

где n — коэффициент, обычно $n = 35 \div 40$ при $x = 1$; x — показатель степени (по исследованиям Союзвзрывпрома $x = 1$).

А.И. Бунии предложил значение $x = 2$ и $n = 210 \div 240$ для Коунрадского карьера.

По условию размещения бурового станка

$$W_{с.п} = h \text{ctg } \alpha + e, \quad (9.12)$$

где e — расстояние от оси скважины до верхней бровки уступа, м.

Из уравнений (9.11) — (9.12) получим

$$h \leq \frac{nD^x - e}{\text{ctg } \alpha} \quad (9.13)$$

Если принять $x = 1$ и $n = 35 \div 40$, то получится, что при $D = 0,2$ м $h \leq 10 \div 12$ м, при $D = 0,3$ м $h \leq 15 \div 18$ м.

Эти цифры хорошо согласуются с практическими данными.

Из условия нормального размещения зарядов в вертикальных скважинах при заданном удельном расходе W

$$Q = qV, \quad (9.14)$$

где Q — масса заряда в скважине, кг; q — удельный расход W , $\text{кг}/\text{м}^3$; V — объем породы, взрываемый одной скважиной, м^3 .

В свою очередь,

$$V = W_{с.п} ha. \quad (9.15)$$

Отсюда

$$h = \frac{Q}{qa W_{с.п}}, \text{ м}. \quad (9.16)$$

Если известны параметры заряда, то

$$Q = K(h + l_{п} - l_3), \text{ кг}, \quad (9.17)$$

где a — расстояние между скважинами, м; $l_{п}$ — перебур, м; l_3 — длина забойки, м; K — вместимость W в скважине, $\text{кг}/\text{м}$.

Отсюда

$$K(h + l_{\text{п}} - l_3) = qha W_{\text{с.п.}}$$

Разделим обе части на $W_{\text{с.п.}}^2$ и введем понятия коэффициентов забойки

$$Z = \frac{l_3}{W_{\text{с.п.}}}; \text{ перебура } p = \frac{l_{\text{п}}}{W_{\text{с.п.}}}, \text{ сближе-}$$

$$\text{ния скважин } m = \frac{a}{W_{\text{с.п.}}}$$

Тогда

$$\frac{Kh}{W_{\text{с.п.}}^2} + \frac{K}{W_{\text{с.п.}}} (p - Z) = qhm$$

После решения относительно h получим:

$$h = \frac{KW_{\text{с.п.}}(Z - p)}{K - qmW_{\text{с.п.}}^2}, \text{ м}, \quad (9.18)$$

где m — коэффициент сближения скважин, $m = 0,8 \div 1,0$; Z — коэффициент забойки, $Z = 0,75 \div 0,80$; p — коэффициент перебура, $p = 0,1 \div 0,25$.

Метод наклонных скважин, параллельных откосу рабочего уступа, позволяет резко увеличить высоту уступа без изменения диаметра скважин. От параметров буровзрывных работ и высоты уступа зависят размеры развала породы после взрыва и выход негабаритных кусков. Эти показатели значительно влияют на эффективность работы экскаваторов.

В некоторых случаях при трещиноватых породах бурить глубокие скважины затруднительно из-за застревания бурового инструмента в скважине. В этом случае нужно принимать небольшую высоту уступов. Например, в подобных условиях на Бакальской карьере применяются уступы высотой 8–10 м.

Если применять метод минных штолен и штреков, то высота уступов должна составлять не менее 18–20 м, так как

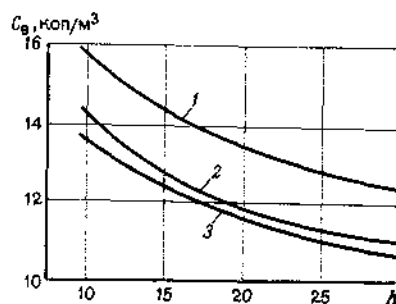


РИС. 9.4. Зависимость себестоимости взрывания горной массы от высоты уступов при крепости пород: 1 — $f > 14$; 2 — $f = 10 \div 14$; 3 — $f = 6 \div 10$ (по С.Я. Арсеньеву)

при меньшей высоте уступа этот метод взрывных работ экономически нецелесообразен.

Исследования С.Я. Арсеньева [10] показали, что с увеличением высоты уступа себестоимость 1 м³ взорванной горной массы снижается (рис. 9.4).

6. УСЛОВИЯ РАБОТЫ ЭКСКАВАТОРОВ

Условия работы экскаваторов являются одним из главных факторов, влияющих на высоту уступа. Прежде всего высота уступа должна обеспечивать наполнение ковшей экскаваторов, а поэтому она не принимается меньше 2/3 высоты расположения напорного вала механической лопаты.

Максимальная высота уступа в скальных породах ограничивается условием безопасности работы экскаватора от падающих кусков породы. Поэтому в правилах эксплуатации карьеров рекомендуется принимать высоту уступа не больше высоты черпания экскаватора. Справедливость этой рекомендации подтвержде-

на длительной практикой современных карьеров.

Проведенное нами совместно с профессором Г.К. Татур исследование [47] показало, что безопасная высота уступа должна удовлетворять условию (для механических лопат, кроме СЭ-3у и ЭВГ-15)

$$h \leq (1+k)B_p, \text{ м}, \quad (9.19)$$

где B_p — длина рукоятки ковша экскаватора, м; k — коэффициент, зависящий от коэффициента трения разрабатываемого грунта по грунту (для $f = 0,7$ $k = 0,63$).

При черпании скальных пород из развала взорванной горной массы высота развала (h_p) должна быть увязана с высотой черпания экскаватора (H_q):

$$h_p \leq aH_q, \quad (9.20)$$

где a — коэффициент, зависящий от степени дробления и слеживаемости пород, а также от необходимости селективной выемки (при селективной выемке $a = 1$, при хорошо раздробленных и несслеживающихся породах $a = 1,2 \div 1,4$).

Зависимость высоты развала породы от высоты уступа пока еще недостаточно изучена. Ориентировочно предполагается, что

$$h_p = \tau h, \quad (9.21)$$

где τ — коэффициент (при однорядном взрывании $\tau = 0,7 \div 0,9$; при многорядном $\tau = 1,0 \div 1,15$).

Из выражений (9.20) и (9.21) имеем

$$h \leq \frac{a}{\tau} H_q. \quad (9.22)$$

Ширина развала породы после взрыва B , для обеспечения наилучшего использования экскаватора должна содер-

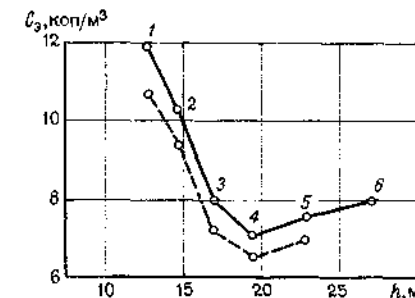


РИС. 9.5. Зависимость себестоимости экскавации от высоты уступов: цифры показывают номер типоряда экскаваторов; сплошная линия — при железнодорожном, штриховая — при автомобильном транспорте (по С.Я. Арсеньеву)

жать целое число заходов A экскаватора, т.е.

$$B = \mu A, \quad (9.23)$$

где μ — число заходов ($\mu = 1; 2$ или 3).

При $A = 1,5 R_q$

$$h = \frac{\mu}{C} 1,5 R_q, \quad (9.24)$$

где R_q — радиус черпания экскаватора на уровне стояния, м; C — коэффициент, учитывающий ширину развала ($C = 1,0 \div 3,0$).

Чтобы можно было взрывать уступ без уборки путей, ширина развала должна удовлетворять условию:

$$h \leq \frac{1}{C} [W_0 + 0,8(R_q + R_p) - l], \quad (9.25)$$

где W_0 — ширина отрываемой части уступа, м; R_q, R_p — радиусы соответственно черпания и разгрузки на уровне стояния экскаватора, м; l — допустимое расстояние от оси пути до начала развала породы, м, обычно $l = 2 \div 3$ м.

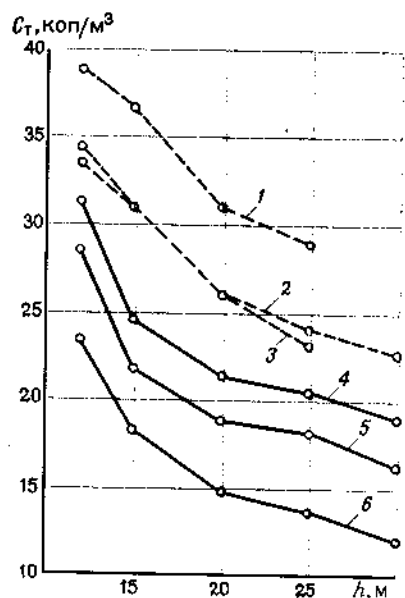


РИС. 9.6. Зависимость себестоимости транспортирования горной массы в карьере от высоты уступов: при автотранспорте на карьерах: 1 – Караджал; 2 – Гаринского ГОКа; 3 – Белорецкий; при железнодорожном транспорте – 4 – Оленегорский; 5 – ЮГОК; 6 – Качарский (по С.Я. Арсеньеву)

А.С. Фиделев рекомендует решать совместно уравнения (9.18) и (9.25). Благодаря этому находим значения высоты уступа, удовлетворяющее условиям буровзрывных работ и экскавации [53].

Экономические расчеты, проведенные С.Я. Арсеньевым, позволили выявить зависимость себестоимости экскавации от высоты уступов (рис. 9.5). При этом считалось, что $h = 1,5R_v$, а экскаваторы принимались по типу и объему института Центрогипрошахт с ковшами емкостью 1 – 2 м³; 2 – 3,2 м³; 3 – 5 м³; 4 – 8 м³; 5 – 12,5 м³; 6 – 20 м³.

С увеличением высоты уступов себестоимость экскавации сначала снижается, а начиная с 20 м – повышается. Применительно к одному типу экскаваторов с увеличением высоты уступа себестоимость экскавации снижается.

7. УСЛОВИЯ ДОСТАВКИ ГОРНОЙ МАССЫ

С точки зрения наилучшей организации транспорта в карьере всегда целесообразнее принимать уступы большой высоты. При этом сокращается число горизонтов в карьере и уменьшается объем работ по устройству и передвижке путей. Только в случае коротких карьеров высота уступа ограничивается возможной длиной наклонных съездов.

Зависимость себестоимости транспортирования горной массы в карьере от высоты уступов показана на рис. 9.6. Для всех рассмотренных карьеров с увеличением высоты уступов себестоимость транспортирования снижается.

С позиции повышения экономической эффективности технологических процессов следует стремиться к увеличению высоты уступов.

Рассмотрение основных факторов, влияющих на высоту уступов, показало, что их влияние противоречиво.

Окончательное решение примем на основе всестороннего анализа этих факторов в конкретных условиях.

В настоящее время на большинстве карьеров имеются уступы высотой 10–12 м при применении экскаваторов с ковшами емкостью 2–4 м³. В последнее время на крупных карьерах высота уступов составляет 15–17 м, применяются экскаваторы с ковшами емкостью 5–8 м³ и больше.

ЧАСТЬ ВТОРАЯ

ПРОХОДКА ТРАНШЕЙ

... Из всех дел, которыми добываются добрым и достойным путем большие богатства, ничего нет полезнее горного искусства.

Георгий Агрикола

ГЛАВА 10

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ТРАНШЕЙНЫХ ВЫРАБОТКАХ

1. ОСНОВНЫЕ РАЗМЕРЫ ТРАНШЕЙНЫХ ВЫРАБОТОК

Вскрытие карьерных полей и подготовка рабочих горизонтов наиболее часто производится с помощью въездных и разрезных траншей и полутраншей (рис. 10.1).

Въездные траншеи и полутраншеи обычно проходят с уклоном, зависящим от конкретных условий и вида транспорта, для движения которого они предназначены. Основные элементы траншейных выработок: дно и откосы бортов. Основные параметры траншейных выработок: ширина по нижнему основанию, углы откосов бортов, уклон дна, конечная глубина и площадь поперечного сечения.

Въездные траншеи (рис. 10.2) в зависимости от конкретных условий, могут быть горизонтальными или наклонными. В общем случае длина наклонной въездной траншеи для вскрытия одного горизонта равна

$$L_T = \frac{h}{i}, \text{ м.} \quad (10.1)$$

где h – высота уступа, м; i – средний уклон траншеи.

Длина горизонтальной въездной траншеи определяется местными условиями и принятым способом вскрытия.

Ширина въездных траншей зависит от числа и ширины откаточных путей, а также размеров, применяемых при проходке экскаваторов. Если траншеи име-

ют внутреннее заложение, то при дальнейшем развитии горных работ их подошва превращается в транспортную берму, а один оставшийся откос – в элемент нерабочего борта карьера (рис. 10.2).

Необходимо учитывать, что при проходке въездных траншей механическими лопатами их ширина по дну определяется размерами экскаватора и способом проходки и получается обычно большей, чем требуется по транспортным условиям. В этих случаях пройденную более широкую въездную траншею сужают до необходимой величины в процессе проходки разрезной траншеи.

По величине наклона к горизонтальной плоскости въездные траншеи делятся на наклонные ($i = 0,030 \div 0,100$), предназначенные для железнодорожного и автомобильного транспорта и крутые ($i = 0,325 \div 0,466$) – для конвейерных и скиповых подъемников.

Величина уклона при железнодорожном транспорте определяется тяговыми расчетами и при обычной электровозной тяге не должна превышать 0,040. При применении моторных думпкаров и установок автономного управления на электровозах уклоны въездных траншей могут быть до 0,80. При автомобильном транспорте уклоны составляют 0,06 – 0,10.

Разрезная траншея (или полутраншея) является первой горной выработкой, проходимой по вскрытому горизонту

с целью подготовки его (создания фронта работ) к выемке полезного ископаемого или вскрышных пород.

Разрезные траншеи обычно имеют трапециевидное сечение (рис. 10.3). Размеры их зависят от применяемого горнодобычного оборудования, физико-механических свойств горной массы и должны быть такими, чтобы обеспечить дальнейшую нормальную отработку уступов с фронтальной погрузкой добываемого полезного ископаемого.

Ширина разрезной траншеи в скальных породах должна определяться возможностью размещения взорванной массы с учетом сохранения транспортной площадки при первом взрыве по ее расширению.

При условии обеспечения свободной от породы полосы для размещения откаточных путей ширина траншеи по нижнему основанию b должна соответствовать условию (рис. 10.3)

$$b \geq B + a - W_0, \text{ м}, \quad (10.2)$$

где B — ширина развала породы после взрыва, м; a — ширина свободной от породы полосы для размещения откаточного пути, м, обычно $a = 3 \div 4$ м; W_0 — сопротивление по подошве первого ряда скважин при расширении траншеи, м.

В нескальных породах ширина разрезной траншеи принимается минимально допустимых размеров исходя из условия размещения применяемого горно-транспортного оборудования.

Глубина разрезной траншеи соответствует высоте уступа подготавливаемого горизонта.

Углы откосов бортов траншей зависят от свойств породы и из условий техники безопасности должны обеспечивать устойчивость откосов. В большинстве слу-

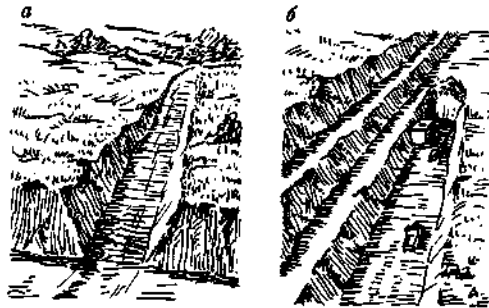


РИС. 10.1.
Вскрытие карьерных полей траншеями:
 a — въездной; b — разрезной и полутраншеями;
 e — разрезной; z — въездной

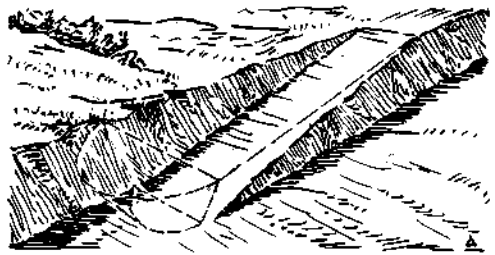


РИС. 10.2.
Схема въездной траншеи

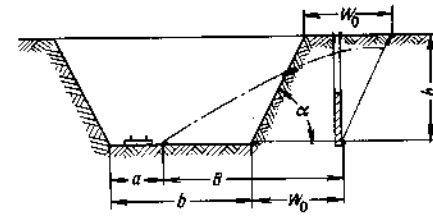


РИС. 10.3.
Сечение разрезной траншеи

чаев один борт траншеи остается без нарушения на протяжении всего периода эксплуатации карьера и к его устойчивости должны быть предъявлены особые требования. При проходке траншей в слабых породах, склонных к оползанию, внешний борт выполняется более полого и в некоторых случаях его делают ступенчатым.

Для ускорения проходки траншей и быстрого создания фронта работ на горизонте желательно, чтобы ширина траншеи была минимальных размеров. Но при этом первым же взрывом по расширению траншеи она будет засыпана на всю ширину. Понадобится повторная проходка траншеи с применением малопроизводительной тупиковой погрузки.

Проходка широких траншей, удовлетворяющих условию (10.2), обеспечивает удобство работ по ее расширению, но ведет к снижению скорости проходки.

Для преодоления этого противоречия в практике карьеров стараются уменьшить ширину развала от первого взрыва по расширению траншеи или же обуривают и взрывают при проходке траншей широкую полосу (40–50 м) и проходят разрезную траншею узким ходом шириной 16–18 м.

Объем пород въездной траншеи может быть определен как объем двух трех-

гранных пирамид и половиного объема прямоугольного параллелепипеда:

$$V_B = h L_B \left(\frac{1}{2} b + \frac{1}{3} h \operatorname{ctg} \alpha \right), \text{ м}^3. \quad (10.3)$$

Если ввести уклон траншеи (i), то объем траншеи составит:

$$V_B = \frac{h^2}{i} \left(\frac{1}{2} b + \frac{1}{3} h \operatorname{ctg} \alpha \right), \text{ м}^3, \quad (10.4)$$

где h — конечная глубина наклонной части траншеи, м; b — ширина нижнего основания въездной траншеи, м; L_B — длина въездной траншеи, м; i — уклон въездной траншеи.

Если взрывается только участок траншеи, то объем породы на этом участке может быть определен по формуле

$$V_y = \frac{1}{2} (h_1 + h_2) L_y b + \frac{1}{3} (h_1^2 + h_1 h_2) L_y \operatorname{ctg} \alpha, \text{ м}^3, \quad (10.5)$$

причем

$$h_2 = h_1 + i L_y, \quad (10.6)$$

где h_1 — глубина траншеи в начале взрываемого блока, м; h_2 — то же, в конце блока, м; L_y — длина взрываемого участка траншеи, м.

Если $h_1 = 0$ и $h_2 = h$, то формула (10.5) превращается в формулу (10.3) для определения полного объема взорванной траншеи.

Объем породы разрезной траншеи длиной L определяется как объем призмы с трапециевидным основанием:

$$V_P = h L (b + h \operatorname{ctg} \alpha), \text{ м}^3. \quad (10.7)$$

При обуривании части разрезной траншеи или полутраншеи переменного сечения объемы рассчитываются по параллельным поперечным сечениям (S_i), расположенным друг от друга на расстоянии (L_i):

$$V_c = \frac{S_1 + S_2}{2} L_1 + \frac{S_2 + S_3}{2} L_2 + \dots + \frac{S_{n-1} + S_n}{2} L_n, \text{ м}^3, \quad (10.8)$$

$$v_{\text{ср}} = \frac{P_3 L_T}{V_T}, \text{ м/мес}, \quad (10.10)$$

Основной показатель процесса проходки траншеи — скорость проходки. Для разрезной траншеи постоянного сечения скорость проходки

$$v_T = \frac{P_3}{S_T}, \text{ м/мес}, \quad (10.9)$$

где P_3 — производительность экскаватора по проходке траншей, $\text{м}^3/\text{мес}$; S_T — площадь поперечного сечения разрезной траншеи, м^2 .

Если траншея имеет переменное сечение, то средняя скорость ее проходки за весь период

2. КЛАССИФИКАЦИЯ СПОСОБОВ ПРОХОДКИ ТРАНШЕЙ

В зависимости от характера пород траншеи проходят либо с применением буровзрывных работ, либо без их применения. На скальных породах применяются мощные механические лопаты, в то время как при наличии нескальных пород возможно применение различных горных машин — одноковшовых и многоковшовых экскаваторов, тракторных скреперов, гидромониторов и т.д.

ТАБЛИЦА 10.1
СПОСОБЫ ПРОХОДКИ ТРАНШЕЙ

Характер проходки	Забой	Применяемое выемочное оборудование	Применяемые виды транспорта
<i>Без применения транспортных средств</i>			
На всю высоту уступа	Торцевой	Одноковшовые экскаваторы — механические лопаты, драглайны; тракторные скреперы	—
	Боковой	Драглайны, многоковшовые экскаваторы	—
<i>С применением транспортных средств</i>			
Послойная проходка	— " —	Механические лопаты, роторные экскаваторы, гидромониторы	Железнодорожный, автомобильный конвейерный, гидравлический
	— " —	Драглайны, многоковшовые экскаваторы Механические лопаты	То же
Взрыв на выброс	— " —	Драглайны, многоковшовые экскаваторы	Железнодорожный, автомобильный
	— " —	Одноковшовые экскаваторы для придания траншее проектного профиля	Железнодорожный, автомобильный

На проходке траншей используются главным образом экскаваторы всех типов либо самостоятельно, либо в сочетании с транспортными средствами. Реже применяются тракторные скреперы, гидромониторы и массовые взрывы на выброс.

От скорости проходки траншей зависят продолжительность вскрытия и подготовка новых горизонтов, наличие или отсутствие достаточного фронта добычных и вскрышных работ. Поэтому на карьерах стараются применять способы проходки траншей, обеспечивающие в данных условиях наибольшую скорость. В отдельных случаях с целью ускорения пуска в эксплуатацию карьера или нового горизонта можно пойти на удорожание траншейных работ, так как выигрыш во времени иногда покрывает перерасход на проходку траншей.

Все существующие способы проходки траншей можно разделить на способы: без применения транспортных средств; с применением транспортных средств.

В зависимости от числа проходимых слоев различают:

проходку траншей сразу на всю высоту уступа;

последнюю проходку траншей с разбивкой сечения траншей по высоте на несколько слоев.

При проходке траншей различают следующие забой: торцевые (лобовые) и боковые.

По виду транспортирования пород могут быть выделены следующие основные группы:

с погрузкой на железнодорожный транспорт;

с погрузкой на автомобильный транспорт;

с комбинированным транспортированием пород.

По организации погрузочных работ различают проходку траншей экскаваторами с нижней погрузкой, с верхней погрузкой, с комбинацией верхней и нижней загрузки.

Классификация способов проходки траншей приведена в табл. 10.1.

ГЛАВА 11

ПРОХОДКА ТРАНШЕЙ БЕЗ ПРИМЕНЕНИЯ ТРАНСПОРТНЫХ СРЕДСТВ

1. ПРОХОДКА ПОЛУТРАНШЕЙ МЕХАНИЧЕСКОЙ ЛОПАТОЙ

В практике открытых работ довольно часто имеет место проведение траншей (полутраншей) на косогорах при помощи механической лопаты. Экскаватор складывает вынутую породу на откосе горы. При этом должны соблюдаться следующие условия (рис. 11.1, а):

$$R_p \geq b - R_q + H_1 \operatorname{ctg} \beta, \quad (11.1)$$

$$H_p \geq H_1, \quad (11.2)$$

где R_p — радиус разгрузки экскаватора, м; H_p — высота разгрузки экскаватора, м; β — угол откоса отвала, градус; R_q — радиус черпания экскаватора на уровне стояния, м; b — ширина траншей по дну, м; H_1 — превышение гребня

отвала над уровнем стояния экскаватора, м.

Из геометрических построений можно найти значение величины H_1 . Приравняв площадь сечения отвала площади сечения траншеи с учетом коэффициента разрыхления, получим

$$H_1 = b \sqrt{K_p C_2}, \quad (11.3)$$

где

$$C_2 = \frac{\text{ctg } \gamma - \text{ctg } \beta}{2 \text{ctg } \beta (\text{ctg } \gamma - \text{ctg } \alpha) (\text{ctg } \gamma + \text{ctg } \beta)}; \quad (11.4)$$

K_p — коэффициент разрыхления пород; α — угол откоса борта траншеи; γ — угол откоса склона возвышенности.

На пологих склонах породу, получаемую при проходке, можно использовать для уширения дна траншеи и тогда объем работ может быть значительно сокращен. Необходимо только проверить устойчивость рыхлой части дна траншеи. В этом случае ширина вынимаемой в массиве части траншеи (рис. 11.1, б) может быть определена из выражения

$$x = \frac{b}{1 + C_3}, \quad (11.5)$$

где

$$C_3 = \sqrt{\frac{K'_p \sin \alpha \sin (\beta - \gamma)}{\sin \beta \sin (\alpha - \gamma)}}. \quad (11.6)$$

Если траншею проходят по скальным породам, то впереди экскаватора породы обуриваются и взрываются.

2. ПРОХОДКА ТРАНШЕЙ ДРАГЛАЙНАМИ

Этот способ проходки применяется на не-скальных и скальных породах и имеет несколько вариантов в зависимости от используемого оборудования.

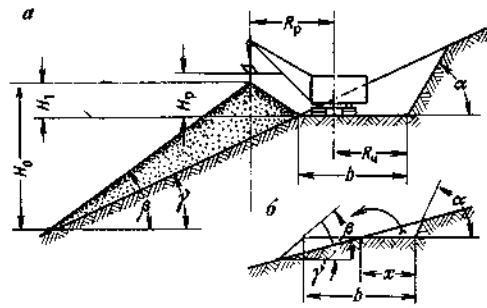


РИС. 11.1. Схема проходки полутраншей

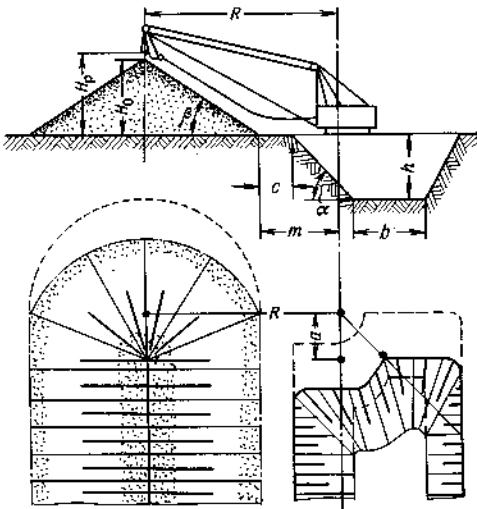


РИС. 11.2. Проходка траншеи драглайном со складированием пород на одном борту траншеи

Общие черты способа: траншея проходится сразу на все проектное сечение; породы складированы экскаватором вдоль траншеи на верхней площадке уступа либо по одну, либо по обе стороны от траншеи.

Наиболее часто при данном способе проходки траншей применяются драглайны (рис. 11.2). Драглайн стоит на кровле уступа и, двигаясь вдоль оси траншеи несколько сбоку от нее, черпает породу ниже уровня стояния и складировывает ее в отвал сбоку траншеи. Расчет параметров проходки заключается в проверке соответствия размеров экскаватора и траншеи на основе решения плоской задачи по определению возможности размещения вынутых из траншеи пород в отвале при данных размерах экскаватора:

$$S_0 = K_p S_T, \quad \text{м}^2, \quad (11.7)$$

где S_0 — площадь поперечного сечения отвала, м^2 ; K_p — коэффициент разрыхления пород; S_T — площадь поперечного сечения траншеи, м^2 .

На основании графического построения производится геометрический анализ и находятся необходимые размеры экскаватора. Эта задача также решается и аналитически.

Если драглайн или механическая лопата располагается по оси траншеи, имеющей форму равнобочной трапеции, и складировывает породы по обе стороны траншеи, то при проходке должны соблюдаться следующие условия:

$$R_p \geq \frac{b}{2} + c + h \text{ctg } \alpha + H_0 \text{ctg } \beta, \quad (11.8)$$

$$H_p \geq H_0, \quad \text{м}. \quad (11.9)$$

Высота отвала

$$H_0 = \sqrt{\frac{K_p h}{2 \text{ctg } \beta} (b + h \text{ctg } \alpha)}, \quad \text{м}, \quad (11.10)$$

где h — глубина траншеи, м; b — ширина траншеи по дну, м; c — расстояние от верхней бровки траншеи до нижней бров-

ки отвала, м; α — угол откоса борта траншеи, градус; β — угол откоса отвала, градус; H_0 — высота отвала, м.

Если драглайн движется не по оси траншеи и складировывает породы на одну сторону (рис. 2.2), то должно соблюдаться условие

$$R_p \geq m + H_0 \text{ctg } \beta, \quad (11.11)$$

$$H_0 = \sqrt{\frac{K_p}{\text{ctg } \beta} S_T}, \quad (11.12)$$

где m — расстояние от оси экскаватора до нижней бровки отвала, м.

При применении данного способа необходимо отвалы располагать на достаточном удалении от бровки траншеи, обеспечивающем устойчивость бортов траншеи.

При проходке траншей боковым забоем обычно применяются драглайны или многоковшовые экскаваторы. Драглайн движется по кровле уступа вне контуров траншеи и складировывает вынимаемые породы позади себя, сбоку от траншеи. Для проверки соответствия рабочих размеров экскаватора и размеров траншеи лучше всего пользоваться графическим построением. Должны соблюдаться следующие условия:

$$R_q \geq b_0 + m; \quad (11.13)$$

$$R_p \geq \frac{K_p S_T}{H_0} - (m - c); \quad (11.14)$$

$$H_p > H_0, \quad (11.15)$$

где R_q — максимальный радиус черпания экскаватора, м; m — расстояние от оси экскаватора до верхней бровки траншеи, м; c — расстояние от нижней бровки отвала до верхней бровки траншеи, м; b_0 — ширина траншеи по верху, м.

Указанные условия действительны и для случая проходки траншей многоковшовым экскаватором.

Если вынимаемые из траншей породы не могут быть сразу складированы в отвал данным экскаватором, то траншея может обрабатываться несколькими заходками, а породы должны переваливаться из отвала экскаватором подальше от траншеи. Здесь возможно большое число разных схем экскавации в зависимости от конкретных условий. Объем переэкскавации устанавливается на основе графического построения схемы проходки и соответствующих подсчетов.

В качестве примера на рис. 11.3 показана схема проходки траншеи в три заходки драглайном с переэкскавацией вынимаемых пород. При первом ходе драглайн вынимает породы первой заходки 1 и складировывает их сбоку от траншеи 1'. Обратным ходом драглайн, двигаясь по кровле отвала, перелопачивает заскладированные породы дальше от траншеи 1₀. Не перелопачиваются только породы в треугольнике 1'' (рис. 11.3, а). Вторым ходом вынимается заходка 2 и породы складировываются на участке 2'. При обратном ходе экскаватор перелопачивает все породы второй заходки на участок 2₀ (рис. 11.3, б). Третьим ходом обрабатывается заходка 3 и породы укладываются на участок 3₀, где они и остаются (рис. 11.3, в). Если площади отвалов от заходок равны соответственно S₁, S₂, S₃, а площадь треугольника 1'' равна S'', то коэффициент переэкскавации при проходке траншей

$$n = \frac{(S_1 - S_1'') + S_2}{K_p S_T} \quad (11.16)$$

Средняя скорость проходки траншей одним экскаватором составит в этом

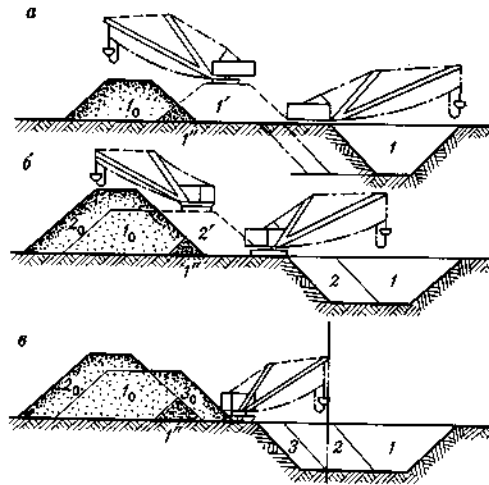


РИС. 11.3. Проходка траншей с переэкскавацией пород

случае

$$v_T = \frac{P_3}{S_T(1+an)}, \text{ м/мес.} \quad (11.17)$$

где S_T — площадь поперечного сечения траншеи, м²; P₃ — производительность экскаватора при выемке пород из массива, м³/мес; n — коэффициент переэкскавации; a — коэффициент, равный

$$a = \frac{P_3}{P_{3,п}}; \quad (11.18)$$

P_{3,п} — производительность экскаватора при работе на перевалке пород, м³/мес.

В некоторых случаях, особенно при проходке въездных траншей в рыхлых породах, можно складировать отвалы на обоих бортах траншеи. Принципы расчета параметров остаются такими же, как и при одностороннем размещении отвалов.

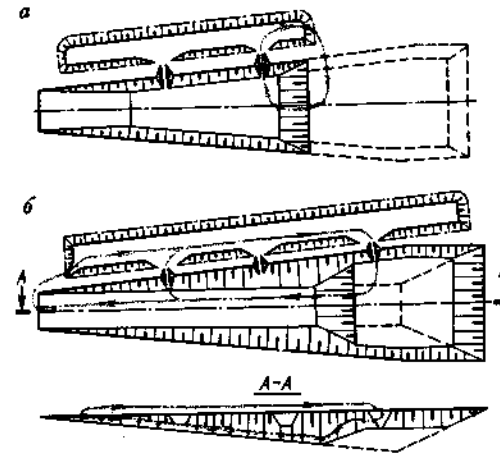


РИС. 11.4. Проходка траншей тракторными скреперами

3. ПРОХОДКА ТРАНШЕЙ ТРАКТОРНЫМИ СКРЕПЕРАМИ

При разработке коренных месторождений скреперами производятся следующие виды работ:

проходка траншей, обработка вскрыши, понижение высоты уступов, добыча полезного ископаемого, снятие и складирование растительного слоя.

В начале разработки месторождения, когда исключительное значение имеют темпы работ, скреперы могут сыграть большую роль, если их использовать для проходки траншей как капитальных, так и разрезных. Такое оборудование, как экскаваторы, требует сравнительно больших сроков для доставки и монтажа их на рабочем участке. С помощью скреперов можно в кратчайшие сроки с минимальным объемом подготовительных работ пройти наклонные траншеи для

вскрытия месторождения, и к тому времени, когда придет и будет смонтировано крупное горное оборудование и сооружены подъездные пути, месторождение может быть вскрыто и частично подготовлено к добычным работам.

Проходку наклонной траншеи неглубокого заложения можно осуществлять по следующей схеме (рис. 11.4). Выемка пород в процессе проходки траншей производится наклонными слоями в два цикла. Сначала снимается верхний слой пород мощностью до 4–5 м с устройством выездов через каждые 50–60 м (рис. 11.4, а). После снятия первого слоя или же одновременно, с отставанием от забоя по первому слою на 80–100 м, начинаются работы по выемке второго и последнего слоев пород и окончательному оформлению траншеи (рис. 11.4, б). Грузный скрепер движется по дну траншеи до выхода на поверхность или до ближайшего выезда и разгружается в отвал, затем по съезду спускается на кровлю второго слоя и начинает загрузку. Если длина траншеи значительна (более 150–200 м), то во втором цикле можно устраивать специальные выезды через каждые 100–120 м. Углубление всех первоначально пройденных в первом цикле выездов до дна наклонной траншеи нецелесообразно, так как это связано со значительным объемом земляных работ. Проходка разрезных горизонтальных траншей производится аналогичным способом. Если глубина траншеи не превышает 5 м, то работы нужно проводить в один цикл сразу на всю ее глубину.

Отвалы пород располагаются либо на одной, либо на обеих сторонах от траншеи.

ГЛАВА 12

ПРОХОДКА ТРАНШЕЙ С ПРИМЕНЕНИЕМ ТРАНСПОРТНЫХ СРЕДСТВ

1. ПРОХОДКА ТРАНШЕЙ ТОРЦЕВЫМ ЗАБОЕМ НА ВСЮ ГЛУБИНУ

В большинстве случаев при проходке траншей не имеется возможности складировать породы вдоль бровки траншеи на кровле уступа, а приходится вывозить их на отвальные участки, расположенные в отдалении. Поэтому в практике широко применяются транспортные способы проходки траншей, хотя они являются менее экономичными.

Наиболее распространена проходка траншей торцевым забоем с применением механических лопат и рельсового или автомобильного транспорта. Применяются два варианта:

с нижней погрузкой, когда экскаватор, стоящий на дне траншеи, грузит породу в транспортные сосуды, расположенные также на дне траншеи;

с верхней погрузкой, когда экскаватор, стоящий на дне траншеи, грузит породу в транспортные сосуды, расположенные на кровле уступа.

Если траншея проходится в скальных породах с применением рельсового транспорта, то полный цикл проходки включает в себя следующие операции: бурение скважин; зарядание и взрывание скважин; экскавацию; настилку железнодорожных путей; вторичное бурение и взрывание негабаритных кусков.

Проходка траншей с нижней погрузкой в думпкары (рис. 12.1). При проходке траншей с нижней погрузкой горной массы в думпкары, расположенные на подошве траншеи, требуется устройство специального выставочного

тупика, который устраивается на расстоянии 100–300 м от забоя. Длина выставочного тупика определяется числом и длиной думпкаров в составе. Погрузка в думпкары осуществляется в следующем порядке. Состав порожняка подается сразу в забой и загружается крайний думпкар. Затем локомотив выезжает с составом из забоя и заводит груженный думпкар на выставочный тупик и оставляет его там. Оставшиеся порожние думпкары снова подаются в забой и загружается крайний думпкар. Такие маневры повторяются до полной загрузки состава, после чего он вывозится из траншеи к обменному пункту (разъезду) и в забой подается новый состав порожняка.

При переносе тупика на новое место его можно укладывать с учетом размещения в нем первоначально половины думпкаров. В этом случае при загрузке и выставке вагонов первой половины состава организация работ производится обычным порядком. При подаче под погрузку первого вагона второй половины состава (при шести думпкарном составе — четвертого думпкара) локомотив оставляет в забое все порожние думпкары (три думпкара) и уезжает на выставочный тупик, забирает там первые три груженные думпкара, ставя их в голове состава, а порожние — в хвосте. Во время этих маневров экскаватор загружает четвертый думпкар, и локомотив выставляет его на выставочный тупик, оставляя при себе три груженных и два порожних думпкара. Погрузка и выставка оставшихся двух вагонов производится обыч-

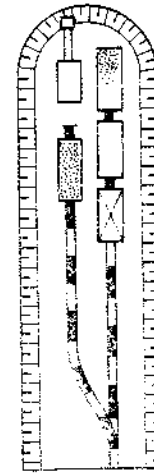


РИС. 12.1.

Проходка траншей с нижней погрузкой на железнодорожный транспорт

ным порядком, лишь с той разницей, что локомотив возит с собой три груженных думпкара.

Производительность экскаватора все же зависит в этом случае от четкости работы поездной бригады и расстояния от забоя до тупика. Загруженный состав направляется к разъезду, а на его место подается порожний состав. При такой организации работ минимальное время простоев при погрузке одного состава

$$t_0 = n t_{\pi} + \frac{2n}{v_1} (l_1 + l_T - l_c) + \frac{l_2}{v_2} + \frac{l_1 + l_2 - l_c}{v_3} + \tau, \text{ мин.} \quad (12.1)$$

где n — число думпкаров в составе; t_{π} — время на отцепку и прицепку одного думпкара, мин (обычно $t_{\pi} = 1,0 \div$

$\div 1,5$ мин); l_1 — длина пути от выставочного тупика до забоя, м (на карьерах $l_1 = 150 \div 200$ м); l_T — длина выставочного тупика, м; l_c — длина состава, м; v_1 — скорость движения состава при маневрах по обмену думпкаров, м/мин; l_2 — расстояние от выставочного тупика до ближайшего разъезда, где происходит обмен порожнего состава, м; v_2 — скорость движения порожнего состава, м/мин; τ — время на железнодорожную связь, мин; v_3 — скорость движения груженого состава, м/мин.

Время работы экскаватора при погрузке одного состава

$$t_3 = n t_3, \text{ мин.} \quad (12.2)$$

где t_3 — время на загрузку одного думпкара, мин.

Общий коэффициент использования экскаватора во времени

$$\eta = \frac{\eta_3}{1 - \frac{Q_{\text{т.к}}}{q}}, \quad (12.3)$$

где η_3 — коэффициент использования экскаватора во времени (учитывая простои на сдачу и прием смены, на осмотр и т.д.); обычно

$$\eta_3 = 0,9;$$

$Q_{\text{т.к}}$ — техническая производительность экскаватора, т/ч; n — число вагонов в составе; q — фактическая грузоподъемность одного вагона, т.

Зависимость возможной скорости проходки траншей в скальных породах от высоты уступа показана на рис. 12.2. При расчете принято 22 рабочих дня в месяц (3 смены по 7 часов каждая).

В период ожидания порожняка экскаватор заготавливает конус породы подаль-

ше от забоя. Для уменьшения времени маневров иногда под погрузку ставят два думпкара: первый загружается непосредственно из забоя, а при погрузке второго — экскаватор перемещается на 5–6 м от забоя и черпает из заготовительного конуса. При такой схеме несколько сокращается время загрузки состава, но усложняется работа экскаватора, так как необходимо перебрасывать 50% породы, а частые переходы экскаватора приводят к преждевременному износу его ходовой части.

Хорошие результаты работы достигаются при спаренной работе двух экскаваторов в траншейном забое. Проходка разрезных траншей двумя экскаваторами впервые была применена на Баженовских асбестовых карьерах.

На карьере НКГОКа при проходке разрезной траншей гор. +20 м было также использовано два экскаватора (рис. 12.3).

При достаточном обеспечении порожняком данная схема имеет большие резервы в увеличении скорости проходки траншей. Сокращение маневровых операций в два раза позволяет значительно увеличить производительность экскаваторов.

При спаренной работе двух экскаваторов (см. рис. 12.3) максимально полезная длина погрузочного гупика

$$L = A + R_{ч.м} + R_{р.м} + b, \text{ м}, \quad (12.4)$$

где

$$A = \sqrt{R_{р.м}^2 - (R_{ч} - a)^2}, \text{ м}; \quad (12.5)$$

$$b = \sqrt{R_{ч}^2 - (R_{ч} - a)^2}, \text{ м}; \quad (12.6)$$

$R_{ч.м}$ — максимальный радиус черпания экскаватора, м; $R_{р.м}$ — максимальный

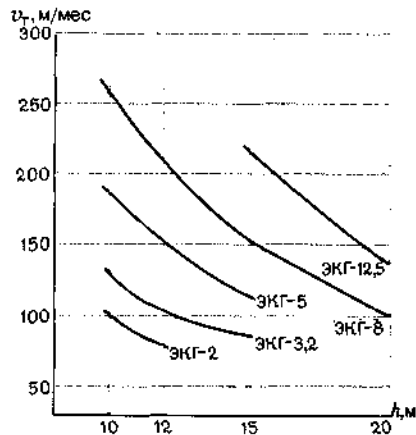


РИС. 12.2. Зависимость скорости проходки траншей (с нижней погрузкой в думпкары) от высоты уступа (по Гипроруде)

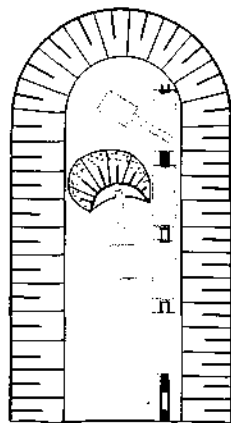


РИС. 12.3. Проходка траншеи двумя экскаваторами

радиус разгрузки экскаватора, м; $R_{ч}$ — радиус черпания экскаватора (обычно $R_{ч} = 0,8 R_{ч.м}$); b — ширина траншей, м; a — расстояние от оси железнодорожного пути до нижней бровки траншей, м.

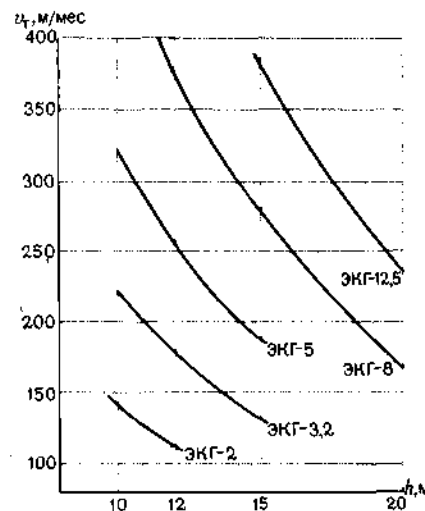


РИС. 12.4. Зависимость скорости проходки траншей двумя экскаваторами от высоты уступа (по Гипроруде)

Отсюда можно определить число одновременно загружающихся думпкаров

$$n_o = \frac{L}{l_d}, \quad (12.7)$$

где l_d — длина думпкара по сцепкам, м.

При работе экскаваторов ЭКГ-4 удаётся загружать одновременно до трех думпкаров.

Минимальное время простоя экскаватора в ожидании порожняка

$$t_o = \frac{n}{n_o} t_{п} + \frac{2n}{n_o v_1} (l_1 + l_T - l_c) + \frac{l_2}{v_2} + \frac{l_1 + l_2 - l_c}{v_3} + \tau_1, \text{ мин.} \quad (12.8)$$

Зависимость скорости проходки траншей данным способом от высоты уступа показана на рис. 12.4. Скорость проход-

ки спаренными экскаваторами по сравнению со скоростью проходки при работе одного экскаватора увеличилась в 1,5–1,6 раза.

На некоторых карьерах для повышения производительности экскаваторов вместо одного укладывали два погрузочных пути, что позволяло в период обмена одного думпкара загружать другой, стоящий на втором пути. При данном способе создается большая стесненность в забое, а при наличии большого количества негабарита этот способ неприменим.

При нижней погрузке в процессе проходки траншеи производительность экскаватора всегда ниже, чем при фронтальной погрузке. Многочисленные практические данные показывают, что снижение производительности составляет 25–35%, т.е. для укрупненных расчетов при использовании железнодорожного транспорта

$$Q_T = 0,7 Q, \text{ м}^3/\text{смену}, \quad (12.9)$$

где Q_T — производительность траншейного экскаватора, $\text{м}^3/\text{смену}$; Q — производительность экскаватора в фронтальном забое, $\text{м}^3/\text{смену}$.

При работе с автотранспортом снижение производительности траншейного экскаватора составляет 10–15%. Основные преимущества способа гупиковой проходки траншей сплошным забоем механической лопатой при нижней погрузке заключается в следующем:

пройденный участок траншеи является законченным и можно на нем развивать очистные работы;

применяются механические лопаты с нормальными рабочими параметрами;

траншею можно проходить участками по мере подготовки площадки для траншеи и обработки верхнего горизонта.

С другой стороны, этот способ имеет существенные недостатки:

низкая производительность экскаватора и низкий коэффициент использования его во времени.

необходимость расформирования состава при погрузке.

Проходка траншей с верхней погрузкой. При наличии экскаваторов с удлиненным рабочим оборудованием, обеспечивающим погрузку вагонов, расположенных на подошве вышележащего горизонта, проходку траншей можно осуществлять с верхней погрузкой.

При таком способе погрузки уменьшается время на загрузку состава, так как состав загружается сразу, не расформировываясь. Расположение экскаватора и подвижного состава на разных высотных отметках ухудшает условия погрузки. Машинист лишен возможности контролировать процесс разгрузки ковша экскаватора в думпкары. Это обстоятельство вынуждает держать специального рабочего-сигнальщика, руководящего операцией разгрузки ковша. Поэтому данный способ проходки не получил широкого распространения.

Возможная глубина траншей при проходке с верхней погрузкой (см. рис. 12.5) определяется из условия

$$h = H_p - (l + g), \text{ м}, \quad (12.13)$$

где H_p — максимальная высота разгрузки, м; l — высота верхней кромки кузова думпкара от земляного полотна, м; g — зазор между верхней кромкой кузова думпкара и открытым днищем ковша ($g = 0,3 \div 0,5$ м).

Минимальная ширина траншей по низу для экскаватора, разрабатывающего скальные породы, определяется из следующего выражения:

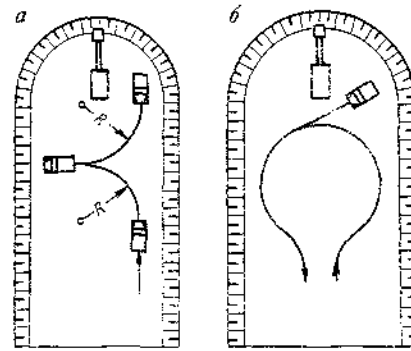


РИС. 12.5. Проходка траншей с нижней погрузкой в автосамосвалы при: а — тупиковой; б — кольцевой подаче автосамосвалов

$$b_{\min} = 2(R_{\text{эк}} + m), \text{ м}, \quad (12.14)$$

где $R_{\text{эк}}$ — радиус вращения кузова, м; m — зазор между кузовом и бортом траншеи, м ($m = 0,4 \div 0,5$ м).

При проходке траншей с верхней погрузкой радиус разгрузки экскаватора должен удовлетворять условию

$$R_p \geq a + h \operatorname{ctg} a + r, \text{ м}, \quad (12.12)$$

где a — угол откоса уступа, градус; r — расстояние от оси погрузочного пути до верхней бровки уступа ($r = 1,5 \div 2$ м).

Проходка разрезных траншей с погрузкой породы в автотранспорт. При проходке разрезных траншей предпочтение отдается автомобильному транспорту. В этом случае значительно улучшается использование экскаваторов, а организация работ упрощается.

Улучшение технико-экономических показателей при применении автотранс-

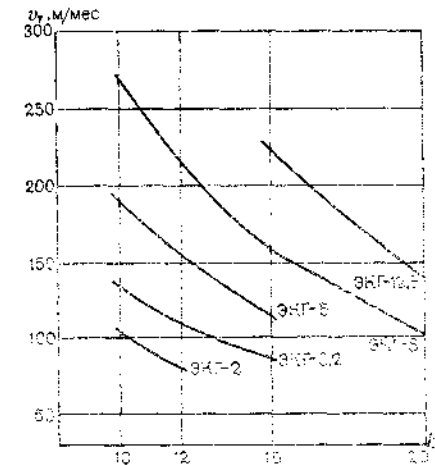


РИС. 12.6. Зависимость скорости проходки траншей (при тупиковой подаче автосамосвалов) от высоты уступа (по Гипроруде)

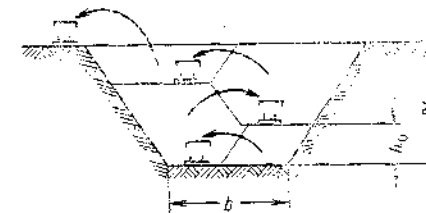


РИС. 12.7. Схема послойной проходки траншей

порта на проходке разрезных траншей обуславливается:

сокращением объема путевых работ; сокращением простоев из-за отсутствия порожняка; улучшением использования разгрузочных параметров экскаватора за счет удобной постановки автосамосвалов под погрузку.

При кольцевой схеме подачи автосамосвалов под погрузку (рис. 12.5, б)

необходимо иметь следующую ширину траншей:

$$b_{\min} = 2(R_c + 0,5b_c + m), \text{ м}, \quad (12.13)$$

где R_c — минимальный радиус поворота автосамосвала, м; b_c — ширина кузова автосамосвала, м.

При тупиковой подаче автосамосвалов (рис. 12.5, а) минимальная ширина траншей

$$b_{\min} = R_c + 0,5b_c + m + l_c, \text{ м}, \quad (12.14)$$

где l_c — длина автосамосвала от передних колес до края кузова, м.

Сокращение ширины траншей возможно за счет устройства ниш с интервалами между ними, обеспечивающими необходимую частоту подачи автосамосвалов в забой.

Зависимость скорости проходки траншей от высоты уступа приведена на рис. 12.6.

2. ПОСЛОЙНАЯ ПРОХОДКА ТРАНШЕЙ ТОРЦЕВЫМ ЗАБОЕМ

Для повышения скорости проходки траншей на ряде карьеров начали применять послойную выемку взорванной массы в процессе проходки (рис. 12.7). Впервые послойная выемка взорванной массы при проходке траншей была применена на Магнитогорском карьере, затем на асбестовых карьерах Урала. Сечение траншей разбивается по глубине на слои. Высота слоя определяется в зависимости от высоты разгрузки экскаватора и транспортных средств. Каждый слой вынимается за один рабочий ход экскаватора на всю длину взорванного участка траншей.

Число слоев, на которое возможно подразделить сечение траншей, можно определить из следующего выражения:

$$n \geq \frac{h}{H_p - h_d - g}, \quad (12.15)$$

где H_p — максимальная высота разгрузки экскаватора, м; h_d — высота думпкара от уровня земляного полотна, м.

Кроме того, возможное число слоев определяется уклоном путей и длиной взорванного участка траншей и может быть выражено следующей формулой:

$$n \geq \frac{L_{вз} i}{H_p - h_d - g}, \quad (12.16)$$

где $L_{вз}$ — длина взорванного участка траншей; i — уклон траншей при железнодорожном транспорте ($i = 0,030$).

Проходка разрезных траншей послойным способом на всю глубину на практике встречается редко. Это объясняется в основном недостаточной длиной взрываемых участков траншей. Ограниченные размеры площадок вышележащих горизонтов не позволяют взрывать блоки длиной 500–700 м. А при взрывании блоков длиной 100–150 м не всегда рационально останавливать проходку траншей в ожидании следующих взрывов для организации послойной проходки.

В большинстве случаев верхнюю часть взорванной массы вынимают послойно (2–3 слоя), нижнюю — тупиковой проходкой.

При комбинированной проходке траншей используют два варианта: верхняя часть взорванной массы вынимается послойно, а остальная масса — тупиковым забоем с погрузкой в думпкары; верхняя часть обрабатывается послойно с погрузкой в думпкары, а нижняя — тупиковым забоем с погрузкой в автосамосвалы.

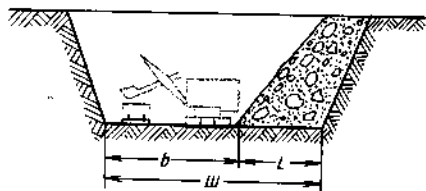


РИС. 12.8.
Проходка траншей широкой полосой

3. ПРОХОДКА ТРАНШЕЙ ПРИ ВЗРЫВАНИИ ШИРОКОЙ ПОЛОСЫ

Если при проходке траншей широкой полосой возможно вести буровзрывные работы (рис. 12.8), то ширина полосы рыхления

$$Ш = b + L, \quad \text{м.} \quad (12.17)$$

Минимальное значение L целесообразно принимать равным ширине нормальной экскаваторной заходки, т.е.

$$L = (1,5 \div 1,8) R_{ч.у.}, \quad (12.18)$$

где $R_{ч.у.}$ — радиус черпания экскаватора на горизонте установки, м.

В этих условиях при первоначальном разное борта траншей не потребуются производить взрывные работы и ширину траншей по дну в проходке можно определять только из условия размещения погрузочного оборудования и одного забойного пути:

$$b = d_1 + d_2 + k, \quad \text{м.} \quad (12.19)$$

где d_1 — расстояние от оси экскаватора до борта траншей, м,

$$d_1 = r + \frac{0,8}{\sin \alpha} - h_{п} \operatorname{ctg} \alpha, \quad \text{м.} \quad (12.20)$$

r — радиус вращения хвостовой части, м; α — угол откоса борта траншей, градус; $h_{п}$ — просвет под поворотной траншеей,

м; 0,8 — минимальный зазор (по нормам) между хвостовой частью кузова и бортом траншей, м; d_2 — расстояние от оси экскаватора до оси пути при разгрузке со втянутой рукоятью, м; k — расстояние от оси пути до нижней бровки борта траншей, м ($k = 4,15$ м).

4. ПРОХОДКА ПОСТОЯННЫХ И ВРЕМЕННЫХ ВЪЕЗДНЫХ ТРАНШЕЙ

При проходке въездных траншей в скальных породах буровзрывные работы характеризуются постоянным изменением параметров. По мере погружения траншея должна обустраиваться скважинами, глубина которых и расстояние между ними переменные. Практически же траншея по длине разбивается на ряд участков с постоянными параметрами буровзрывных работ.

Начало въездной траншеи длиной 50–70 м проходят без применения буровзрывных работ, поскольку массив глубиной до 2,5–3,0 м разрушен за счет перебура скважин верхнего уступа. Следующий участок длиной 125–135 м обустраивается с минимальным расстоянием между скважинами. На последующих участках расстояние между скважинами и их глубина увеличиваются.

Проходка въездных траншей в скальных породах может осуществляться: тупиковым забоем с погрузкой в железнодорожный и автомобильный транспорт, послойно с погрузкой в думпкары, а также комбинированно (послойная погрузка верхних объемов и тупиковая — остальных до проектных отметок).

При проходке въездных траншей весьма сложно организовать водоотлив. Из-за постоянного поступления воды в забой траншей усложняются путевые работы и

содержание подъездов для автосамосвалов, эксплуатация и обслуживание экскаваторов. В зимнее время эти трудности могут усугубляться за счет перемерзания трубопроводов, что приводит к временным остановкам работ. Водоотлив может быть организован по-разному и зависит в определенной мере от вида транспорта.

Так, проходка въездной траншеи гор. +12 м карьера ИНГОКа с уклоном $i = 0,080$ производилась послойно с погрузкой горной массы в автосамосвалы. Перед проходкой слоя экскаватор выкапывал зумпф глубиной 3,0–3,5 м, возле которого устанавливался насос для откачки воды. После устройства зумпфа экскаватор двигался к началу траншей, проходил слой с переброской взорванной массы в сторону и одновременно копал канаву у борта траншеи глубиной 0,5–0,8 м для стока воды в зумпф.

После окончания "холостого хода" экскаватор возвращался и производил погрузку взорванной массы в автосамосвалы. При этом подошва уступа должна находиться на уровне ранее пройденной.

Устройство зумпфа для каждого слоя позволяло обеспечить нормальные условия для работы автотранспорта и экскаватора.

На Оленегорском карьере при проходке въездных траншей с использованием железнодорожного транспорта вдоль борта траншеи пробуривают ряд скважин, глубина которых на 2–3 м больше глубины остальных скважин. Зумпф устраивают у этого борта и от него в сторону забоя экскаватором проходят водоотливную канаву. После опускания забоя на глубину, большую глубины канавы, зумпф перемещают ближе к забою. У зумпфа постоянно находятся минимум два насоса, один из которых резервный.

Железнодорожные пути располагают на насыпи из мелких скальных пород, расположенной на 50–60 см выше подошвы траншей.

В других случаях зумпф устраивают от забоя на расстоянии 100–150 м; из забоя в зумпф перекачивают воду небольшим насосом.

В ряде случаев для ускорения вскрытия горизонта проходят временные въездные траншеи. По конструктивным элементам временные траншеи не отличаются от постоянных, иногда им придают несколько больший угол наклона.

Буровые работы при проходке временных въездных траншей имеют ту особенность, что в отличие от проходки постоянных траншей участок обуривают и взрывают на всю высоту уступа и по взорванной массе проходят временную въездную траншею. Взорванная порода, оставленная в подошве временной траншеи, убирается после окончания срока ее службы.

Устройство съездов по взорванной горной массе значительно проще обычных скользящих съездов, пересекающих уступ на два подступа переменной высоты. Отработка их не связана с буровыми работами, осложняющимися установкой станков на наклонной плоскости и повышенным расходом бурения.

5. СОВМЕСТНАЯ ПРОХОДКА ВЪЕЗДНОЙ И РАЗРЕЗНОЙ ТРАНШЕЙ

В практике работы карьеров, использующих железнодорожный транспорт, проходка въездных и разрезных траншей при подготовке нового горизонта осуществляется, как правило, последовательно. Это требует сравнительно больших затрат времени и отрицательно сказыва-

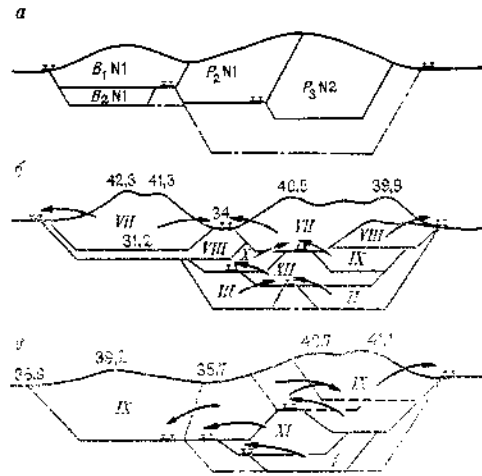


РИС. 12.9.

Совместная проходка въездной и разрезной траншей гор. +20 м карьера НКГОКа: а — проект; б, в — фактический ход работ (римские цифры — месяцы работы по каждому слою)

ется на работе карьеров с недостаточным рудным фронтом.

Совместная проходка въездной и разрезной траншей (рис. 12.9) требует особых способов ведения буровзрывных работ. В зависимости от длины взорванного участка и применяемого вида транспорта число экскаваторов, занятых на проходке, практически достигает трех-четырёх.

Организация буровзрывных работ при совместной проходке траншей рассмотрим на примере работы по обуриванию траншей гор. +20 м. Вначале обуривалась разрезная траншея, а затем было начато бурение въездной траншеи, которая по мере углубки обуривалась скважинами увеличенной глубины и увеличенного расстояния между ними.

После окончания бурения участка длиной 330 м в течение нескольких дней скважины заряжали гранулированным тротилом, затем коммутировали в две группы с общим выводом к одному боевику. Схема взрывания порядная: мгновенно взрывались центральные скважины ряда, затем через 35 м с — полярно следующие скважины ряда.

При коммутации скважин было предусмотрено получение двух гребней взорванной массы за счет правильного расчета периодов замедления и раздельного взрывания въездной и разрезной траншей.

После взрыва порода имеет ясно выраженные два гребня с относительно правильной впадиной между ними. Это позволило с небольшим объемом перебалочных работ подготовить трассу для укладки железнодорожного пути.

После взрыва большого участка траншей их проходка осуществляется последовательно. По мере проходки траншей железнодорожные пути переносят.

6. ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ ПРИ РАСШИРЕНИИ РАЗРЕЗНЫХ ТРАНШЕЙ

Организация развития работ по расширению разрезных траншей является важным вопросом при открытой разработке месторождений. При обычном способе проходки разрезных траншей ширина их по низу составляет 20–22 м. Такая ширина, особенно при высоте уступа 15 м, недостаточна для сохранения транспортной площадки после первого взрыва по расширению траншей. Поэтому после первого взрыва начинается повторная тупиковая проходка разрезной траншеи.

Анализ фактических материалов по Криворожским карьерам показал, что

при высоте уступов 15 м средняя ширина развала (за линию нижней бровки траншей) составляет 18–20 м. Поэтому необходимо предусматривать меры по уменьшению ширины развала.

При производстве фронтальных взрывов на карьерах в ряде случаев отсыплют защитный вал вдоль железнодорожного пути. По организации отсыпки защитных валов на карьерах накоплен некоторый опыт, и, за редким исключением, защитные валы соответствуют своему назначению. Размеры защитного вала по высоте и длине определяются опытным путем в зависимости от расстояния до забоя, высоты уступа и величины заряда, помещенного в скважинах.

В последние годы на карьерах широко распространен способ взрывания на малообработанный забой. При этом развал породы уменьшается или вообще отсутствует в зависимости от величины оставленного слоя ранее взорванной массы. Так, для уступов высотой 15 м при оставлении слоя толщиной 10–12 м порода в сторону забоя практически не перемещается. Наблюдается лишь незначительный перевал — выброс породы через верх слоя. Это позволяет сделать вывод о целесообразности применения данного способа при расширении разрезных траншей.

При проходке разрезных траншей существуют две противоречивые тенденции: с одной стороны, стремятся к сокращению объемов проходки тупиковым забоем, что достигается в основном за счет уменьшения ширины траншей, с другой — к увеличению ширины траншей с целью уменьшения ее засыпки первым взрывом при расширении. Есть и еще одна тонкость при решении этого вопроса. Если для подготовки нового гори-

зонта обуривать и взрывать траншею большой ширины, то увеличивается объем работ по вскрытию и подготовке нового горизонта, так как нужно на большее расстояние отгонять верхние рабочие уступы. Это влечет за собой снижение скорости углубки карьера, т.е. интенсивности горных работ.

Особенно усложняется решение проблемы, если необходимо расширять разрез-

ную траншею в обе стороны. Организация работ значительно упрощается, если обурить и взорвать сразу полосу шире расчетного дна траншеи. Тогда фронтальная погрузка при расширении траншеи может быть начата сразу же вслед за проходкой.

Если работы ведутся в рыхлых породах, то никаких особых сложностей при расширении траншей не возникает.

ГЛАВА 13

РАСЧЕТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ПРИ ПРОХОДКЕ ТРАНШЕЙ

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Интенсивность углубки карьера и подготовки новых горизонтов зависит от способов и организации проходки въездных и разрезных траншей, организации работ по расширению разрезных траншей.

Рассмотрим методику расчета и построения графика $L = f(T)$ организации работ по проходке траншей. На основании фактического положения горных работ в карьере, наличия горно-транспортного оборудования и необходимой скорости проходки траншей производится расчет организации работ всего проходческого цикла. В процессе расчета проходческих операций данные наносятся на график, где по оси ординат откладывается фронт работ (по пикетам), а по оси абсцисс — время производства работ. Возможность показать на графике порядок ведения работ в пространстве и времени позволяет окончательно уточнить взаимодействия смежных операций цикла.

В скальных породах полный цикл по проходке траншей состоит из следующих основных операций:

бурение скважин; зарядка и взрывание; расчистка трассы и укладка железнодорожных путей или устройство автомобильного пути; погрузка взорванной массы в думпкары или автосамосвалы экскаваторами.

При проходке траншей в скальных породах работы по бурению и взрыванию не ведутся. Если отсутствуют транспортные средства, то экскаватор грузит породу сразу в отвал.

2. БУРОВЫЕ РАБОТЫ

Бурение скважин осуществляется обычно станками шарошечного бурения, реже — станками канатно-ударного или огневого бурения.

Объем буровых работ определяется исходя из принятых параметров расположения скважин и длины блока. Расстояние между скважинами зависит от кре-

ЕВГЕНИЙ НИКОЛАЕВИЧ
БАРБОТ-ДЕ-МАРНИ
(1868–1939 гг.)

— ученый и педагог. Специалист по разработке рудных и россыпных месторождений. Основной труд: "Разработка месторождений полезных ископаемых открытыми работами" (1934 г.).



пости пород, диаметра скважин, мощности ВВ и определяется практически опытным путем на каждом карьере. На основании многолетней практики ведения буровзрывных работ составляются типовые паспорта по категориям пород и видам работ.

По установленному объему участка траншей можно определить объем буровых работ:

$$P = \frac{V}{ac}, \quad (13.1)$$

где V — объем участка траншей, подлежащей обуриванию, m^3 ; a — выход взорванной массы с 1 м пробуренных скважин, m^3/m ; c — коэффициент технологические потери скважин (зашламование скважин, потери скважин из-за искривления и других причин).

При определении объема буровых работ для проходки въездной траншеи лучше всего пользоваться графическим способом. При этом способе въездная траншея разбивается на ряд участков. Для каждого участка принимается определенная сетка скважин и их глубина.

С увеличением глубины расстояние между скважинами увеличивается до номинальных величин. По выполненной схеме расположения скважин и их глубине определяется объем буровых работ на каждом участке.

Время, необходимое для обуривания блока,

$$T_6 = \frac{P}{Q_6 n \eta N}, \quad \text{сут}, \quad (13.2)$$

где P — объем буровых работ, m ; Q_6 — производительность станка, $m/смену$; n — число рабочих смен станка в сутки; η — коэффициент, показывающий отношение фактического числа буровых смен к общему числу рабочих смен станка (учитывает время на ремонты станков, чистку засыпанных скважин, выходные дни, $\eta = 0,7 \div 0,75$); N — число станков, задолженных на обуривание блока.

3. ОСОБЕННОСТИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ПРОХОДКЕ ТРАНШЕЙ

Траншеи проходят, как правило, в обводненных породах, после чего начинается осушение уступа, что обусловли-

вает применение водостойчивых сортов ВВ. Обычно используется сплошная колонковая конструкция заряда из алюмогеля, гранулированного тротила или зерногранулига 30/70.

Практикой установлено, что наилучшие результаты взрывания траншей длинными блоками достигаются при применении вертикального продольного вруба. После зарядки коммутацию взорванной сети производит таким образом, что на врубовый ряд скважин, взорванный первым, с миллисекундным замедлением взрывают отбойные ряды скважин. При этом ряды, взрывающиеся последними, работают иногда в двух противоположных направлениях (на два смежных вруба). Глубина перебура врубовых скважин обычно на 0,5–1 м больше остальных.

Количество ВВ для отбойных скважин

$$Q_3 = q \cdot c \cdot h, \quad (13.3)$$

где q — удельный расход ВВ на единицу объема взрывающей массы, кг/м³; a — расстояние между скважинами в ряду, м; c — расстояние между рядами скважин, а для первого ряда — расстояние до нижней бровки забоя (с.п.п.), м; h — высота уступа, м.

Величина заряда врубовых скважин увеличивается на 10–15 % по сравнению с отбойными скважинами.

Продолжительность естественного проветривания карьера после взрыва зависит от многих факторов: климатических условий (наличие ветра и его направление, температура и влажность воздуха и др.); количества взрывающего ВВ; глубины производства взрывных работ.

Например, на Криворожских карьерах на проветривание затрачивается от нескольких часов до 2–3 смен.

Общее время на производство взрывных работ

$$T_{\text{в}} = (T_3 + T_{\text{к}}) K_1 + T_{\text{п}} + T_1 + T_2, \text{ сут.} \quad (13.4)$$

где T_3 — время зарядки скважин; $T_{\text{к}}$ — время коммутации скважин; K — коэффициент совмещения операций; $T_{\text{п}}$ — время проверки коммутации скважин; T_1 — время непосредственного взрыва; T_2 — время проветривания карьера.

Ширина развала породы после взрыва зависит от характера и параметров буровзрывных работ. При взрывании пород средней крепости ширина развала

$$B = 3h, \text{ м.} \quad (13.5)$$

B — расстояние по оси траншеи от первого ряда скважин до нижней бровки развала породы после взрыва, м.

Двухрядное взрывание позволяет получить больший объем взорванной массы за один взрыв и этим самым удлинит проходческий цикл.

При однорядном и двухрядном взрывании траншей весьма важно установление продолжительности цикла проходки траншей

$$T_{\text{ц}} = m + \frac{V}{3Q_{\text{т}}}, \text{ сут.} \quad (13.6)$$

где m — затраты времени на настилку и уборку путей, на подготовку к взрыву, сут (обычно $m = 0,3 \div 0,5$ сут); V — объем взорванной горной массы (в массиве), м³; $Q_{\text{т}}$ — производительность экскаватора на проходке траншей, м³/смену.

Скорость проходки траншей

$$v_{\text{т}} = \frac{n Q_{\text{т}} (T_{\text{ц}} - m)}{S_{\text{т}} T_{\text{ц}}}, \text{ м/мес.} \quad (13.7)$$

где $S_{\text{т}}$ — площадь поперечного сечения траншей; n — число рабочих смен в месяц ($n = 87 \div 90$ смен).

Скорость проходки траншей при увеличении производительности экскаватора возрастает скачкообразно. Это объясняется цикличностью проходческих операций, продолжительность которых должна быть равна целому числу суток ввиду необходимости вести взрывные работы только в дневное время суток. В районах Заполярья взрывные работы производят и в полярную ночь.

4. ДОРОЖНЫЕ РАБОТЫ

После взрыва трасса очищается для укладки железнодорожного пути или для проведения автодороги. В зависимости от объема очистки производится экскаватором или бульдозером. Время на подготовку трассы устанавливается в каждом конкретном случае в зависимости от объема работ и наличия оборудования для их выполнения.

Железнодорожный путь, как правило, укладывают с помощью железнодорожных кранов и путеукладочных машин с последующей балластировкой щебнем или крупными кусками породы.

Объем путеукладочных работ определяется в каждом конкретном случае в зависимости от принятой технологии работ по проходке траншей. Длина железнодорожного пути, который необходимо уложить, определяется на местности или по маркшейдерским планам. Время, необходимое для укладки пути.

$$T_{\text{у}} = \frac{L_1}{n\Pi}, \text{ сут.} \quad (13.8)$$

где L_1 — длина железнодорожного пути, м; n — число рабочих смен в сутки;

Π — сменная производительность по укладке пути, м, причем

$$\Pi = \frac{P T}{q_1}, \text{ м/смену,} \quad (13.9)$$

где P — число рабочих в бригаде, занятых на укладке пути; T — продолжительность рабочей смены, ч; q_1 — норма времени на укладку 1 м пути, чел. ч.

5. ПОГРУЗКА ГОРНОЙ МАССЫ

После взрыва развал породы принимает разнообразную форму. Подсчет объемов взорванной породы на данном участке траншей производится обычно по ряду поперечных сечений, взятых на определенном расстоянии друг от друга.

Определенные таким образом объемы пересчитываются в плотное состояние (в массу). Объем породы в заходке в этом случае

$$V_3 = \frac{V_c}{K_p}, \quad (13.10)$$

где V_c — объем породы в разрыхленном состоянии, м³; K_p — коэффициент разрыхления породы.

Время проходки участка траншей (заходка)

$$T_{\text{п}} = \frac{V_3}{Q}, \text{ сут.} \quad (13.11)$$

Q — производительность экскаватора, тыс. м³/сут.

6. ПОСТРОЕНИЕ ГРАФИКА ОРГАНИЗАЦИИ РАБОТ ПРИ ТУПИКОВОМ СПОСОБЕ ПРОХОДКИ ТРАНШЕЙ

На графике по оси ординат откладывают в масштабе величину фронта работ по длине траншей. Для удобства ориенти-

ровки траншея по длине разбивается на отдельные пикеты, которые также наносятся на график по оси ординат. В рассматриваемом примере расстояние между пикетами принято 100 м. По оси абсцисс откладывается время выполнения работ.

График $L = f(T)$ позволяет определить местонахождение работающего экскаватора в любое время, а также взаимосвязать все проходческие операции.

При проведении въездной траншеи первые 65–70 м обычно проходят без производства буровзрывных работ. Практикой установлено, что порода на глубине до 2 м достаточно раздроблена за счет взрывания вышележащего горизонта. Проходку участка въездной траншеи (L_0) можно начать и до первого взрыва. Время на проходку этого участка ($T_{п.0}$) определяется исходя из производительности экскаватора и объема работ. На графике (рис. 13.1,а) участок L_0 расположен между пикетами 0–1.

Объем работ и продолжительность обурирования первого участка (L_1) въездной траншеи рассчитываются по ранее приведенным формулам. Время обурирования блока ($T_{б1}$), а также необходимое число станков откладываются на графике в виде горизонтальных линий. Число линий соответствует числу станков, длина линий – времени их работы. Расстояние между крайними линиями соответствует длине обуриваемого блока L .

После окончания бурения на графике откладывают время, затраченное на зарядку скважин и на их взрыв ($T_{в1}$). Взрыв обозначается вертикальной волнистой линией. Длина волнистой линии соответствует в масштабе длине взрываемого блока.

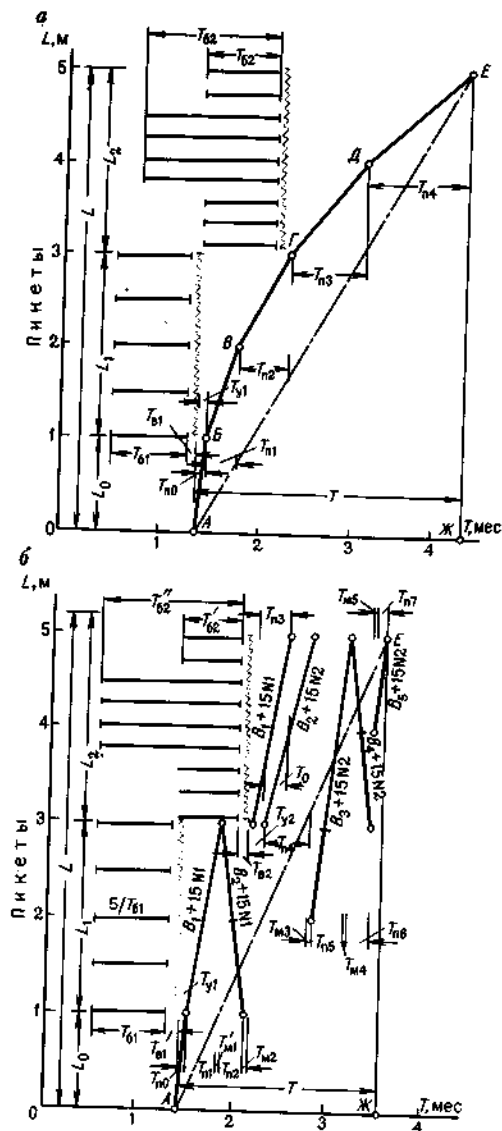


РИС. 13.1. Графики $L = f(T)$ проходки въездной траншеи: а – туиковым забоем; б – послойно

Время на укладку пути (T_{y1}) изображается на графике в виде разрыва между волнистой линией и началом экскаваторной погрузки по проходке траншеи.

После укладки пути начинается проходка туиковой траншеи полным сечением. Время на проходку участка траншеи определяется по формуле и откладывается на графике. Координаты точки Б по оси абсцисс соответствуют началу работ по проходке участка траншеи длиной (L_1) а точки Г – концу работы. Координаты начала и конца линии по оси ординат соответствуют положению начала и конца работ на местности. На графике указаны: вид траншей, отметка горизонта и номер экскаватора, ведущего проходку. Так, $B + 15 \text{ № } 1$ обозначает: въездная траншея гор. +15 м проходится экскаватором № 1.

Наклонная линия $БВГ$ определяет процесс проходки траншеи на участке длиной L_1 .

За период проходки въездной траншеи длиной L_1 необходимо обурить и взорвать следующий блок траншеи длиной L_2 .

Определив необходимое количество станко-суток для обурирования блока (L_2) и зная время проходки ($T_{п1} + T_{п2}$) блока L_1 , задаемся определенным числом станков и находим время бурения ($T_{б2}$). В случае, когда время бурения получается больше времени отработки блока L_1 , необходимо изыскивать способы ускорения бурения за счет увеличения числа станков и более четкой организации буровых работ, а также применения опережающего бурения блоков. В этом случае буровые работы производятся не только в блоке, подготавливаемом к взрыву (L_1), но и в следующем блоке с отступлением от скважин блока (L_1)

на расстояние не менее 20–30 м, что сохраняет пробуренные скважины от повреждения взрывом. На рис. 13.1,а показано бурение второго блока одновременно с первым.

Операции проходческого цикла рассчитываются и откладываются на графике до полного окончания работ по проходке траншеи. На рис. 13.1,а показана лишь проходка въездной траншеи; аналогично можно составить график на проходку и разрезной траншеи.

График $L = f(T)$ позволяет установить положение работ при проходке в любой момент времени, а также определить скорость проходки. Так, например, при проходке участка траншеи L_1 , скорость

$$v_1 = \frac{L_1}{T_{п1} + T_{п2}}, \text{ м/мес.}$$

При проходке участка траншеи L_2 скорость

$$v_2 = \frac{L_2}{T_{п3} + T_{п4}}, \text{ м/мес.}$$

Средняя скорость проходки въездной траншеи

$$v = \frac{EЖ}{АЖ} = \frac{L}{T_{п0} + T_{п1} + T_{п2} + T_{п3} + T_{п4}}, \text{ м/мес.}$$

7. ПОСТРОЕНИЕ ГРАФИКА ОРГАНИЗАЦИИ РАБОТ ПРИ ПОСЛОЙНОЙ ПРОХОДКЕ ТРАНШЕЙ

При послойной проходке траншей обязательным условием является одновременное взрывание больших участков траншей. Еще лучше одновременно взрывать въездную и прилегающий к ней участок разрезной траншеи длинными блоками.

С увеличением длины блока улучшаются показатели выемки породы послойно, а также появляется возможность установки нескольких экскаваторов для проходки траншей.

Расчет объемов работ и продолжительности операций проходческого цикла производится аналогично тупиковой проходке. Отличительной особенностью послойной проходки траншей является лишь экскаваторная погрузка породы и путевые работы. Если при тупиковой проходке за одну заходку экскаватор отгружает весь объем породы с контура траншеи, то при послойной — только часть.

Число слоев и их расположение могут быть различным и зависят от возможности укладки железнодорожных путей с расчетом выемки максимального объема породы с одной укладкой пути.

Рассмотрим на графике $L = f(T)$ организацию работ при послойной проходке траншей.

Определенное заранее время бурения, зарядки и взрыва, а также укладки пути наносится на график (см. рис. 13.1, б) с помощью ранее принятых обозначений.

Для установления времени проходки слоя объемы работ определяются по ряду поперечных сечений, взятых на одинаковом расстоянии друг от друга. В нашем примере сечения взяты через каждые 100 м.

Время проходки слоя B_1

$$T_{п1} = \frac{S_1 L_1}{2K_2}, \text{ сут.}$$

На рис. 13.1, б проходка слоев показана наклонными линиями. Тонкими линиями показаны слои, не достигшие проектной отметки подошвы траншеи, а толстыми — обозначена проходка слоев

по проектным отметкам подошвы траншеи. На рисунке также указаны вид траншеи (индекс обозначает номер слоя), отметка горизонта и номер экскаватора, работающего на данном слое ($B_2 +15$ № 1 — второй слой въездной траншеи гор. +15 м, работает экскаватор № 1).

Окончив отработку первого слоя, экскаватор переходит во второй слой B_2 и движется в обратном направлении к пикету 1. Время перегона экскаватора определится из формулы

$$T_M = L_M v + t_0, \text{ ч.}$$

где L_M — длина пути перегона, км; v — скорость передвижения экскаватора, км/ч; t_0 — технологическое время на переключение экскаватора, смазку и прочее, ч.

Взрыв следующего блока должен быть произведен к концу отработки слоя B_2 , для чего необходимо обурить его своевременно.

Дальнейший расчет и построение графика производится аналогично начальному этапу при послойной проходке траншей. Для правильного и рационального расположения заходов и слоев предварительно вычерчивается ряд сечений по длине блока или по всей длине траншеи. На этих сечениях планируется расположение железнодорожных путей в процессе проходки траншеи до проектных отметок. Предварительное вычерчивание порядка проходки слоев позволяет выбрать наиболее выгодную схему проходки.

При построении графика послойной проходки траншеи особое внимание следует уделять правильной организации буровых работ, стремясь к взрыванию блоков длиной не менее 200—300 м.

ЧАСТЬ ТРЕТЬЯ

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С УГЛУБКОЙ КАРЬЕРА

ГЛАВА 14

КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

1. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ТЕРМИНА "СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ"

Имеется большое количество определенных термина "система разработки". Не останавливаясь на подробном рассмотрении всех определений, мы укажем только на наиболее типичные и более распространенные.

В 1932 г. А.П. Зотов пришел к выводу, что "системы разработок различаются по направлению подвигания забоев и по взаимному расположению главных откаточных и разрезных траншей" [18].

Развивая это определение, П.Э. Зурков называет системой разработки "определенный порядок образования карьерного пространства в целях безопасной и экономичной добычи полезного ископаемого, обеспечивающий своевременную подготовку горизонтов и соразмерное развитие взрывных и добычных работ в карьере" [19].

Похожие определения дают Г.П. Егурнов, М.Г. Новожилов, С.М. Шорохов и др.

Е.Ф. Шешко понимает под системой разработки "безопасные и экономичные способы осуществления определенного комплекса вскрышных добычных и других работ, обеспечивающие плановую производительность карьера при рациональном использовании запасов месторождения" [56].

В.В. Ржевский [40] в 1968 г. уточнил это определение, несколько сблизив

Бывает земля, которая, будучи засеяна, не приносит плодов, а, разрытая, прокормит гораздо большее число людей, чем если бы она принесла плоды

Ксенофонт

его с идеями А.П. Зотова. У него "под системой открытых горных разработок принимается определенный порядок выполнения подготовительных, вскрышных и добычных работ, обеспечивающий для данного месторождения безопасную, экономичную и наиболее полную выемку кондиционных запасов полезного ископаемого". Во втором издании книги в 1975 г. он исключил последнюю часть формулировки. Н.В. Мельников в 1948 г. [22] писал, что "под системой открытой разработки следует понимать порядок разработки месторождения: способ отработки уступов, высоту последних, размер отдельных блоков, рабочих площадок и, наконец, порядок развития очистных работ" [22, стр. 22].

Позднее, в 1952 г. [24], Н.В. Мельников пересмотрел свое определение и установил, что "под системой разработки понимается способ перемещения пустых пород в отвалы и тип применяемого горно-транспортного оборудования" [24].

Проблемой классификаций занимался Г.В. Секисов [42]. В 1966 г. он предложил, что "под системой открытой разработки следует понимать определенный технологический порядок производства вскрышных и добычных (эксплуатационных) работ в карьере при заданном типе основного горного оборудования". Это определение имеет слишком общий и расплывчатый характер.



АЛЕКСАНДР ИВАНОВИЧ СТЕМЕНКО
(1889–1966 гг.)

— специалист по разработке рудных месторождений. Автор методов определения границ карьеров. Основной труд: "Разработка железных руд в Криворожье" (1929 г.).

Система разработки должна характеризовать развитие в карьере подготовительных и очистных работ. К подготовительным — относятся работы по проходке разрезных траншей и котлованов, а также вскрышные работы; к очистным — добычные работы.

Необходимо отметить, что технология вскрышных работ в карьере обычно мало отличается от технологии добычных. Во многих случаях на одном рабочем уступе, одним и тем же оборудованием производится как вскрышные, так и добычные работы. Эти работы разделяются по экономическим признакам при расчете себестоимости полезного ископаемого. Только тогда себестоимость вскрышных работ, обеспечивающих (подготавливающих) возможность выемки полезного ископаемого, относится на добытое полезное ископаемое.

Вскрышные и добычные горизонты в карьере подготавливаются с помощью разрезных траншей или котлованов, которые и являются подготовительными горными выработками.

Как вскрышные, так и добычные работы характеризуются двумя основными особенностями: типом и размерами применяемого технологического оборудования и характером подвигания в пространстве и времени забоев и фронта работ.

Первая особенность определяет способы механизации выемки и доставки пород. С развитием техники и появлением новых машин и механизмов способы выемки и доставки претерпевают значительные изменения. Способов отработки очень много, так как они зависят от сочетания выемочного и транспортного оборудования. Например: одноковшовые экскаваторы с железнодорожным транспортом, многоковшовые экскаваторы с транспортно-отвальным мостом, гидромониторы с землесосными установками, драги и т.д.

Вторая особенность определяет систему разработки, характер развития горных работ в карьере. Параметры систем разработки зависят от вида применяемого оборудования и, в свою очередь, влияют

на эффективность работы оборудования. В отличие от способов выемки и доставки, системы разработки меньше подвержены изменениям во времени и, с появлением новых машин, только несколько видоизменяются, приобретая ряд особенностей.

Следовательно, системы разработки и способы выемки и доставки (или схемы комплексной механизации) являются двумя сторонами одного процесса разработки месторождения, взаимно дополняющими друг друга. В то же время при одной системе разработки возможно значительное число вариантов механизации выемки, погрузки, доставки и отвалообразования. И, наоборот, применение, например, гидромониторной выемки совсем не предопределяет применения какой-то одной специальной системы разработки. При гидромеханизации возможно применение нескольких систем разработки, которые могут быть также применены и при экскаваторной выемке.

Такое толкование данного вопроса сближает терминологию при открытом и подземном способах разработки, что безусловно ведет к улучшению изложения и облегчению понимания этих разделов горной науки.

В определении термина "системы разработки" нет оснований вводить условия безопасности, экономичности, полноты выемки. Это не признаки системы разработки, а признаки удачного или неудачного ее применения.

Если признать, что система разработки отражает принятые решения по развитию рабочей зоны карьера, типу забоев, направлению их перемещения, взаимосвязи рабочих уступов, то наиболее логичным является следующее предлагаемое нами определение:

система разработки — это порядок формирования рабочей зоны карьера в пространстве и времени, характеризующийся соразмерным развитием горных работ на уступах, формой забоев и направлением их подвигания.

2. КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Предложено довольно много различных классификаций системы разработки. Наибольшее развитие получили два типа классификаций, в которых за основу взято:

направление подвигания забоев и конфигурация фронта работ (А.П. Зотов, С.М. Шорохов, А.И. Арсентьев, Г.В. Секисов, В.В. Ржевский и др.);

способ производства вскрышных работ и механизация выемки и доставки пород (Е.Ф. Шешко, Н.В. Мельников, П.Э. Зурков и др.).

До последнего времени наибольшее значение имели классификации А.П. Зотова (принята в первом учебнике 1932 г. по открытым работам и в правилах технической эксплуатации карьеров), Е.Ф. Шешко (принята в учебнике 1949 г.), Н.В. Мельникова (принята в справочнике по открытым горным работам), В.В. Ржевского (принята в учебнике 1968 и 1975 гг.).

Первой серьезной классификацией систем разработки следует считать классификацию А.П. Зотова (табл. 14.1), которая не потеряла значения и до настоящего времени. Нужно отметить, что у А.П. Зотова в системы разработки включены и вскрывающие выработки. Об этом он сам пишет, что "при этом спираль служит собственно для вскрытия всего месторождения или каждого слоя его, сама же разработка вскрытого слоя

ТАБЛИЦА 14.1
КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ
РАЗРАБОТКИ ПО А.П. ЗОТОВУ (1932 г.)

Класс	Направление выемки	Система разработки
1	С параллельным подвиганием забоев	Т-образная Г-образная П-образная
2	С веерообразным подвиганием забоев	Веерообразная
3	С тупиковыми забоями	Спиральная Тупиковая
4	Комбинированные системы	Глори-Холл Слоевое обрушение с магазинированием полезного ископаемого

ТАБЛИЦА 14.2
КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ
ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ
ПО Е.Ф. ШЕШКО (1947 г.)

Группы	Система разработки
А. С поперечным перемещением породы во внутренние отвалы	1. С непосредственной перевалкой вскрыши 2. С краткой перевалкой вскрыши 3. С перевалкой вскрыши отвалообразователями
Б. С продольным перемещением породы в отвалы	4. С перевозкой породы во внутренние отвалы 5. С перевозкой породы во внешние отвалы 6. С перевозкой породы во внешние и внутренние отвалы
В. С поперечным и продольным перемещением породы в отвалы	7. С частичной перевозкой породы во внутренние или внешние отвалы 8. С частичной перевалкой породы во внутренние отвалы

ПРОДОЛЖЕНИЕ ТАБЛ. 14.2

Группы	Система разработки
А. С незначительным объемом вскрышных работ, когда способы перемещения породы в отвал не имеют существенного значения	—

производится по другой системе" [18]. В классификации рассмотрены системы разработки, в основном только для горизонтальных и пологопадающих месторождений.

В 1947 г. Е.Ф. Шешко [55, 56] предложил классификацию систем разработки по способу перемещения пустых пород (табл. 14.2). Это был значительный шаг вперед в развитии классификаций применительно к разработке горизонтальных залежей с большими объемами вскрышных пород. Но в этой классификации почти не уделено внимания системам разработки крутопадающих и мощных месторождений. Кроме того, в ней не были рассмотрены добычные работы.

В 1951 г. Н.В. Мельников [23] опубликовал классификацию систем разработки, которая получила большое распространение. Эта классификация с некоторыми сокращениями приведена в табл. 14.3 (опущены две графы: "условия применения систем" и "характерное забойное и транспортное оборудование"; несколько сокращена характеристика системы "экскаватор-карьер"). В основу классификации Н.В. Мельникова положен способ производства вскрышных работ и механизация их производства.

ТАБЛИЦА 14.3
КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ ОТКРЫТОЙ
РАЗРАБОТКИ ПО Н.В. МЕЛЬНИКОВУ (1951 г.)

Система разработки	Основная характеристика системы разработки
Бестранспортная: без переэкскавации или с переэкскавацией пород на отвалах	Вскрышные породы перемещают во внутренние отвалы непосредственно экскаваторами; возможна переэкскавация пород на отвалах
экскаватор-карьер	Вскрышные добычные работы производятся одним экскаватором-драглайном попеременно
Транспортно-отвальная	Вскрышные породы перемещают во внутренние отвалы при помощи передвижных транспортно-отвальных установок (транспортно-отвальных мостов или отвалообразователей)
Специальная	Вскрышные породы удаляются башенными экскаваторами, колесными скреперами, гидромеханизированным способом или кабель-кранами
Транспортная	Вскрышные породы перемещают средствами колесного транспорта на внутренние или внешние отвалы
Комбинированная	Вскрышные породы верхних уступов вывозят средствами транспорта на внешние или внутренние отвалы; породы нижних уступов перемещают во внутренние отвалы экскаваторами или транспортно-отвальными установками; другие сочетания систем

Поэтому из рассмотрения выпали геометрические признаки систем и добычные работы. Сущность любых горных работ — это выемка и перемещение горных пород, т.е. их транспортирование, а поэтому применение термина "бестранспортные системы" вряд ли целесообразно.

В 1968 г. В.В. Ржевский [39, 40] предложил классификацию, приведенную в табл. 14.4. В ней впервые нашли отражение все практически встречающиеся группы систем разработки. Не совсем удачны термины "постоянная" и "переменная" рабочие зоны. Во всех случаях рабочая зона карьера является переменной — она развивается и перемещается в пространстве. Имеются и другие неудачные части классификации.

Во втором издании учебника [40] в 1975 г. В.В. Ржевский переработал классификацию (табл. 14.5), значительно улучшив ее. В основу классификации положен характер расположения и перемещения фронта работ относительно осей карьерного поля. Во втором варианте исключено место расположения отвалов, указание на направление выемки в профиле. В классификации В.В. Ржевского не нашли отражения работы Е.Ф. Шешко и Н.В. Мельникова, что, на наш взгляд, обеднило ее. Названия систем разработки несколько статичны, что не соответствует основному свойству горных работ — динамичности забоев. В целом же, классификация В.В. Ржевского является значительным шагом вперед в систематизации знаний в горной науке.

Нами сделана попытка составить классификацию систем разработки (табл. 14.6), в которой были бы учтены наиболее интересные идеи А.П. Зотова, Е.Ф. Шешко, С.М. Шорохова, П.Э. Зуркова, Н.В. Мельникова, Г.В. Секисова, В.В. Ржевского.

ТАБЛИЦА 14.4

**КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАЗРАБОТОК
ПО В.В. РЖЕВСКОМУ (ВАРИАНТ 1968 г.)**

Индекс класса системы	Направление выемки в плане	Место расположения отвалов	Направление выемки в профиле
<i>Системы разработки с постоянной рабочей зоной (группа Г)</i>			
ГД	Продольная однобортовая (о) То же, двухбортовая (д)	С внутренними (а) или внешними (б) отвалами	Горизонтальными (г) или наклонными (н) слоями
ГП	Поперечная однобортовая (о) То же, двухбортовая (д)		
ГВ	Веерная центральная (ц) То же, рассредоточенная (р)		
ГК	Кольцевая центральная (ц) То же, периферийная (п)		
<i>Системы разработки с переменной рабочей зоной (группа К)</i>			
КД	Продольная однобортовая (о) То же, двухбортовая (д)	С внешними отвалами (б)	Горизонтальными (г), наклонными (н) или крутыми (к) слоями
КП	Поперечная однобортовая (о) То же, двухбортовая (д)		
КВ	Веерная рассредоточенная (р)		
КК	Кольцевая центральная (ц)		

ТАБЛИЦА 14.5

**КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПО В.В. РЖЕВСКОМУ (ВАРИАНТ 1975 г.)**

Индекс группы	Группа систем	Индекс подгруппы	Подгруппа	Индекс системы	Система разработки
С	Сплошные (с постоянным положением рабочей зоны)	СД	Сплошные продольные	СДО	Сплошная продольная однобортовая
				СДД	Сплошная продольная двухбортовая
		СП	Сплошные поперечные	СПО	Сплошная поперечная однобортовая
				СПД	Сплошная поперечная двухбортовая
		СВ	Сплошные веерные	СВЦ	Сплошная веерная центральная
				СВР	Сплошная веерная рассредоточенная
		СК	Сплошные кольцевые	СКЦ	Сплошная кольцевая центральная
				СКП	Сплошная кольцевая периферийная

ПРОДОЛЖЕНИЕ ТАБЛ. 14.5

Индекс группы	Группа систем	Индекс подгруппы	Подгруппа	Индекс системы	Система разработки
У	Углубочные (с переменным положением рабочей зоны)	УД	Углубочные продольные	УДО	Углубочная продольная однобортовая
		УП	Углубочные поперечные	УДД	Углубочная продольная двухбортовая
				УПО	Углубочная поперечная однобортовая
		УПД	Углубочная поперечная двухбортовая		
УС	Смешанные (углубочно-сплошные)	УВ	Углубочные веерные	УВР	Углубочная веерная рассредоточенная
		УК	Углубочные кольцевые	УКП	Углубочная кольцевая
		—	То же, в различных сочетаниях		

ТАБЛИЦА 14.6

КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

Отработка уступов	Направление перемещения фронта работ	Отвалы	Уступы	Состояние забоя
<i>С углубкой карьера</i>				
Заходками (ходами): продольными поперечными диагональными радиальными комбинированными	Одностороннее: параллельное веерное	Внешние Внутренние	Горизонтальные Наклонные Комбинированные	Сухой Затопленный
	Двустороннее: параллельное веерное			
	Многостороннее			
<i>Без углубки карьера</i>				
Заходками (ходами): продольными поперечными диагональными радиальными комбинированными	Одностороннее: параллельное веерное	Внешние Внутренние: с однократной перевалкой поруд с многократной перевалкой поруд с продольным перемещением поруд	Горизонтальные Наклонные Комбинированные	Сухой Затопленный
	Двустороннее: параллельное веерное			
	Многостороннее По восставию По падению			

По общему характеру развития горных работ все системы разработки (с учетом предложений С.И. Попова, Г.В. Секисова и В.В. Ржевского) целесообразно делить на две группы. При разработке горизонтальных и пологопадающих залежей небольшой мощности рабочая зона развивается в горизонтальном направлении и работы ведутся без углубки карьера. При разработке крутопадающих и мощных пологопадающих залежей работы развиваются как в горизонтальном, так и в вертикальном направлениях, т.е. осуществляется углубка карьера, причем это наиболее распространенная группа систем разработки. По этим признакам мы различаем:

системы разработки с углубкой карьера;

системы разработки без углубки карьера.

Следует иметь в виду, что возможны случаи разработки, при которой сначала ведется углубка, а при достижении карьером конечной отметки начинается отработка карьерного поля по простиранию сразу на всю глубину. Возможны и более сложные случаи взаимодействия систем разработки с углубкой карьера и систем разработки без углубки карьера.

По форме забоя различают работу:

заходками (рис. 14.1, а) при использовании экскаваторов, механических лопат и драглайнов, роторных экскаваторов, тракторных погрузчиков, драг, гидромониторов и др.;

ходами (рис. 14.1, б, в, г, д) при использовании тракторных скреперов, бульдозеров, цепных экскаваторов и др.

Основным признаком системы является (в соответствии с предложениями А.П. Зотова, С.М. Шорохова) направление перемещения выемочного оборудо-

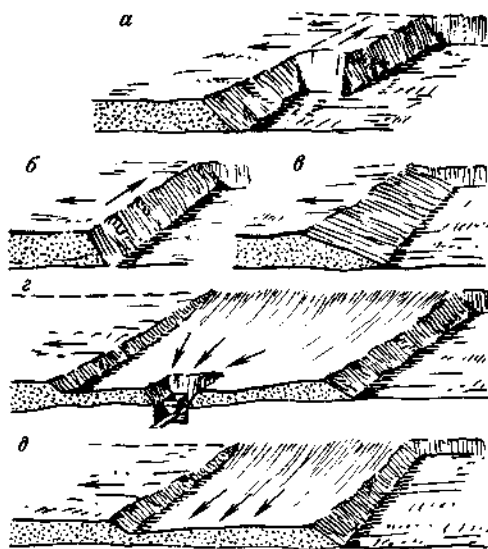


РИС. 14.1.

Характер выемки пород на рабочем уступе

вания по отношению к элементам залегания залежи или длинной стороне карьерного поля. Различают продольные, поперечные, диагональные, круговые, комбинированные и другие заходки и ходы.

По направлению перемещения фронта работ (с учетом предложений Г.В. Секисова и В.В. Ржевского) различается перемещение: одностороннее; двустороннее; многостороннее; по восстанию; по падению. Внутри признака уточняются исходное положение и характер перемещения фронта: параллельное, веерное и т.д.

По месту расположения различают отвалы внутренние и внешние. При внутреннем отвалообразовании учитываются направление перемещения пород в отвалы и характер отвалообразования. В этой части использованы классификации Е.Ф. Шешко и Н.В. Мельникова.

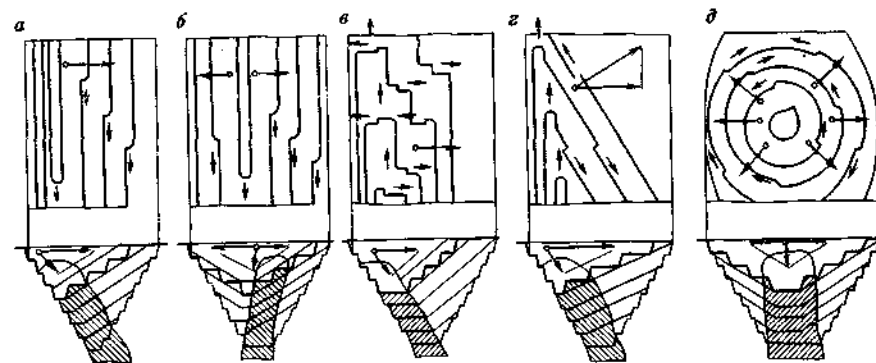


РИС. 14.2.

Схемы систем разработки с углубкой карьера:

а — продольными заходками с односторонним развитием работ; б — то же, при двустороннем развитии работ; в, г — соответственно поперечными и диагональными заходками при одностороннем развитии работ; д — круговыми заходками

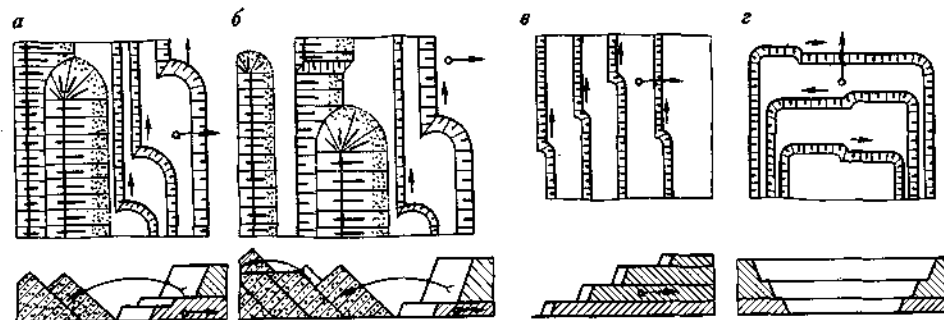


РИС. 14.3.

Схемы систем разработки без углубки карьера:

а, б — продольными заходками соответственно с однократной и многократной перевалкой пород; в — продольными заходками; г — поперечными заходками

По характеру отработки карьерного поля существуют следующие виды уступов:

горизонтальные, наклонные, комбинированные (горизонтальные и наклонные).

И, наконец, учитывается состояние забоя: сухой или затопленный, когда выемка пород осуществляется из-под воды.

Принципиальные схемы основных систем разработки показаны на рис. 14.2 и 14.3.

В последнее время возрос интерес к разработке месторождений, залегающих на дне озер, морей и океанов. При небольшой глубине залегания (до 20–50 м) применяются способы выемки, типичные

для открытого способа разработки месторождений полезных ископаемых. С увеличением глубины необходимо создание особых способов выемки и сейчас наряду с открытым и подземным способами развивается третий подводный способ разработки. Мы рассматриваем в классификации только случаи неглубокого залегания месторождений под водой.

3. ЭЛЕМЕНТЫ И ПАРАМЕТРЫ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

Основными элементами систем разработки являются: рабочие уступы, заходки, рабочие площадки, разрезные траншеи, подготовительные котлованы, внутренние отвалы.

Основными параметрами систем разработки являются: высота и угол откоса рабочих уступов, ширина заходок, шири-

на рабочих площадках, угол откоса рабочего борта, длина фронта работ на одну погрузочную машину (длина экскаваторного блока), длина рудного, породного, общего фронтов работ, число рабочих уступов и размеры внутренних отвалов.

Основными показателями системы разработки являются: скорость подвигания забоев (м/мес), скорость подвигания рабочих уступов (м/год), скорость углубки карьера (м/год), скорость понижения добычных работ (м/год), производительность с единицы рудного, породного, общего фронтов работ (м³/км·год, т/км·год), потери полезного ископаемого (%), качественное разубоживание (%), количественное разубоживание (%).

Отдельные элементы и показатели систем разработки, такие, как уступы, скорость углубки, являются одновременно элементами и показателями вскрытия карьерного поля.

ГЛАВА 15
ПАРАМЕТРЫ И ПОКАЗАТЕЛИ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ С УГЛУБКОЙ КАРЬЕРА

1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Характерной особенностью систем разработки с углубкой карьера является наличие двух основных направлений развития рабочей зоны: перемещение рабочих уступов по горизонтали – отработка рабочих уступов и перемещение дна карьера по вертикали – углубка карьера.

Рассмотрим систему разработки с углубкой карьера в координатах глубины горных работ – время, т.е. $H = f(T)$ (рис. 15.1, а).

По мере углубки карьера рабочий

борт перемещается вниз и вправо, охватывая все новые и новые уступы. На каждом рабочем уступе фронт работ движется вправо и последовательно проходит через точки 1, 2, 3 и т.д., в которых обеспечивается возможность вскрытия и подготовки нижележащих уступов.

Процесс работы карьера изображен на графике $H = f(T)$ следующими линиями: наклонными – углубка карьера, горизонтальными – отработка рабочих уступов. Фиксируются точки выхода откоса уступа на каждом горизонте в положения 1, 2, 3 и т.д.

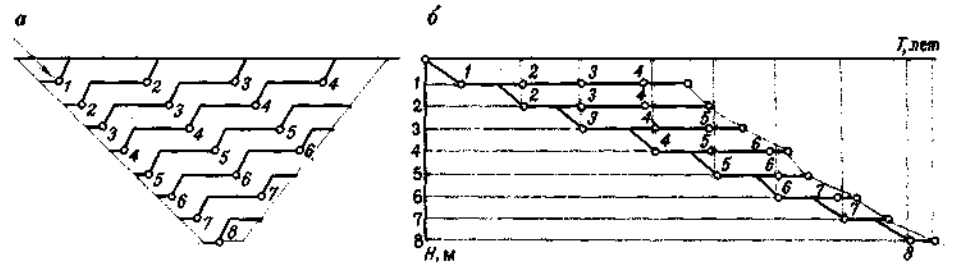


РИС. 15.1. Схема отработки карьерного поля с углубкой карьера (а) и график $H = f(T)$ развития во времени рабочей зоны (б)

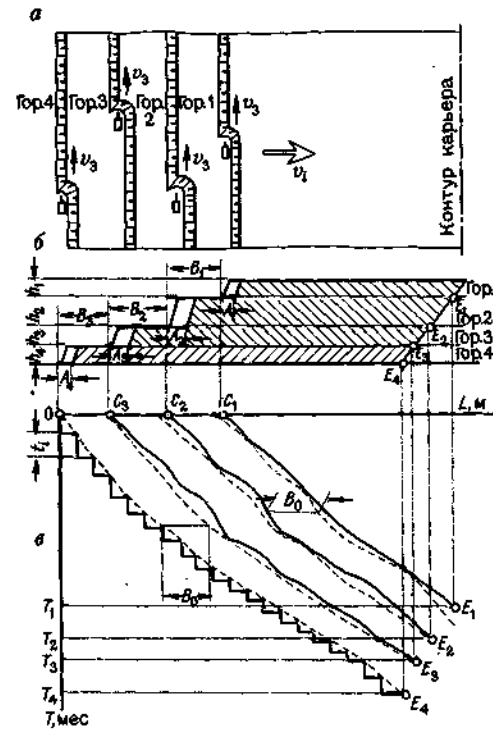


РИС. 15.2. Схема соразмерного развития горных работ на рабочих уступах: а – план; б – разрез рабочего борта; в – график $L = f(T)$

Если из нижних точек графика $H = f(T)$ провести вверх вертикальные прямые (штрихпунктирные линии), то для обеспечения минимально необходимой ширины рабочих площадок все верхние одноименные точки должны располагаться левее или над нижними точками. На основе этого графика можно разработать календарный план горных работ, имеющий характерные черты сетевого графика.

Рассмотрим участок рабочего борта (первые четыре уступа) и динамику перемещения забоев и уступов в процессе отработки карьерного поля (рис. 15.2).

Каждый уступ обрабатывается продольными заходками. Скорость перемещения j -й заходки

$$v_{zj} = \frac{Q_i}{A_i h_i}, \text{ м/мес,} \quad (15.1)$$

где Q_i – производительность экскаватора на i -том уступе, м³/мес; A_i – ширина заходки на i -том уступе, м; h_i – высота i -го уступа, м.

Время отработки одной заходки

$$t_j = \frac{L_j}{v_{zj}}, \text{ мес,} \quad (15.2)$$

где L_j — длина j -той заходки, м.

На рис. 15.2 показано перемещение рабочих уступов в координатах T и L . Движение уступа 4 высотой h_4 изображено ломаной OE_4 , на которой вертикальные участки имеют длину, равную времени отработки одной заходки (t_i), а горизонтальные — ширине экскаваторной заходки (A_i). Ломаную линию можно заменить плавной кривой (штриховая линия OE_4).

Перемещение остальных рабочих уступов будет изображаться таким же способом. На рис. 15.2 оно показано сплошными линиями C_3E_3 , C_2E_2 , CE . Уступ 1 будет отработан через время T_1 , уступ 2 — через T_2 и т.д.

Средняя скорость продвижения уступа вкrest простирания

$$v_i = \frac{12 Q_i N_i}{L_i h_i}, \text{ м/год}, \quad (15.3)$$

где L_i — длина фронта работ на i -том уступе, м; N_i — число экскаваторов на i -том уступе.

В процессе движения каждого рабочего уступа ширина рабочих площадок изменяется, но всегда должно соблюдаться следующее условие:

$$B_i \geq B_{oi} = B_{\min} + h \operatorname{ctg} \alpha_i, \quad (15.4)$$

где B_{\min} — минимальная ширина рабочей площадки, м; B_{oi} — расчетная минимальная ширина рабочей площадки с учетом заложения откоса, м; α_i — угол откоса рабочего уступа, градус.

Это условие можно также выразить уравнениями:

$$\left. \begin{aligned} L_1 - L_2 &\geq B_{o1}; \\ L_2 - L_3 &\geq B_{o2}; \\ L_3 - L_4 &\geq B_{o3}, \end{aligned} \right\} \quad (15.5)$$

где L_1, L_2, \dots, L_i — расстояния по горизонтали от начальной координаты (O) до нижней бровки рабочих уступов 1-го, 2-го, ..., i -того, м.

Причем на данное время t :

$$\left. \begin{aligned} L_4 &= v_4 t; \\ L_3 &= B_3 + v_3 t; \\ L_2 &= B_3 + B_2 + v_2 t; \\ L_1 &= B_3 + B_2 + B_1 + v_1 t, \end{aligned} \right\} \quad (15.6)$$

где B_1, B_2, \dots, B_i — ширина рабочих площадок и заложение откоса уступа в начальный момент на 1-м, 2-м, ..., i -том уступах, м; v_1, v_2, \dots, v_i — средние за время t скорости продвижения 1-го, 2-го, ..., i -того уступов, м/год. Подставив значения L в формулы (15.5), получим на момент времени t :

$$\left. \begin{aligned} B_{o1} &\leq B_1 + t(v_1 - v_2); \\ B_{o2} &\leq B_2 + t(v_2 - v_3); \\ B_{o3} &\leq B_3 + t(v_3 - v_4) \end{aligned} \right\} \quad (15.7)$$

или в общем виде

$$B_{oi} \leq B_i + (v_i - v_{i+1})t. \quad (15.8)$$

Иногда формулу (15.8) удобнее использовать в другом виде для определения возможной скорости продвижения нижележащего ($i + 1$ -го) уступа:

$$v_{i+1} \leq v_i + \frac{1}{t}(B_i - B_{oi}), \text{ м/год}. \quad (15.9)$$

В случае, когда $B_1 = B_2 = B_3 = B_0$,

$$v_1 \geq v_2 \geq v_3 \geq v_4 \quad (15.10)$$

или в общем виде

$$v_i \geq v_{i+1}. \quad (15.11)$$

Скорость перемещения верхнего рабочего уступа должна быть равна или больше скорости перемещения нижнего уступа. Это выражение соразмерности развития горных работ на рабочих уступах.

С учетом формулы (2.2) получим

$$\begin{aligned} \frac{12 Q_1}{L_{61} h_1} &\geq \frac{12 Q_2}{L_{62} h_2} \geq \frac{12 Q_3}{L_{63} h_3} \geq \\ &\geq \frac{12 Q_4}{L_{64} h_4}, \text{ м/год} \end{aligned} \quad (15.12)$$

или с учетом формулы (15.3) в более общем виде

$$\frac{Q_i N_i}{L_i h_i} \geq \frac{Q_{i+1} N_{i+1}}{L_{i+1} h_{i+1}}, \text{ м/год}. \quad (15.13)$$

Это уравнение позволяет подобрать тип и число экскаваторов для каждого рабочего уступа.

Длина фронта работ по мере отработки рабочих уступов непрерывно изменяется. При постоянном числе экскаваторов на уступах скорость продвижения будет переменной. Число экскаваторов может быть только целым. Поэтому при добавлении или удалении экскаватора с рабочего уступа скорость его перемещения изменяется скачкообразно. Таким образом, в закономерностях развития рабочей зоны карьера проявляются и взаимодействуют две группы факторов: объективные (условия и форма залегания полезного ископаемого, рельеф поверхности,

соразмерное развитие смежных рабочих уступов и др.); субъективные, зависящие от решений людей (высота уступа, тип экскаваторов, ширина заходок, ширина рабочих площадок и т.д.). Этими обстоятельствами объясняется трудность однозначного решения и наличие области (вариантов) решений.

Одним из важных показателей системы разработки является производительность карьера на 1 км фронта работ. Причем следует различать три показателя:

производительность на единицу добычного фронта работ

$$F_{\text{д}} = \frac{A_{\text{р}}}{L_{\text{д.ф}}}, \text{ млн. м}^3/(\text{год} \cdot \text{км}); \quad (15.14)$$

то же, на единицу вскрышного фронта работ

$$F_{\text{в}} = \frac{A_{\text{п}}}{L_{\text{в.ф}}}, \text{ млн. м}^3/(\text{год} \cdot \text{км}); \quad (15.15)$$

то же, на единицу общего фронта работ

$$F_{\text{о}} = \frac{A}{L_{\text{о.ф}}}, \text{ млн. м}^3/(\text{год} \cdot \text{км}), \quad (15.16)$$

где $A_{\text{р}}$, A — производительность карьера по руде и по горной массе, млн. м³/год; $A_{\text{п}}$ — количество обрабатываемой породы, млн. м³/год; $L_{\text{д.ф}}$, $L_{\text{в.ф}}$, $L_{\text{о.ф}}$ — длина фронта работ в карьере соответственно рудного, породного и общего, км.

2. ШИРИНА РАБОЧИХ ПЛОЩАДОК И УГОЛ ОТКОСА РАБОЧЕГО БОРТА

Ширина рабочей площадки рассчитывается исходя из размещения необходимого оборудования, подъездных путей, линий электропередач, а также обеспечения резерва готовых к выемке запасов.

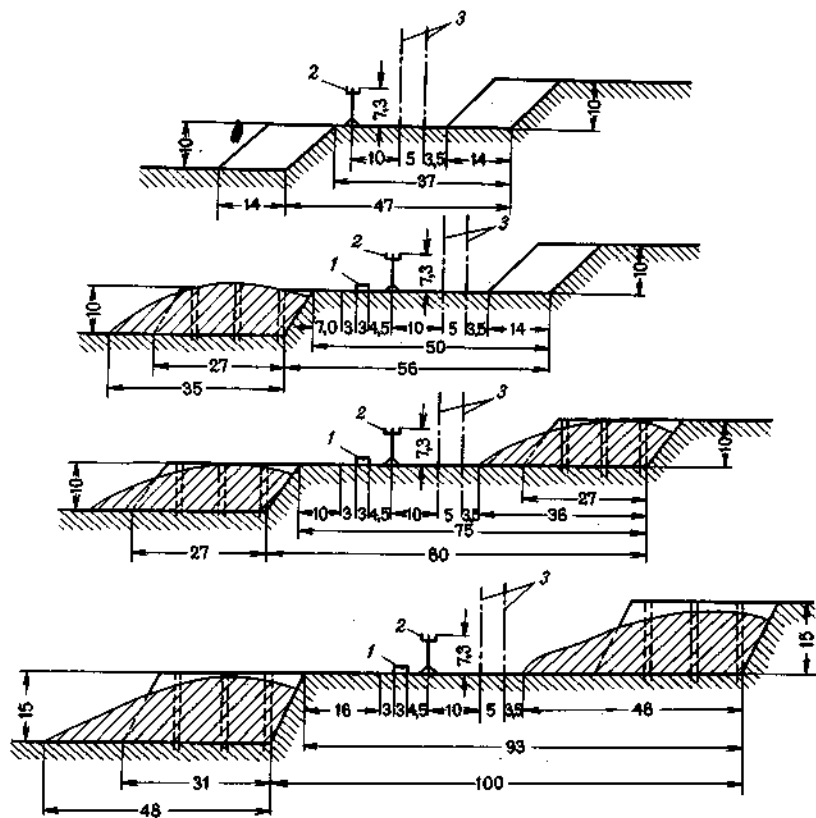


Рис. 15.3.
Расчетные размеры рабочих площадок:
1 – автодорога; 2 – опора ЛЭП; 3 – ось пути

Средняя необходимая ширина рабочей площадки добычного уступа

$$B = B_{\min} + \frac{\mu A_p}{L_p h}, \text{ м.} \quad (15.17)$$

где B_{\min} – минимальная ширина рабочей площадки, учитывающая ширину

развала горной массы после взрыва, размещение железнодорожных путей, автодорог, бурового и добычного оборудования и линий электропередач, м; μ – разрыв готовых к выемке запасов руды, лет; A_p – производительность карьера по руде, $\text{м}^3/\text{год}$; L_p – длина рудного фронта в карьере, м; h – высота уступа, м.

На рис. 15.3 и в табл. 15.1 приведены величины рабочих площадок при многорядном короткозамедленном взрывании.

При разработке скальных пород с погрузкой в железнодорожный транспорт рекомендуется ширина площадок 75–93 м, а с погрузкой в автомобильный транспорт – 75–80 м. При однорядном взрывании она может быть уменьшена до 50–70 м.

В процессе работы карьера величина угла откоса рабочего борта и ширина рабочих площадок непрерывно изменяются.

3. ДЛИНА ЭКСКАВАТОРНЫХ БЛОКОВ

Длина экскаваторных блоков, т.е. фронта работ на уступе, приходящегося на один экскаватор, существенно влияет на интенсивность отработки уступа и производительность экскаватора.

При применении железнодорожного транспорта на Уральских карьерах фронт работ на один экскаватор изменяется в широких пределах – от 250 до 1800 м. На карьерах Кривбасса протяженность

фронта работ на один экскаватор в целом по карьере составляет 450–800 м, а по рудным забоям – 230–400 м. При автомобильном транспорте длина блоков намного меньше и составляет от 50–100 до 200–300 м.

Главными факторами, определяющими длину экскаваторного блока с учетом высокой интенсивности разработки месторождений, являются условия расстановки экскаваторов при данном способе транспортирования и условия обеспечения экскаватора взорванной массой на определенный срок бесперебойной работы.

Опыт применения многорядного короткозамедленного взрывания горных пород на неподобранный забой показал, что буровзрывные работы могут производиться независимо от экскаваторных с любым опережением, допустимым размерами рабочей площадки. Время простоев экскаватора в ожидании массового взрыва сводится к минимуму.

ТАБЛИЦА 15.1
РАСЧЕТНЫЕ ЗНАЧЕНИЯ ШИРИНЫ РАБОЧИХ ПЛОЩАДОК И УГЛОВ ОТКОСА РАБОЧЕГО БОРТА КАРЬЕРА

Характер пород на смежных уступах	Высота уступа, м	Ширина рабочих площадок, м		Угол откоса рабочего борта	
		при проходе траншей	при нормальной работе	при проходе траншей	при нормальной работе
Наносы – наносы	10	30	37	14°	12°
Наносы – скальные	10	30	50	15°30'	10°
Многорядное взрывание	10	40	75	12°20'	7°10'
Скальные – скальные	15	43	93	17°	8°30'
Скальные – скальные	10	40	60	12°40'	8°40'
Скальные – скальные	15	43	75	17°	10°30'

По условиям работы железнодорожного транспорта расстояние между смежными забоями должно быть в 2,5–3,0 раза больше длины поезда. Поэтому при многорядном короткозамедленном взрывании минимальная длина фронта работ на один экскаватор может быть принята 250–300 м при использовании железнодорожного транспорта и 50–100 м при использовании автомобильного транспорта.

На практике были определены значения длин блоков для разных типов экскаваторов. В табл. 15.2 приведены длины блоков, рекомендуемые институтом "Гипроруда".

Фактическая длина блоков определяется в результате расчетов и анализа конкретных условий.

Длину экскаваторного блока, обеспечивающую необходимую скорость углубки карьера h_r , можно определить из неравенства

$$L_{\phi} \leq \frac{12Q}{h_r h (\operatorname{ctg} \varphi \pm \operatorname{ctg} \beta)}, \text{ м.} \quad (15.18)$$

Ориентировочно потребное понижение горных работ

$$h_r = \frac{A_p}{S_p}, \text{ м/год,} \quad (15.19)$$

где S_p — средняя горизонтальная площадь рудного тела, м^2 .

Так как

$$L_{\phi} = \frac{L_{\phi}}{n}, \text{ м,}$$

то

$$L_{\phi} \leq \frac{12QS_p n}{1000A_p h (\operatorname{ctg} \varphi \pm \operatorname{ctg} \beta)}, \text{ км,} \quad (15.20)$$

где L_{ϕ} — длина фронта работ на уступе, м; n — число экскаваторных блоков.

По обеспеченности экскаватора взорванной горной массой зависимость между L_{ϕ} и n можно определить с помощью формулы Ф.К. Алексеева

$$L_{\phi} \geq \frac{KQn}{1000ah}, \text{ км,} \quad (15.21)$$

где K — коэффициент резерва, мес; Q — производительность экскаватора, $\text{м}^3/\text{мес}$; a — ширина взрываемой ленты, м.

Для определения оптимального числа блоков можно воспользоваться формулой проф. Е.Ф. Шешко, выведенной для условий обеспечения каждого экскаватора независимым железнодорожным путем:

ТАБЛИЦА 15.2
ДЛИНА ЭКСКАВАТОРНЫХ БЛОКОВ (ПО ГИПРОРУДЕ)

Породы	Транспорт	Длина блоков, м, при емкости ковша экскаватора, м^3		
		1–3	3	6
Скальные	Железнодорожный	200–300	400–500	500
	Автомобильный	200	300	400
Нескальные	То же	150–200	300	400
		100–150	200	250

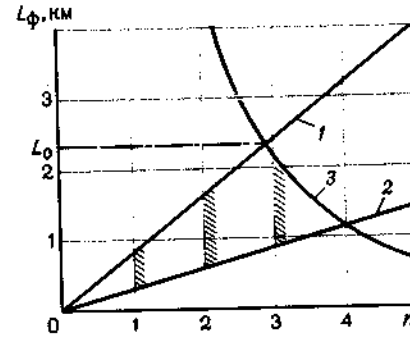


РИС. 15.4
Зависимость длины фронта рабочего уступа от числа экскаваторных блоков $L_{\phi} = f(n)$:
1 — при обеспечении необходимой скорости углубки; 2 — при обеспеченности взорванной горной массой; 3 — при обеспеченности забоев порожняком

$$t_{\pi} \geq 2(n-1) \left[\frac{L}{v} + \left(1 + \frac{1}{n}\right) \frac{0,5L_{\phi}}{v_{\phi}} + \tau \right], \text{ ч.} \quad (15.22)$$

где t_{π} — время погрузки состава, исключая простое экскаватора из-за работы других экскаваторов на уступе, ч; L — расстояние от обменного пункта до забоя, км; v_{ϕ}, v — скорость движения поезда соответственно по забойным и соединительным путям, км/ч; τ — время на железнодорожную связь, ч.

В формуле (15.22) величина $(n-1)$ представляет число блоков, на которых производится обмен поездов, а оставшаяся часть — среднее время обмена.

Решив это уравнение относительно L_{ϕ} , получим

$$L_{\phi} \leq \frac{v_{\phi} [t_{\pi} - 2(n-1) \left(\frac{L}{v} + \tau \right)]}{n - \frac{1}{n}}, \text{ км.} \quad (15.23)$$

Если воспользоваться полученными формулами, то можно определить область оптимальных значений длины фронта работ на уступе в зависимости от числа экскаваторных блоков, а значит, и оптимальное значение длины экскаваторного блока.

Для примера рассмотрим средние данные Оленегорского карьера: $Q = 40$ тыс. $\text{м}^3/\text{мес}$; $A_p = 2,54$ млн. $\text{м}^3/\text{год}$; $S_p = 347$ тыс. м^2 ; $h_p = 12$ м; $\varphi = 8^{\circ}12'$; $\beta_p = 90^{\circ}$; $K = 2$ мес; $a = 24$ м; $t_{\pi} = 0,83$ ч; $L = 0,5$ км; $v = 15$ км/ч; $v_{\phi} = 10$ км/ч; $\tau = 0,03$ ч.

После подстановки принятых значений получим по формуле (15.20) $L_{\phi} \leq 0,8$ км; по формуле (15.21) $L_{\phi} \geq 0,28$ км по формуле (15.23)

$$L_{\phi} = \frac{8,3 - 1,26(n-1)}{n - \frac{1}{n}}$$

Зависимость между L_{ϕ} и n при конкретных значениях n для всех трех случаев показана на рис. 15.4 и рассмотрена ниже.

1. При обеспечении необходимой скорости углубки карьера (прямая 1) по формуле (15.20)

n	1	2	3	4	5
L_{ϕ} , км.....	0,8	1,6	2,4	3,2	4,0

2. При обеспеченности взорванной горной массой (прямая 2) по формуле (15.21):

n	1	2	3	4	5
L_{ϕ} , км.....	0,28	0,56	0,84	1,12	1,40

3. При обеспеченности забоев порожняком (кривая 3) по формуле (15.23)

n	1	2	3	4	5
L_{ϕ} , км.....	∞	4,70	2,16	1,20	0,68

Таким образом, вторая и третья зависимости учитывают технологию работ (рыхление и транспортирование), а первая — интенсивность их развития. Оптимальное число блоков расположено, очевидно, в области ограниченной этими тремя линиями. Число блоков может быть только целым числом, поэтому длина блока определяется как частное от деления длины фронта работ на число блоков.

Анализ графика показывает, что в условиях Оленегорского карьера число экскаваторов на уступе одного участка, обслуживаемого через один выезд ($L_{\phi} = 1,5$ км), должно быть два-три.

4. ДЛИНА ФРОНТА РАБОТ И ЧИСЛО РАБОЧИХ УСТУПОВ

В процессе развития горных работ по мере углубки карьера (см., например, рис. 15.1) число уступов изменяется — сначала оно увеличивается, а затем начинает уменьшаться. Также изменяется и длина фронта работ.

Если определены направление развития горных работ, способ вскрытия, то на основе погоризонтных планов можно

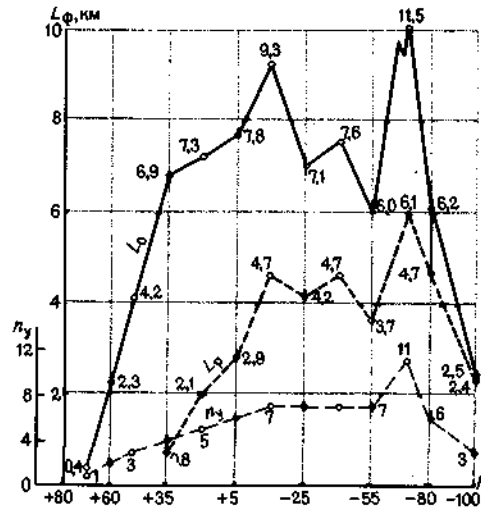


РИС. 15.5.

Изменение длин общего (L_{ϕ}), рудного (L_p) фронтов работ и числа рабочих уступов (n_y) по мере углубки карьера НКГОКа

определить как число рабочих уступов, так и длину рудного, породного и общего фронтов работ. В качестве примера на рис. 15.5 приведен график работ на карьере НКГОКа.

ГЛАВА 16

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПРОДОЛЬНЫМИ ЗАХОДКАМИ С УГЛУБКОЙ КАРЬЕРА

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

При применении системы разработки продольными заходками с углубкой рабочая зона карьера имеет обычно вид, изображенный на рис. 16.1.

Новый горизонт вскрывается въездной траншеей и подготавливается разрезной траншеей, проходимой по простиранию рудной залежи. Как только разрезная траншея будет пройдена на достаточное расстояние, начинается ее расширение.

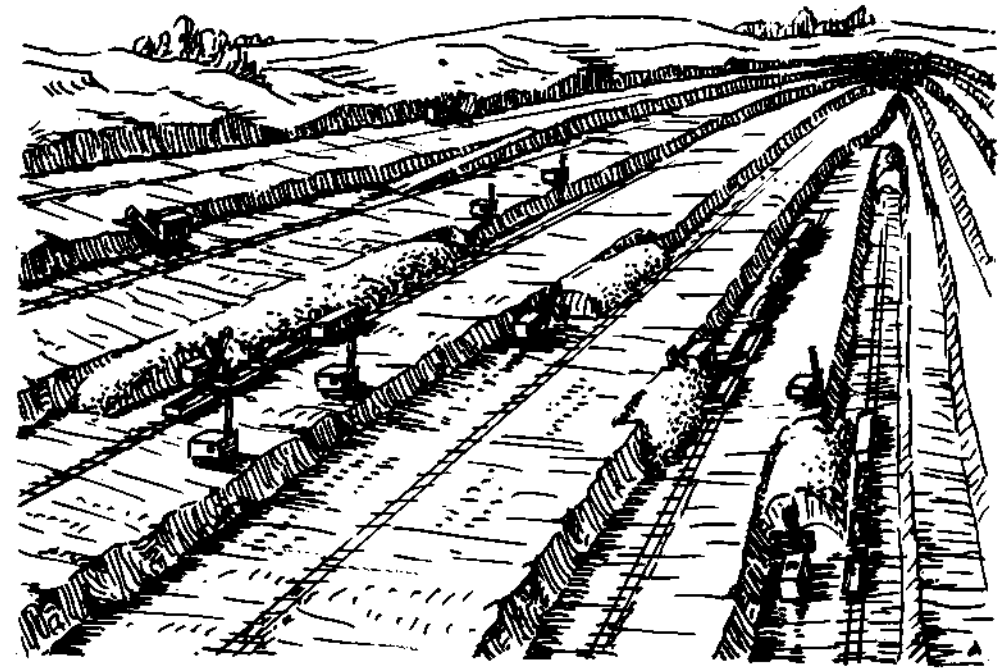


РИС. 16.1.

Вид карьера при применении системы разработки продольными заходками с углубкой карьера

Все экскаваторы на всех горизонтах работают продольными заходками, расположенными примерно параллельно простиранию рудного тела или длинной стороне карьера. Это очень широко распространенная система разработки. Наиболее часто она применяется в карьерах, на которых используется железнодорожный транспорт. Пустые породы и полезное ископаемое загружают в транспортные сосуды и перемещают вдоль фронта работ и далее по магистральным путям: породы на внешние отвалы, руду — к обогатительной фабрике.

Варианты систем разработки различаются по виду горно-транспортного обо-

рудования, характеру перемещения забоев и фронта работ и числу рабочих уступов.

Характерным вариантом системы разработки с продольным перемещением пород является система разработки Соколовского железорудного карьера. Отработка производится продольными заходками с параллельным перемещением фронта работ. Уступы отрабатываются механическими лопатами СЭ-3 и драглайном ЭМ-14/75.

Породы загружаются в железнодорожные составы и вывозятся во внешние отвалы. Когда работы углубятся до скальных пород, то начинают применять

116

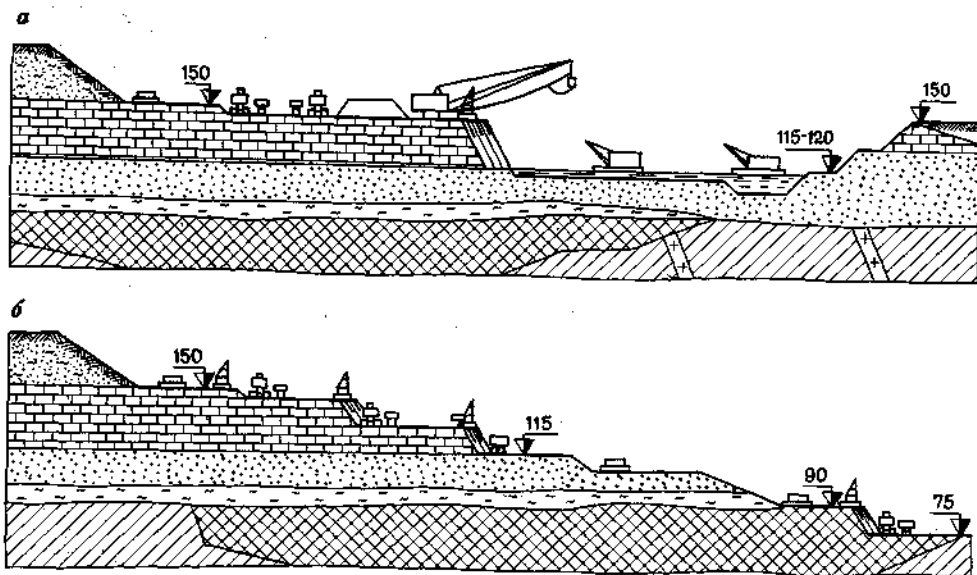


РИС. 16.2. Система разработки Лебедянского карьера в периоды: а — строительства; б — эксплуатации

буровзрывные работы. По мере подвигания фронта работ рабочие уступы по скальным породам переходят то в зону полезного ископаемого, то в зону пустых пород. Во многих случаях такие уступы являются одновременно как вскрышными, так и добычными.

Очень интересный вариант комбинированной системы разработки запроектирован и осуществлен для Лебедянского железорудного карьера. Разработка мергелино-меловой толщи ведется с применением экскаватора и рельсового транспорта продольными заходками (рис. 16.2, а), а четвертичных отложе-

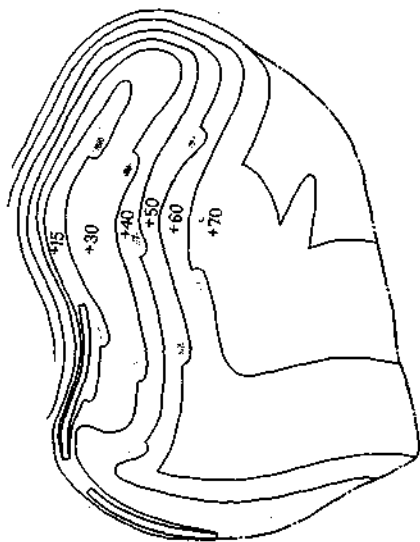


РИС. 16.3. Система разработки продольными заходками на карьере ЮГОКа

117



РИС. 16.4. Вид карьера при применении системы разработки продольными наклонными ходами с углубкой карьера

ний, песков и юрских глин — плавучими земснарядами радиальными заходками в затопленном забое. В период строительства для выемки песков применяли плавучие земснаряды типа 500-60. Затем пески были осушены, плавучие земснаряды демонтированы и началась разработка полезного ископаемого продольными заходками (рис. 16.2, б).

В качестве примера системы разработки с криволинейным развитием фронта работ приведен карьер ЮГОКа (рис. 16.3). Рабочие уступы по скальным породам (от гор. +50 м и ниже) являются как вскрышными, так и добычными, что объясняется сложной формой рудной залежи и распределением окисленных и неокисленных руд.

В последнее время на крупных карьерах начали широко применять тракторные скреперы. Один из возможных вариантов системы разработки продольными наклонными ходами с углубкой карьера показан на рис. 16.4.

2. ОСОБЕННОСТИ РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ И ПОКАЗАТЕЛЕЙ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

Расчет параметров систем разработки продольными заходками производится по ранее приведенным формулам и заключается в подборе и проверке соответствия горного оборудования, определении минимальной и необходимой (по условиям достаточного резерва готовых к выемке запасов полезного ископаемого) ширины рабочих площадок, ширины заходок, установлении числа и длины блоков на рабочих уступах и числа рабочих уступов.

Характер этих расчетов зависит от конкретных условий, имеющих место при разработке данного месторождения.

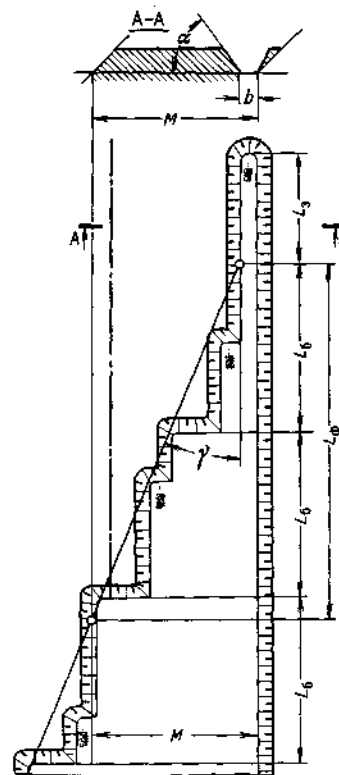


РИС. 16.5. Схема развития добычных работ на уступе при проходке траншей в лежачем боку залежи

Но есть и некоторые общие особенности, на которых необходимо остановиться.

Длина рудного фронта работ на уступе может быть определена следующим образом.

При разработке месторождений продольными заходками для подготовки горизонтов проходят разрезные траншеи на полную длину карьерного поля. По мере проходки разрезной траншеи с некоторым отставанием происходит расширение ее. Чем меньше мощность разрабатываемой залежи, тем быстрее отрабатываются запасы полезного ископаемого в блоках при расширении горизонта и тем более интенсивно выходит из строя вновь создаваемый рудный фронт.

При разработке наклонных и крутопадающих длинных залежей сравнительно небольшой мощности длина фронта работ уступа по полезному ископаемому зависит от мощности рудного тела, длины экскаваторного блока, размеров поперечного сечения разрезной траншеи, скорости ее проходки и мало зависит от длины разрезной траншеи.

Если разрезная траншея проходит по полезному ископаемому в лежачем боку (рис. 16.5), то объем полезного ископаемого в одном экскаваторном блоке

$$V_6 = L_6(M-b)h, \text{ м}^3, \quad (16.1)$$

где L_6 — длина экскаваторного блока при расширении разрезной траншеи, м; M — горизонтальная мощность рудного тела, м; b — ширина разрезной траншеи, м; h — высота уступа, м.

Время отработки запасов руды в блоке

$$t_6 = \frac{L_6 h (M-b)}{Q}, \text{ мес.}, \quad (16.2)$$

где Q — производительность экскаватора, м³/мес.

За указанное время будет пройден участок разрезной траншеи длиной

$$L_\phi = \frac{cQ t_6}{S_T}, \text{ м.}, \quad (16.3)$$

где c — коэффициент уменьшения производительности экскаватора по проходке траншеи; S_T — площадь поперечного сечения разрезной траншеи, м².

Подставив значения t_6 и S_T в формулу (16.3), получим величину длины рудного фронта работ на уступе

$$L_\phi = \frac{cL_6(M-b)}{b+h \operatorname{ctg} a}, \text{ м.}, \quad (16.4)$$

Так как скорость проходки траншеи

$$v_T = \frac{cQ}{h(b+h \operatorname{ctg} a)}, \text{ м/мес.}, \quad (16.5)$$

$$L_\phi = v_T \frac{hL_6(M-b)}{Q}. \quad (16.6)$$

Если ведется полевая подготовка, то

$$L_\phi = \frac{cL_6 M}{b+h \operatorname{ctg} a}, \text{ м.}, \quad (16.7)$$

или

$$L_\phi = v_T \frac{hL_6 M}{Q}, \text{ м.}$$

Длина фронта работ не может быть больше длины рудного тела по простиранию (L_p):

$$L_\phi \leq L_p. \quad (16.8)$$

Равенство $L_\phi = L_p$ выступает в случае, когда

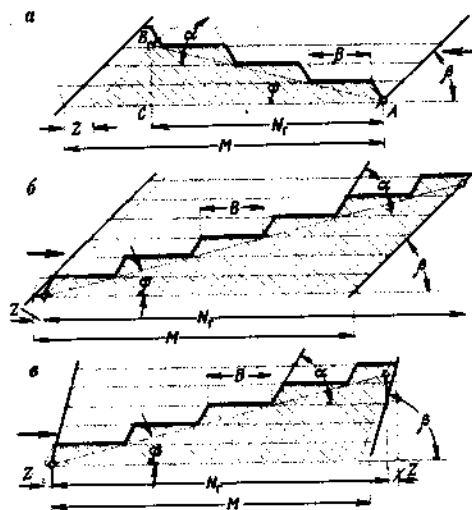


РИС. 16.6. Положение рабочего борта в пределах крутопадающего рудного тела при различных направлениях передвижения рабочих уступов

$$M \geq \frac{L_p Q}{v_T h L_6}, \text{ м.}, \quad (16.9)$$

Число добычных рабочих уступов при разработке рудных тел продольными заходками сравнительно правильной формы может быть определено аналитически. Этот метод был впервые разработан проектировщиком Гипроруды Э.К. Граудиным.

Рассмотрим крутопадающую залежь при полевой подготовке горизонта (рис. 16.6). Линия AB является откосом рабочего борта в пределах рудного тела (рис. 16.6, а). Возможно число добычных рабочих уступов в данном поперечном сечении будет зависеть от величины рабочих площадок и горизонтальной проекции AC части рабочего борта.

Когда горные работы производятся у контактов рудного тела, то происходят потери и разубоживание за счет смешения при взрыве и погрузке руды и пустых пород.

Ширину участка, на котором возможны потери и разубоживание у контактов (рис. 16.6), можно определить по следующей формуле:

$$Z = h \left(\frac{1}{2} \operatorname{ctg} \beta \pm \frac{1}{4} \operatorname{ctg} a \right), \text{ м.}, \quad (16.10)$$

где β — угол падения рудного тела, градус; a — угол откоса уступа, градус.

Знаки верхней строки "плюс" и "плюс" принимаются при ведении работ от лежачего бока к висячему (рис. 16.6, а), знаки средней строки "плюс" и "минус" — от висячего бока к лежачему и $\beta < a$ (рис. 16.6, б), знаки нижней строки "минус" и "плюс" при том же направлении, но при $\beta > a$ (рис. 16.6, в).

При определении числа добычных уступов целесообразно исключить из рассмотрения полосу Z . Тогда горизонтальная проекция рабочего борта

$$N_\Gamma = \frac{M-Z}{1 \pm \frac{\operatorname{ctg} \beta}{\operatorname{ctg} \varphi}}, \text{ м.}, \quad (16.11)$$

где φ — угол откоса рабочего борта, градус.

Возможное число добычных уступов

$$K_d = \frac{N_\Gamma}{B_0} = \frac{N_\Gamma}{B+h \operatorname{ctg} a}, \quad (16.12)$$

где B — ширина рабочих площадок на добычных уступах, м.

После преобразований получаем для одного поперечного сечения

$$K_d = \frac{M-Z}{h(\operatorname{ctg} \varphi \pm \operatorname{ctg} \beta)} \quad (16.13)$$

или в другом виде

$$K_{\text{д}} = \frac{M - Z}{B + h(\text{ctg } \alpha \pm \text{ctg } \beta)} \quad (16.14)$$

Здесь знак "плюс" ставится при развитии работ от лежащего к висящему боку (рис. 16.6, а), знак "минус" — при обратном направлении (рис. 16.6, б, в).

В действительности дело обстоит сложнее. При большом простирании рудного тела число рабочих уступов зависит от расстояния между траншейными забоями на смежных горизонтах.

Рассмотрим в плане схему горных работ по системе разработки продольными заходками (рис. 16.7) при развитии работ от висящего бока к лежащему. Расстояние между траншейными забоями на смежных горизонтах

$$L_0 = L_2 + L_3 = \text{ctg } \gamma [B_{\text{min}} - h(\text{ctg } \beta - \text{ctg } \alpha)] + L_3, \quad (16.15)$$

так как

$$\text{ctg } \gamma = \frac{1}{M} \sqrt{L_{\Phi}^2 - M^2} = \sqrt{\left(\frac{L_{\Phi}}{M}\right)^2 - 1},$$

$$L_0 = \sqrt{\left(\frac{L_{\Phi}}{M}\right)^2 - 1} [B_{\text{min}} - h(\text{ctg } \beta - \text{ctg } \alpha)] + L_3, \quad (16.16)$$

где L_3 — минимальное расстояние от забоя траншеи до места ее расширения, м; γ — угол, образованный осью траншеи и фронтом работ по ее расширению; L_{Φ} — длина рудного фронта на одном уступе, м; B_{min} — минимальная ширина рабочей площадки.

При обеспечении необходимой скорости понижения добычных работ расстоя-

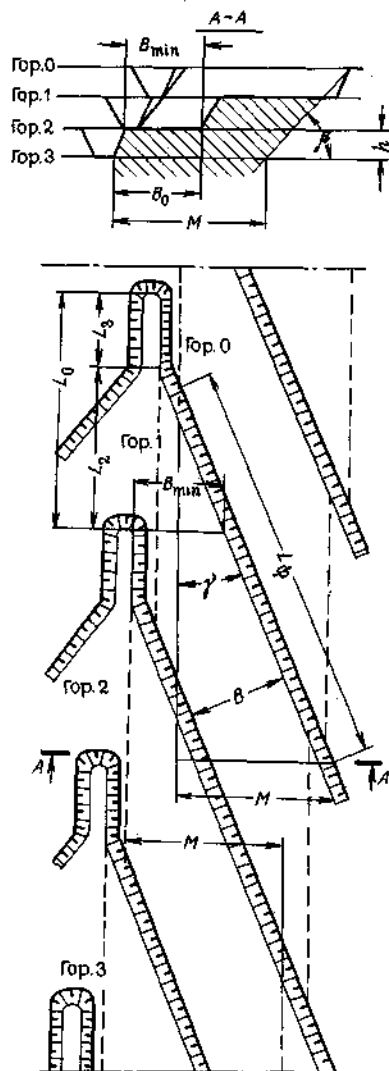


РИС. 16.7. Схема развития работ на смежных уступах

ние между траншейными забоями должно удовлетворять условию

$$L_0' = 12 v_T \frac{h}{h_0}, \quad \text{м}, \quad (16.17)$$

где v_T — скорость проходки траншеи, м/мес; h_0 — скорость понижения добычных работ, м/год.

При $h_0 = h$ $L_0' = 12 v_T$, т.е. длине траншеи, пройденной в течение года.

Число добычных уступов по простиранию

$$K_{\text{п}} = \frac{L_p}{L_0}, \quad (16.18)$$

где L_p — длина рудной залежи по простиранию, м.

Отметим, что из рис. 16.7

$$\sin \gamma = \frac{M}{L_{\Phi}} \quad (16.19)$$

или с учетом формулы (16.8)

$$\sin \gamma = \frac{Q}{v_T h L_{\Phi}} \quad (16.20)$$

При расчетах нужно принимать наибольшее число рабочих уступов, полученное по формулам (16.13) и (16.18).

Следует обратить внимание на одну особенность данной системы разработки. Если все горные работы (проходку траншеи и ее расширение) вести с максимальной интенсивностью, то ширина рабочих площадок на уступах будет больше минимальных. Из рис. 16.7 получим, что

$$B_{\text{min}} \leq B \leq \cos \gamma (B_{\text{min}} + L_3 \text{tg } \gamma), \quad \text{м}. \quad (16.21)$$

Величина B зависит от субъективных факторов. Можно снизить интенсивность разноса траншей и довести ширину площадки до B_{min} . Поэтому в формуле (16.21) поставлен знак неравенства.

Подготовка горизонта может вестись и по рудному телу. При проходке траншеи по контакту рудного тела число добычных уступов

$$K_{\text{д}} = \frac{M - Z - b}{B + h(\text{ctg } \alpha \pm \text{ctg } \beta)} \quad (16.22)$$

Если траншея проходится внутри залежи (см. рис. 16.6, з), то добычные работы развиваются в обе стороны. Число добычных уступов со стороны висящего бока

$$K_{\text{в}} = \frac{L_B - Z}{B + h(\text{ctg } \alpha + \text{ctg } \beta)} = \frac{L_B - Z}{h(\text{ctg } \alpha_{\text{в}} + \text{ctg } \beta)}, \quad (16.23)$$

со стороны лежащего бока

$$K_{\text{л}} = \frac{M - L_B - b}{B + h(\text{ctg } \alpha - \text{ctg } \beta)} = \frac{M - L_B - b}{h(\text{ctg } \alpha_{\text{л}} - \text{ctg } \beta)}, \quad (16.24)$$

где L_B — расстояние от контакта висящего бока до дна траншеи, м.

Нужно иметь в виду, что длина рудного фронта на добычных уступах со стороны висящего бока

$$L_{\text{ф.в}} = v_T \frac{h L_{\Phi} L_B}{Q}; \quad (16.25)$$

со стороны лежащего бока

$$L_{\text{ф.л}} = v_T \frac{h L_{\Phi} (M - L_B - b)}{Q}. \quad (16.26)$$

Определенное по формулам число добычных уступов может получиться дробным. Это означает, что в процессе работ число уступов меняется. Округлять эту цифру обычно нецелесообразно, так как она правильно отражает среднее число

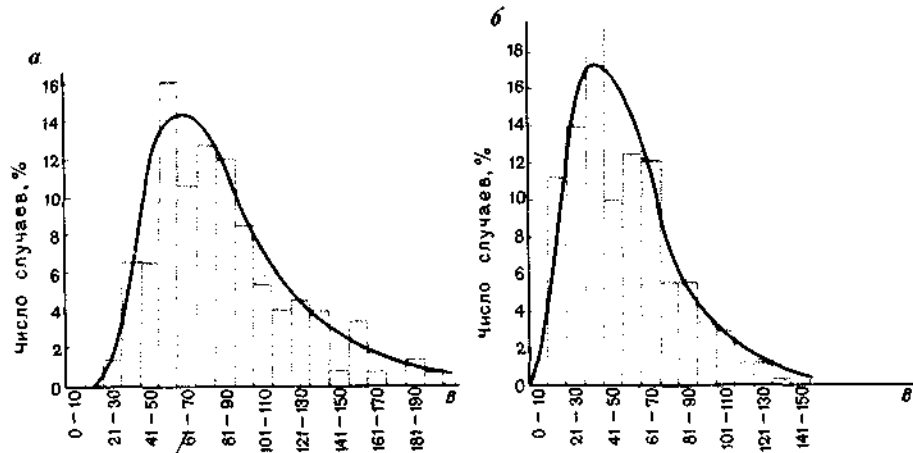


РИС. 16.8. Распределение ширины рабочих площадок Оленегорского карьера на уступах: а — рудных; б — породных;

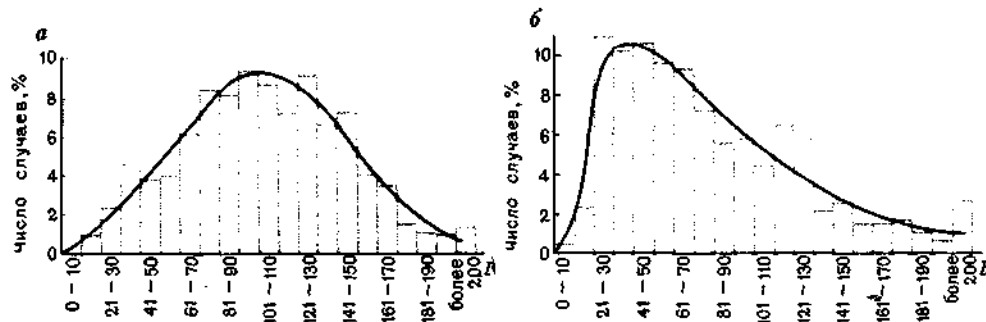


РИС. 16.9. Распределение ширины рабочих площадок на Ковдорском карьере на уступах: а — рудных; б — породных

уступов в работе. При необходимости поддержания в работе постоянного числа уступов нужно регулировать ширину рабочих площадок и расстояние L_0 между траншейными забоями на смежных горизонтах.

Общее число рабочих уступов (добычных и вскрышных) является величиной

переменной. Так же как и длина фронта работ, оно определяется при построении календарного плана горных работ.

Ширина рабочих площадок определяется по добычным методам, указанным в главе 15. Фактически в действующих карьерах ширина площадок всегда является величиной переменной и обычно

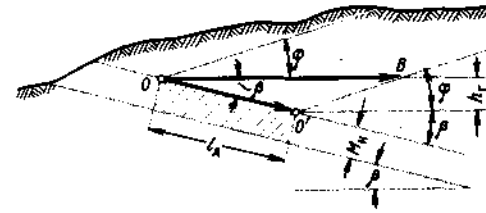


РИС. 16.10. Взаимосвязь скоростей развития рабочей зоны при выемке пологопадающего пласта наклонным уступом

отличается большим разнообразием. В качестве примера на рис. 16.8 приведены гистограммы и кривые распределения ширины рабочих площадок по руде и породе на Оленегорском железорудном карьере (за 10 лет, 1958 — 1967 гг.), работающем с применением железнодорожного транспорта. А на рис. 16.9 такие же кривые показаны для Ковдорского железорудного карьера, работающего с автомобильным транспортом (за 10 лет, 1960—1969 гг.).

На Оленегорском карьере наибольшее распространение (мода) получили рабочие площадки шириной: на рудных уступах — 60—70 м, на породных — 30—40 м. На Ковдорском карьере: на рудных уступах — 90—100 м, на породных — 30—40 м.

3. ПРИМЕНЕНИЕ НАКЛОННЫХ УСТУПОВ

При открытой разработке залежей с небольшим углом падения ($5-20^\circ$) применяются как горизонтальные уступы, так и комбинация горизонтальных и наклонных уступов. В первом случае расчеты параметров систем разработки мало отличаются от ранее рассмотренных. Раз-

работка же наклонных уступов (рис. 16.10) имеет характерные особенности. Добычные работы ведутся наклонным уступом, а вскрышные — горизонтальными.

Величина годового понижения горных (и добычных) работ по вертикали

$$h_r = \frac{i_p}{\operatorname{ctg} \varphi + \operatorname{ctg} \beta}, \text{ м/год.} \quad (16.27)$$

При этом имеет смысл определить величину истинной скорости понижения добычных работ, равную длине вектора $i_d = \overline{OO'}$ (см. рис. 16.10):

$$\frac{h_r}{i_d} = \sin \beta,$$

откуда

$$i_d = \frac{i_p}{\sin \beta (\operatorname{ctg} \varphi + \operatorname{ctg} \beta)}, \text{ м/год.} \quad (16.28)$$

или

$$i_d = \frac{i_p}{\operatorname{ctg} \varphi \sin \beta + \cos \beta}, \text{ м/год.} \quad (16.29)$$

Отметим, что при $\beta = 0$ $i_d = i_p$.

Скорость подвигания добычного уступа может также определяться по следующей формуле:

$$i_d = \frac{12Q}{M_n L_0}, \text{ м/год.} \quad (16.30)$$

где Q — производительность добычного экскаватора, $\text{м}^3/\text{ч}$; M_n — нормальная мощность пласта полезного ископаемого, м ; L_0 — длина экскаваторного блока на добычном уступе, м .

Скорость подвигания вскрышных уступов

$$i_p = \frac{12 Q_B}{h L_{6.B}}, \quad (16.31)$$

где Q_B — производительность вскрышного экскаватора, $\text{м}^3/\text{мес}$; $L_{6.B}$ — длина экскаваторных блоков на вскрышных уступах, м.

Из сопоставления полученных уравнений определим возможную минимальную длину экскаваторных блоков на добычном уступе:

$$L_6 \geq L_{6.B} \frac{Q}{Q_B} \frac{h}{M_H} (\text{ctg } \varphi \sin \beta + \cos \beta). \quad (16.32)$$

Возможное число добычных экскаваторов

$$m = \frac{L_\Phi}{L_6}, \quad (16.33)$$

где L_Φ — длина фронта работ добычного уступа, м.

Полученное значение m округляют до целого числа в меньшую сторону.

Рассмотренная система разработки была предложена для выемки угольных пластов и пропластков Томь-Усинского угольного месторождения в Кемеровской области.

ГЛАВА 17

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПОПЕРЕЧНЫМИ ЗАХОДКАМИ С УГЛУБКОЙ КАРЬЕРА

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Рассмотренные ранее системы разработки продольными заходками наиболее удачно сочетаются с железнодорожным транспортом и широко используются в карьерах.

Однако они имеют целый ряд существенных недостатков: 1) значительные сроки подготовки горизонтов, сдерживающие скорость углубки карьера;

2) малые сроки отработки рудных горизонтов при малой мощности рудного тела;

3) большой объем траншейных работ, снижающий производительность экскаваторов и интенсивность отработки месторождения. Кроме того, после проходки разрезной траншеи обычно не создается фронт работ, так как эта траншея заливается очередным фронтальным взры-

вом и работы по ее очистке снова ведутся тупиковым забоем. Проходка траншей в зимнее время, особенно на карьерах Заполярья, затруднительна. При метелях траншеи шириной до 50 м быстро заносятся снегом;

4) необходимость значительного разноразноса рабочего борта карьера в породах висячего и лежащего боков. Угол откоса рабочего борта вкострости составляет не более $8-15^\circ$. Это увеличивает объем горно-капитальных работ в период строительства и объем вскрышных работ в первый период эксплуатации карьера;

5) ограниченные возможности применения многорядного короткозамедленного взрывания, требующего наличия рабочих площадок большой ширины. Увеличение же рабочих площадок при небольшой и средней мощности месторож-

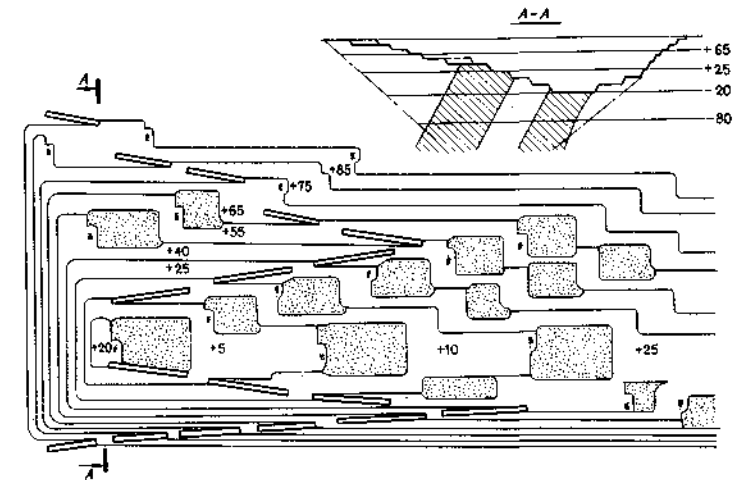


РИС. 17.1.

Система разработки поперечными заходками без разрезных траншей (по А.И. Арсеньеву, А.А. Ещенко, Э.Б. Повзнеру, М.М. Шестакову)

дения связано обычно с резким увеличением эксплуатационного коэффициента вскрыши.

Эти недостатки особенно резко проявляются при разработке крутопадающих рудных залежей значительной протяженности и небольшой мощности.

В 50-х годах в СССР началось широкое внедрение в горной промышленности автомобильного транспорта. Быстро выявились возможности повышения с его помощью интенсивности строительства и эксплуатации карьеров.

Исторически сложилось так, что автотранспорт в карьерах пришел на смену железнодорожному и поэтому по инерции его применили при системах разработки продольными заходками. Оказалось, что возможности автотранспорта сдерживаются особенностями продольных систем и появилась необходимость создания более гибких систем разработки.

В 1959 г. В.Г. Селянин предложил для подготовки горизонтов проходить по середине карьерного поля поперечные разрезные траншеи на полную проектную ширину карьера. Отработка уступов производится по обе стороны разрезных траншей в направлении торцов карьера с временными автомобильными съездами. Система рекомендуется для условий, позволяющих использовать комбинированный (автомобильный и конвейерный) транспорт.

Применение этой системы разработки в условиях карьерных полей типа Ингулецкого и Анновского месторождений (отношение длины карьерного поля к ширине равно 1,5–2,5) по сравнению с системой разработки с продольной подготовкой и поперечным перемещением фронта работ, по расчетам автора, позволяет уменьшить объем горно-капитальных работ на 35–60%, сократить расстояние внутрикарьерных перевозок на



РИС. 17.2.
Вид карьера при применении системы разработки поперечными заходками

50–60% при практически одинаковой протяженности фронта работ.

Однако с уменьшением мощности рудного тела и увеличением толщи вскрышных пород, особенно при большой проектной глубине карьера, резко возрастают объем горно-капитальных работ и коэффициент вскрыши в первые годы эксплуатации. В результате, распределение объемов вскрышных работ по мере отработки карьера становится даже хуже, чем при системе с продольной подготовкой и поперечным перемещением фронта работ. Этот вариант системы разработки в то время не нашел применения.

В это же время работниками Криворожского горнорудного института и Кривбасспроекта для карьера ЦГОКа в 1959 г. была предложена и внедрена система разработки поперечными заход-

ками без разрезных траншей (рис. 17.1). При этой системе разработки значительно повысилась интенсивность горных работ в период строительства карьера, уменьшился объем горно-капитальных работ и было обеспечено более равномерное распределение вскрышных работ в период эксплуатации. Подготовка и отработка рудных горизонтов производилась вначале только на величину горизонтальной мощности рудного тела.

Развитие горных работ при системе разработки поперечными заходками без разрезных траншей показано на рис. 17.1 и 17.2.

На вновь вскрываемом уступе на всю его высоту обуривается и взрывается (с помощью многорядного короткозамедленного взрывания) участок длиной около 200 м и шириной 50–100 м. Затем

по борту взорванного участка до отметки вскрываемого горизонта проходится временный автомобильный наклонный съезд шириной около 30 м, позволяющий автомашинам свободно разворачиваться. После опускания работ на уровень подошвы уступа въездная траншея переходит в постепенно расширяющийся забой. Вначале на горизонте разрабатывается площадка, обеспечивающая возможность свободного подъезда автомашины к экскаватору, затем она расширяется на всю длину поперечной заходки. Экскаватор при этом вынимает взорванную руду заходки вкрест простирания залежи. В пределах поперечной заходки одновременно может работать несколько экскаваторов. При дальнейшем развитии работ на горизонтах, как и в период их подготовки, обуривание и взрывание массива производятся большими участками при многорядном короткозамедленном взрывании на неподобранный забой.

Фронт работающих в поперечных заходках экскаваторов определяется практически из условий их безопасной работы. За счет большого фронта работ по взорванной горной массе на горизонте можно сосредоточить значительное число экскаваторов и обеспечить высокую интенсивность горных работ, что особенно важно при форсированной подготовке горизонтов в период строительства карьера и освоения проектной производственной мощности.

Для въезда и выезда автомашины на горизонтах сооружаются временные автомобильные съезды по взорванной горной массе. По мере развития работ на горизонтах временные съезды подрабатываются. К этому времени в наиболее удобном месте создается новый съезд по развалу горной массы.

Временные автомобильные съезды в зависимости от их назначения и места заложения подразделяются на две группы:

съезды, проходимые при вскрытии горизонта;

съезды, располагаемые по откосу рабочих уступов и систематически переносимые на новое место.

Основное назначение съездов первой группы — обеспечение быстрого транспортного доступа к руде нижележащего вскрываемого уступа. После достижения подошвы уступа такой съезд расширяется в котлованы и создается фронт работ для отработки вновь вскрытого рабочего уступа. В некоторых случаях, при большой свободной площадке горизонта, обуривается и взрывается несколько участков и проходится несколько временных съездов. Впоследствии эти участки объединяются и создается общий фронт работ.

Опыт карьера ЦГОКа показал, что временные съезды первой группы служат не более 5–6 мес, а затем ликвидируются. В одновременной работе на одном горизонте было до трех съездов. С углубкой карьера и сокращением площади дна число съездов сокращается до одного.

Вторую группу съездов проходят уже после вскрытия и подготовки нового уступа. Место их расположения выбирается с учетом достижения кратчайшего расстояния доставки горной массы. Эти съезды проходят по откосам рабочих уступов по взорванной горной массе.

В одновременной работе на одном горизонте может находиться от одного до шести-семи съездов, а общее число временных съездов, создаваемых для обеспечения отработки одного горизонта, может достигать 10–15. Срок службы этих съездов обычно превышает 6 мес и в не-

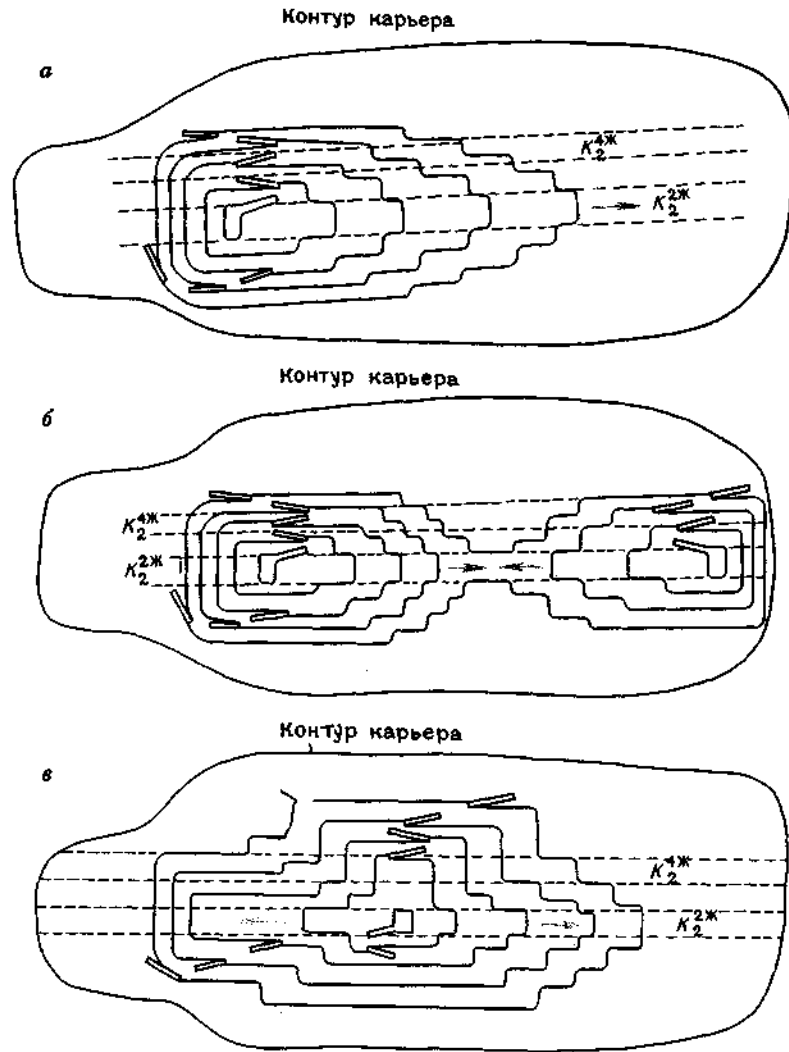


РИС. 17.3.
Варианты системы разработки поперечными заходками

которых случаях достигает 1,0–1,5 лет.

По мере расширения выработанного пространства на горизонте съезды переносят на новое место, т.е. заново проходят по взорванной породе в 50–150 м от старого съезда. А при подходе горных работ к проектному контуру карьера создаются стационарные съезды в соответствии с проектным решением вскрытия месторождения.

В зависимости от места расположения выработок, вскрываемых горизонты, и направления развития горных работ в карьере можно выделить три основных варианта системы разработки поперечными заходками без разрезных границ:

с односторонним развитием работ по простиранию от одного из торцов карьера (рис. 17.1 и 17.3, а). Подготовка и отработка рудных горизонтов производится вначале только на длину поперечной заходки. С отставанием от рудных забоев, подвигающихся по простиранию, производится расширение рабочей зоны вкрест простирания на величину, обеспечивающую вскрытие и подготовку нижележащего горизонта;

с двусторонним развитием работ по простиранию от торцов к середине залежи (рис. 17.3, б). Горные работы развиваются по простиранию на двух независимых участках от торцов к середине карьера аналогично предыдущему варианту. По мере углубки участки соединяются в общий карьер;

с двусторонним развитием работ по простиранию от середины залежи к торцам (рис. 17.3, в). Вскрытие горизонтов и углубка карьера производится посередине карьерного поля и развитие горных работ осуществляется по простиранию в обе стороны. Рудные горизонты подготавливают и обрабатывают вначале толь-

ко на длину поперечной заходки. При одинаковом числе рудных уступов можно удвоить число забоев, что особенно важно в период освоения проектной мощности. Чтобы использовать это преимущество иногда можно углубку карьера производить недалеко от торца. Это позволит осуществить двустороннее развитие горных работ в период освоения производственной мощности карьера, а затем перейти на более простое одностороннее.

В зависимости от длины карьерного поля, мощности рудного тела, проектной глубины и производительности карьера горные работы могут развиваться с непрерывной углубкой карьера и углубкой с перерывами.

В первом случае (если длина карьера невелика) протяженность рудного фронта и число добычных забоев пополняются за счет непрерывной углубки карьера и ввода в эксплуатацию новых горизонтов вместо отработанных верхних.

При большой глубине и протяженности карьера одновременно может обрабатываться излишне большое число добычных уступов, что усложнит организацию горных работ и потребует частых перегонов экскаваторов с уступа на уступ. В этом случае целесообразно углубку карьера производить до тех пор пока не будет введено в отработку число уступов, необходимое для обеспечения производительности карьера. После этого карьер работает некоторое время без углубки с постоянным числом добычных уступов. До подхода фронта работ верхних уступов к проектному контуру карьера углубка возобновляется с таким расчетом, чтобы в одновременной отработке находилось число добычных горизонтов, необходимое для обеспечения производственной мощности карьера.

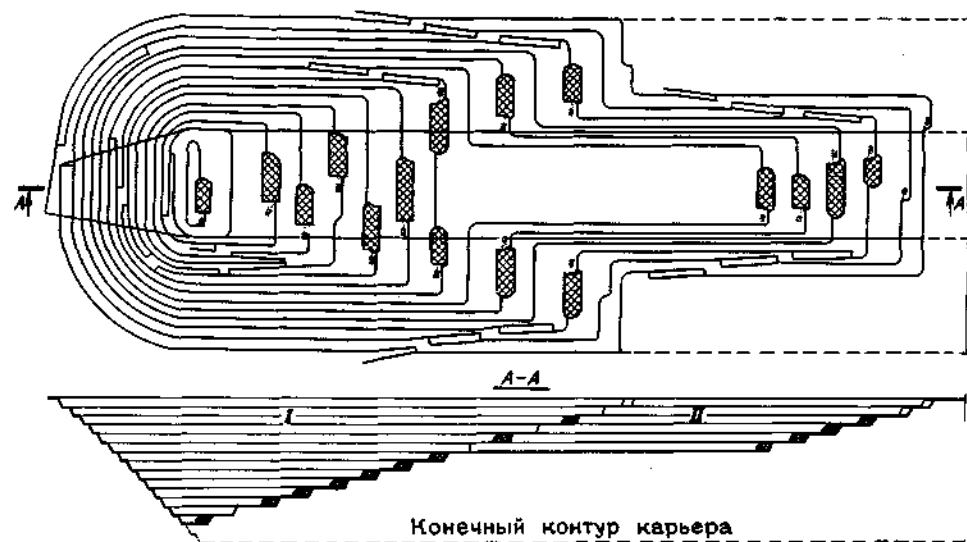


РИС. 17.4.
Применение передового карьера II (по В.Е. Богданюку, 1966 г.)

Система разработки поперечными заходками без разрезных траншей обладает следующими основными достоинствами (по сравнению с продольной и поперечной траншейной подготовкой горизонтов): значительно снижается текущий коэффициент вскрыши, а значит, и себестоимость руды; объем вскрышных работ более равномерно распределяется по годам работы карьера; уменьшается объем горно-капитальных работ в период строительства карьера; обеспечиваются благоприятные условия для широкого применения высокоэффективного метода многорядного короткозамедленного взрывания; эффективнее ведется селективная выемка руды при наклонных и пологих контактах и появляются большие возможности для усреднения руд в масштабах карьера; предотвращается заваливание дороги на уступах при

взрывных работах, так как развал горной массы направлен в торец уступа.

К недостаткам системы относятся: необходимость более высокой интенсивности развития горных работ на глубину в период строительства и освоения проектной мощности карьера и применение временных автомобильных съездов с небольшим сроком службы.

На многих месторождениях твердых полезных ископаемых так же, как и на апатитовых месторождениях, направление преобладающих систем трещин совпадает с простиранием и падением самой залежи. Поэтому для достижения более высокой эффективности первичного взрывания в этих условиях необходимо стремиться к такому развитию горных работ, при котором обеспечивалось бы согласное простирание основных систем трещин с направлением отбойки зарядов.

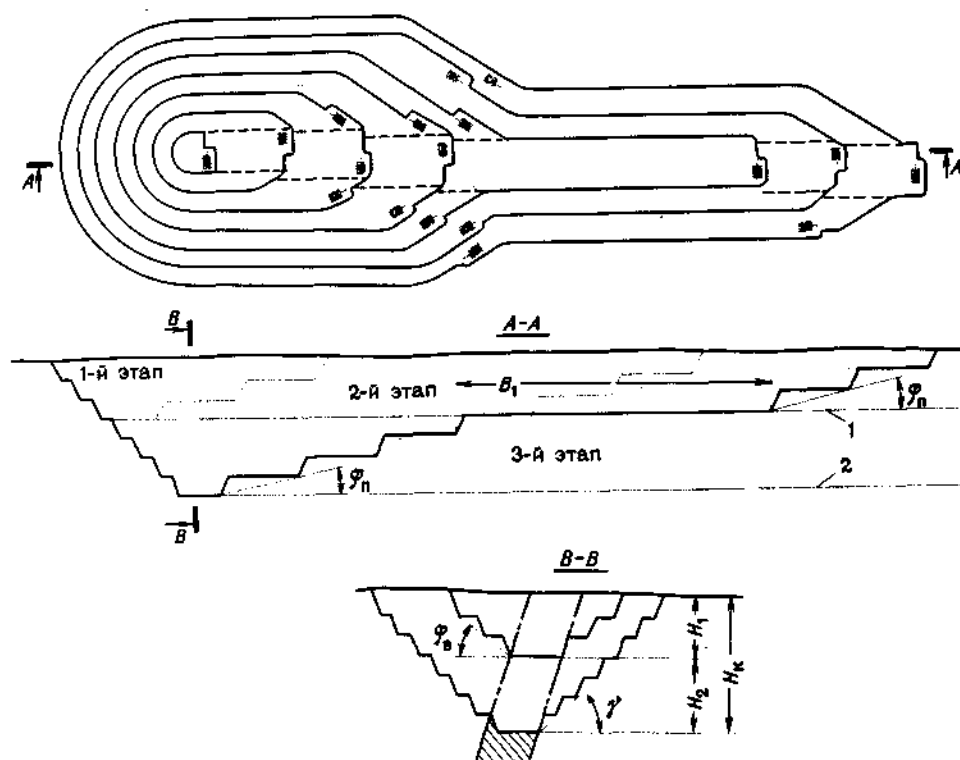


РИС. 17.5.
Схема отработки месторождения с опережающим карьером:
1 — дно карьера I очереди; 2 — то же, II очереди

Это условие в наибольшей степени при указанном направлении трещиноватости обеспечивается при отработке уступов поперечными заходками.

Система разработки поперечными заходками выгодно отличается от системы разработки продольными заходками горизонта практически полным отсутствием экскаваторной погрузки в тупиковом забое.

Возможность организации экскаваторных блоков незначительной длины создаст условия для концентрации производ-

ства выемочно-погрузочных работ в карьере.

Поперечная подготовка горизонтов и продольное перемещение фронта работ при разработке крутых угольных пластов в определенных условиях позволяют использовать выработанное пространство для размещения в нем пород вскрыши. Такая возможность появляется после отработки части карьерного поля с вывозкой вскрышных пород во внешние отвалы. При этом на фланге карьерного поля с пониженным участком рельефа

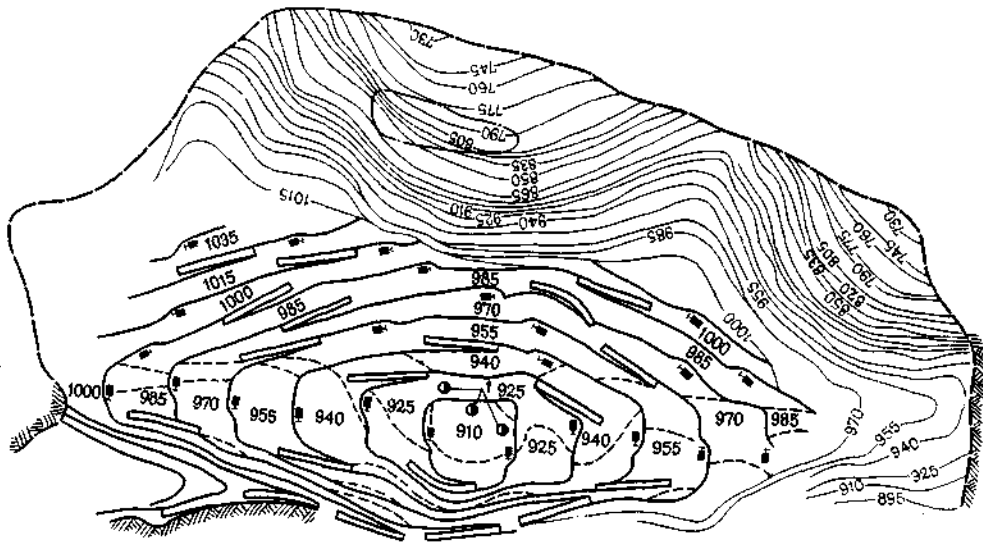


РИС. 17.6.
Система разработки с комбинацией продольных и поперечных заходок (карьер "Центральный" производственного объединения "Апатит"):
I — рудоспуски

сооружается карьер первой очереди, глубина которого равняется проектной глубине разработки месторождения открытым способом. Указанная система разработки запроектирована для реконструкции трех карьеров Кузбасса: Прокопьевского № 8, им. В.В. Вахрушева и Киселевского. В настоящее время эти проекты реализуются на карьерах № 8 и им. В.В. Вахрушева. Расчеты показали, что применение внутреннего отвалообразования в соответствующих условиях при разработке крутых пластов позволяет сэкономить миллионы рублей, увеличить производительность и снизить потери при отработке сложных свит пластов.

При продольной подготовке горизонтов и перемещении фронта работ вкрест простирания крутых пластов применение

внутреннего отвалообразования совершенно исключается.

В.Е. Богданюком в 1966 г. предложен способ регулирования объема вскрышных работ за счет применения передового карьера небольшой глубины (рис. 17.4), работающего в основном только по руде и с повышенной интенсивностью.

Отработка глубокого карьера ведется в три этапа. Сначала строят основной карьер с промежуточными (временными) бортами, затем он развивается и углубляется с одновременным развитием добычных работ по простиранию залежи на глубину, предусмотренную на первом этапе разработки карьера. Третий этап начинается с момента достижения основным карьером проектной глубины и состоит в отработке нижних рудных гори-

зонтов по простиранию залежи с одновременной разработкой верхних уступов второго этапа на передовом рудном карьере

На этом этапе по мере отработки основного карьера возможно внутреннее отвалообразование, что существенно уменьшает затраты на вскрышные работы.

Главное достоинство данной схемы разработки состоит в том, что регулирование режима горных работ достигается путем более интенсивной отработки полезного ископаемого. Соответствующим подбором глубины и интенсивности отработки рудного передового карьера можно получить желаемый режим горных работ. Можно не только сгладить пик коэффициента вскрыши в первый период работы карьера и достигнуть равномерного режима горных работ, но и уменьшить этот коэффициент и получить наибольший экономический эффект.

Схему отработки, предложенную В.Е. Богданюком, можно улучшить за счет усовершенствования формы карьерного пространства — применения на вскрышных работах диагонального направления забоев (рис. 17.5). Это позволит еще больше сократить объем вынимаемых пустых пород в первые годы эксплуатации карьера.

На практике широко распространены комбинированные системы разработки, при которых нижние горизонты и торцевые участки верхних горизонтов отбатываются поперечными, а остальные участки рабочей зоны карьера — продольными заходками (рис. 17.6). В этом случае может применяться автомобильный и комбинированный транспорт.

Поперечные или диагональные заходки могут успешно применяться при возобновлении горных работ на временно консервированном борту карьера.

2. ОСОБЕННОСТИ РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ И ПОКАЗАТЕЛЕЙ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

При внешнем заложении съезда размеры вскрываемого горизонта в плане должны быть значительными. Кроме того, осложнено производство буровых и взрывных работ, так как съезд обуривается отдельно от всего участка.

Эти недостатки устранены в схемах с внутренним расположением съездов. Бурение и взрывание производятся одновременно на всю высоту уступа на съезде и примыкающем к нему участке. Но внутреннее расположение съездов до некоторой степени задерживает дальнейшее ведение горных работ, особенно в период отработки примыкающих к съезду участков. Только при отработке мощных наклонных залежей временные съезды можно проходить по лежащему боку, совпадающему с лежащим бортом карьера, и тогда они не будут мешать дальнейшему развитию работ. Размеры подготавливаемого горизонта определяются радиусом свободного разворота автомашин и могут составлять 40×50 м и более. Длина экскаваторных блоков существенно влияет на интенсивность отработки уступа и производительность экскаватора.

Главными факторами, определяющими длину экскаваторных блоков, являются условия расстановки экскаваторов при данном способе транспортирования и обеспечение его взорванной массой на определенный срок бесперебойной работы.

Буровзрывные работы могут производиться независимо от экскаваторных с любым опережением, допустимым размерами площадки. При отсутствии селективной выемки длина фронта работ экскаватора ограничивается только усло-



БОРИС ПЕТРОВИЧ БОГОЛЮБОВ

(1890–1964 гг.)

– ученый и педагог. Основатель Московской научной школы по разработке рудных месторождений. Основные труды: "Открытые работы" (1949 г.), "Целесообразные границы открытых работ" (1950 г.).

виями работы карьерного транспорта. Это позволяет сократить длину экскаваторного блока при автомобильном транспорте с продольной подготовкой горизонтов до 150–200 м (для ЭКГ-4). При разработке поперечными заходками без разрезных траншей она сокращается до 50–100 м.

Если известна необходимая скорость углубки карьера, обеспечивающая заданную производительность, ширина рабочих площадок и, следовательно, необходимые скорости подвигания рабочих уступов по простиранию и вкrest простирания, то

длина добычных экскаваторных блоков

$$L_{б.р} \leq \frac{12 Q}{h l_p}, \text{ м;} \quad (17.1)$$

длина вскрышного экскаваторного блока в породах висячего бока

$$L_{б.в} \leq \frac{12 Q}{h l_b}, \text{ м;} \quad (17.2)$$

длина вскрышного экскаваторного блока в породах лежащего бока

$$L_{б.л} \leq \frac{12 Q}{h l_l}, \text{ м,} \quad (17.3)$$

где Q – производительность экскаватора, м³/мес; h – высота уступа, м; l_p, l_b, l_l – необходимые скорости подвигания фронта работ соответственно по простиранию, вкrest простирания в сторону висячего бока и вкrest простирания в сторону лежащего бока, м/год (определяются по формулам, приведенным выше).

Например, для условий карьера ЦГОКа производительность экскаваторов ЭКГ-4,6 равна 50 тыс. м³/мес; высота уступа $h = 15$ м; необходимые скорости подвигания рабочих уступов по простиранию $l_p \geq 300$ м/год, в сторону висячего бока $l_b \geq 30$ м/год, в сторону лежащего бока $l_l \geq 15$ м/год. Это значит, что для обеспечения производительности по руде 9 млн. т/год при разработке одного

железистого пласта необходимо поддерживать длину добычных экскаваторных блоков $L_{б.р} \leq 133$ м, вскрышных экскаваторных блоков в породах висячего бока $L_{б.в} \leq 1330$ м и в породах лежащего бока $L_{б.л} \leq 2660$ м.

Ширина рабочих площадок вкrest простирания определяется только из условия размещения взорванной горной массы и возможности разворота автосамосвалов. Для нормального ведения горных работ при системе разработки поперечными заходками вполне достаточно иметь ширину рабочих площадок вкrest простирания по породам 25–40 м. Угол откоса рабочего борта при этом составляет 20–22°; при обычной системе разработки с проходкой разрезных траншей по простиранию угол откоса рабочего борта вкrest простирания равен 10–15°. За счет увеличения угла откоса значительно снижаются текущие объемы вскрышных работ.

В условиях Заполярья, при большой снегозаносимости и большом числе дней с плохой видимостью, целесообразно некоторое увеличение ширины рабочей площадки вкrest простирания, что улучшает борьбу со снегом и обеспечивает безопасность работы карьерного транспорта. Например, для карьера "Центральный" комбината "Апатит" ширина рабочей площадки вкrest простирания по руде и породам принята равной 52 м, как и минимальная при продольной системе разработки.

Нижний предел ширины рабочей площадки по простиранию при различных значениях длины поперечной заходки по руде рассчитывается исходя из размещения взорванной породы, горного оборудования и необходимого резерва готовой к выемке руды:

$$B_{п} = B_{\min} + \frac{12 \mu Q}{h L_p}, \quad (17.4)$$

где B_{\min} – минимальная ширина рабочей площадки с учетом величины развала взорванной руды, размещения автомобильной дороги, экскаватора и буровых станков, м; μ – необходимый резерв готовых к выемке запасов руды, лет; L_p – длина рудного фронта работ, м.

Ширина рабочих площадок по простиранию и длина поперечных заходок по руде взаимосвязаны как по условию обеспеченности карьера готовыми к выемке запасами руды, так и по развитию необходимой производительности по полезному ископаемому.

Верхний предел ширины рабочих площадок по простиранию определяется из условия обеспечения проектной производительности карьера, т.е. требуемого числа добычных уступов в работе.

Ориентировочно

$$B'_{п} = \frac{L_k}{K}, \text{ м,} \quad (17.5)$$

где L_k – средняя длина рудного тела в пределах карьера, м; K – необходимое число добычных уступов.

Длина поперечных заходок (вкrest простирания) может быть самой различной, но обычно не менее 30–50 м. Она значительно влияет на величину объемов вскрышных работ и обособывается при установлении режима вскрышных работ. При разработке рудных тел небольшой мощности (до 80–100 м) целесообразно длину поперечных заходок принимать равной мощности рудного тела.

Длина фронта работ при системе разработки поперечными заходками представляет сумму длин поперечных заходок на всех рабочих уступах. Если при-

меняется комбинация поперечных и продольных заходок, то целесообразно длины фронтов работ подсчитывать отдельно, так как интенсивность отработки заходок различна из-за разной длины экскаваторных блоков.

Возможная скорость углубки карьера ограничивается обычно скоростью подвигания верхних уступов. Ее значение может быть определено по формулам:

$$h_r \leq \frac{l_p}{\text{ctg } \varphi_n \pm \text{ctg } \delta}, \text{ м/год;} \quad (17.6)$$

$$h_r \leq \frac{l_B}{\text{ctg } \varphi_{\max} + \text{ctg } \beta}, \text{ м/год;} \quad (17.7)$$

$$h_r \leq \frac{l_n}{\text{ctg } \varphi_{\max} - \text{ctg } \beta}, \text{ м/год,} \quad (17.8)$$

где φ_n — угол откоса рабочего борта по руде (по простиранию); δ — угол углубки карьера по простиранию залежи, градус; φ_{\max} — максимальный угол

откоса рабочего борта по породе (вкрест простирания), градус; β — угол падения рудного тела (т.е. угол углубки карьера вкрест простирания), градус.

При расчете по этим формулам должно приниматься наименьшее полученное значение h_r .

Организация работ по вскрытию и подготовке новых горизонтов при системе разработки поперечными заходками отличается простотой от организации работ при системе разработки с продольными заходками.

По мере расширения первоначального котлована и создания фронта работ на горизонте при разработке вытянутых залежей большой мощности дальнейшую отработку рудного тела целесообразно осуществлять по простиранию поперечными заходками длиной около 100 м, а вкрест простирания — продольными. Применение комбинированной системы разработки позволяет сохранить нормальные рабочие площадки и прямой фронт работ.

ЧАСТЬ ЧЕТВЕРТАЯ

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ БЕЗ УГЛУБКИ КАРЬЕРА

ГЛАВА 18

ПАРАМЕТРЫ И ПОКАЗАТЕЛИ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ БЕЗ УГЛУБКИ КАРЬЕРА

1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Характерной особенностью систем разработки без углубки карьера является наличие только одного основного направления развития рабочей зоны — перемещения рабочих уступов по горизонтали. Естественно, что таким образом могут обрабатываться только горизонтальные или слабо наклонные залежи полезного ископаемого. Возможно также применять эти системы при отработке крутопадающих рудных тел значительного простирания, когда в первом периоде применяются системы разработки с углубкой карьера, а когда дно карьера достигнет конечной глубины — вся рабочая зона начинает двигаться по простиранию только в горизонтальном направлении.

Перемещение рабочих уступов описывается уравнениями (2.2), (15.3), (15.13) и другими, которые были приведены в предыдущих главах.

2. РАСЧЕТ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ ПРИ СЕЗОННОЙ РАБОТЕ ПО ВСКРЫШЕ

На некоторых карьерах вскрышные работы производятся сезонно, а добычные — круглый год. Рассмотрим работу карьера при условии постоянства мощности залежи, длин блоков и равенства скоростей подвигания вскрышных уступов (рис. 18.1).

Металлы и минералы сами на двор не придут, требуют глаз и рук к своему прииску

Михаил Ломоносов

Движение добычного уступа изображено прямой линией OE_4 , вскрышных уступов — ломаными $C_3C'_3E'_3E''_3E'''_3E_3$, $C_2C'_2E'_2E''_2E'''_2E_2$, $C_1C'_1E'_1E_1$. Ширина рабочей площадки нижнего вскрышного уступа будет изменяться от B_{\min} в начале сезона до B_{\max} в конце сезона.

В течение сезона вскрышной уступ h_3 переместится на расстояние

$$L_3 = B_{\min} + v_3 T_B, \text{ м,} \quad (18.1)$$

где B_{\min} — минимальная ширина рабочей площадки (с учетом заложения откоса уступа), м; v_3 — скорость подвигания вскрышного уступа, м/мес; T_B — продолжительность сезона вскрышных работ, мес.

За это время добычной уступ подвинется на

$$L_4 = v_4 T_B, \text{ м,} \quad (18.2)$$

где v_4 — скорость подвигания добычного уступа, м/мес.

Отсюда (см. рис. 18.1)

$$B_{\max} = L_3 - L_4 = B_{\min} + T_B(v_3 - v_4), \text{ м.} \quad (18.3)$$

В течение года (T_r) добычной уступ продвинется на расстояние $v_4 T_r$, вскрышной — на расстояние $v_3 T_B$; так как эти расстояния должны быть одинаковы, то необходимая скорость перемещения вскрышного уступа

$$v_3 = v_4 \frac{T_D}{T_B} \quad (18.4)$$

Т.е. при сезонной работе скорости перемещения вскрышных уступов должны быть больше скорости перемещения добычных.

Подставив значения v_3 в формулу (18.3), получим другое выражение для определения B_{max} :

$$B_{max} = B_{min} + v_4 (T_D - T_B), \text{ м.} \quad (18.5)$$

Полученные зависимости позволяют рассчитать интенсивность развития работ, число потребного оборудования и другие параметры и показатели системы разработки.

3. РАСЧЕТ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ ПРИ СЕЗОННОЙ РАБОТЕ ПО ВСКРЫШЕ И ДОБЫЧЕ

В районах с суровыми климатическими условиями сезонная работа применяется не только на вскрышных, но и на добычных работах.

При этом возможны два случая:

- 1) вскрышной и добычной сезоны начинаются одновременно (рис. 18.2, а);
- 2) вскрышной и добычной сезоны начнутся разновременно (рис. 18.2, б).

Рассмотрим движение рабочих уступов при условии, что вскрышные и добычные работы начаты одновременно (рис. 18.2, а). На графике $L = f(T)$ движение добычного уступа показано ломаной линией $OC_4C_4''E_4E_4''$, а вскрышных — ломаными $C_3C_3''E_3E_3''$, $C_2C_2''E_2E_2''$, $C_1C_1''E_1E_1''$.

Минимальная рабочая площадка создается к началу и к концу добычного сезона, максимальная — к концу вскрышного сезона.

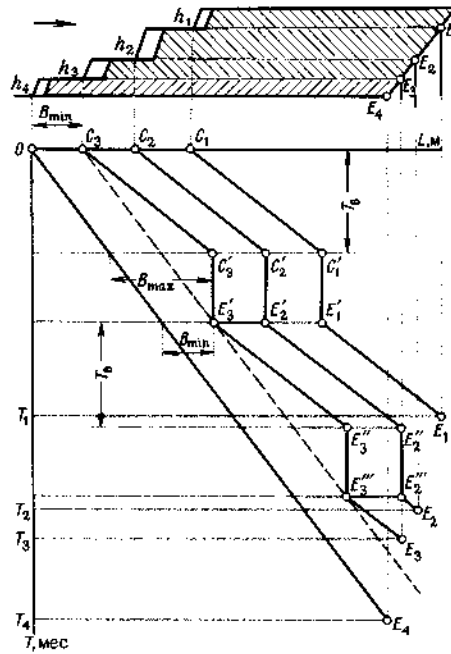


РИС. 18.1. График $L=f(T)$ перемещения рабочих уступов при сезонной работе по вскрыше и круглогодной — по добыче

К концу вскрышного сезона добычной уступ подвинется на расстояние

$$L_4 = v_4 T_D, \text{ м.} \quad (18.6)$$

а вскрышной — на расстояние

$$L_3 = B_{min} + v_3 T_B, \text{ м.} \quad (18.7)$$

Максимальная ширина рабочей площадки

$$B_{max} = B_{min} + T_B (v_3 - v_4), \text{ м.}$$

т.е. получена формула (18.3).

В течение года добычной уступ подвинется на расстояние $v_4 T_D$, м, а вскрышной — на расстояние $v_3 T_B$, м. Так как эти

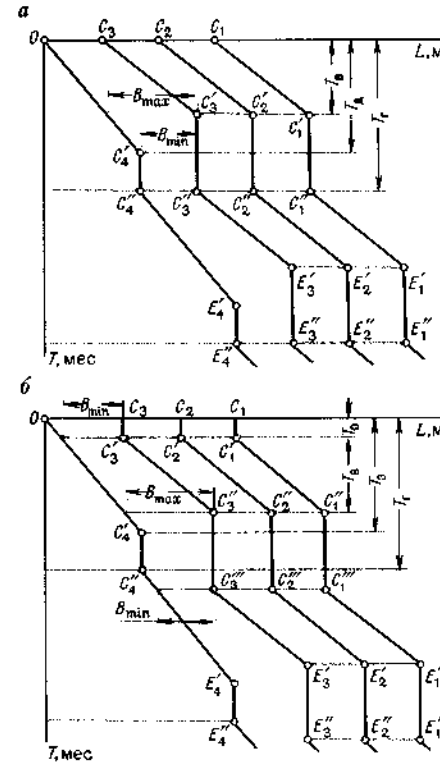


РИС. 18.2. Графики $L=f(T)$ перемещения рабочих уступов при сезонной работе по вскрыше и добыче

расстояния одинаковы, то

$$v_3 = v_4 \frac{T_D}{T_B}, \text{ м/мес.} \quad (18.8)$$

Подставив значение v_3 в формулу (18.3), получим

$$B_{max} = B_{min} + v_4 (T_D - T_B), \text{ м.} \quad (18.9)$$

Несколько иначе выглядит график $L = f(T)$, когда вскрышной и добычной сезоны начинаются разновременно (рис. 18.2, б).

Максимальная ширина рабочей площадки к концу вскрышного сезона определяется в данном случае по формулам (18.3) и (18.9). К началу добычного сезона ширина рабочей площадки

$$B_D = B_{min} + v_4 T_O, \quad (18.10)$$

где T_O — время отставания начала вскрышного сезона от начала добычного, мес.

Потребная скорость подвигания вскрышных уступов определится по формуле (18.8).

Нужно иметь в виду, что в общем случае при учете изменчивости исходных данных подвигание рабочих уступов на графике $L = f(T)$ будет изображаться кривыми линиями, как это было показано ранее на рис. 15.2.

4. РАСЧЕТ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ ПРИ РАЗМЕЩЕНИИ ОТВАЛОВ В ВЫРАБОТАННОМ ПРОСТРАНСТВЕ

При применении внутреннего отвалообразования в число параметров системы разработки необходимо включать и параметры отвалов, так как они довольно жестко связаны с остальными параметрами.

Если породы в отвал перемещаются вдоль фронта работ и отвальные работы жестко не связаны с добычными, то необходимо проверить только вместимость выработанного пространства.

Если же породы перемещаются в отвал поперек фронта работ, то его параметры жестко связаны с добычными и вскрышными работами и с параметрами горно-транспортного оборудования. По классификации Е.Ф. Шешко эти системы называются системами разработки с попереч-

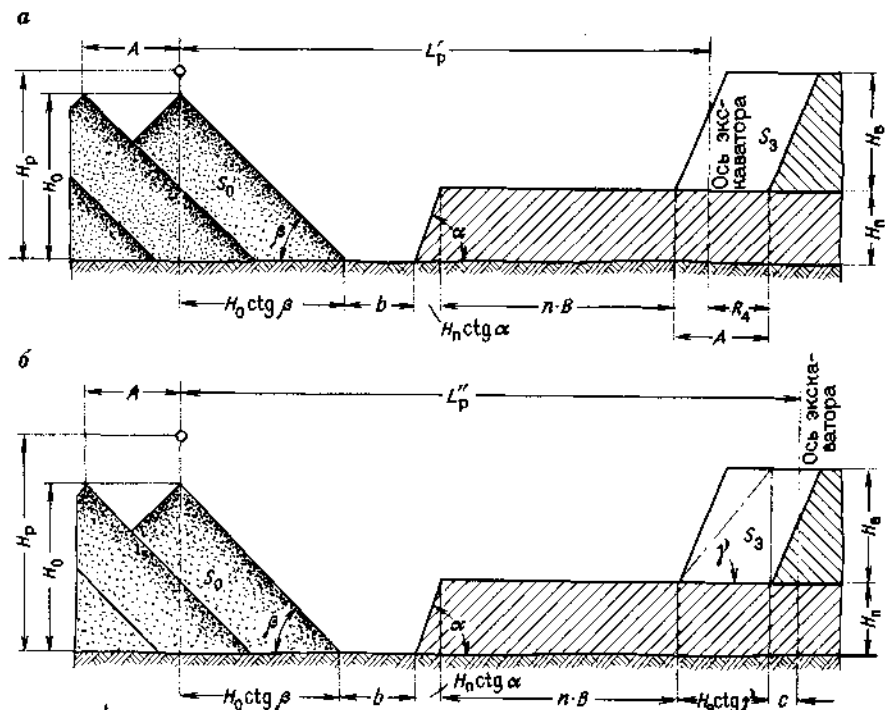


РИС. 18.3. Принципиальные схемы систем разработки продольными заходками без углубки карьера с однократной перевалкой пород

ным перемещением пород во внутренние отвалы.

Основной задачей расчета подобных систем разработки является обеспечение возможности размещения в выработанном пространстве пород, вынутых из массива, в пределах экскаваторной заходки, что описывается уравнением:

$$V_3 K_p = V_0; \quad (18.11)$$

в плоском выражении

$$S_3 K_p = S_0, \quad (18.12)$$

где V_3 и S_3 — объем и площадь экскаваторной заходки; V_0, S_0 — объем и площадь отвальной заходки; K_p — коэффициент разрыхления пород в отвале.

В этих случаях разработки рабочие размеры выемочного и транспортного оборудования находятся в прямой геометрической связи от параметров систем разработки и условий залегания месторождения.

На рис. 18.3 изображены схемы двух вариантов систем разработки:

1) вскрышное оборудование расположено на кровле полезного ископаемого

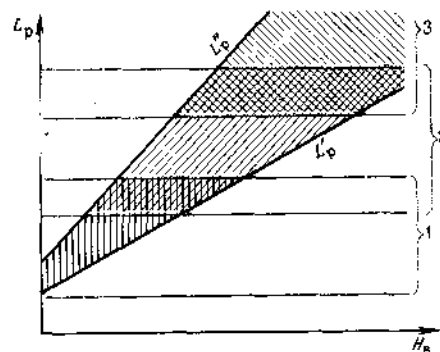


РИС. 18.4. Область применения вариантов систем разработки с поперечным перемещением пород во внутренние отвалы:

1 — непосредственная однократная перевалка пород; 2 — работа с переэкскавацией или с консольными отвалообразователями; 3 — работа с транспортно-отвальными мостами

(рис. 18.3, а); 2) вскрышное оборудование расположено на кровле пустых пород (рис. 18.3, б).

На основании геометрических расчетов можно установить необходимые в этих случаях рабочие размеры горного оборудования, позволяющие складировать вынутые породы во внутренний отвал при поперечном перемещении этих пород. Необходимая длина доставки пород: при расположении экскаваторов на кровле полезного ископаемого

$$L'_p \geq H_0 \operatorname{ctg} \beta + b + H_n \operatorname{ctg} \alpha + nB + A - R_q, \text{ м}; \quad (18.13)$$

при расположении экскаваторов на кровле пустых пород

$$L''_p \geq H_0 \operatorname{ctg} \beta + b + H_n \operatorname{ctg} \alpha + nB + H_b \operatorname{ctg} \gamma + c, \text{ м}. \quad (18.14)$$

Высота отвала

$$H_0 = K_p H_b + \frac{A}{4 \operatorname{ctg} \beta}, \text{ м}; \quad (18.15)$$

$$H_p > H_0, \quad (18.16)$$

где H_0 — высота отвала, м; β — угол откоса отвальной уступы; b — ширина площадки дна карьера (в случае необходимости), м; H_n — мощность полезного ископаемого, м; α — угол откоса добычных уступов; n — число добычных уступов; B — ширина рабочей площадки кровли добычного уступа, м; A — ширина заходки экскаватора, м; R_q — радиус черпания экскаватора, м; H_b — мощность налегающих пустых пород, м; γ — угол устойчивого откоса породного уступа; c — расстояние от оси экскаватора до верхней бровки устойчивого породного уступа, м; K_p — коэффициент разрыхления пород в отвале; H_p — необходимая высота разгрузки оборудования (от почвы пласта), м.

По мере увеличения мощностей полезного ископаемого и пустых пород потребные размеры оборудования пропорционально увеличиваются (рис. 18.4). Если при небольшой мощности пластов для перемещения пород можно применить одноковшовые экскаваторы, которые непосредственно складировать породы во внутренние отвалы (зона 1), то с увеличением мощности пород рабочие размеры экскаваторов становятся недостаточными и необходимо применять переэкскавацию пород (зона 2).

С увеличением мощности пород становится неэффективной и переэкскавация и необходимо переходить на работу одноковшовых или многоковшовых экскаваторов с консольными отвалообразователями (зона 3).

При еще большей мощности полезного ископаемого и налегающих пород необходимо применять транспортно-отвальные мосты для обеспечения возможности поперечного перемещения пород в отвалы.

Таким образом, в зависимости от мощности пластов распределяются области применения систем разработки с поперечным перемещением пород во внутренние отвалы.

ГЛАВА 19

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПРОДОЛЬНЫМИ, ПОПЕРЕЧНЫМИ, РАДИАЛЬНЫМИ ЗАХОДКАМИ БЕЗ УГЛУБКИ КАРЬЕРА

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Основным признаком систем разработки является направление перемещения забоя (заходки) выемочной машины по отношению к элементам залегания залежи. В зависимости от мощности полезного ископаемого и пустых пород, а также параметров горного оборудования определяется число рабочих уступов. Породы во внешние или внутренние отвалы перемещаются обычно вдоль фронта работ специальным транспортом (железнодорожным, автомобильным, конвейерным, гидравлическим).

При многоуступной обработке угольного месторождения поперечное сечение карьера, обработанного продольными заходками, показано на рис. 19.1.

2. ОСОБЕННОСТИ КОНСТРУКЦИЙ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ ПРОДОЛЬНЫМИ ЗАХОДКАМИ

Рассматриваемые группы систем разработки отличаются числом рабочих уступов и типом и параметрами горнотранспортного оборудования. Так, на рис. 19.1 показан вариант многоуступной обработки месторождения одноковшовыми экс-

скаваторами с применением железнодорожного (или автомобильного) внутри-карьерного транспорта.

В последнее время большое распространение получили варианты систем разработки с применением роторных экскаваторов с конвейерным транспортом и консольными отвалообразователями на вскрышных работах и экскаваторов с автотранспортом или конвейерным транспортом — на добычных.

Один из вариантов такой системы разработки показан на рис. 19.2.

Расчет параметров и показателей систем разработки продольными заходками ведется по формулам, приведенным выше.

Некоторой специфичностью отличаются варианты систем разработки россыпей драгами, агрегатами драглайн-плавучая мойка и гидромониторами (рис. 19.3).

Если ширина россыпи соответствует ширине забоя драги, то она обрабатывает месторождение за один ход (рис. 19.4, А). Если ширина россыпи превышает ширину забоя драги в несколько раз, то столько же требуется и ходов драги. В этом случае возможна работа смежными (рис. 19.4, Б) или одинарными забоями взаимно противоположного направления



РИС. 19.1.
Система разработки продольными заходками без углубки карьера

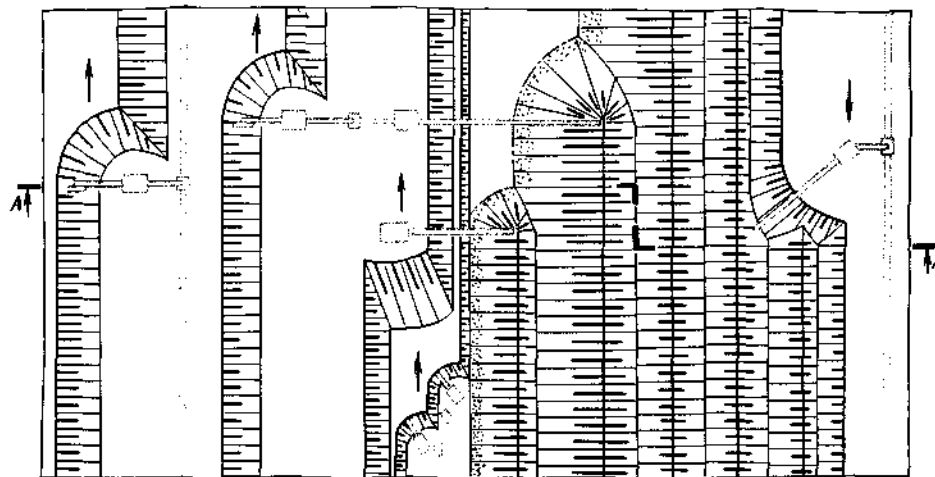
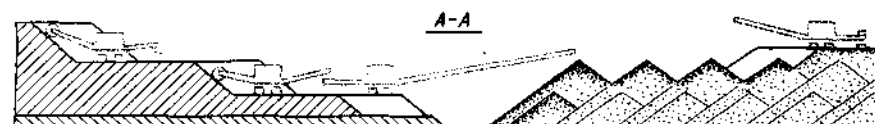


РИС. 19.2.
Вариант системы разработки карьера Орджоникидзевского ГОКа

(рис. 19.4, Б). При работе несколькими одинарными заходками и значительном поперечном уклоне россыпи (рис. 19.4, Б) более целесообразно сначала обрабатывать бортовые части россыпи, а затем ее русловую часть, т.е. после заходки 1 драга обрабатывает заходку 3, а затем заходку 2. В этом случае можно избежать оставления целиков между заходками и иметь более

нормальные условия при поддержании нужного уровня воды в дражном разрезе.

В некоторых случаях целесообразно работать таким образом, чтобы ширина обрабатываемой полосы за один проход драги была больше в 2–3 раза ширины заходки драги. Такую работу сразу двумя или тремя заходками называют работой смежными забоями.

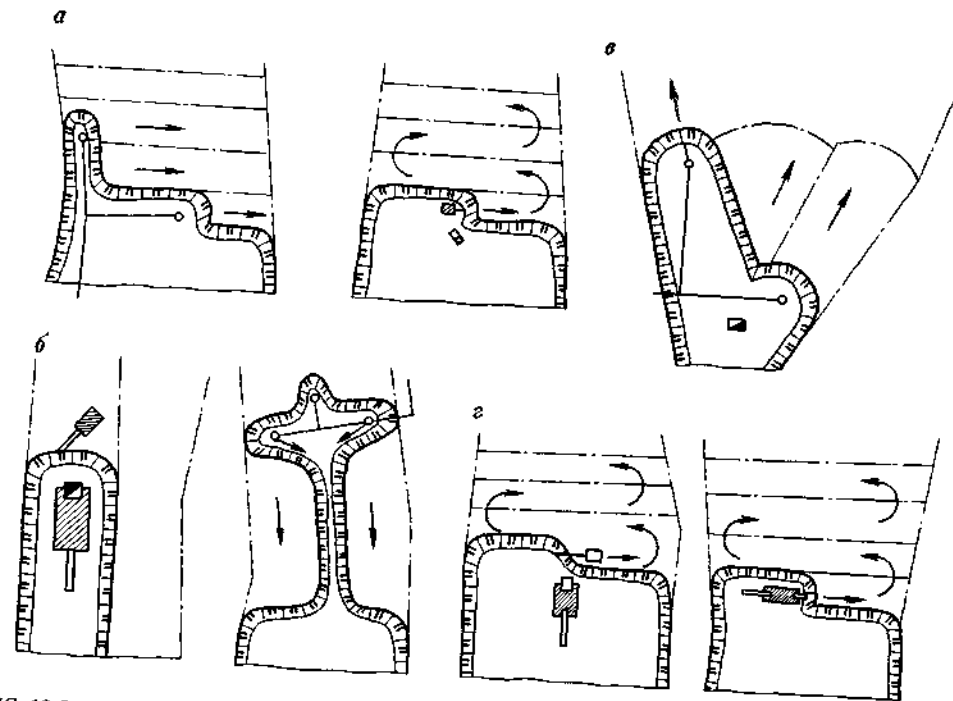


РИС. 19.3. Системы разработки без углубки карьера заходками. а, с — поперечными; б — продольными; в — радиальными

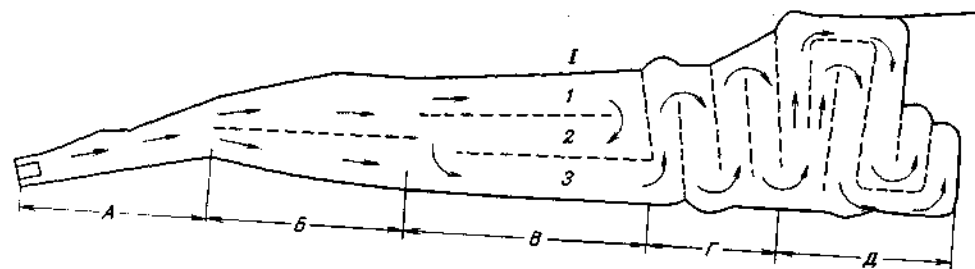


РИС. 19.4. Разработка россыпи продольными и поперечными заходками

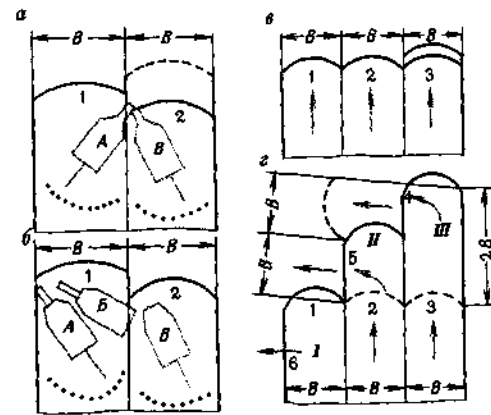


РИС. 19.5. Схемы работы драги смежными заходками

Известны два способа перевода драги в смежный забой и обратно при работе двумя смежными заходками.

Первый способ (рис. 19.5, а). После подвигания заходки 1 на 15–30 м (в зависимости от мощности драги) поднимают черпаковую раму и поворачивают драгу в положение А. Затем опускают раму на борт смежного забоя 2. После этого, подняв рабочую сваю, переводят драгу при помощи бортовых канатов в положение Б. Далее, действуя канатами, устанавливают драгу в рабочее положение в забое 2 и опускают рабочую сваю. На перевод драги затрачивается 25–30 мин.

После перевода драги начинается нормальная работа в заходке 2 и драга перемещается вперед на 15–30 м (показано на чертеже пунктирной линией), а затем она снова переводится в забой. Таким образом, опережение забоев один относительно другого достигает 8–15 м.

Второй способ (рис. 19.5, б). После отработки забоя 1 драгу поворачивают

в положение А, затем, подняв раму и сваю, действуя канатами маневровой лебедки, переводят драгу сначала в положение Б, затем в положение В и закрепляют ее в соответствующем месте сваей. Этот метод более сложен и требует затрат времени не менее 40–50 мин, а поэтому применяется редко.

При работе драги тремя и более смежными заходками (рис. 19.5, в) драга из забоя в забой переводится, как и в первом способе. Но драга не разрабатывает забой 2 дальше забоя 1, а, выровняв их в одну линию, переходит в забой 3 и т.д. В последнем бортовом забое происходит такое же опережение, как и в забое 1, и работа продолжается в обратном порядке к забоям 1.

Если нужно повернуть драгу и перейти на меньшее число смежных забоев, то поступают следующим образом (рис. 19.5, з). На расстоянии 2В, не доходя до границы поворота полигона, заканчивают отработку забоя 1 и продолжают отработку забоев 2 и 3 нормальным методом двух смежных забоев. Последний забой 3 на ширину дражной заходки опережает забой 2. После этого драга поворачивается и начинает отработку забоев 4 и 5. При этом всегда образуется водный бассейн 1 свободный от эфельных и галечных отвалов.

При гидравлической разработке россыпей продольные заходки чаще всего применяются при небольшой ширине россыпи, а также при значительном продольном уклоне плотика.

Может применяться как встречный, так и полутный размыв породы.

Вариант с полутным размывом показан на рис. 19.3, б. Работа начинается с проходки вверх по россыпи разрезной траншеи на длину шага передвижки землесос-

са (до 100–200 м). Затем проходят поперечные траншеи до границ россыпи. Гидромониторы устанавливают на плотике и начинается обработка двух заходок попутным размывом. Пульпа движется самотеком или же с помощью дополнительного гидромонитора по разрезной траншее в зумпф землесоса или на шлюзы.

На рис. 19.6 показан вариант работы двумя продольными заходками при комбинированном размыве. Размыв породы производится двумя гидромониторами, находящимися у границ россыпи на расстоянии от них, составляющем $1/6$ ширины россыпи (двух заходок). Полученная пульпа самотеком по грунтовым канавам 1 поступает в зумпф 2. Бортовые участки забоя обрабатывают встречным размывом, а центральную часть – попутным размывом.

3. ОСОБЕННОСТИ КОНСТРУКЦИЙ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ ПОПЕРЕЧНЫМИ И РАДИАЛЬНЫМИ ЗАХОДКАМИ

При многоуступной разработке общий вид рабочей зоны карьера будет аналогичным изображенному на рис. 17.4. Только будут отсутствовать работы по углубке карьера. При разработке маломощных месторождений, и в частности россыпей, карьер будет иметь вид, показанный на рис. 19.3, а, г.

При дражной работе поперечными заходками (см. рис. 19.3, г и 19.4, Г) россыпь обрабатывается полосами, ширина которых определяется числом смежных забоев. После обработки одной заходки драга поворачивается на 180° и начинает обработку следующей заходки, имея с одной стороны собственные отвалы, с другой – целики. Работа может идти

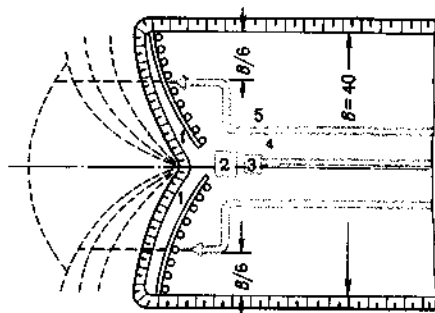


РИС. 19.6.
Схема работы двумя продольными заходками: 1 – грунтовая канава; 2 – зумпф; 3 – землесос; 4 – пульповод; 5 – водоводы

как по восстанью, так и по падению россыпи.

Основные достоинства этой системы: возможность обработки россыпи строго по ее границам; полный охват работами всей россыпи по ширине.

Недостатки: необходимость более частых поворотов драги по сравнению с работой продольными заходками.

В зависимости от условий подэфеливания и других факторов применяются варианты с одинарными или смежными забоями. Данные системы разработки применяются при значительной ширине россыпей и небольших уклонах почвы в поперечном направлении.

Наиболее часто применяется комбинация продольных и поперечных заходок (см. рис. 19.4).

При гидравлической разработке поперечные заходки применяют при значительной ширине россыпи или же при больших поперечных уклонах плотика и небольших продольных уклонах. В конструктивном отношении возможны многие различные варианты. Например, работа поперечными заходками при

встречном размыве пород (см. рис. 19.3, а). По самой нижней отметке плотика проводится разрезная траншея (в данном случае она у левого борта карьера). Проходка разрезной траншеи осуществляется также встречным или попутным размывом с установкой гидромонитора на поверхности россыпи. Разрезная траншея может проходить и посередине россыпи, если плотик имеет подъем в обе стороны от оси россыпи.

Тогда работы производятся по обе стороны от разрезной траншеи.

ГЛАВА 20

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПРОДОЛЬНЫМИ ЗАХОДКАМИ С ОДНОКРАТНОЙ НЕПОСРЕДСТВЕННОЙ ПЕРЕВАЛКОЙ ПОРОД ВО ВНУТРЕННИЕ ОТВАЛЫ

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

При данной системе разработки (рис. 20.1) вскрышные и добычные экскаваторы работают продольными заходками. Вскрышной экскаватор (прямая лопата, драглайн или роторный экскаватор) вынимает пустые породы из массива и складывает их в выработанное пространство.

2. ОСОБЕННОСТИ РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

Необходимые рабочие размеры экскаваторов определяют по формулам (18.3)–(18.16). Кроме этого должно соблюдаться равенство скоростей перемещения вскрышной и добычной заходок. Особое внимание при расчетах необходимо уделять правильному выбору коэффициента разрыхления пород в отвале, углов откоса отвала, вскрышного и добычного усту-

Если гидромонитор установить на поверхности россыпи, то можно работать попутным размывом при той же системе разработки (см. рис. 19.3, а). Этот вариант целесообразен при небольшой высоте уступа (до 3–4 м) и небольшом поперечном уклоне.

Довольно часто применяется система разработки радиальными заходками. При этом можно с одного положения землесосной установки обслуживать несколько действующих забоев. Обычно применяется встречный размыв (см. рис. 19.3, в).

пов, расстояния от верхней бровки до гусениц экскаватора.

Применяются обычно однокоршковые экскаваторы: механическая лопата (рис. 20.2) и драглайн (см. рис. 20.1; рис. 20.3).

Для создания резерва вскрытого полезного ископаемого вскрышной экскаватор должен не только значительно опережать добычной, но и после обработки вскрышной заходки вернуться к началу новой заходки. Добычной экскаватор, доработав свою заходку, также возвращается к ее началу и начинает снова следовать за вскрышным экскаватором. Резерв готовых к выемке запасов (рис. 20.2)

$$V_{\Gamma} = A H_{\Pi} L_{\Gamma}, \text{ м}^3, \quad (20.1)$$

где A – ширина заходки вскрышного экскаватора, м; H_{Π} – мощность пласта полезного ископаемого, м; L_{Γ} – расстоя-

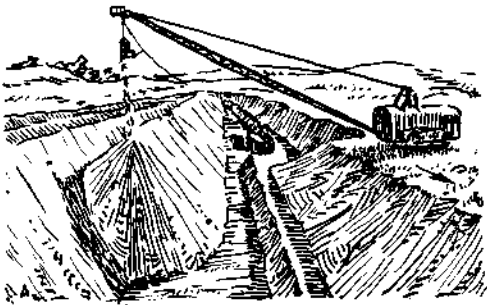


РИС. 20.1. Вид карьера при применении системы разработки продольными заходками с непосредственной однократной перевалкой пород во внутренние отвалы

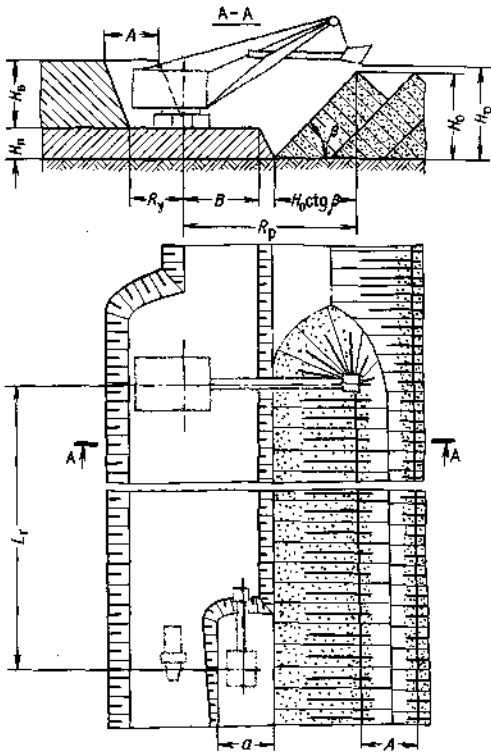


РИС. 20.2. Система разработки продольными заходками с однократной перевалкой пород механической лопатой

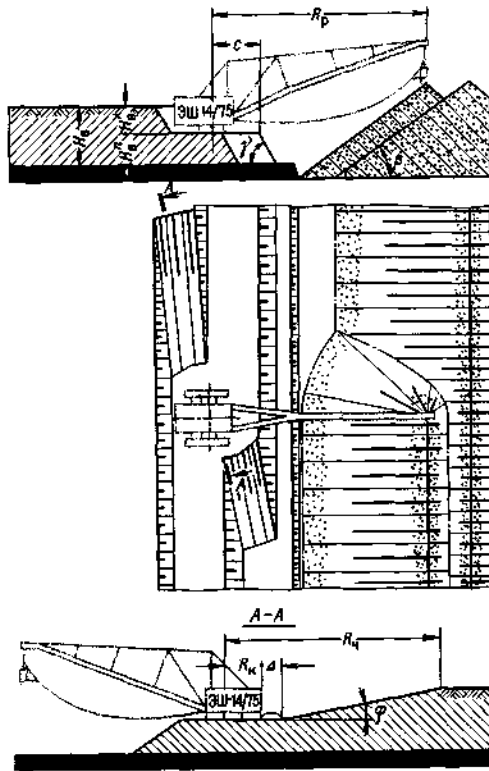


РИС. 20.3. Система разработки продольными заходками с однократной перевалкой пород драглайном

ние от вскрышного до добычного экскаватора (или расстояние от вскрышного забоя до добычного забоя), м.

Чтобы создать возможность такой работы нужно предусматривать площадки

достаточной ширины для холостого хода экскаватора. Если пути отхода не обеспечены, то нельзя обеспечить постоянный резерв готовых к выемке запасов полезного ископаемого, так как вскрышной и добычной экскаваторы будут обрабатывать заходки при движении в оба конца. При подходе к границам фронта работ резерв будет полностью ликвидироваться, а после изменения направления работ снова начнет возрастать, если производительность вскрышного экскаватора обеспечивает более быстрое, по сравнению с добычным, продвижение забоя.

Если на вскрышных работах применяется драглайн, то он устанавливается на кровле вскрышного уступа и работает нижним черпанием. Такое расположение драглайна не позволяет применять эту систему разработки при значительной мощности пласта, так как он находится очень далеко от внутренних отвалов. Кроме того, иногда затруднена работа нижним черпанием из-за неровности рельефа, наличия слабых растительных грунтов с малой несущей способностью и т.д.

В некоторых случаях целесообразно вскрышной уступ разбить на два подступа и расположить экскаватор-драглайн на кровле нижнего подступа (см. рис. 20.3).

При обычной схеме экскавации (см. рис. 20.1) должны соблюдаться следующие условия:

$$R_p \geq K_p H_B \operatorname{ctg} \beta + \frac{A}{4} + B + H_{II} \operatorname{ctg} \alpha + H_B \operatorname{ctg} \gamma + c; \quad (20.2)$$

$$H_p \geq K_p H_B + \frac{A}{4 \operatorname{ctg} \beta} - (H_B + H_{II}), \quad (20.3)$$

а при разделении на подступы:

$$R_p \geq K_p H_B \operatorname{ctg} \beta + \frac{A}{4} + B + H_{II} \operatorname{ctg} \alpha + H_B'' \operatorname{ctg} \gamma + c; \quad (20.4)$$

$$H_B = H_B' + H_B''; \quad (20.5)$$

$$H_p \geq K_p H_B + \frac{A}{4 \operatorname{ctg} \beta} - (H_B'' + H_{II}), \quad (20.6)$$

где H_B' и H_B'' — высота соответственно верхнего и нижнего вскрышных подступов, м.

Остальные величины соответствуют величинам в формулах (18.13)–(18.16).

Анализ этих формул показывает, что при заданном типе драглайна он сможет разрабатывать наибольшую мощность вскрышных пород при $H_B'' = 0$, т.е. при переходе на работу с верхним черпанием. Это говорит о том, что имеются большие возможности расширения области применения драглайнов при разбивке уступа на подступы и переходе на частичную работу с верхним черпанием.

Угол наклона плоскости забоя к горизонту φ на верхнем подступе не должен превышать 15–20°. Исходя из этого условия высота верхнего подступа не может быть больше следующей величины:

$$H_B' \leq (R_q - R_k - \Delta) \operatorname{tg} \varphi, \quad (20.7)$$

где R_q — радиус черпания экскаватора, м; R_k — радиус вращения кузова, м; Δ — ширина основания вала породы, нагребаемого драглайном у кузова при верхнем черпании (для ЭШ-14/75 величина $\Delta = 3 \div 5$ м).

Но условие (20.7) не всегда является рациональным, так как при подъеме ковша на высоту, большую 10–12 м (для ЭШ-14/75), скорость подъема значитель-

но сокращается для предупреждения удара ковшом по панелям стрелы. В связи с этим естественно несколько уменьшается и производительность экскаватора. Поэтому рекомендуется для экскаваторов ЭШ-14/75 принимать высоту верхнего подступа не больше 10–12 м. В среднем, например, на Райчихинских карьерах она составляла 6–8 м при высоте породного уступа 13–20 м. Производительность экскаватора при верхнем черпании практически не снижалась по сравнению с нижним.

На железорудном карьере в Англии при работе драглайна с радиусом разгрузки 80 м ковшом емкостью 15,3 м³ высота верхнего подступа достигала 17 м.

3. СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ ЭКСКАВАТОР – КАРЬЕР

Особенностью данного варианта системы разработки [17] предложенного Н.В. Мельниковым, является применение одного экскаватора-драглайна как для вскрышных, так и для добычных работ. Вскрышные породы непосредственно размещаются в выработанном пространстве, а полезное ископаемое через бун-

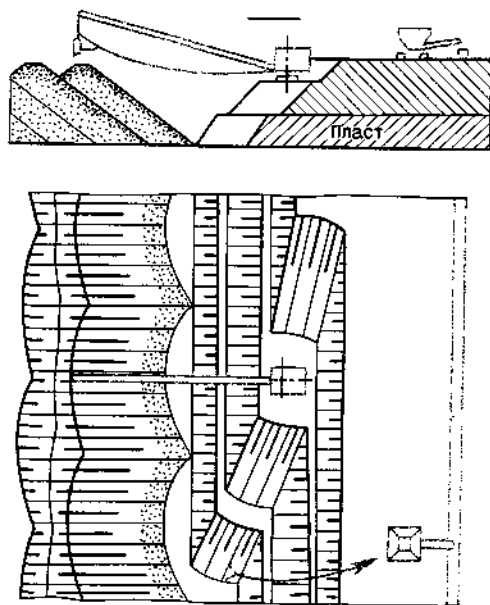


РИС. 20.4. Система разработки продольными заходками с однократной перевалкой пород драглайном во внутренние отвалы, а полезного ископаемого в бункер – система экскаватор – карьер (по Н.В. Мельникову)

кер-питатель грузится в транспортные средства, размещенные на поверхности (рис. 20.4).

ГЛАВА 21 СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПРОДОЛЬНЫМИ ЗАХОДКАМИ С МНОГОКРАТНОЙ ПЕРЕВАЛКОЙ ПОРОД ВО ВНУТРЕННИЕ ОТВАЛЫ

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

В случаях, когда рабочие размеры экскаваторов оказываются недостаточными для непосредственного размещения пород в отвалах, успешно применяются системы с многократной перевалкой (пере-

экскавацией) пород во внутренние отвалы.

Основной вскрышной экскаватор (драглайн или механическая лопата) вынимают пустые породы и складывают их в выработанное пространство. вспомога-

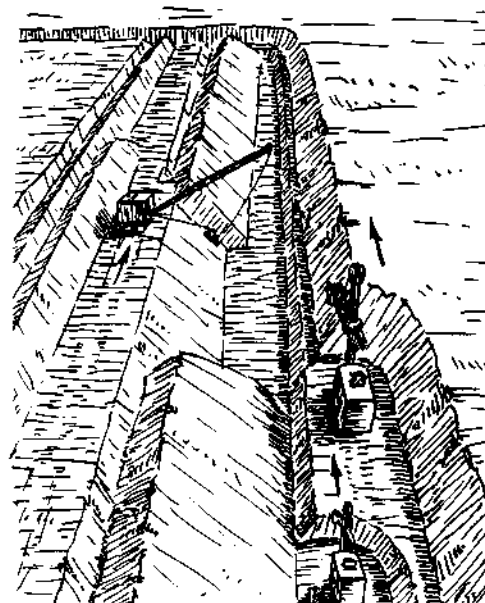


РИС. 21.1. Вид карьера при применении системы разработки продольными заходками с переэкскавацией пород (отвальный экскаватор впереди вскрышного экскаватора)

тельный драглайн (или несколько драглайнов) движется по отвалам и часть породы, заскладрованной основным экскаватором, перемещает во вторичные отвалы. Добычные экскаваторы работают продольными заходками с погрузкой полезного ископаемого в транспортные сосуды или бункер-питатель.

В зависимости от условий залегания месторождений, наличия оборудования возможно очень большое число вариантов систем разработки [25, 48]. Все эти варианты могут быть разбиты на две группы:

1) основной вскрышной экскаватор размещает породы без засыпки добыч-

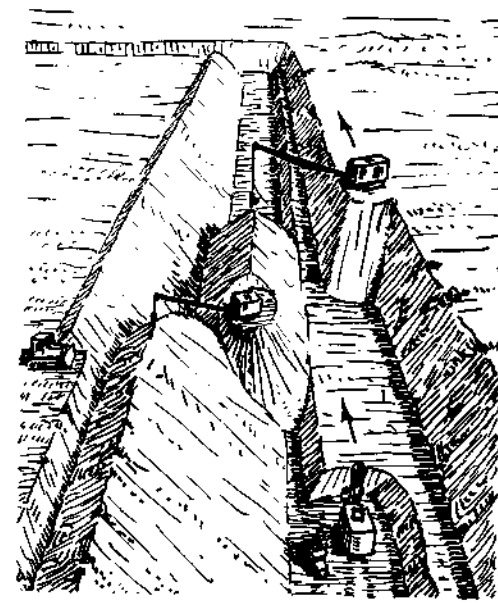


РИС. 21.2. Вид карьера при применении системы разработки продольными заходками с переэкскавацией пород (отвальный экскаватор позади вскрышного экскаватора)

ных уступов (рис. 21.1) (отвальный экскаватор работает впереди вскрышного); 2) основной вскрышной экскаватор частично подсыпает добычные уступы (рис. 21.2) (отвальный экскаватор работает позади вскрышного).

2. ОСОБЕННОСТИ РАСЧЕТА СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ БЕЗ ЗАСЫПКИ ДОБЫЧНЫХ УСТУПОВ

Расчет системы в этом случае заключается в геометрическом анализе соответствия рабочих размеров экскаваторов конкретным условиям. Причем отваль-



ЕВГЕНИЙ ФОМИЧ ШЕНКО
(1901–1961 гг.)

– ученый и педагог. Основатель Московской школы по открытой разработке угольных месторождений. Основные труды: "Основы теории вскрытия карьерных полей" (1953 г.), "Разработка месторождений полезных ископаемых открытым способом" (1949, 1952, 1957 г.).

ный экскаватор (один или несколько) работает впереди вскрышного экскаватора и освобождает пространство для размещения пустых пород.

Отвальный экскаватор №2 (рис. 21.3) убирает часть породы $M + P$ из каждой предыдущей отвальной заходки шириной f и помещает ее в вершине отвала L и частично между гребнями отвалов N . Очевидно, что $L + N = M + P$. Из-за указанной перегрузки ширина каждой последующей отвальной заходки возрастает до величины $A + f$, что увеличивает емкость отвала на единицу длины с V_2 до $V_2 + M$.

Основные расчетные формулы имеют следующий вид:

$$M + P = f(H_0 + h) - 0,25 f^2 \operatorname{tg} \beta; \quad (21.1)$$

$$V_2 = A(H_0 + h) - 0,25 A^2 \operatorname{tg} \beta; \quad (21.2)$$

$$M = f(H_0 + h - 0,5 A \operatorname{tg} \beta) - 0,25 f^2 \operatorname{tg} \beta; \quad (21.3)$$

$$P = 0,5 A f \operatorname{tg} \beta; \quad (21.4)$$

$$M = K_p A H - V_2, \quad (21.5)$$

где $H_0 + h$ – высота первоначального отвала, м; h – высота добычного уступа, м; β – угол откоса отвального уступа; A – ширина заходки вскрышного экскаватора, м; K_p – коэффициент разрыхления породы в отвале; H – высота породного уступа, м.

После составления и решения уравнения можно определить необходимую ширину отвальной заходки и увязать ее с рабочими размерами вскрышного экскаватора:

$$f = 2 \operatorname{ctg} \beta [(H_0 + h) - \sqrt{(H_0 + h)^2 - K_p A H \operatorname{tg} \beta}] - A. \quad (21.6)$$

Здесь высота первоначального отвала $H_0 + h$ определяется рабочими размерами экскаватора: радиусом разгрузки R_p , высотой разгрузки H_p и радиусом черпания R_q :

$$H_0 + h = \operatorname{tg} \beta (R_p - c - b - h \operatorname{ctg} \gamma - A + R_q); \quad (21.7)$$

$$H_0 + h = H_p + h. \quad (21.8)$$

Из формул (21.7) и (21.8) принимается минимальное значение $H_0 + h$, которое подставляется в формулу (21.6). При применении на выемке пород драглайна вместо формулы (21.7) используется формула (18.14).

Если уравнение (21.6) решить относительно высоты породного уступа H и найти максимум, то можно определить значение f , обеспечивающее наибольшую мощность пустых пород, которые может разрабатывать данный экскаватор. Это произойдет, когда отвальный экскаватор позволит вскрышному образовать в выработанном пространстве отвал максимальной емкости в форме равнобедренного треугольника. Максимальная ширина заходки отвального экскаватора

$$x_{\max} = 2 h_p \operatorname{ctg} \alpha - A, \quad (21.9)$$

где h_p – высота первичного отвала, м; α – угол откоса отвального уступа, градус.

В некоторых случаях при работе с перегрузкой допускается временная подсыпка пласта полезного ископаемого первичными отвалами. Аналогичный геометрический анализ позволяет и в этом случае определить необходимые параметры системы разработки.

Важным показателем системы разработки является коэффициент перегрузки – отношение объема перегружаемой породы к исходному объему пород в заходке. Коэффициент перегрузки (см. рис. 21.3):

$$K_{II} = \frac{M + P}{K_p A H} \quad (21.10)$$

Если вскрышным экскаватором № 1 имеет производительность Q_B , то отвальный экскаватор № 2 должен развивать производительность

$$Q_0 = K_{II} Q_B, \quad \text{м}^3/\text{мес.} \quad (21.11)$$

А добычным экскаватор (или экскаваторы) может достичь производительности

$$Q_D = A h \frac{Q_B}{A H} = Q_B \frac{h}{H}, \quad \text{м}^3/\text{мес.} \quad (21.12)$$

3. ОСОБЕННОСТИ РАСЧЕТА СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ С ПОДСЫПКОЙ ДОБЫЧНЫХ УСТУПОВ

При этих вариантах систем разработки отвальный экскаватор движется позади вскрышного экскаватора и перегрузит пустые породы, освобождая добычные уступы (рис. 21.4). Из рисунка видно, что

$$M + P = K_p A H; \quad (21.13)$$

$$L + N = P; \quad (21.14)$$

$$R_p \geq B + H_n \operatorname{ctg} \gamma + b + H' \operatorname{ctg} \beta - h (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta). \quad (21.15)$$

Коэффициент перегрузки

$$K_{II} = \frac{P}{K_p A H} \quad (21.16)$$

Существует тесная взаимосвязь между шириной заходки A и предельной высотой вскрышного уступа H , которая может быть отработана системой с многократной перевалкой пород во внутренние отвалы.

Так как имеется большое число возможных значений H и A , при проектировании может возникнуть задача нахождения экономически целесообразных значений H и A . При этом нужно иметь в виду, что с увеличением ширины заходки увеличивается резерв готовых к выемке

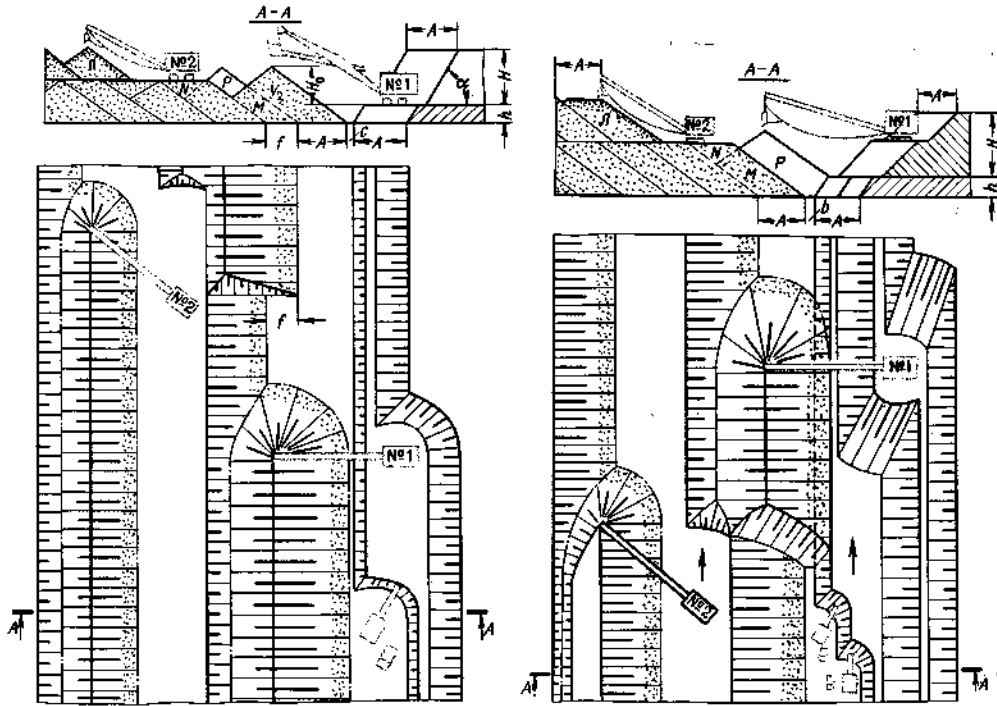


РИС. 21.3. Система разработки продольными заходками с переэкскавацией пород (вариант без подсыпки добычного уступа)

запасов полезного ископаемого и уменьшаются затраты времени на передвижение экскаваторов и поворот фронта работ. При увеличении значения A уменьшается возможная высота вскрышного уступа H и увеличивается средний угол поворота вскрышного экскаватора. Если для конкретных условий выразить эти величины через себестоимость вскрышных работ $C_B = \varphi(H, A)$, которая при определенном значении A будет иметь минимум, что и будет соответствовать

РИС. 21.4. Система разработки продольными заходками с переэкскавацией пород (вариант с подсыпкой добычного уступа)

оптимальному значению ширины заходки.

Большой интерес представляет обработка фланговых участков рабочего фронта, на которых необходимо оставлять выездные траншеи. В большинстве случаев фланговые участки обрабатываются криволинейными заходками.

Параметры оборудования необходимо проверять на возможность работы в районе поворотного пункта карьера. Работа в этом районе во многих случаях может быть успешно выполнена тем же

самым оборудованием, которое занято на основных работах. В некоторых случаях целесообразно в районе поворота уменьшать ширину заходки. Если не удастся разместить породы во внутреннем отвале в районе поворотного пункта, то необходимо при помощи вспомогательных выемочных и транспортных

средств (бульдозеры, тракторные скреперы, экскаваторы и др.) понижать высоту вскрышного уступа у границ карьера.

Геометрический анализ параметров системы разработки в районе поворотного пункта позволяет принять правильное решение.

ГЛАВА 22

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПРОДОЛЬНЫМИ ЗАХОДКАМИ С ПРИМЕНЕНИЕМ КОНСОЛЬНЫХ ОТВАЛООБРАЗОВАТЕЛЕЙ И ТРАНСПОРТНО-ОТВАЛЬНЫХ МОСТОВ

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Поперечное перемещение пустых пород во внутренние отвалы всегда эффективнее продольного, так как обеспечивается кратчайшее расстояние доставки. Поэтому для увеличения длины разгрузки к экскаваторам добавляются консольные отвалообразователи или транспортно-отвальные мосты. Это позволяет расширить область применения систем разработки с однократной отсыпкой пород во внутренние отвалы. При этом рабочие площадки будут иметь большую ширину, а вскрышные уступы большую высоту. Кроме этого появляется возможность производить вскрышные работы сезонно при круглогодочной добыче полезного ископаемого.

2. ОСОБЕННОСТИ РАСЧЕТА СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ С КОНСОЛЬНЫМИ ОТВАЛООБРАЗОВАТЕЛЯМИ

Если вскрышные работы производятся сезонно, а добычные в течение всего года, то рабочие размеры отвалообразо-

вателей не могут быть определены чисто графическим путем. К концу вскрышного сезона должны быть готовы к выемке запасы полезного ископаемого, обеспечивающие зимнюю добычу карьера на время остановки вскрышных работ.

Для обеспечения за летний период необходимого опережения фронт вскрышных работ должен двигаться быстрее, чем фронт добычных работ, а отвалы должны подвигаться со скоростью движения добычного фронта, чтобы не подсыпать полезное ископаемое. Это достигается постепенным выпрямлением консольного конвейера, который к концу сезона выдвигается на всю длину.

Величина вылета ссыпной консоли отвалообразователя (рис. 22.1)

$$L_1 = h_{II} \operatorname{ctg} \alpha + l_3 + m \operatorname{ctg} \beta + l_1; \quad (22.1)$$

высота породного отвала

$$h_{II} = K_p H \frac{A}{A_1} - 0,25 A_1 \operatorname{tg} \alpha, \quad (22.2)$$

где m — мощность угольного шпата, м; K_p — коэффициент разрыхления породы

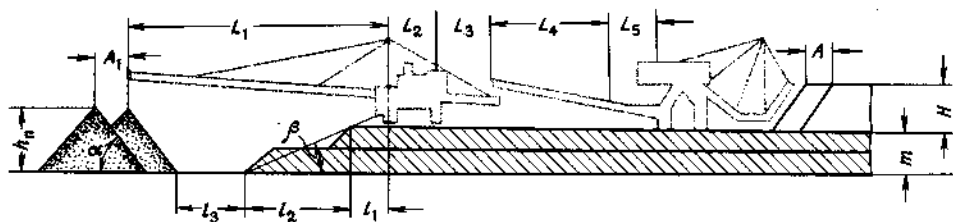


РИС. 22.1. Система разработки продольными заходками с однократной перевалкой пород консольным отвалообразователем

в отвале; H — высота породного уступа, m ; A — ширина заходки вскрышного экскаватора, m ; A_1 — расстояние между гребнями отвала, m (причем $A_1 < A$).

Очевидно, что подвигание вскрышного экскаватора за сезон (S) должно быть равно подвиганию добычного экскаватора за целый год. Если за сезон вскрышной экскаватор обрабатывает число заходок

$$n = \frac{S}{A}, \quad (22.3)$$

то добычной экскаватор за это же время продвинется на величину

$$S_d = nA_1. \quad (22.4)$$

Если суточная добыча полезного ископаемого составляет P_c , а длина фронта L , то

$$S = \frac{P_c P_d}{mL}, \text{ м/год}, \quad (22.5)$$

где P_d — число суток работы на добыче в год.

С другой стороны,

$$S_d = \frac{P_c P_B}{mL}, \quad (22.6)$$

где P_B — число суток работы на вскрыше в сезон. Отсюда

$$\frac{A}{A_1} = \frac{P_d}{P_B}. \quad (22.7)$$

Зная конструкцию экскаватора и отвалообразователя, можно определить минимально необходимую ширину рабочей площадки (B_{\min}), обеспечивающую расположение и работу машин. Тогда необходимая к концу вскрышного сезона ширина рабочей площадки

$$B = S - S_d + B_{\min}$$

или

$$B = \frac{P_c (P_d - P_B)}{mL} + B_{\min}. \quad (22.8)$$

С учетом этой ширины и должны рассчитываться рабочие параметры оборудования по формуле (18.13). Причем в расчетах необходимо принимать наименьшие значения m и L .

3. ОСОБЕННОСТИ РАСЧЕТА СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ С ТРАНСПОРТНО-ОТВАЛЬНЫМИ МОСТАМИ

Системы разработки с использованием транспортно-отвальных мостов особенно широко распространены в ГДР

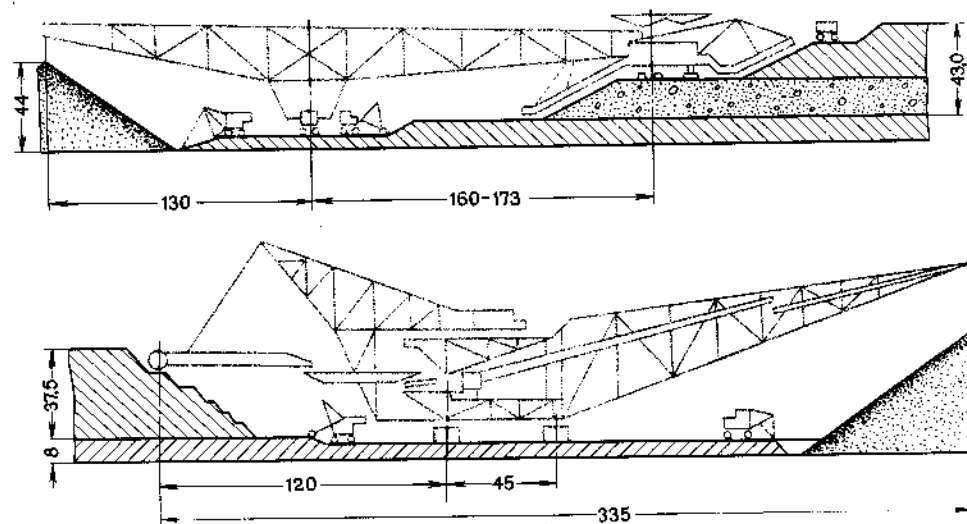


РИС. 22.2. Система разработки продольными заходками с однократной перевалкой пород транспортно-отвальными мостами

на буроугольных карьерах. В СССР они успешно применяются на буроугольных и железорудных карьерах Украины.

Общий вид двух вариантов системы разработки приведен на рис. 22.2. Особенно интересен вариант, примененный на Юрковском буроугольном карьере. Здесь был использован один комплексный агрегат — транспортно-отвальный мост со встроенным в него роторным экскаватором. Это позволило упростить производство вскрышных работ. Роторное колесо диаметром 10 м с 10 черпаками емкостью по 1200 л каждый соединено с конструкцией моста с помощью специальных металлических ферм с ленточными конвейерами.

Фермы имеют возможность телескопически сдвигаться и выдвигаться на 32,5 м.

С помощью специальной поворотной конструкции экскаваторная часть моста (роторное колесо и соединительные фермы) может поворачиваться в плане на $\pm 110^\circ$. Поэтому можно обрабатывать всю мощность пустых пород до 40–50 м и заходкой шириной до 30 м.

Вдоль фронта работ мост перемещается на двух опорах по железнодорожным путям, уложенным на кровле нижнего угольного подустапа.

Пласт угля разрабатывается двумя уступами: один высотой 2,5 м обрабатывается верхним черпанием при помощи роторного экскаватора, другой высотой 5,5 м обрабатывается нижним черпанием при помощи многоковшового экскаватора.

При проектировании систем разработки с применением транспортно-отваль-

ных мостов их проектируют и изготовляют для каждого конкретного месторождения с учетом его особенностей. Особое внимание уделяется правильному расположению опор моста и устойчивости отвалов.

Опоры транспортно-отвального моста располагают на устойчивых породах. Например, на Семеновско-Головковском карьере опоры моста движутся как по пласту угля, так и по пустым породам, которые обеспечивают достаточную устойчивость опор. А на Юрковском карьере достаточно устойчивым является только пласт угля и поэтому опоры располагаются на нем.

При высоте отвалов более 35–40 м углы устойчивого откоса отвала должны составлять не более 25–30°. Для обеспечения возможности отсыпки таких откосов в консоли транспортно-отвальных мостов делаются промежуточные тетки, через которые часть породы выпускается на более близком расстоянии от опор. Стараются также нижнюю часть отвала создавать из песчаных пород, не склонных к пластическим деформациям. Огромное значение в этом вопросе имеет также эффективное осушение внутренних отвалов.

При определении рабочих размеров отвального моста необходимо учитывать: расстояние между осью опоры и верхней бровкой уступа, ширину рабочих площадок выработанного пространства и углы откосов породных, угольных и отвальных уступов. Обязательно должна учитываться величина опережения вскрышных работ, если они производятся сезонно. При раздвижном мосте к концу вскрышного сезона он раздвинут на всю возможную длину, а в зимний период он сдвигается до предела. За счет этого обеспечивается необходимый резерв го-

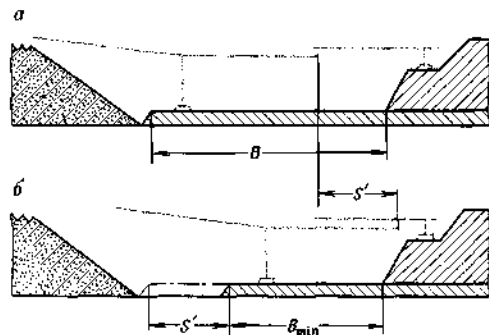


РИС. 22.3.

Опережение работ при раздвижном мосте:

a – начало зимнего сезона; *б* – конец зимнего сезона

товых к выемке запасов на зиму (рис. 22.3). Расчеты производятся по формулам (22.3)–(22.8), видоизмененным применительно к конструкции конкретного транспортно-отвального моста.

Наиболее часто отработка ведется параллельными заходками. При этом перемещение фронта работ может быть как параллельное, так и веерное (рис. 22.4). Например, в Германии при применении транспортно-отвального моста и веерном перемещении фронта работ отработка ведется параллельными заходками. Для этого железнодорожным путем сразу задают угол поворота, который должен иметь фронт работ к концу года. При этом избегают один из серьезных недостатков непараллельных заходок – переменную ширину заходки (рис. 22.4, *б*).

Работа параллельными заходками с параллельным перемещением фронта работ (рис. 22.4, *а*) обеспечивает: постоянную ширину заходки по фронту; лучшие условия укладки пород в отвалы; более простую организацию вскрышных работ.

При параллельном перемещении фронта усложняется организация транспор-

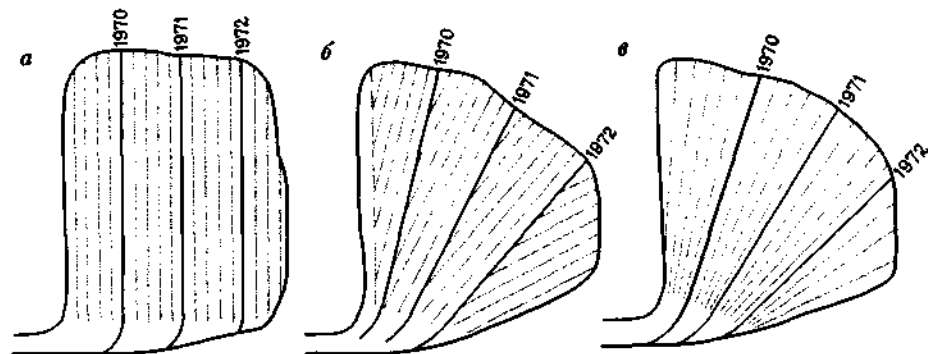


РИС. 22.4.

Варианты развития рабочей зоны:

a – параллельное перемещение фронта работ; *б* – параллельно-веерное; *в* – веерное перемещение фронта работ

рования полезного ископаемого. По мере перемещения фронта работ криволинейная часть путей переносится для примыкания забойных и магистральных путей.

Работа непараллельными заходками с веерным перемещением фронта работ (рис. 22.4, *в*) обеспечивает: постоянное на весь период эксплуатации карьера положение поворотного пункта; несколько меньшие расстояния транспортирования в забое; более благоприятные условия размещения пустых пород в отвалы в районе поворотного пункта; возможность удлинения фронта работ за счет разворота кривой поворотного пункта.

При постоянном положении поворотного пункта создается возможность сосредоточения в нем ряда обслуживающих сооружений (центрального водосборника, обгонных пунктов для железнодорожных составов, диспетчерских и электрических устройств и т.д.).

Основным недостатком веерного перемещения фронта работ является непо-

стоянная скорость перемещения отдельных участков фронта. Этот недостаток влияет на эффективность и организацию буровзрывных работ, но при выемке нескольких пород этот недостаток несуществен. Непостоянство ширины заходок преодолевается применением при веерном перемещении фронта работ параллельных заходок.

При выборе способа перемещения фронта работ необходимо также учитывать конфигурацию карьерного поля и возможное изменение длины фронта работ в процессе отработки месторождения. Как уже было сказано, длина фронта работ влияет на объем готовых к выемке запасов полезного ископаемого и, следовательно, на возможную производительность карьера.

В случаях, когда месторождение по условиям залегания может разрабатываться системами с поперечным перемещением пород, но мощность пластов превышает возможности имеющегося оборудования, применяются системы разработки с комбинированным перемещением

пород в отвалы. Толща пустых пород разделяется по мощности на части: часть отрабатывается с поперечным перемещением пород, а другая — с продольным.

Например, на Семеновско-Головковском карьере самый верхний породный уступ разрабатывается многоковшовым экскаватором с погрузкой в железнодорожный транспорт (рис. 22.2, а), т.е. с продольным перемещением пород, а нижний уступ отрабатывается с применением транспортно-отвального моста, т.е. с поперечным перемещением пород.

На Богословском угольном карьере нижние породные уступы отрабатываются

одноковшовыми экскаваторами с кратной перевалкой, а верхние — механическими лопатами с погрузкой в железнодорожный транспорт. Благодаря такому сочетанию удается значительно повысить эффективность работ за счет частичного применения дешевых систем разработки с поперечным перемещением пустых пород.

Можно считать доказанным, что основным принципом при выборе системы разработки должен быть отказ от продольного транспортирования пустых пород там, где это только возможно по горно-геологическим факторам и рабочим параметрам имеющегося оборудования.

ГЛАВА 23

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С НАКЛОННЫМИ ВСКРЫШНЫМИ УСТУПАМИ

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Группа систем разработки с поперечным перемещением пород во внутренние отвалы обладает наиболее высокими технико-экономическими показателями. Но с увеличением мощности налегающих пород быстро увеличиваются расстояния транспортирования и возникает необходимость применения все более мощного оборудования — драглайнов, отвалообразователей, транспортно-отвальных мостов. Это ведет, в свою очередь, к быстрому росту стоимости оборудования и увеличению его массы.

Одним из эффективных путей преодоления этих недостатков является предложение проектировщиков Ленгипрошахта (1959 г.) перейти на разработку вскрышных пород наклонными уступами.

Вся толща вскрышных пород (рис. 23.1) отрабатывается одним уступом, имеющим угол наклона до 18° . Поперечные экскаваторные заходки перемещаются сверху вниз и обратно. Породы грузятся на наклонный конвейер и перемещаются во внутренние отвалы.

Полезное ископаемое отрабатывается продольными заходками. При такой работе обеспечивается независимость высоты наклонного уступа (а значит, и параметров вскрышных экскаваторов) от мощности отрабатываемой толщи пустых пород. Кроме того, применяется наиболее производительный конвейерный транспорт. Общий вид карьера при разработке наклонных уступов показан на рис. 23.2.

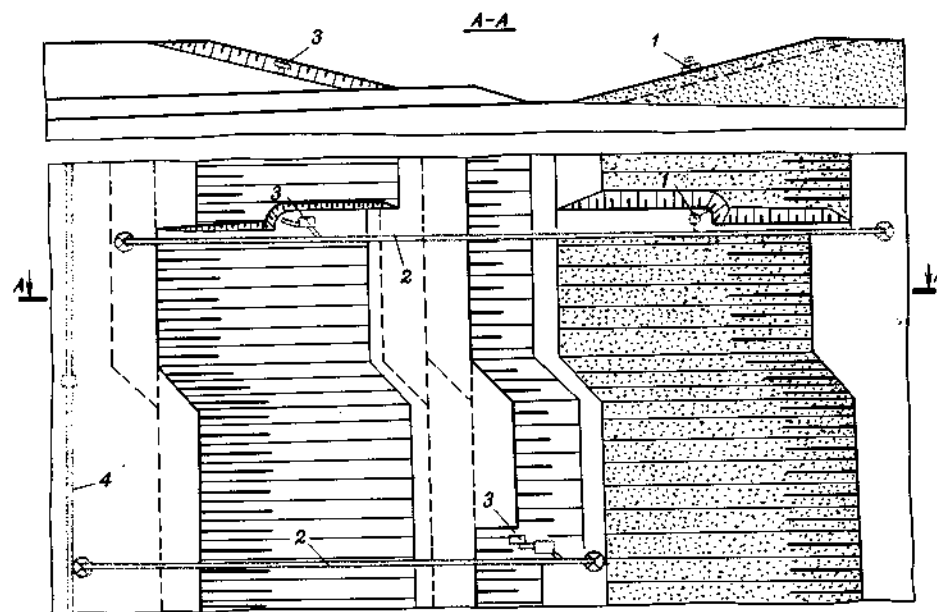


РИС. 23.1.

Система разработки поперечными заходками на наклонных вскрышных уступах и продольными — на добычном уступе:

1 — отвалообразователь; 2 — конвейер; 3 — отвало-погрузочный экскаватор; 4 — магистральный конвейер (по Ленгипрошахту, 1959)

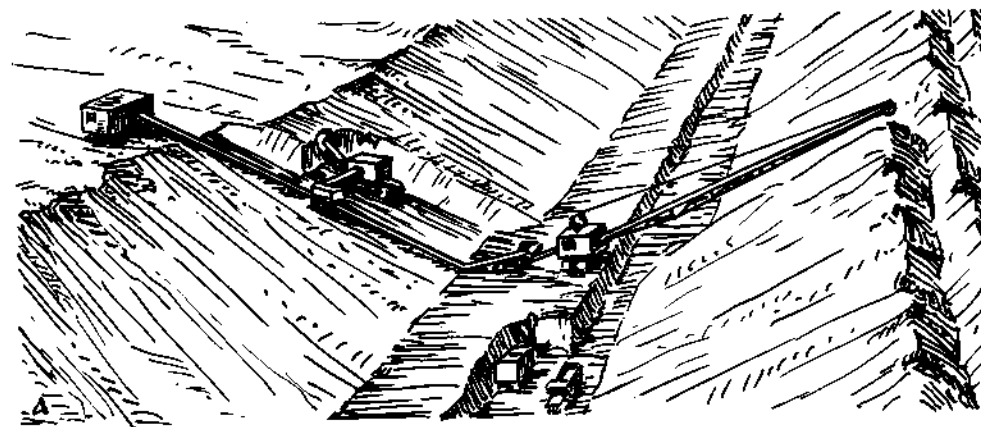


РИС. 23.2.

Общий вид карьера при работе с наклонными уступами

2. ОСОБЕННОСТИ РАСЧЕТА СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

При отработке вскрышных пород наклонными уступами возможно применение нескольких вариантов систем разработки (рис. 23.3). Так, Б.Н. Тартаковский [32] насчитывает шесть основных вариантов. В схемах I и II (рис. 23.3) на отсыпке отвалов используются консольные отвалообразователи, установленные на кровле (схема I, рис. 23.2) или почве (схема II) пласта полезного ископаемого.

В схемах III и IV на отвалах используются два консольных отвалообразователя. Можно на отсыпке отвала использовать транспортно-отвальный мост (схема V), хотя эта схема очень громоздка.

Можно применить на отсыпке отвалов подвесные ленточные конвейеры (схема VI). И наконец вполне перспективным является вариант отсыпки отвалов наклонными уступами (см. рис. 23.1).

Основная расчетная схема приведена на рис. 23.4.

Скорость перемещения наклонного вскрышного уступа вдоль добычного фронта работ

$$i_B = \frac{12 Q_B \sin \varphi}{hH}, \text{ м/год.} \quad (23.1)$$

где Q_B — производительность вскрышного экскаватора, $\text{м}^3/\text{мес}$; φ — угол наклона вскрышного уступа, градус; h — высота наклонного уступа, м; H — вертикальная мощность налегающих пустых пород, м.

Ширина вскрывающей полосы (заходки) на кровле добычного уступа при отработке одного наклонного уступа

$$A_B = \frac{h}{\sin \varphi}. \quad (23.2)$$

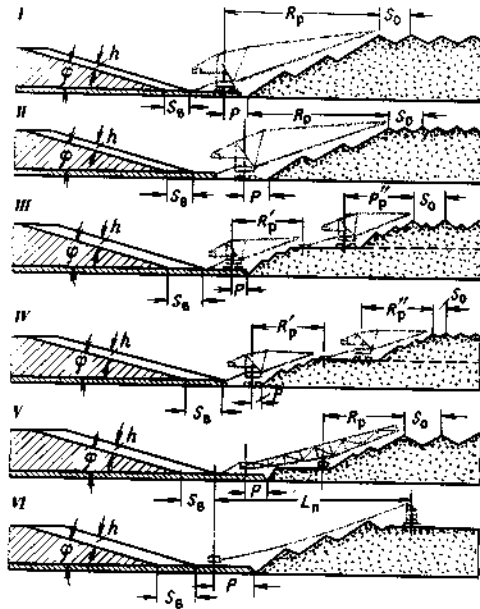


РИС. 23.3. Варианты систем разработки с наклонными вскрышными уступами (по Б.Н. Тартаковскому)

В течение года вскрышные работы продвинулись вкrest простирания на величину

$$S_T = \frac{12 Q_B}{HL}, \quad (23.3)$$

где L — средняя длина вскрышного фронта работ, м.

Как видно из рис. 23.4, ориентировочно

$$L = L_D + H \operatorname{ctg} \alpha, \quad (23.4)$$

где L_D — длина добычного фронта работ, м; α — угол откоса борта карьера в горах, градус.

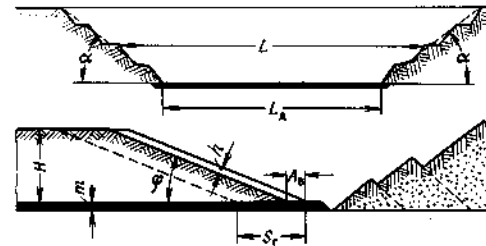


РИС. 23.4. Расчетная схема при работе наклонными вскрышными уступами (по Б.Н. Тартаковскому)

В течение года может быть добыто полезного ископаемого (с учетом потерь и разубоживания)

$$A_P = m S_T L_D \frac{1 - \eta}{1 - \rho}, \text{ м}^3/\text{год.} \quad (23.5)$$

где m — мощность пласта полезного ископаемого, м; η , ρ — коэффициенты потерь и объемного разубоживания.

Производительность на единицу добычного фронта работ

$$F_D = \frac{A_P}{L_D} = \frac{12 Q_B m (1 - \eta)}{1000 H L (1 - \rho)},$$

$$\text{млн. м}^3/(\text{год} \cdot \text{км}). \quad (23.6)$$

Производительность на единицу вскрышного фронта работ

$$F_B = \frac{A_B}{L} = \frac{12 Q_B}{1000 L}, \text{ млн. м}^3/(\text{год} \cdot \text{км}). \quad (23.7)$$

Расчет размещения отвалов в выработанном пространстве ведется исходя из конструктивной схемы отвалов по формулам (18.11) и (18.12).

Для работы на наклонных уступах необходимы роторные экскаваторы и передвижные конвейерные установки специальной конструкции.

Также целесообразно применять специальные отвалообразователи, работающие на наклонных отвальных уступах (см. рис. 23.1), что позволит резко уменьшить размеры отвалообразователя, его массу и стоимость.

Группа систем разработки продольными заходками по полезному ископаемому и поперечными заходками на наклонных уступах по вскрыше пока не применяется на практике. Но с созданием специальных машин и механизмов эти системы разработки быстро завоевывают признание при разработке горизонтальных залежей с большой толщиной налегающих пустых пород.

ГЛАВА 24

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПРОДОЛЬНОМИ ЗАХОДКАМИ С УПРАВЛЯЕМЫМ ОБРУШЕНИЕМ УСТУПОВ

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

При выемке из массива горных пород основной расход энергии связан с загрузкой ковша погрузочной машины и отделением пород от массива. Давно возникла и осуществляется идея использо-

вания сил тяжести для предварительного рыхления горных пород и снижения затрат энергии.

Основная особенность рассматриваемой группы систем разработки состоит в том, что погрузка пород в транспорт-

ные средства осуществляется из предварительно разрыхленных обрушенных под действием собственного веса пород. При этом процесс обрушения происходит не стихийно, а регулируется, управляется специальными методами.

2. ОСОБЕННОСТИ КОНСТРУКТИВНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

Наиболее сложным является процесс управления обрушением уступов. Не останавливаясь на механизме этого процесса, рассматриваемого, например, в работе [30], укажем только на его технологические особенности.

Следует различать два основных случая:

обрушение уступов высотой, меньшей (или равной) критической высоты вертикального обнажения пород; обрушение уступов высотой, большей критической высоты вертикального обнажения пород.

В первом случае достаточно создать в основании уступа ослабляющую выработку. Во втором — такую выработку нужно создавать и в кровле уступа.

Можно выделить следующие основные виды обрушения вертикальных уступов:

обрушение подрезанного блока на всю высоту, когда высота возможного выкола h_b больше высоты уступа H (рис. 24.1, а);

обрушение в виде выколов своеобразной формы с последующим отрывом нависающей части, когда $h_b < H \leq H_{90}$ (H_{90} — предельная высота вертикального обнажения пород) (рис. 24.1, б);

обрушение со срезом при подрезке уступа, когда $H_{90} < H < H_{к90}$ ($H_{к90}$ — критическая временно устойчивая высота вертикального обнажения) (рис. 24.1, в);

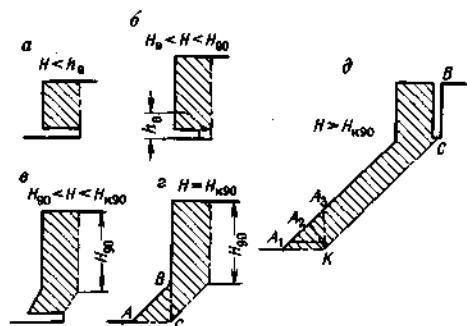


РИС. 24.1. Основные виды искусственного обрушения уступов

обрушение со срезом при выемке подпора ABC , когда $H = H_{к90}$ (рис. 24.1, з);

обрушение высоких уступов при $H > H_{к90}$ путем создания врубовой щели A_1K (или воронки выброса A_1KA_2 или подработки откоса A_1KA_3) и вертикальной щели BC в кровле уступа (рис. 24.1, д).

Возможные технологические схемы систем разработки с управляемым обрушением пород представлены на рис. 24.2.

Частичное обрушение тонкой стружки по откосу уступа показано на рис. 24.2, а. Обрушающая машина имеет рабочий орган в виде шнека, фрезы или виброклина, который смонтирован на специальной раме или же передвигается по откосу уступа. Обрушенная порода грузится экскаватором в транспортные средства.

Более перспективной является схема обрушения уступов крутыми слоями значительной мощности (рис. 24.2, б). Слой обрушается специальной машиной, перемещающейся по откосу снизу вверх. Подрезка уступа производится при помощи фрезы или бара, шнека и т.д. Подре-

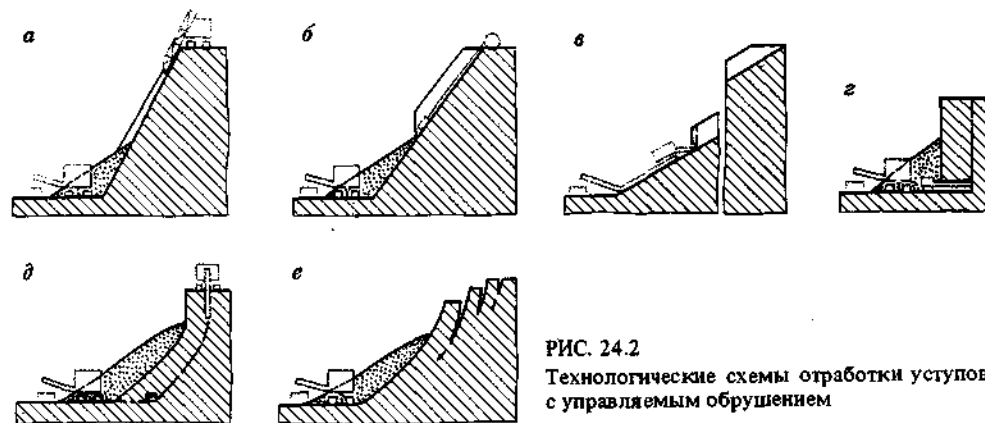


РИС. 24.2. Технологические схемы обработки уступов с управляемым обрушением

занная в слое порода обрушается и скатывается по откосу вниз, где загружается экскаватором в транспортные средства.

Обрабатывать можно наклонные слои (уступы), угол наклона которых обеспечивает возможность передвижения обрушающихся и погрузочных машин (рис. 24.2, в). Порода обрушается на приемное устройство обрушающе-погрузочной машины, затем грузится на наклонный конвейер и передается вниз (или вверх) на горизонтальный конвейер.

При обработке невысоких вертикальных уступов обрушение достигается за счет их подрезки специальной обрушающе-подрезной машиной (рис. 24.2, г). Обрушенная порода падает на подошву уступа и погружается экскаватором на конвейер.

При обрушении высоких уступов оконтурирующая выработка в кровле уступа может проводиться многоковшовым траншейным экскаватором. Обрушение достигается взрыванием части пород в подошве уступа на выброс. Обрушенная порода грузится роторным экскаватором (рис. 24.2, д).

При разработке слабоустойчивых пород можно использовать искусственное оползнеобразование (рис. 24.2, е). По мере подборки оползней массы процесс оползания продолжается. Этот процесс плохо управляем.

В целом рассмотренная группа систем разработки является вполне перспективной при обработке нескольких, хорошо обрушающихся пород с постоянными физико-механическими свойствами.

В целом рассмотренная группа систем разработки является вполне перспективной при обработке нескольких, хорошо обрушающихся пород с постоянными физико-механическими свойствами.

ГЛАВА 25

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПРОДОЛЬНЫМИ, ПОПЕРЕЧНЫМИ И РАДИАЛЬНЫМИ ХОДАМИ

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Как указывалось ранее, есть целая группа систем разработки, предназначенных для работы таких машин, как скреперы, бульдозеры, цепные многочерпаковые экскаваторы. Выемка пород в этих случаях осуществляется не заходками, а тонкими горизонтальными или наклонными слоями. Характерными признаками систем этой группы является направление движения выемочных машин и угол наклона вынимаемых слоев. Очень распространены на практике комбинированные варианты систем разработки.

2. СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ ПРОДОЛЬНЫМИ ХОДАМИ

Один из типичных случаев работы тракторных скреперов на разработке россыпи (вскрыши торфов) продольными наклонными ходами изображен на рис. 25.1, а возможные три варианта — на рис. 25.2.

Тракторный скрепер набирает грунт при движении под уклон, затем по выездной траншее из карьера движется на отвал (рис. 25.2, а). Разгрузка производится на откосе отвала под уклон 25–30°, после чего скрепер возвращается в забой. Фронт загрузки и фронт разгрузки продвигаются одновременно и располагаются на одной линии. Выезды из карьера устраиваются через промежутки d , которые определяются технико-экономическим расчетом для конкретных условий.

При работе горизонтальными слоями тракторный скрепер набирает грунт на

горизонтальном участке, выезжает по траншее из карьера, разгружается на отвале и по другой траншее опускается в карьер (рис. 25.2, б). Определим среднее расстояние транспортирования грунтов при данной системе разработки. Предварительно оговоримся, что ввиду большой изменчивости исходных величин, которые нельзя определить с погрешностью, меньшей $\pm 15-20\%$, применять в данном случае точные методы расчета нет необходимости.

Рассмотрим проекцию среднего пути движения скрепера на две плоскости перпендикулярную к оси россыпи и параллельную последней.

В первом случае расстояние доставки складывается из расстояния:

от центра тяжести торфов в россыпи до ее границы, обычно это расстояние изменяется от $0,4$ до $0,6 D$; для расчета принимаем $0,6 D$ (D — ширина россыпи от границы россыпи до начала отвалов C);

от начала отвалов до центра тяжести в отвале; обычно оно равно $0,6 B$ (B — ширина отвала).

Во втором случае среднее расстояние доставки складывается из проекции хода загрузки и грузового хода скрепера равной в среднем d .

Следовательно, среднее расстояние скрепера при данной системе разработки

$$L_{\text{ср}} = 0,6(B + D) + C + d. \quad (25.1)$$

Можно работать продольными наклонными ходами с непрерывным образованием отвалов при отсутствии выездных траншей из карьера (рис. 25.2, в).

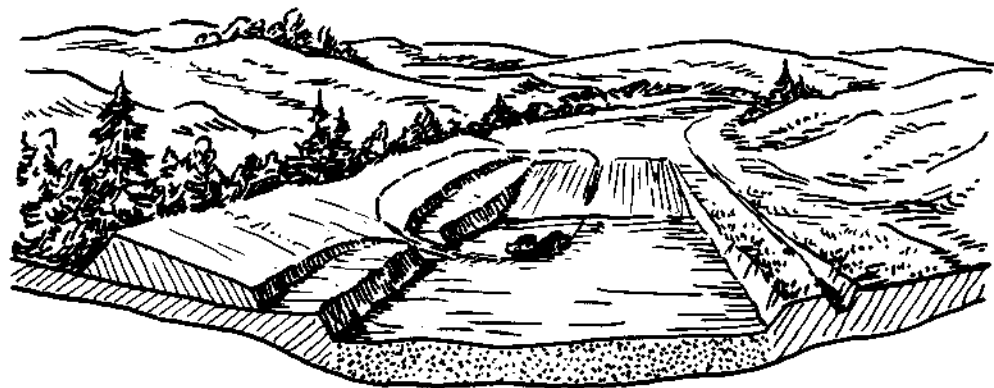


РИС. 25.1. Вид карьера при применении системы разработки продольными наклонными ходами на вскрыше торфов

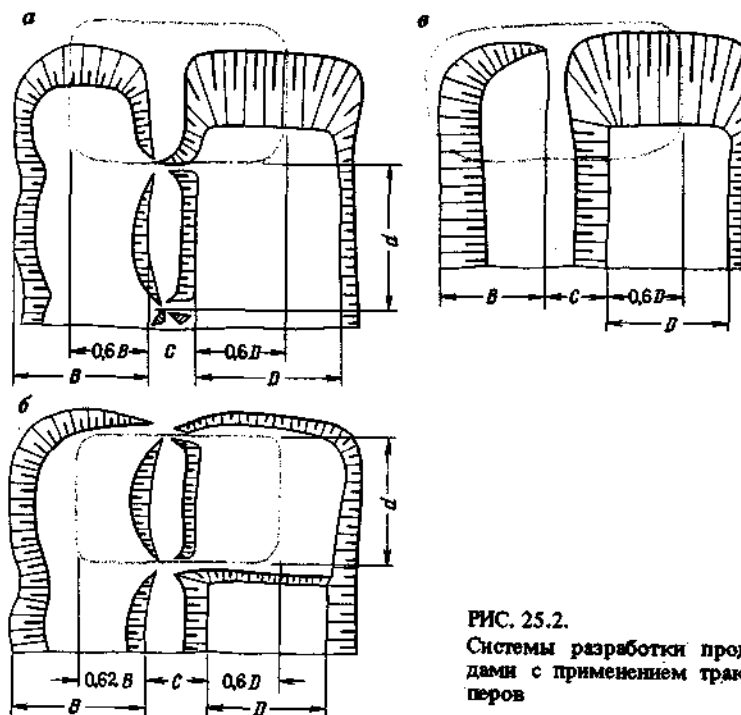


РИС. 25.2. Системы разработки продольными ходами с применением тракторных скреперов

Тракторный скрепер набирает грунт при движении под уклон, выезжает из карьера по откосу борта карьера, разгружается под уклон на откосе отвала и движется к забою. Выездные траншеи не устраиваются, а борт карьера срезается под углом не более $10-15^\circ$ так, чтобы по нему мог выезжать грузный тракторный скрепер. Отвалы сооружаются непрерывно по мере подвигания забоя.

Объем работ увеличивается за счет дополнительного срезания борта карьера, но зато сокращается среднее расстояние доставки пород, которое примерно равно

$$L_{\text{ср}} = 0,6D + B + C + 40, \text{ м.} \quad (25.2)$$

При добычных работах тракторные скреперы доставляют добытые пески либо в бункер обогатительной установки, либо в перегрузочный бункер для погрузки их на конвейер или же в другие транспортные средства.

3. СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ ПОПЕРЕЧНЫМИ ХОДАМИ

Наиболее часто этот вариант применяют на вскрышных работах при разработке россыпей.

При работе тракторных скреперов на выемке торфов может применяться челночная схема.

Тракторный скрепер вынимает грунт горизонтальными слоями, выезжает по откосу борта карьера на отвал, разгружается на откосе отвала, съезжает в карьер, снова набирает грунт и разгружается на другом борту россыпи.

Среднее расстояние транспортирования

$$L_{\text{ср}} = 0,5D + B + 0,5C + 20, \text{ м.} \quad (25.3)$$

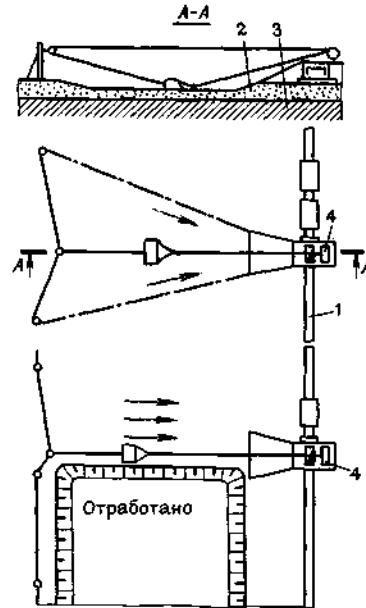


РИС. 25.3.

Разработка россыпи:

a — радиальными ходами; *б* — параллельными ходами при применении канатного скрепера; *1* — железнодорожный путь; *2* — пески; *3* — почва; *4* — передвижной скреперный полок

Эта система разработки может быть успешно применена при небольшой мощности торфов, большой ширине россыпи и при возможности складировать торф на обоих бортах россыпи.

Существенным значением при выемке торфов являются размещение и форма отвалов. Отвалы всегда стремятся располагать как можно ближе к забою и придавать им форму, обеспечивающую наибольшую емкость. Решающее влияние в этом случае оказывает рельеф местности в районе разрабатываемого участка.

При бульдозерных работах отвалы располагают на бортах россыпи на одном

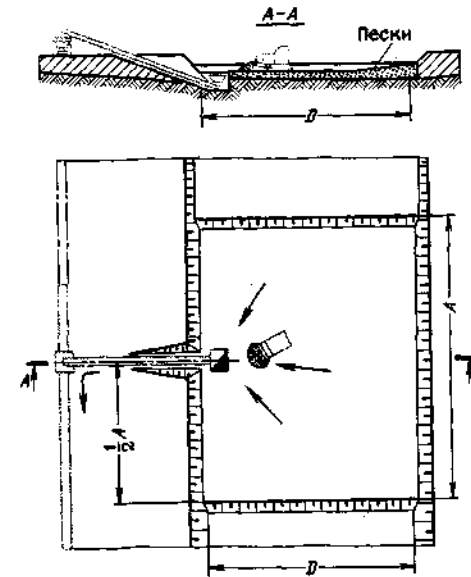


РИС. 25.4.

Добыча песков радиальными ходами бульдозера

или на обоях, являющихся обычно бортами долины. Бульдозер движется поперек россыпи и сдвигает торф в отвал, расположенный на борту.

Среднее расчетное расстояние доставки торфов в отвал определяется как расстояние между центрами тяжести торфов в россыпи и на отвале. Ориентировочно можно считать, что среднее расстояние доставки

$$L_{\text{ср}} = 0,6(B + D) + C, \text{ м.} \quad (25.4)$$

Канатные скреперы, широко применяющиеся на подземных работах, на открытых имеют ограниченное распространение из-за следующих недостатков: стационарность установки, ограниченное расстояние доставки и т.д. При разработ-

ке россыпей они также применяются редко, но имеются такие типы россыпей, на которых только применение канатных скреперов может разрешить проблему разработки. К таким россыпям относятся, в частности, береговые морские россыпи небольшой мощности, на которых драги применять нерационально, а такие машины, как экскаваторы, тракторные скреперы, невозможно применять из-за сильного увязания их в рыхлых влажных песках. Применение бульдозеров в таких случаях нерационально из-за быстрого выхода из строя ходовой части трактора, истирающейся мелким кварцевым песком.

При применении канатных скреперов возможны две системы разработки как в сухом, так и в затопленном забое:

радиальными ходами (рис. 25.3, *a*);

поперечными ходами (рис. 25.3, *б*).

Канатный скрепер подает пески на передвижной скреперный полок, откуда они загружаются в вагонетку и откатываются на обогатительную фабрику. Полок передвигается либо по рельсам, либо на салазках при помощи лебедки.

4. СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ РАДИАЛЬНЫМИ ХОДАМИ

Эта система разработки обычно применяется при бульдозерной разработке россыпей, для чего россыпь разбивается на отдельные участки. На каждом участке устанавливаются заглубленный бункер-питатель и забойный конвейер. Бульдозеры работают радиальными ходами, доставляя добытые пески к бункеру. Оттуда пески попадают на конвейер и доставляются к обогатительной фабрике. Размеры участка зависят от ширины россыпи и максимально допустимого расстояния доставки песков.

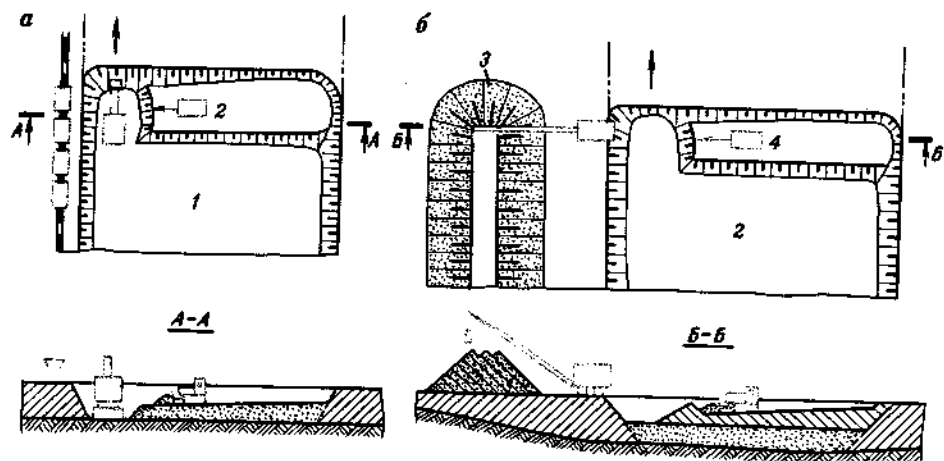


РИС. 25.5.
Разработка россыпи комбинацией продольных заходок и поперечных ходов:
a – добыча песков; *b* – выемка торфов;
1 – плотик; 2 – пески; 3 – отвалы торфов; 4 – торфа

Общий вид бульдозерной добычи песков показан на рис. 25.4. Песок добывают на одном участке, на другом сооружают бункер-питатель и конвейер.

Среднее расчетное расстояние доставки в данном случае можно определить по формуле Б.П. Юматова

$$L_{\text{ср}} = 0,167 \left(D + \frac{A}{2} + \sqrt{D^2 + \frac{A^2}{4}} \right) + 0,5b, \quad (25.5)$$

где D – ширина участка, м; A – длина участка, м; b – длина набора грунта, м (обычно $b = 12$ м).

5. КОМБИНИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Довольно широко в практике распространены комбинированные бульдозерно-экскаваторные варианты систем разработки. В этом случае и системы разра-

ботки приобретают ряд характерных особенностей.

При разработке маломощных россыпей быстрое продвижение забоя при работе экскаватора с применением транспортных средств значительно усложняет работы по переносу и укладке путей при железнодорожном транспорте, наращиванию конвейеров при конвейерном транспорте, наращиванию труб при гидротранспорте. Из-за этого ограничивается эффективное применение указанных видов транспорта при разработке россыпей. Применение же автомобильного транспорта, хотя и очень удобно в сочетании с экскаваторами, но во многих случаях обходится дорого. Да и не всегда удается прокладывать хорошие автомобильные дороги в условиях обводненных, часто заболоченных районов россыпей.

Кроме того, при экскаваторных работах ширина заходки обычно незначитель-

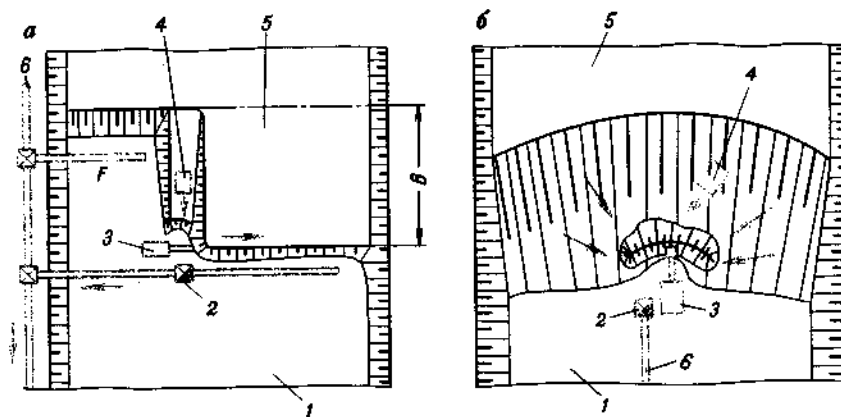


РИС. 25.6.
Система разработки:
a – поперечными заходками с продольными ходами; *b* – продольными заходками с радиальными ходами;
1 – плотик; 2 – бункер; 3 – экскаватор; 4 – бульдозер; 5 – пески; 6 – конвейер

на, что также ведет к увеличению объема путевых работ.

Поэтому на приисках для выемки пород применяют бульдозеры в сочетании с экскаваторами. При этом применяют комбинированные системы разработки, отличающиеся большим разнообразием.

Рассмотрим наиболее характерные из них.

1. Система разработки продольными экскаваторными заходками с поперечными ходами бульдозера (рис. 25.5). Эта система применяется как на добычных, так и на вскрышных работах.

На вскрышных работах (рис. 25.5, б) драглайн, стоящий на борту россыпи, движется вдоль границы россыпи и вынимает торфа как из массива, так и из навала, образованного бульдозером. Торфа складываются драглайном на борту россыпи. Бульдозер вынимает торфа на остальной части россыпи и, двигаясь перпендикулярно к оси россыпи, подает их к экскаватору.

Расчет данной системы разработки заключается в обеспечении достаточного объема отвалов для складирования торфов, т.е. в соответствии рабочих размеров экскаватора параметрам разрабатываемой россыпи. Кроме этого должно быть обеспечено соответствие производительностей бульдозера и экскаватора. Все эти расчеты проводятся применительно к конкретным условиям и обычно не представляют трудности.

На добычных работах конструкция системы разработки мало отличается от предыдущей (рис. 25.5, а). Разница заключается в том, что вынимаемые пески загружаются экскаватором (механической лопатой или драглайном) в транспортные сосуды, на конвейер или же в передвижной бункер гидротранспортной установки.

2. Система разработки поперечными экскаваторными заходками с продольными бульдозерными ходами (рис. 25.6, а). Эта система применяется

обычно на добычных работах с использованием конвейерного, рельсового или автомобильного транспорта.

Экскаватор находится на почве или плотике россыпи и вынимает пески как из массива, так и из навала, образуемого бульдозером. Пески загружают в передвижной бункер и конвейером выдают на борт россыпи на магистральный конвейер. Когда работы продвинулись от границы россыпи на достаточное расстояние, начинают монтировать конвейер в новом положении (точка *F*, см. рис. 25.6, *a*). После отработки полосы шириной *B* экскаватор и бульдозер перемещаются к вновь установленному конвейеру и начинают обрабатывать сле-

дующую полосу россыпи. Старый конвейер демонтируют и переносят на новое место. Эта система разработки может применяться и с другими видами транспорта.

3. Система разработки продольными экскаваторными заходками с радиальными бульдозерными ходами (рис. 25.6, *b*) применяется при добыче песков. Экскаватор движется по центру россыпи вдоль ее оси и загружает пески в бункер конвейера или же другие транспортные сосуды (вагонетку, автосамосвал и др.). Бульдозер вынимает пески, охватывая значительную площадь и доставляет их к экскаватору.

ЧАСТЬ ПЯТАЯ

ОСОБЕННОСТИ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ РАЗЛИЧНЫХ ТИПОВ

Ничто общее не существует отдельно, помимо единичных вещей

Аристотель

ГЛАВА 26

РАЗРАБОТКА УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Научно-технический прогресс в топливно-энергетическом хозяйстве страны позволяет считать, что угольной промышленности принадлежит существенная роль и что потребность в угле будет удовлетворяться в основном за счет открытого способа разработки. По состоянию на 1970 г. запасы углей, пригодных для открытой разработки, составляют 200 млрд. т [27].

До Великой Октябрьской революции открытым способом разрабатывались только Богословское бурогольное месторождение на Урале и Черемховское каменноугольное месторождение в Иркутском бассейне.

В годы первых пятилеток были построены карьеры на Коркинском, Богословском, Черемховском и Райчихинском месторождениях [51]. Весьма интенсивно открытый способ разработки развивался в годы Великой Отечественной войны и в послевоенные годы. В 1946—1955 гг. были построены карьеры на Волчанском месторождении Урала, Экибастузском в Казахстане, Ангренском в Узбекистане, в Канско-Ачинском и Кузнецком бассейнах и в других районах СССР.

Постепенно центр тяжести добычи угля открытым способом перемещается на Восток.

В пределах СССР имеется большое число угольных месторождений. Кратко рассмотрим основное из них [51].

В европейской части СССР для открытой разработки пригодны некоторые месторождения Подмосковского (Грызловское, Липковское и др.) и Днепровского (Юрковское, Коростышевское, Бандуровское и др.) бурогольных бассейнов. Это угольные пласты и линзы горизонтального залегания мощностью: в Подмосковном бассейне — 1,5—3,0 м (мощность вскрыши 30—35 м), в Днепровском бассейне — 0,5—1,5 м (мощность вскрыши 5—100 м). Вскрышные породы и угольные пласты доступны для непосредственной выемки их экскаваторами.

На Урале расположены Челябинский и Южно-Уральский бассейны, Богословское и Волчанское месторождения Серовского района, Северо-Сосьвинский бассейн. Многие месторождения дорабатываются, основные резервы угля имеются в Южно-Уральском (Бабаевское, Южно-Куюргазинское и другие месторождения) и Северо-Сосьвинском (Тольинское, Оторьинское месторождения).

В Южно-Уральском бассейне расположено значительное число бурогольных месторождений. Угольные пласты (от одного до трех) залегают под углами от 0 до 15—45°. Мощность залежей составляет от 10 до 40 м, иногда до 100 м.

Северо-Сосьвинский бурогольный бассейн расположен восточнее северной части Урала в пределах Тюменской области. Открытым способом можно отрабатывать только Оторьинское месторождение. Угленосная свита пологого падения ($3-4^\circ$) состоит из нескольких пластов. Продуктивный главный пласт имеет мощность 3–10 м, мощность вскрыши около 80 м. Месторождение пока не разрабатывается.

Казахская ССР обладает огромными запасами угля. На Северо-Западе — это Экибастузское каменноугольное месторождение, Майкюбенский и Тургайский бурогольные бассейны, Куучекинское и другие месторождения. Особенное значение имеет Экибастузское месторождение, имеющее мульдообразное залегание и состоящее из четырех пластов общей мощностью около 140 м. Длина мульды составляет 12,5 км, ширина — до 9 км. Мощность вскрыши в центре мульды достигает 550 м, коэффициент вскрыши по месторождению в среднем равен $2,4 \text{ м}^3/\text{т}$.

В Майкюбенском и Тургайском бассейнах залегают горизонтальные бурогольные пласты, пригодные для открытой разработки.

Кузнецкий угольный бассейн расположен в пределах Кемеровской области; его длина 330 км, ширина около 100 км. В бассейне имеется большое число месторождений с различными условиями залегания.

Общим для месторождений являются значительная крепость вмещающих песчаников, аргиллитов и алевролитов, наличие покровных отложений суглинков от 2 до 60 м, высокие коэффициенты вскрыши — $4,5-8 \text{ м}^3/\text{т}$.

Угольные пласты можно разбить на две группы: крутые (районы Прокопьевско-

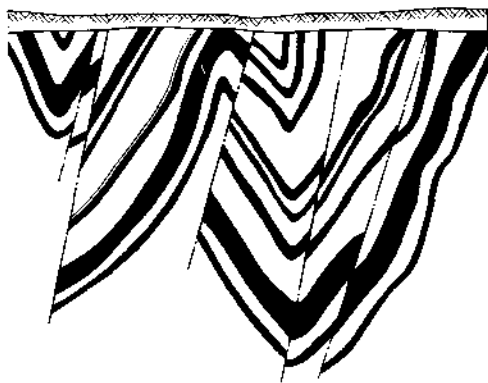


РИС. 26.1. Геологический разрез Бачатского месторождения

Киселевский, Бачатский и другие) и пологие (районы Томусинский, Мрасский, Кондомский).

В качестве примера на рис. 26.1 приведен разрез Бачатского месторождения.

В Красноярском крае РСФСР расположены крупнейшие угольные бассейны: Канско-Ачинский, Тунгусский и менее крупные — Минусинский и Улукемский.

Канско-Ачинский бассейн представляет собой ряд глубоких мульд или пологих складок, с которыми связаны бурогольные месторождения. Наиболее крупные из них: в западной части — Итатское, Березовское, Боготольское (рис. 26.2); в восточной части — Ирша-Бородинское и Абанское. Характерная особенность этих месторождений — наличие мощного угольного пласта (от 6 до 96 м), хорошо выдержанного, простого по строению, с углом падения $2-9^\circ$. Породы вскрыши — песчано-глинистые отложения и суглинки, коренные породы — песчаники, аргиллиты и алевролиты.

В восточной Сибири известны месторождения Иркутского бассейна и Забай-

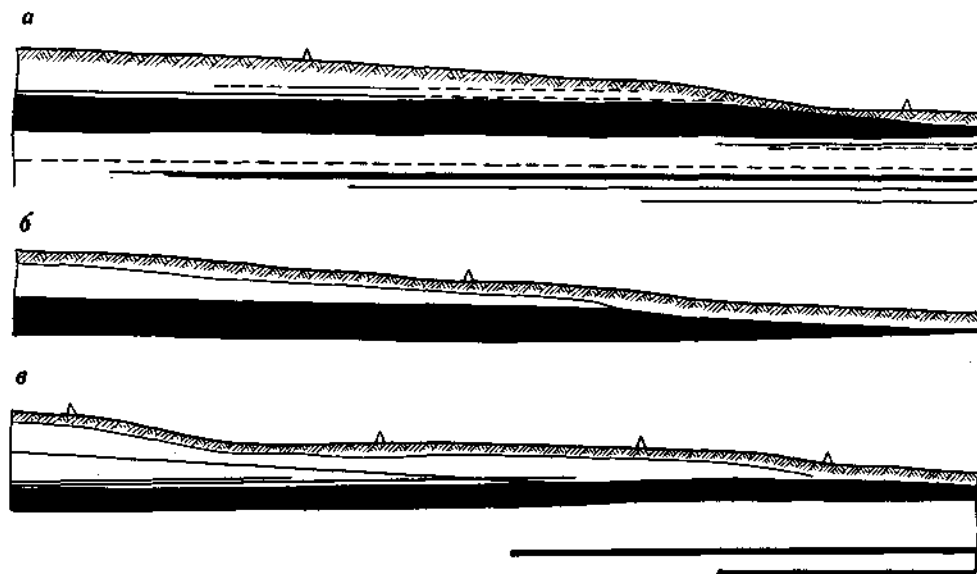


РИС. 26.2. Геологические разрезы месторождений: а — Итатского; б — Березовского; в — Боготольского

каля. На площади Иркутского бассейна расположено до 30 угольных месторождений, основные из которых — Черемховское, Головинское, Ново-Метелкинское и Каранцайское каменноугольные; Азейское и Мугунское бурогольные.

Значительное число угольных месторождений расположено также в районах Дальнего Востока, Якутии, Сахалина, Магаданской области.

2. РАЗРАБОТКА ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И СЛАБОНАКЛОННЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Наибольшее распространение получили системы разработки продольными заходками без углубки карьера. В зависимости от условий залегания и мощности налега-

ющих пород применяется (в порядке распространенности) продольное перемещение пород железнодорожным транспортом, поперечное перемещение пород драглайнами, консольными отвалообразователями, отвально-транспортными мостами. Получают распространение роторные комплексы с конвейерным транспортом и консольными отвалообразователями на внутренних отвалах. Широко применяются комбинированные варианты систем разработки.

Примером применения системы разработки продольными заходками с продольным перемещением пород во внутренние отвалы может служить Итатский бурогольный карьер. Месторождение представляет собой пологую синклинали с углом падения $2-4^\circ$, на отдельных

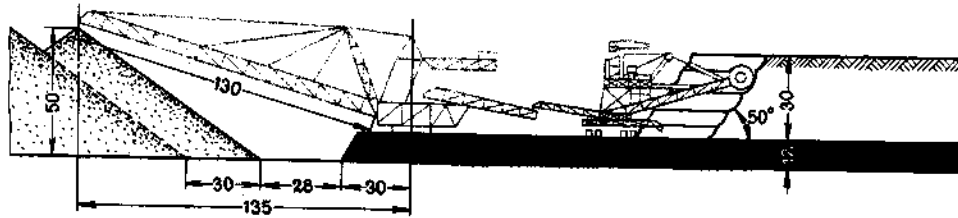


РИС. 26.3. Система разработки продольными заходками с однократной перевалкой пород консольным отвалообразователем и экскаватором РЭ-1500 на Абанском карьере

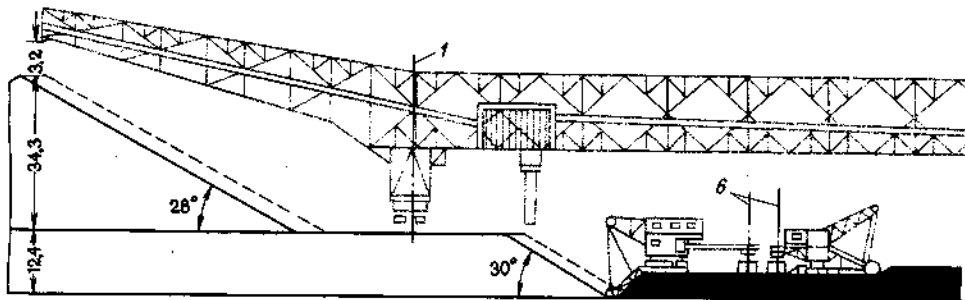


РИС. 26.4. Система разработки, применяемая на Балаховском карьере:
1 — ось пути отвальной опоры моста; 2 — ось пути экскаваторной опоры моста; 3 — ось экска-

включенных — до 24–30°. Средняя мощность пласта 55 м (от 4 до 80 м).

Высота уступов составляет 15 м. На вскрышных и добычных работах применяются экскаваторы ЭКГ-8. Транспорт железнодорожный. На отвалах работают экскаваторы ЭКГ-4.

На Азейском месторождении в Иркутском бассейне применяется система разработки продольными заходками с многократной перевалкой пород во внутренние отвалы драглайнами. Экскаватор ЭШ-25/100, расположенный на кровле налегающих пород, перемещает 25-метровую

толщю во внутренние отвалы, подсыпая угольный пласт. Второй вскрышной экскаватор ЭШ-15/90, расположенный на отвале, перемещает ее дальше в выработанное пространство и кроме этого отрабатывает пропласток пород. Уголь добывают, разрабатывая два уступа роторным экскаватором ЭРГ-630 и мехлопаты ЭКГ-8 с погрузкой в железнодорожный транспорт.

Применение консольных отвалообразователей можно рассмотреть на примере Абанского месторождения (рис. 26.3). На вскрыше [45] применяют роторные экскаваторы с консольным отвалообра-

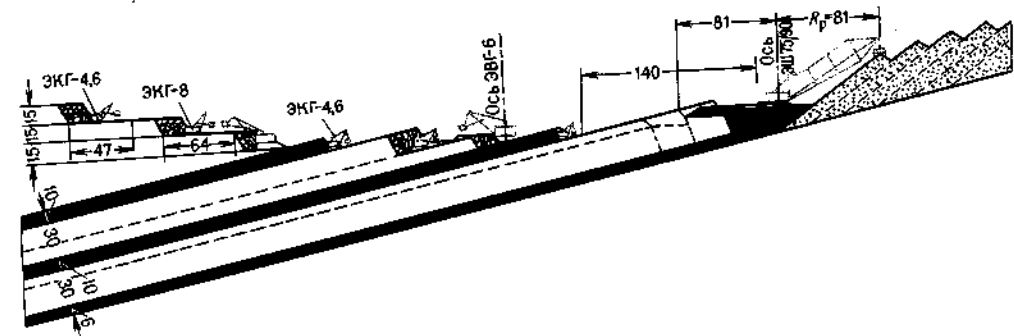
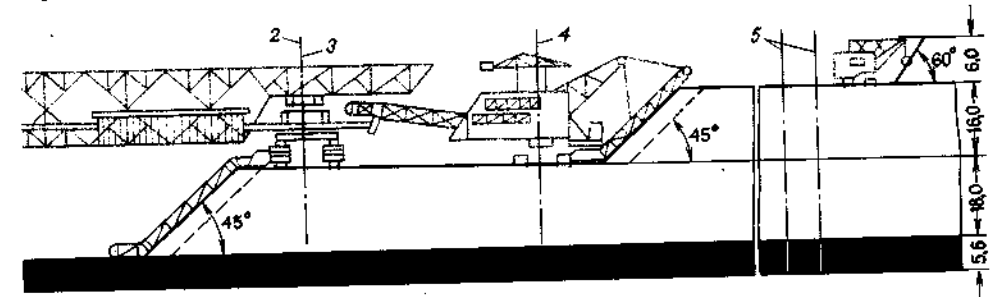


РИС. 26.5. Вариант системы разработки, применяемый на Томусинском карьере № 3–4



тора $D = 1200 \frac{0}{18-21}$; 4 — ось экскаватора $D = 1200 \frac{16}{0}$; 5 — оси путей, расположенных на первом вскрышном уступе; 6 — оси железнодорожных путей

зователем; на добыче — роторные экскаваторы с железнодорожным транспортом.

При разработке горизонтальных месторождений с большой мощностью покрывающих пород применяют транспортно-отвальные мосты. В качестве примера на рис. 26.4 приведена система разработки, применяемая на Балаховском карьере Днепровского бассейна.

Карьерные поля обычно вскрывают внешними отдельными траншеями.

Работы усложняются, если разрабатываются угольные пласты, залегающие под углом 15–30°. Тогда применяются комбинированные системы разработки, как,

например, на Томусинском карьере № 3–4 (рис. 26.5).

3. РАЗРАБОТКА КРУТЫХ ПЛАСТОВ

При этом применяются системы разработки продольными заходками с углубкой карьера. Так разрабатывается Кедровское месторождение в Кемеровской области. Два верхних вскрышных уступа разрабатываются экскаваторами ЭКГ-8, нижние — вскрышные и добычные уступы — экскаваторами ЭКГ-4; транспорт железнодорожный.

ГЛАВА 27

РАЗРАБОТКА ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Несмотря на тенденцию к широкому использованию новых материалов — пластмасс, синтетических материалов, различных видов минерального сырья, значение металлов на ближайшие десятилетия в народном хозяйстве страны не уменьшится.

Почти 80% железной руды добывается открытым способом. Несмотря на снижение за последние 10 лет содержания железа в сырой руде, подаваемой на обогащение, с 37,3 до 33%, содержание его в концентрате доведено от 55,1 до 61,8%.

Значительно повысилась добыча марганцевой руды (около 17 млн т/год), причем открытым способом добывается 60% всех запасов. Флюсовое и огнеупорное сырье практически полностью добывается открытым способом.

Добыча железной руды производится на крупных карьерах. За последние годы введены в эксплуатацию карьеры Ковдорского, Коршуновского, Качканарского ГОКов, СевГОКа, ЦГОКа, ИнГОКа и т.д.

За 10 лет добыча сырой руды возросла на 150%. Причем общее число карьеров не изменилось, а увеличился их масштаб. Средняя себестоимость добычи сырой руды по карьерам составила в 1970 г. 1,46 руб/т, по шахтам — 3,38 руб/т, т.е. в 2,3 раза выше.

Открытым способом в 1970 г. добыто 280 млн.т. руды и вынута из недр земли 862 млн.т. горной массы. Текущий коэффициент вскрыши составил 2,17 т/т.

Основной прирост добычи происходит за счет вновь построенных крупных карьеров.

Добыча марганцевой руды производится преимущественно в двух бассейнах: Никопольском (67,6%) и Чигатурском (31,4%). В первом из них преобладает открытый, во втором — подземный способы разработки. В Никопольском бассейне расположены девять действующих карьеров.

2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ

Железорудные месторождения сложены в основном крепкими скальными породами, рыхление которых осуществляется при помощи взрывов.

Около 80% всего объема взрываемых пород обуривается станками шарошечного бурения, около 8% — станками огневого бурения, остальные — станками ударно-канатного, ударно-вращательного бурения и др. Основными типами станков являются СБШ-200 и СБШ-250. Огневое бурение применяется только на трех Криворожских ГОКах: ЮГОКе, НКГОКе и ИнГОКе.

На зарубежных железорудных карьерах также применяется в основном шарошечное бурение с диаметром скважин 160–250 мм.

Многообразие горно-геологических условий и залегание различных пород требуют создания станков комбинированного бурения: ударно-термического, термо-шарошечного, ударно-шарошечного и т.д. Работы по созданию таких станков ведутся как за рубежом, так и в нашей стране.

В качестве взрывчатых веществ (ВВ) применяются аммониты, игданиты, ammo-

ПАВЕЛ ИВАНОВИЧ ГОРОДЕЦКИЙ

(1902–1960 гг.)

— ученый и педагог. Специалист по теории проектирования рудников. Основные труды: "Технико-экономические основы определения границы перехода с открытых работ на подземные" (1941 г.), "Проектирование горнорудных предприятий" (1949, 1955 г.).



толы, тротил. Ведутся работы по применению акватолов, горячельющихся ВВ.

Применяется в основном двух-трехрядное взрывание с миллисекундным замедлением. В дальнейшем, в связи с увеличением глубины карьеров, число одновременно взрывааемых рядов скважин будет сокращаться, так как с увеличением ширины рабочих площадок увеличивается текущий коэффициент вскрыши и сокращается фронт работ в карьере.

Характерной особенностью взрывных работ является большой объем взрывания, достигающий 0,8–1,0 млн.т пород. Ведется работа по сокращению числа взрывов в карьере до одного в одну-две недели.

Основной погрузочной машиной на отечественных железнодорожных карьерах является экскаватор — механическая лопата. Емкость ковша составляет 4,6–8,0 м³, производительность — 180–200 тыс.м³/год на 1 м³ емкости ковша.

На зарубежных карьерах применяют более мощные экскаваторы с ковшами емкостью 4–12 м³.

Наряду с экскаваторами на зарубежных карьерах все более широко применяют одноковшовые погрузчики на пневматическом ходу с ковшом емкостью до 23 м³ и мощностью свыше 260 кВт. Они могут грузить не только не скальные, но и взорванные скальные породы. Экскаваторы постепенно будут вытеснены из карьеров погрузчиками, так как они более маневренны, быстроходны, имеют меньшую относительную массу.

В последнее время при строительстве карьеров и разработке рыхлых вскрышных пород начинают широко применять тракторные скреперы с ковшом емкостью 15–20 м³ и более.

На карьерах СССР основными видами транспорта являются железнодорожный и автомобильный. Объем перевозок между ними распределяется примерно поровну.

Чисто железнодорожный транспорт в 1970 г. применялся только на пяти карьерах, автомобильный — на 22. На ос-

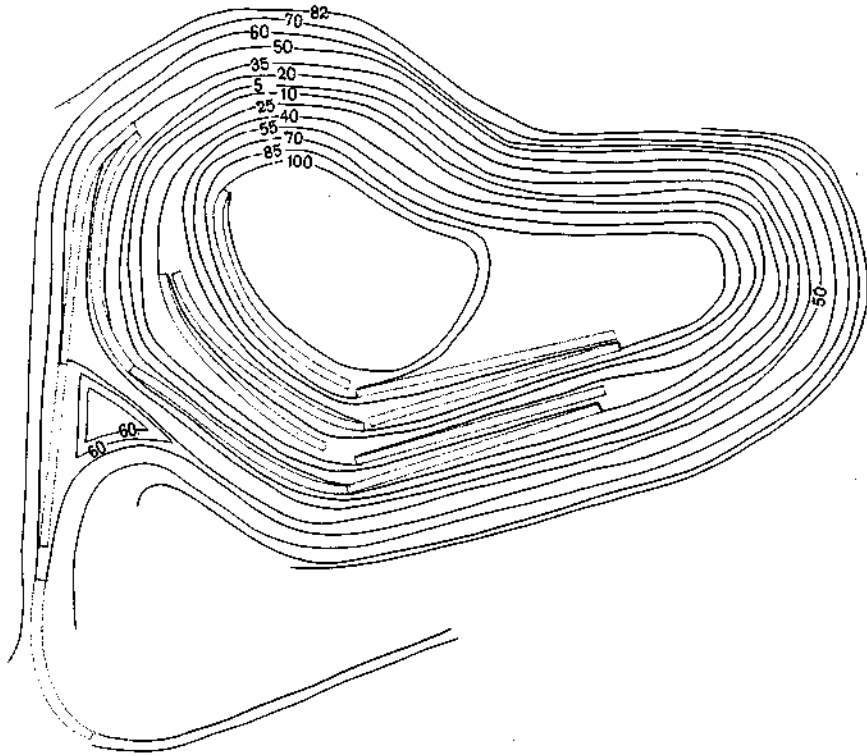


РИС. 27.1.
Схема карьера НКГОКа в отработанном виде

В 37 карьерах применялось два и более способов перемещения пород. На карьерах США применяется главным образом автомобильный транспорт грузоподъемностью 45–50 т. Для перемещения рыхлых вскрышных пород используются конвейеры.

В качестве локомотивов применяют электровозы и тепловозы.

Автосамосвалы имеют грузоподъемность 27–40 т и с каждым годом они совершенствуются и выпускаются все более мощные.

Скиповые подъемники применяются эпизодически для отработки нижних горизонтов карьера. При этом их располагают всегда на постоянном борту карьера.

3. ВСКРЫТИЕ И СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

На железорудных карьерах применяют главным образом траншейные способы вскрытия.

При использовании железнодорожного транспорта наиболее часто применяется

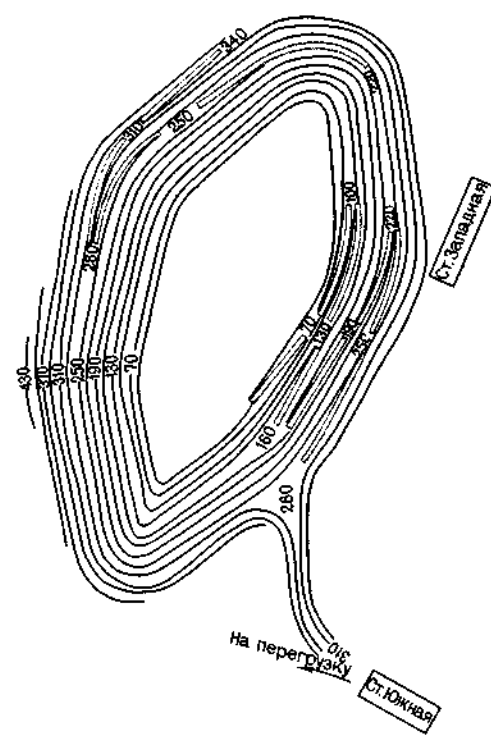


РИС. 27.2.
Схема вскрытия Западного карьера, Качканарского ГОКа

комбинация отдельных траншей и полутраншей с системой тупиковых и поступательных траншей внутреннего заложения. Так, вскрыты в Кривбассе карьеры ЮГОКа, НКГОКа (рис. 27.1) [21]; на Урале [38] Магнитогорский карьер, карьеры Качканарского ГОКа. Причем верхние горизонты Западного карьера вскрыты внешними траншеями (рис. 27.2).

Открытыми выработками вскрыты также карьеры Соколовско-Сарбайского ГОКа [46]: здесь верхние уступы вскрыты системой внешних поступательных

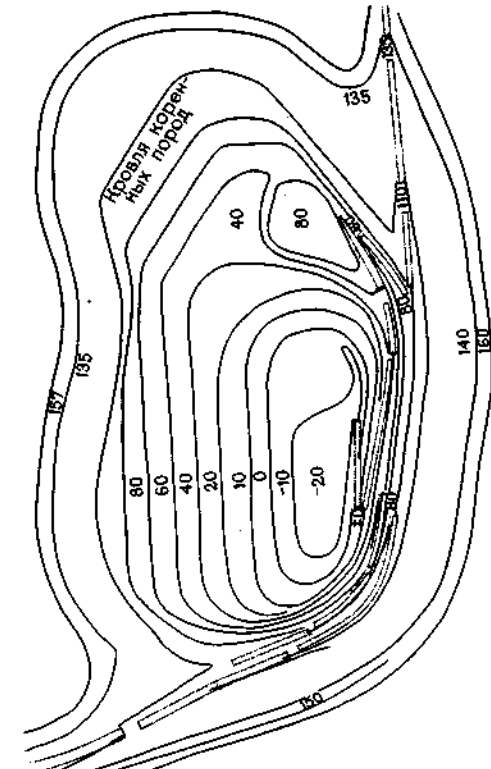


РИС. 27.3.
Схема вскрытия Соколовского карьера

траншей; а нижние – комбинированными поступательно-тупиковыми траншеями (рис. 27.3). На карьерах КМА [31] применяются аналогичные способы вскрытия. То же относится и к Оленегорскому карьеру на Кольском полуострове.

Широкое развитие в мировой практике получил автомобильный транспорт. Поэтому на многих карьерах мира и в СССР применяется вскрытие системой поступательно-петлевых траншей. Подобным способом вскрыты Ингулецкий, Ковдорский карьеры и многие другие.

В связи с углубкой карьеров распространено вскрытие наклонными шахтными стволами в сочетании с траншейными способами. Так вскрыты глубокие горизонты Ингулецкого карьера. Сооружается наклонный конвейерный ствол и на Оленегорском карьере.

В последнее время развивается циклично-поточная технология с широким использованием конвейерного транспорта. Конвейерные линии устраиваются как в наклонных шахтных стволах (Ингулецкий карьер, Оленегорский карьер), так и на нерабочих бортах карьера. Таким образом проектируется Костамукшский карьер.

На железорудных карьерах применяются группы систем разработки с углубкой карьеров. Наиболее распространена система разработки продольными заходками (см. рис. 16.3). На некоторых карьерах Качканарского ГОКа применяются системы разработки диагональными заходками.

При отработке пластообразных крутопадающих залежей успешно применяются поперечные заходки (карьеры ЦГОКа, СевГОКа и др.).

4. УСРЕДНЕНИЕ КАЧЕСТВА РУД

Современная черная металлургия нуждается в высоком и постоянном качестве исходного сырья. От степени постоянства шихты зависят производительность и ритмичность работы доменной печи, качество чугуна и другие показатели.

От процесса добычи до доменной плавки на постоянство качества сырья влияют:

исходное качество руды в недрах; система усреднения качества по технологической цепи; схема подготовки руды.

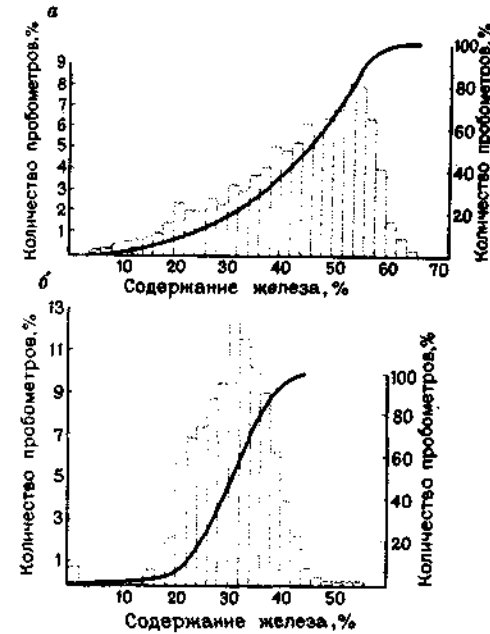


РИС. 27.4.

Гистограмма и кумулятивная кривая распределения железа в балансовых и забалансовых магнетитовых рудах:
а — Сарбайского; б — Костамукшского месторождений

Из-за большой концентрации металлургического производства руда на завод подается с различных месторождений. В аналогичном положении находятся и многие обогатительные фабрики. Чем больше источников питания, тем сложнее, при прочих равных условиях, обеспечить постоянство качества сырья.

Для оценки качественного состава руд пользуются гистограммами распределения железа в различных зонах и по карьере в целом. Одномодальные гистограммы характерны для карьеров Сарбайского (рис. 27.4, а), Коршуновского, Ковдорского и Костамукшского

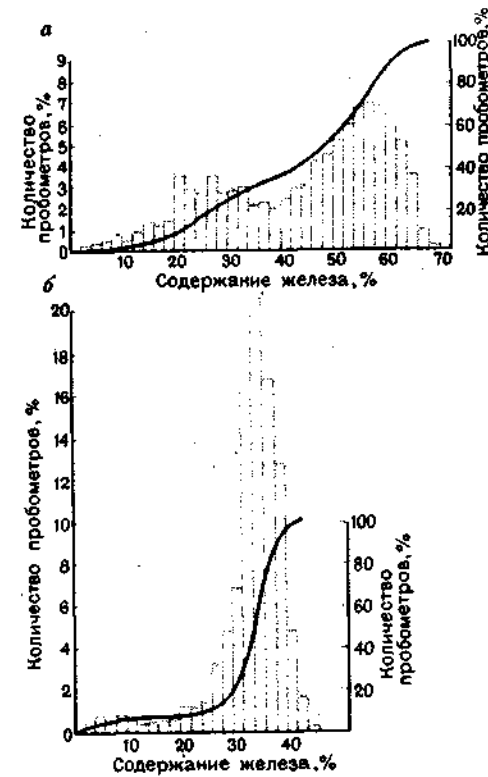


РИС. 27.5.

Гистограмма и кумулятивная кривая распределения железа в балансовых рудах:
а — Соколовского; б — Оленегорского месторождений

(рис. 27.4, б) месторождений. Бимодальные гистограммы получены для карьеров месторождений Соколовского (рис. 27.5, а), Рудногорского и Кень-Тюбе. Промежуточное положение занимают руды Оленегорского (рис. 27.5, б) и Дашкесанского месторождений. Для главной залежи Лисаковского месторождения (рис. 27.6) получена гистограмма и кумулятивная кривая с распределением, близким к равномерному.

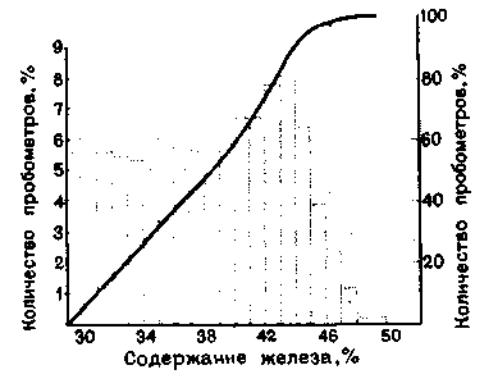


РИС. 27.6.

Гистограмма и кумулятивная кривая распределения железа в балансовых бурожелезняковых рудах Лисаковского месторождения

Причины такого разнообразия в распределении содержания железа в руде недостаточно ясны и, видимо, связаны с генезисом месторождений.

Управление качеством руды в основном заключается в усреднении ее составляющих: в процессе работ в карьере, на промежуточных складах, на обогатительных фабриках и металлургических заводах [13].

В карьере качество руд может усредняться тремя путями: правильно выбранным направлением развития горных работ в пределах карьерного поля; правильной расстановкой экскаваторов по фронту работ и по уступам; регулированием производительности отдельных экскаваторов.

Наиболее распространенным является метод регулирования нагрузки на добычные забой. Но хорошие результаты этот метод может дать только при правильном определении направления развития горных работ.

ГЛАВА 28 РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Цветными металлами принято называть все металлы, за исключением железа и марганца. Поэтому в состав месторождений цветных металлов попадает большое число самых разнообразных месторождений.

Все месторождения Б.П. Юматов разделяет на четыре типа [60].

Первый тип — месторождения с гнездовым характером оруденения, подсчет запасов по которым производится с учетом коэффициента рудоносности. Участки с промышленным оруденением в каждом взрывном блоке выявляются только по данным бурения и опробования взрывных скважин.

Второй тип — месторождения, представленные жилами и линзами неправильной формы. Для этих месторождений характерно самое разнообразное пространственное положение жил и линз переменной мощности, изменчивый характер оруденения и наличия безрудных прослоек. В некоторых случаях рудные линзы в совокупности образуют рудные столбы, которые характеризуются сравнительно низким коэффициентом рудоносности.

Третий тип — месторождения, представленные штокверками, т.е. рудными телами неправильной формы с прожилково-вкрапленным характером оруденения. Границы между рудой и пустыми породами часто визуальны неразличимы. Примером может служить Сорское медно-молибденовое месторождение.

Четвертый тип — месторождения, представленные пластообразными рудны-

ми телами переменной мощности с разными углами падения. Обычно между пластообразными телами имеются прослойки пустых пород. К подобному типу можно отнести Алтын-Топканское полиметаллическое месторождение (рис. 28.1).

Особенностью карьеров руд цветных металлов является то, что они находятся во всех климатических зонах с диапазоном температур от -50°C до $+45^{\circ}\text{C}$. Некоторые из них расположены в суровых климатических условиях с отрицательной среднегодовой температурой и сильными ветрами.

Отдельные карьеры расположены в сложных топографических условиях. Так, например, Каджаранский карьер расположен на большой высоте над уровнем моря более 2000 м.

Многие месторождения представлены сложными крутопадающими линзообразными рудными телами мощностью от 1–5 до 200 м и более.

Рудные тела характеризуются большой перемежаемостью руд и пустых пород, значительной глубиной залегания, при которой основные запасы располагаются на 70–100 м от поверхности и ниже. Такая геологическая обстановка обусловила чрезвычайно высокий коэффициент вскрыши, который на отдельных карьерах достигает $15\text{--}20 \text{ м}^3/\text{м}^3$.

Следующими особенностями карьеров цветной металлургии являются значительное колебание качества и многообразие руд. Поэтому в основном руды и породы бывают скальные: коэффициент крепости по шкале проф. М.М.Протодья-

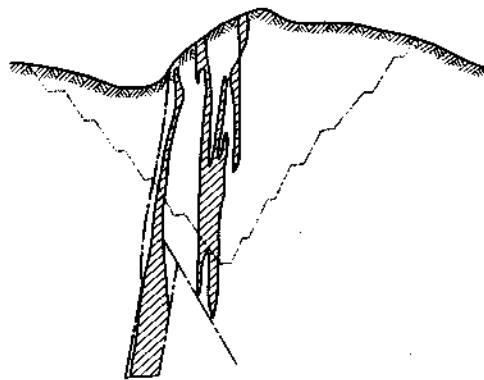


РИС. 28.1.
Разрез Алтын-Топканского месторождения

конова составляет от 6 до 16 и более, что требует производства буровзрывных работ для их разрушения. Наибольшее развитие открытый способ получил в алмазной, никель-кобальтовой и медной подотраслях. Объемы перерабатываемой руды на 1 т получаемой продукции достигают больших величин.

2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ

Почти вся горная масса обуривается станками шарошечного бурения СБШ-250 и 2СБШ-200. Однако следует отметить, что парк буровой техники все еще характеризуется разнородностью: наряду с современными станками имеются станки БСШ-1М, БСВ-3 с недостаточной эксплуатационной надежностью и низкой производительностью.

Карьеры Коунрадский, Сибайский, полностью перешедшие на бурение скважин станками СБШ-250, добились увеличения годовой производительности списочного станка в 1,4–1,5 раза по сравнению с другими меднорудными карьерами. На зару-

бежных карьерах в настоящее время в основном применяют станки шарошечного бурения с диаметром скважин 230–310 мм, а в отдельных случаях до 380 мм.

В последнее время широко применяется короткозамедленное взрывание и там, где это возможно, — многорядное расположение скважинных зарядов. В качестве ВВ применяют гранулиты, алюмотол, акватол, гранулотол и другие [59].

Погрузку горной массы производят экскаваторами ЭКГ-4, ЭКГ-4,6, ЭКГ-8 и ЭКГ-8 И. На карьерах, добывающих ртутные, сурьмяные, оловянные руды объем добываемой горной массы незначительный, поэтому на погрузочных работах, наряду с экскаваторами ЭКГ-4 и ЭКГ-4,6, используют экскаваторы с ковшом емкостью 1–3 м³. На карьерах оловянной промышленности на добыче руды применяются электрические экскаваторы Э-2005. На Тихвинских и Тургайских бокситовых рудниках на вскрышных работах применяют шагающие экскаваторы ЭШ-15/90, ЭШ-10/60 и ЭШ-4/40.

Основным видом транспорта является автомобильный. На свинцово-цинковых, ртутных, вольфрамо-молибденовых карьерах применяют только автотранспорт. Объем перевозок автотранспортом составляет более 75 % общего объема.

Грузоподъемность автосамосвалов составляет от 10 до 60 т. Основной объем горной массы вывозится автосамосвалами БелАЗ-540 и БелАЗ-548. Среднее расстояние транспортирования на карьерах цветной металлургии в 1970 г. составило 2,46 км.

Автомобильный транспорт используется также в комбинации с другими видами транспорта (Сибайский, Злотоуст-Беловский карьеры). Особенно эффективно применение комбинированного транспор-

та на Сибайском карьере, где железнодорожный транспорт не может быть использован на нижних горизонтах из-за небольших размеров карьера.

Железнодорожный транспорт применяется, как правило, на крупных карьерах цветной металлургии. В качестве локомотивов используют электровозы со сцепным весом 100 и 150 тс и думпкары ВС-50, ВС-100, ВС-105 грузоподъемностью 50, 100, 105 т.

По сравнению с другими отраслями горнодобывающей промышленности цветная имеет большое число карьеров с небольшими масштабами производства (карьеры, добывающие олово, ртуть, свинец и цинк). Наиболее крупные карьеры разрабатывают медь, никель и кобальт (Кальмакырский, Коунрадский, Златоуст-Беловский, Ждановский и др.).

3. СПОСОБЫ ВСКРЫТИЯ И СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Наиболее распространенными являются способы вскрытия: системой поступательных (спиральных) траншей; системой петлевых траншей; отдельными траншеями и полутраншеями; штольнями и рудоспусками.

Рассмотрим некоторые примеры. Коунрадское месторождение порфиоровых руд представлено мощным штокообразным телом. Местность в районе карьера слабохолмистая, состоящая из ряда отдельных сопок высотой от 15 до 50 м. Верхние горизонты вскрыты отдельными траншеями: Восточной, Южной, Юго-Западной, Западной, Северной и Северо-Восточной. Горизонты от поверхности до отметки 620 м вскрыты Восточной траншеей, представляющей систему внеш-

них поступательных траншей, а ниже до отметки 530 м — спиральными железнодорожными съездами. В результате до разведки месторождения произведена реконструкция карьера и пересмотрен вариант вскрытия. По новому варианту вскрытие осуществлено Южной траншеей уступов, расположенных выше отметки 605 м, а ниже этой отметки — системой спиральных железнодорожных съездов.

Кальмакырское медно-молибденовое месторождение представлено тремя сопками, сливающимися вместе на отметке 700 м. Максимальная глубина карьера по проекту 500 м. Фактическая глубина карьера по восточному борту 230 м, по южному 75 м. Верхние уступы до отметки 660 м вскрыты самостоятельными заездами (отдельными полутраншеями со своих горизонтов). Вскрытие глубинной части месторождения осуществляется системой спиральных траншей. Вскрытие ниже отметки 450 м предусмотрено тупиковыми железнодорожными съездами. Рассредоточение потоков руды и пустой породы производится с помощью пу-тепровода.

Наиболее распространенным способом вскрытия является система комбинированных поступательно-петлевых внутренних траншей (рис. 28.2).

При разработке нагорных месторождений верхние горизонты вскрываются либо отдельными полутраншеями, либо системой внешних петлевых полутраншей. Нижние горизонты — системой спиральных или комбинированных внутренних траншей. Для обеспечения доставки руды проходятся штольни и вертикальные рудоспуски. Подобным образом, например, вскрыто Алтын-Топканское полиметаллическое месторождение [60]. Рудные горизонты вскрыты капитальной штольней с четырьмя вертикальными ру-

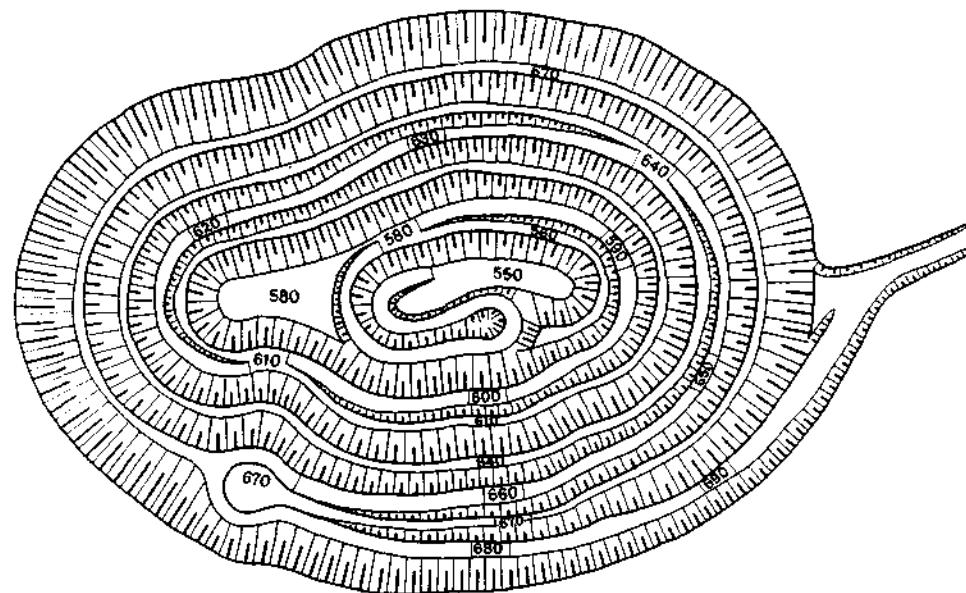


РИС. 28.2.
План Кайрактинского карьера на конце отработки

доспусками, а внутри карьера использованы различные варианты траншей. Высота вскрышных уступов составляет 10–15 м, а на добыче 7,5–15 м. Снижение высоты уступов объясняется необходимостью уменьшения потерь и разубоживания. Скорость углубки составляет в среднем 10–12 м/год.

Применяются системы разработки с углубкой карьера. Распространены варианты продольных, поперечных и круговых заходов. В связи с большими значениями коэффициентов вскрыши ширина рабочих площадок обычно близка к минимальным значениям и углы откосов рабочих бортов составляют 15–20°. Широко распространены варианты селективной выемки, когда из карьера выдается несколько сортов руд.

4. РАЗРАБОТКА ЗАЛЕЖИ РУД, СКЛОННЫХ К САМОВОЗГОРАНИЮ

В СССР находится в эксплуатации и планируется к освоению значительное число колчеданно-полиметаллических месторождений с рудами, склонными к самовозгоранию. Ведение горных работ в таких карьерах осложняется тем, что обычно проектные технологические параметры в них устанавливаются без достаточного учета особенностей разрабатываемых руд, что приводит к интенсивному их окислению и возникновению эндогенных пожаров. Увеличивается опасность труда горно-рабочих, а также снижаются показатели обогащения.

На ряде карьеров, разрабатывающих сульфидные руды, неоднократно наблю-

дались самовозгорание руд с загрязнением атмосферы сернистым газом, а также загорание и самопроизвольные взрывы взрывчатых веществ в скважинах, представляющие огромную опасность для рабочих.

Исследования, проведенные на Николаевском карьере [26], показали, что все руды склонны к быстрому окислению и самовозгоранию. Самовоспламенение руд начинается при температурах 320–430°C.

Процесс самовозгорания рудного массива является многостадийным и носит очаговый характер. После подготовки нового горизонта очаги самовозгорания возникают в районе верхней бровки уступов, на контактах с вмещающими породами, в местах большой нарушенности и трещиноватости и во взорванной руде. При этом температура по откосу уступа, особенно у верхней бровки, в скважинах и во взорванной руде достигает 40–70°C, а в некоторых блоках 90–100°C и более. Во всех случаях прослеживается единая закономерность — температура уменьшается по мере удаления от верхней бровки уступа в глубь рабочей площадки.

Состояние атмосферы значительно влияет на развитие окислительного процесса в руде, если температура поверхности руды не достигла 35–40°C. При большей температуре руды этот процесс развивается независимо от внешних факторов. Дожди временно приостанавливают процесс окисления, снижая температуру руды, а затем приводят к резкому ускорению окисления.

Время от момента вскрытия руды до образования устойчивых очагов самовозгорания на Николаевском карьере составляет 25–30 сут, а в отбитой руде — не более 8 сут после взрыва. При температу-

ре 25–30°C в руде начинает выделяться сернистый газ, а при 30–45°C процесс газовыделения резко интенсифицируется.

При окислении и самовозгорании меняется химический состав руд и значительно снижаются в связи с этим показатели обогащения. Так как процесс самовозгорания значительно зависит от времени обнажения руд, этим можно воспользоваться для планирования горных работ и параметров системы разработки в карьере. Так, А.М. Новомлинец [26] рекомендует определять параметры и показатели системы разработки на основе сопоставления расчетного времени (T) обнажения руды с предельно допустимым ($T_{\text{п}}$) для данных руд:

$$T_{\text{п}} \geq T = \frac{1}{Q} \left(\frac{V_{\text{п}}}{c} + hL_{\text{г}}B \right), \text{ мес.} \quad (28.1)$$

где $V_{\text{п}}$ — объем, вынимаемый из подготовительной выработки (разрезной траншеи или котлована) до начала добычных работ на горизонте, м³; c — коэффициент снижения производительности экскаватора при проходке траншеи (котлована); h — высота уступа подготовляемого горизонта, м; $L_{\text{г}}$ — длина экскаваторного блока по руде, м; B — ширина рабочей площадки на подготовляемом горизонте, м; Q — производительность экскаватора, м³/мес.

Интенсивность выемки руд существенно зависит от способа подготовки горизонтов и параметров вскрытия. На Николаевском карьере перешли на выемку руды с высотой подступа 5 м при поперечной подготовке горизонтов котлованами. Это в три раза повысило интенсивность отработки подготовленных рудных участков по сравнению с продольной подготовкой горизонтов при высоте уступа 15 м.

Активное развитие окисления руд сильно сдерживается, если раздельную отбойку руд и пород производить с применением наклонных скважин. Продолжительность и интенсивность воздействия атмосферы на обнаженную и раздробленную руду при этом сокращаются за счет повышения производительности экскаваторов и уменьшения трещиноватости и нарушенности массива при взрыве.

Переход на работу подступами и раздельную отбойку руд и пород повышает качество выдаваемой руды и тем самым способствует увеличению извлечения металла при обогащении. Так, на Никола-

евском карьере переход на подступы высотой 5 м позволил при раздельной отбойке снизить потери руды с 4,4 до 1,7%, а разубоживание — 5,1 до 2,4%. При валовой отбойке потери снизились с 11,8 до 3%, а разубоживание — с 23,4 до 5,1%.

Таким образом, при разработке пожароопасных месторождений основное внимание необходимо уделять сокращению времени воздействия атмосферы на поверхность руды, что достигается достаточной интенсивностью отработки месторождения и работой в рудной зоне подступами небольшой высоты.

ГЛАВА 29

РАЗРАБОТКА РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Россыпями называются рыхлые или сцементированные скопления обломочного материала, содержащие в виде обломков то или иное полезное ископаемое. В россыпях встречаются благородные металлы (золото, платина), некоторые рудные минералы (оповянный камень, вольфрамит, магнетит), соединения редких металлов (монацит) и драгоценные камни (алмаз, рубин, сапфир).

Россыпи образуются за счет разрушения более древних коренных месторождений и поэтому являются вторичными месторождениями полезных ископаемых. В зависимости от положения относительно коренного месторождения россыпи бывают перемещенные и неперемещенные. Перемещенные россыпи зависят от процессов, которые обусловили перемещение полезного ископаемого от коренного месторождения к месту зале-

гания россыпи. Эти же процессы обычно обуславливают и положение россыпи относительно тех или иных элементов рельефа земной поверхности.

Не останавливаясь на вопросах геологии россыпей, рассмотрим коротко основные горнотехнические особенности их строения. Если посмотреть поперечный разрез долинной россыпи, то можно увидеть следующие ее части (рис. 29.1):

1. **Т о р ф а** — верхняя часть рыхлых отложений в границах россыпи, которая не содержит промышленных концентраций полезного минерала.

2. **П е с к и** — продуктивная толща рыхлых отложений, содержащая полезный минерал в промышленной концентрации.

3. **П о ч в а** — слой рыхлых отложений, на котором залегает промышленный слой (пески).

4. **П л о т и к** — коренные (скальные) породы, на которых залегают рыхлые

отложения россыпи. Если пески залегают непосредственно на скальных породах, то плотик одновременно является почвой россыпи.

5. Промышленные границы россыпи, устанавливаемые в результате разведки на основе бортового содержания полезного минерала.

6. Борты россыпи.

Нельзя путать указанные выше горные термины с геологическими названиями нескальных пород. Литологический состав торфов, песков и почвы может быть самым разнообразным: песок различной крупности, суглинки, глины с прослойками гальки, валунов в самых различных сочетаниях, дресва и другие породы. Разделение на торфа, пески, почву и плотик производится только на основе содержания в них полезного минерала.

Россыпные месторождения по сравнению с коренными имеют целый ряд особенностей, которые в основном заключаются в следующем:

1. Россыпи обычно сложены сравнительно слабыми нескальными породами, поддающимися выемке без предварительного их рыхления с помощью ВВ. Исключение составляют россыпи в многолетней мерзлоте, которые требуют применения специальных способов рыхления и оттайки. При очень крупной валунистости также в некоторых случаях приходится применять дробление с помощью ВВ.

2. Глубина залегания промышленного слоя (песков) незначительна и мощность торфов обычно не превышает 5–8 м.

3. Мощность песков также незначительна и составляет 1–5 м, редко достигая 10–20 м и более.

4. Россыпи, как правило, имеют незначительную ширину (в среднем 50–200 м) и значительную протяжен-

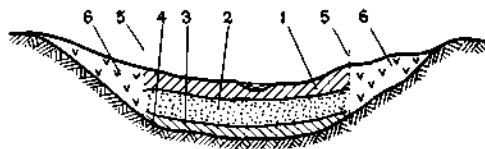


РИС. 29.1.
Элементы россыпи

ность, измеряемую километрами и десятками километров.

5. Падение пласта полезного ископаемого в россыпях незначительное и выражается сотыми и тысячными долями. Обычно $i = 0,002 \div 0,020$.

6. Полезный минерал в россыпях находится в виде отдельных зерен различной крупности.

7. Россыпи в большинстве залегают в долинах рек и ручьев при наличии поверхностного и грунтового потоков воды.

Эти характерные особенности россыпей влияют на методы их разработки.

Небольшая мощность торфов и песков обуславливает небольшие глубины карьеров и наличие только двух, иногда трех уступов. Горные работы в этих случаях продвигаются обычно очень быстро. Для обеспечения бесперебойной добычи песков в условиях быстрого продвижения очистного забоя вскрышные работы производят с большим опережением, составляющим 200–300 м. В этих условиях способы производства вскрышных и добычных работ сравнительно мало влияют друг на друга. Так, например, вскрытие торфов бульдозерами со складированием пород на бортах россыпи может применяться при самых различных способах выемки песков (экскаваторном, дражном, гидромониторном и т. д.). Только в случае, когда отвалы торфов размещаются в выработанном простран-

стве, способы производства вскрышных и добычных работ тесно взаимосвязаны.

Для обеспечения возможности работы горного оборудования в условиях большой обводненности россыпи необходимо предварительное осушение эксплуатационных участков, которое при быстро подвигающемся забое представляет значительные трудности. Выработки для осушения, пересекая рабочие площадки, мешают работе оборудования и значительно влияют на выбор способов выемки и систем разработки.

Большая обводненность россыпей способствует развитию способов выемки, при которых пески добывают из-под воды, что редко встречается при разработке коренных месторождений.

При получении концентрата из россыпных месторождений технология обогащения значительно проще, так как не нужны такие дорогостоящие процессы, как дробление, измельчение на мельницах. Обогащение упрощается, так как применяется обычно гравитационное обогащение. Дезинтеграция песков также значительно проще, чем полезных ископаемых из коренных месторождений.

В районах с суровыми климатическими условиями разрабатывать россыпи очень тяжело. Поэтому во многих случаях более целесообразно работать не круглый год, а сезонно с перерывом на зимний период.

Разработка россыпных месторождений имеет не только много различных, но и много общих черт с разработкой коренных месторождений полезных ископаемых и нельзя считать курс "разработки россыпей" совершенно самостоятельной отраслью горной науки. Фактически это один из разделов общего курса открытой разработки месторождений полезных ископаемых.

Несмотря на многовековую давность работ по разработке россыпей, обобщающих литературных работ в этой области горного дела за последние 100–150 лет имеется сравнительно немного и они принадлежат почти исключительно русским ученым.

2. ВСКРЫТИЕ РОССЫПЕЙ

При открытой разработке россыпей работы ведутся на одном либо на двух уступах. Ввиду малой мощности рыхлых отложений широко применяются бестранспортные способы отработки. Значительное распространение получили плавучие машины — драги, плавучие мойки. Все это обуславливает некоторые особенности вскрытия россыпей по сравнению с вскрытием коренных месторождений.

Одна из таких особенностей — большая зависимость способов вскрытия от применяемых способов выемки песков и торфов. При экскаваторных работах вскрытие отличается от такового при дражной разработке россыпи. Совсем другие способы вскрытия применяются при гидравлической добыче песков и т. д.

Вторая особенность вскрытия россыпей — небольшие объемы вскрышных работ, обусловленные неглубоким залеганием россыпей. Только при дражных работах в некоторых случаях требуются значительные работы по сооружению плотин.

При разработке россыпей наиболее часто применяются следующие способы вскрытия:

внешними отдельными траншеями (рис. 29.2); первоначальным котлованом; плотинами или перевалками; комбинированным способом.

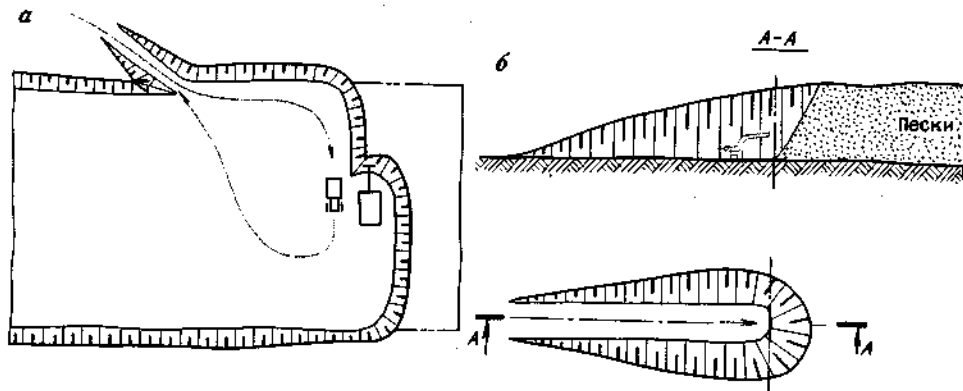


РИС. 29.2.
Вскрытие внешними отдельными траншеями при выемке пород:
а — экскаваторами; б — гидромонитором

Встречаются случаи, когда россыпи удаётся разрабатывать без производства вскрышных работ. При этом обычно для выемки пород применяются драглайны, бульдозеры и тракторные скреперы.

При выборе способа вскрытия и места расположения выработок и сооружения вскрытия определяется общее направление отработки россыпи — по падению или по восстанью.

Вскрытие внешними траншеями широко распространено в практике разработки россыпей и применяется при экскаваторном, гидромониторном, тракторно-скреперном способах выемки. Обычно применяются отдельные траншеи для вскрышного и добычного уступов. Уклон траншей определяется применяемым видом транспорта и условиями рельефа местности.

Вскрытие первоначальным котлованом применяется при дражном и гидромониторном способах выемки, а также в случае применения агрегата драглайн — плавающая мойка. Котлован сооружается на границе россыпи и в нем монтируется

драга. Затем котлован заливают водой, драга всплывает и можно приступать к добычным работам.

При дражной разработке в некоторых случаях для обеспечения транспортной связи с месторождением необходимо соорудить плотину. Благодаря этому создается водоем с уровнем воды, обеспечивающим работу драги на всем полигоне. По длине россыпи сооружается несколько плотин. Расстояние между ними зависит от конкретных условий (уклон россыпи, ее ширина, геологические условия и т.д.) и от применяемого типа и размера драги. Когда драга заканчивает отработку одного полигона, она по специально оставленному в плотине проходу переходит на следующий полигон. Проход в плотине засыпается и уровень воды поднимается до новой отметки.

3. МЕТОДЫ РАЗРАБОТКИ РОССЫПЕЙ

В настоящее время при разработке россыпей применяются разнообразные машины и механизмы. С развитием техники

ТАБЛИЦА 29.1

МЕТОДЫ РАЗРАБОТКИ РОССЫПЕЙ

Название метода	Способы погрузки и транспортирования пород при
<i>M</i> — механические методы выемки пород <i>M</i> ₁ — механизированные работы	
1. Добыча песков многочерпаковыми драгами (свайными, канатными)	а) одинарном забое; б) смежных забоях; в) комбинированном забое
2. Добыча песков землесосными драгами	а) доставке пульпы в отвал; б) доставке пульпы на плавающую обогатительную фабрику; в) доставке пульпы на стационарную обогатительную фабрику
3. Добыча песков (вскрытие торфов) многоковшовыми экскаваторами	а) рельсовом транспорте; б) безрельсовом транспорте; в) транспортировании стационарными двигателями
4. Добыча песков (вскрытие торфов) одноковшовыми экскаваторами (мехлопатами, драглайнами)	а) погрузке в отвал; б) рельсовом транспорте; в) безрельсовом транспорте; г) транспортировании стационарными двигателями
5. Добыча песков агрегатом экскаватор-мойка (плавающая, сухопутная)	а) погрузке песков в бункер мойки
6. Бульдозерная добыча песков (вскрытие торфов)	а) погрузке в бункер; б) подкучивании к экскаватору; в) погрузке в гидротранспортные лотки; г) складировании в выработанном пространстве; д) складировании на борту россыпи
7. Добыча песков (вскрытие торфов) канатными скреперами	а) стационарной установке лебедки; б) передвижной установке лебедки
8. Добыча песков (вскрытие торфов) тракторными скреперами	а) погрузке в бункер-питатель; б) складировании на борту; в) складировании в выработанное пространство
<i>Г</i> — гидравлические методы выемки пород <i>Г</i> ₁ — напорные гидравлические работы (насосные, деривационные)	
9. Добыча песков (вскрытие торфов) гидромониторами	а) принудительной доставке пульпы (землесосом, гидроэлеватором); б) самотечком транспортировании пульпы (по каналам, лоткам, трубам)
<i>Г</i> ₂ — безнапорные гидравлические работы	
10. Буторная добыча песков	а) ручной погрузке обогащенных песков в лотки; б) механизированной погрузке обогащенных песков в лотки
11. Гидравлический смыв торфов паводковыми водами	а) складировании торфов в выработанном пространстве; б) складировании торфов на непромышленных участках россыпи

и появлением новых видов оборудования методы вскрытия торфов и добычи песков претерпевают значительные изменения. Особенностью разработки россыпей является применение в ряде случаев такого оборудования, которое сразу производит выемку, доставку и переработку песков (драга, агрегат драглайн — плавучая мойка). С другой стороны, применяются методы, при которых для каждого вида работ (выемки, доставки и переработки) используются специальные машины.

Метод разработки россыпи — совокупность технологических процессов при выемке из массива и доставке торфов в отвалы, а песков к обогатительным устройствам. При вскрытии торфов и добыче песков на одной и той же россыпи могут применяться различные методы разработки. В некоторых случаях метод добычи песков включает в себя и процесс обогащения.

Методы разработки россыпей группируются нами, исходя из следующих признаков:

1. Способов отделения добываемой породы от массива.

2. Вида применяемого оборудования или инструментов при выемке и транспортировании торфов и песков.

По первому признаку различаются методы:

M — с механической выемкой; G — с гидравлической выемкой.

В свою очередь, по характеру движущей энергии при отделении пород от массива различаются:

M_1 — механизированные работы; M_2 — ручные (мускульные) работы; G_1 — напорные гидравлические работы; G_2 — безнапорные гидравлические работы.

По второму признаку определяются класс метода разработки и его название

в зависимости от типа применяемого выемочного оборудования.

Так, механизированные методы разработки характеризуются применением экскаваторов, драг, скреперов и т. д., а ручные методы разработки — различных инструментов: лопаты, кирки, ломы и т. д. Кроме этого учитывается способ доставки песков и торфов.

При экскаваторном методе разработки добываемые породы могут доставляться автосамосвалами, конвейерами, гидротранспортом и т. д. При гидравлическом методе может применяться самотечное (в канавах, лотках) или принудительное (землесосами, гидроэлеваторами) транспортирование пород. Ручные работы в настоящее время практически не применяются.

Классификация методов разработки россыпей приведена в табл. 29.1.

4. СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ РОССЫПЕЙ

В процессе развития техники разработки россыпей изменились способы выемки песков и торфов, появлялись все новые и новые способы доставки пород. По мере появления в практике различных методов разработки россыпей они брались на вооружение исследователей и применительно к каждому рассматриваемому методу вырабатывалась своя терминология и предлагались классификации систем разработки. Это привело к тому, что в настоящее время, по литературным данным, насчитывается около пятидесяти систем разработки россыпей открытым способом [58].

Все системы разработки россыпей независимо от методов разработки имеют целый ряд общих черт с системами разра-

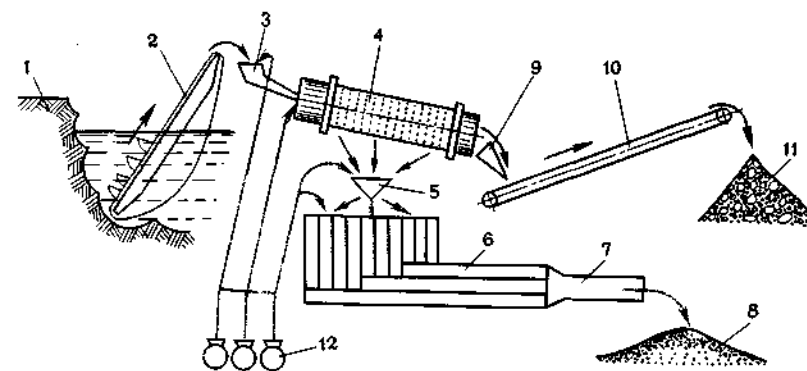


РИС. 29.3.
Технологическая схема работы драги

ботки остальных месторождений и нет необходимости выделять их в особые классификации.

При разработке россыпей применяются системы разработки без углубки карьера продольными, поперечными, радиальными заходками и ходами.

Особенности систем разработки россыпей рассмотрим на примерах основных методов разработки.

5. Дrajный МЕТОД РАЗРАБОТКИ РОССЫПЕЙ

Драга представляет собой сложный плавучий агрегат, состоящий из большого числа машин, механизмов и конструкций. При помощи драги осуществляется выемка и обогащение песков россыпи. Схема работы драги показана на рис. 29.3.

Пески 1 россыпи с помощью многоковшовой цепи 2 добывают из-под воды и загружают в завалочный люк 3. Из завалочного люка порода поступает в промывочную бочку 4. Бочка, установленная с уклоном в 5–12°, вращается со

скоростью 0,8–1,2 м/с. Для промывки породы внутри бочки вводится параллельно ее оси водопроводная оросительная труба, в которую подается насосами 12 вода под давлением 300–400 кПа. Под совместным действием воды и вращения порода измельчается и постепенно перемещается по длине бочки.

Как только порода достигает перфорированной части бочки, зерна размерами меньше диаметра отверстий бочки начинают проваливаться сквозь отверстия, а более крупные куски породы движутся далее к выходу из бочки. Мелкие зерна совместно с водой, пройдя через отверстия бочки, попадают в охватывающий бочку кожух распределителя пульпы 5. При помощи распределителя пульпа распределяется по всем шлюзам 6 или отсадочным машинам и начинается процесс обогащения.

После прохождения пульпы по шлюзам или отсадочным машинам она попадает в эфельные колоды 7 и выбрасывается позади драги, образуя эфельные отвалы 8. Крупные куски породы, пройдя бочку, попадают на галечный лоток 9, откуда на

галечный конвейер 10 и выбрасываются позади драги на эфельные отвалы, образуя галечный отвал 11.

Сначала производятся работы по обводнению россыпи на месторождениях, имеющих недостаточное количество почвенных и поверхностных вод для перемещения драги. Для этой цели в зависимости от конкретных условий сооружаются специальные водосборники, из которых вода по трубам или канавам поступает на дражный полигон. Если имеется возможность, то используется вода ближайших рек, от которых проводятся каналы к месту работы драги. Дно забоя должно быть глубже дна понтона драги не менее чем на 1,0–1,5 м. Эти сооружения являются решающими при выборе способа вскрытия россыпи.

Применяются три основных способа вскрытия: первоначальным котлованом; плотинами; комбинированный (комбинация траншей и котлована или плотин).

При вскрытии россыпи весьма важно правильно выбрать общее направление развития горных работ по восстанью или по падению долины.

Сущность работы драги в первом случае заключается в том, что драга монтируется и начинает работу с нижнего конца россыпи и, независимо от выбранной системы разработки, постепенно подвигается вверх по долине. Во втором случае разработка начинается с верхней части россыпи, и драга, также независимо от выбранной системы разработки, продвигается к нижней границе месторождения.

Из-за уклона россыпи и большой длины драги разница отметок дна разреза у носа и кормы драги может достигать значительных величин 0,75–3,5 м.

Благодаря этому при работе драги по падению может резко уменьшиться ем-

кость эфельных отвалов. Можно считать, что:

1) при уклоне россыпи до 0,015 направление работ не оказывает существенного влияния на размещение эфельных отвалов;

2) при уклоне 0,016–0,030 направление работы имеет значение тем большее, чем больше мощность драги и меньше глубина воды в забое (необходима проверка глубины воды в различных участках забоя);

3) при уклоне, большем 0,030, направление работ имеет особо важное значение.

Направление работы драги по восстанью имеет следующие достоинства:

а) возможность использования отвалов драги для устройства перевалок, позволяющих поднимать уровень воды в забое на 0,5–1,0 м;

б) лучшие условия осветления воды в забое, так как свежая вода поступает со стороны забоя не загрязненной эфельными отвалами. Не происходит заливания забоя и, на шлюзы и в бочку подается более чистая вода, что улучшает условия обогащения;

в) глубина водоема на участке размещения эфельных отвалов больше, чем у забоя, благодаря чему увеличивается емкость эфельных отвалов.

Но это направление работ имеет также и существенные недостатки:

а) наличие усиленной фильтрации через разрыхленные отвалы из дражного разреза;

б) в случае работы с плотинами неизбежно оставление целиков под ними. Плотины обычно сооружаются впереди драги с таким расчетом, чтобы при подходе драги к этому месту оставался только минимальный проход, необходимый для проведения драги через тело плотины.

После того как драга перейдет плотину, последняя окончательно достраивается, т. е. заполняется проход и драга оказывается в водоеме. Таким образом по обеим сторонам от места прохода драги неизбежно остаются целики под плотинной.

Направление работы драги по падению имеет следующие преимущества:

а) при разработке ненарушенных (горными работами) россыпей впереди драги имеется плотный целик, обеспечивающий минимальную фильтрацию воды из разреза. Это значительно уменьшает потребность в воде;

б) возможность полной отработки плотин и целиков под ними. Недостатками работы по падению являются:

а) невозможность работы на россыпи, нарушенной прежними горными работами;

б) заливание забоя от эфельных отвалов, так как вода движется от отвалов к забоям.

Учитывая особенности различных направлений работ, можно сказать, что направление работ по восстанью целесообразно применять при разработке россыпей, нарушенных старыми работами. Работа по падению целесообразна только при разработке некоторых ненарушенных месторождений с малым уклоном россыпи. В каждом случае необходим тщательный анализ конкретных условий и всех влияющих факторов.

В процессе разработки россыпи на дражном полигоне с опережением дражных работ производятся (в случае необходимости) следующие работы:

1. Очистка дражных полигонов от леса, пней и кустарников.

2. Вскрытие горфов. Вскрышные работы производятся различными методами в зависимости от горно-технических условий и наличия оборудования — бульдозе-

рами, тракторными скреперами, экскаваторами, гидромониторами.

Кроме этого в период эксплуатации драги производятся работы по:

а) проходке водоподводящих канав для пополнения и осветления воды в дражном разрезе;

б) сооружению временных перевалок из отвалов для подъема уровня воды в разрезе;

в) борьбе с промерзанием грунтов;

г) оттайке мерзлых грунтов;

д) уборке льда из разреза при зимней работе драги.

Наличие, объем и методы производства указанных выше работ зависят от конкретных условий.

В процессе работы драга должна передвигаться вдоль забоя и подвигаться вперед для отработки следующего

слоя пород. Известны два способа передвижения драги в забое: с помощью каналов и свай (рис. 29.4) и с помощью головного каната. Ширина заходки свайных драг с черпаками емкостью 150–210 л составляет 45–55 м (в среднем). У канатных драг ширина заходки по данным практики Урала составляет 70–80 м.

Известны два способа выемки грунтов в дражном забое: а) послойный; б) с подбоем.

При послойной выемке отработка забоя производится слоями толщиной 0,1–0,5 м, начиная с верхней части и постепенно опускаясь до почвы россыпи. Черпачная рама всегда находится над вынимаемым грузом.

Сущность выемки с подбоем заключается в том, что черпачная рама находится ниже вынимаемого грунта и сразу отработывается мощный слой, в некоторых случаях равный высоте уступа. Верхние части грунта в процессе работы постепен-

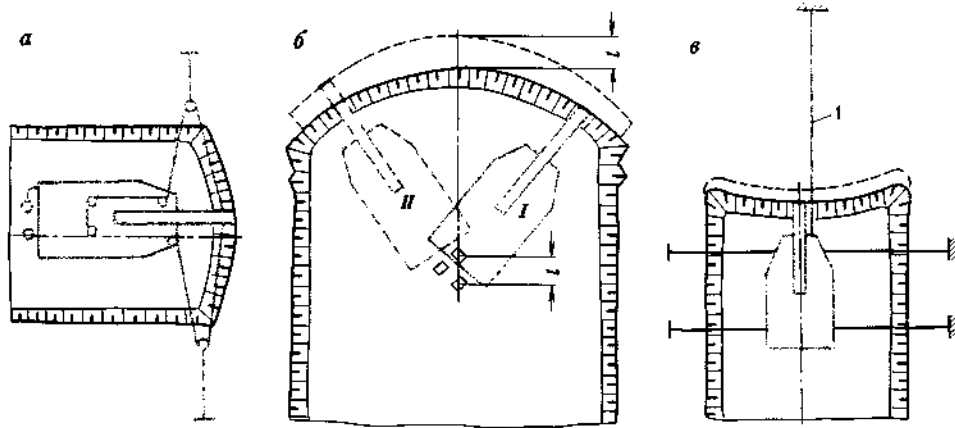


Рис. 29.4.
Способы передвижения драги в забое с помощью:
а — боковых канатов; б — свай; в — головного каната 1; l — шаг драги; I, II — начальное и конечное положения драги

но обрушаются в черпаки и выдаются вверх в завалочный люк.

При работе свайных драг обычно не применяют выемку с подбоем, так как при свайном зашагивании шаг зашагивания в средней части забоя оказывается больше, чем величина подрезки вруба черпаками, а в боковых участках забоя он очень мал и не обеспечивает естественного обрушения нависающей части породы.

Канатные драги часто работают с подбоем, так как они обычно разрабатывают мягкие хорошо обрушающиеся грунты и шаг их передвижки легко согласовать с величиной подрезки черпаками.

Выбор способа выемки грунтов с подбоем или послойно производится в зависимости от условий залегания и характера грунтов, а также конструкций и мощности драги. Наиболее часто применяется слоевая выемка, обеспечивающая более точное следование границам различных

слоев в россыпи, регулирование наполнения черпаков и более безопасную работу черпачной рамы и черпачной цепи.

Как уже говорилось выше, горная порода после прохождения ее через драгу складывается позади драги в двух отвалах: эфельном и галечном.

Если количество эфелей значительно, то эфельные отвалы начинают распространяться вперед к понтону драги и происходит так называемое подэфеливание драги, т. е. такое состояние забоя, когда понтон драги при маневрировании задевает дном за эфельные отвалы.

Угол естественного подводного откоса эфельного отвала зависит от гранулометрического состава эфелей и составляет $15-25^\circ$.

Эфельные отвалы сначала растут в высоту под водой, но достигнув поверхности, начинают растекаться к понтону и не выступают из воды.

Количество эфелей характеризуется выходом эфелей. Выход эфелей — это относительное количество горной массы, добытой драгой, которое сливается в отвал через эфельные колоды

$$\eta = \frac{V_3}{V}, \quad (29.1)$$

где η — выход эфелей; V — общий объем горной массы, вынимаемой драгой, м^3 ; V_3 — объем эфелей, содержащихся в горной массе (определяется на основе кривых гранулометрического состава); м^3 .

Выход эфелей зависит от двух факторов: гранулометрического состава добываемых грунтов; размера отверстий в бочке драги.

Чем больше содержание мелких фракций в песках россыпи и чем крупнее отверстия в бочке драги, тем выше выход эфелей и тем больше опасность подэфеливания драги, а поэтому борьба с подэфеливанием является серьезной проблемой при дражной разработке россыпей.

Для борьбы с подэфеливанием в зависимости от конкретных условий применяют:

1. Повышение уровня воды в дражном разрезе с помощью перевалок и плотин. Это очень действенный способ, который широко применяется.

2. Вскрытие торфов драгой без промывки их на обогатительных устройствах. Для этой цели добытые торфа пропускают через бочку без подачи туда воды, благодаря чему отверстия в бочке забиваются и торфа почти полностью выдаются на галечный конвейер. В некоторых случаях отверстия в бочке закрывают снаружи досками или навитым на бочку канатом. Когда начинается добыча песков, отверстия в бочке промывают. На

эфельные отвалы попадают только мелкие фракции песков, прошедшие через отверстия в бочке.

3. Предварительное вскрытие торфов другими горными машинами (тракторными скреперами, бульдозерами и т. д.).

4. Частичное удаление эфелей землесосами. Из продольных шлюзов часть пульпы стекает в специальные бункера. Оттуда при помощи землесоса эта пульпа откачивается по трубе, проложенной вдоль стакера (галечного конвейера), и выбрасывается на галечный отвал.

5. Частичное удаление эфелей эфельными колесами. Из продольных шлюзов часть пульпы попадает в специальный бункер, из которого зачерпывается ковшами, вращающимися по окружности эфельного колеса. За время прохождения ковшей пульпа обезвоживается и сбрасывается на ленту галечного конвейера.

6. Правильный выбор величины отверстий в бочке. В зависимости от конкретного состава и характера полезного компонента можно принять рациональные размеры отверстий в бочке, обеспечивающие минимальный выход эфелей.

7. Специальные способы обработки забоя, позволяющие укладывать эфельные отвалы более плотно по площади дражного разреза. В практике для этой цели применяются: работы двумя полузабоями пересекающегося направления; попеременная работа драги на правой и левой сваях; работа смежными забоями с периодическим смещением драги в промежуточное положение.

При дражных работах выемка пород производится в затопленном забое из-под воды.

Драга работает заходками, ширина которых зависит от угла разворота и раз-

меров драги. Выемка пород производится по всей высоте уступа. Все эти признаки говорят о том, что при дражных работах применяются системы разработки без углубки карьера; поперечными заходками; продольными заходками; комбинированные.

Условия применения драг. 1. Запасы месторождения должны обеспечивать непрерывную работу драги в течение 15—20 лет и более.

2. Уклон долины, где располагается дражный полигон, должен быть не больше 0,03—0,04.

3. Достаточное количество воды для заполнения дражного разреза, поддержания постоянного уровня и для осветления воды в разрезе. Обычно для осветления воды нужно подавать около 100—150 л/с.

4. В песках россыпи не должно быть скопления крупных валунов, не должно быть выступов скальных пород.

5. Ширина промышленной части россыпи должна обеспечивать проход драги.

6. Мощность рыхлых отложений от уровня воды в разрезе до почвы россыпи не должна превышать максимальной глубины черпания драги и не должна быть меньше определенной величины, зависящей от конструктивных особенностей драги (для 210-л драги не меньше 3,5 м).

7. Плотик россыпи не должен иметь ям и западин недоступных для зачистки драгой.

Землесосные драги отличаются от плавучих землесосных снарядов наличием на понтоне обогатительных устройств (шлюзов или трубных обогатителей). От многочерпаковых драг они отличаются устройством драгирующего агрегата.

Разработка песков ведется обычно полойно. Для обеспечения чистоты отработки забоя величина зашагивания принимается небольшой и процесс зашагива-

ния производится более аккуратно, чем на многочерпаковых драгах. Надводную часть забоя разрушают разрыхлителем с выключенным землесосом, порода падает в воду и вынимается позднее, когда будет отрабатываться нижний слой песков. Иногда обрушение надводного борта производится гидромонитором, установленным на понтоне драги.

При всасывании разрыхленного грунта вокруг конца всасывающей трубы образуется разреженная зона всасывания, в пределах которой частицы грунта засасываются в трубу.

Основной практической задачей при обеспечении полного засасывания тяжелых минералов является правильный выбор величины скорости всасывания, диаметра всасывающей трубы и величины зашагивания драги.

Основные достоинства землесосных драг: простота дражного оборудования; небольшая стоимость всего сооружения и простота обслуживания, монтажа и демонтажа драги.

Недостатки землесосных драг: частые остановки из-за попадания в разрыхлитель, трубы и землесос крупных камней, корней деревьев и т. д.; частые поломки разрыхлителя и крепления рамы при зачистке песков по неровному скалистому плотнику; затруднения при опробовании забоя — нужно для взятия пробы останавливать землесос и поднимать на поверхность разрыхлитель; необходимость более короткого зашагивания, чем на многочерпаковых драгах; значительные затруднения при зачистке плотника; обнаружение почвы и плотика только по сопротивлению и ударам при работе разрыхлителя, а не по цвету породы, как на многочерпаковых драгах; большое количество воды, поднимаемой с породой, усложняет работу обогатительных

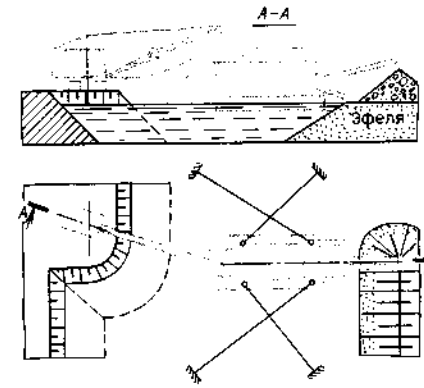


РИС. 29.5.
Агрегат драглайн-плавучая мойка

устройств и вызывает излишнюю затрату энергии. Кроме того, часть тяжелых полезных минералов не всасывается трубой и теряется. Вследствие этих недостатков землесосные драги не получили значительного распространения на практике.

6. РАЗРАБОТКА РОССЫПЕЙ ЭКСКАВАТОРАМИ

При дражных работах землеройное и обогатительное оборудование смонтировано на одном понтоне в единый агрегат. Но с целью облегчения конструкций можно разделить землеройное и обогатительное оборудование и тогда получается агрегат экскаватор — мойка. Известно два вида таких агрегатов: 1) экскаватор — плавучая мойка; 2) экскаватор — сухопутная мойка. Более часто применяется плавучая мойка в сочетании с драглайном.

Процесс работы агрегата драглайн — плавучая мойка заключается в следующем (рис. 29.5). Драглайн, стоящий на

борту разрабатываемого разреза, добывает из-под воды пески, залегающие ниже уровня его стояния, и подает их в бункер мойки, плавающей в заполненном водой разрезе. На понтоне мойки установлено обогатительное оборудование (шлюзы, отсадочные машины и т. д.). После переработки песков на обогатительных устройствах и извлечения полезного компонента пустая порода в виде гали и эфельных хвостов складывается позади понтона мойки, аналогично тому, как это происходит при работе многочерпаковых драг.

Мойка в разрезе передвигается с помощью лебедок и маневровых канатов, расположение которых показано на рис. 29.5.

По сравнению с многочерпаковыми драгами агрегат драглайн — плавучая мойка имеет следующие преимущества: небольшие капитальные затраты; возможность разработки незначительных по мощности песков и запасам россыпей.

Недостатки: большое количество подготовительных работ; необходимость осушения эксплуатационных участков; невозможность работы в сильно заболоченных участках; более высокие затраты на производство работ по сравнению с дражными работами.

Как видно из приведенного выше, агрегат драглайн — плавучая мойка может успешно применяться:

1) на участках россыпи, пригодных для дражных работ, но имеющих незначительные запасы. К разработке можно принимать участки с запасами не менее чем на три-четыре года работы;

2) на дражных полигонах, промышленные участки которых перемежаются с непромышленными;

3) при разработке промышленных бортов старых дражных полигонов;

4) при недостаточности капитальных средств на приобретение и монтаж драги.

В условиях Советского Союза с агрегатами драглайн — плавучая мойка успешно конкурируют малолитражные (менее 60 л) многочерпаковые драги, которые хотя и дороже, но удобнее в эксплуатации, более производительны и не требуют осушения и планировки россыпи.

При разработке россыпей широко применяются экскаваторы — механические лопаты с ковшами небольшой емкости до 1,0—1,5 м³. Они используются главным образом при добыче песков и реже при отработке торфов. При их работе в большинстве случаев необходимо применение транспортных средств для доставки торфов в отвалы и песков к обогащающим устройствам.

На практике применяются различные виды транспорта, но наибольшее распространение получили автосамосвалы, ленточные конвейеры, тракторные прицепы тележки, транспортирование в вагонетках по рельсам. Наиболее гибким видом доставки пород является автомобильный транспорт, при применении которого можно обрабатывать россыпь любой мощностью, любой формы, с переменной мощностью, со значительными продольными и поперечными уклонами плотика. Необходимо только, чтобы россыпь была осушена до состояния, позволяющего организовать движение автомашин. Часто для устройства автомобильной дороги используются скальные породы плотика, по которым успешно могут передвигаться автомашины.

Вскрытие россыпи осуществляется отдельными траншеями внешнего или внутреннего заложения. Расположение и размеры траншей зависят от вида транспор-

та, высоты уступа и условий залегания россыпи.

При использовании механических лопат работа производится заходками в осушенном забое. Применяются системы разработки:

поперечными заходками; продольными заходками; радиальными заходками.

Конструкция системы разработки зависит от залегания россыпи и применяемого вида транспорта. Особые трудности возникают при этом в связи с быстрым продвижением забоя экскаватора. Поэтому транспортные средства должны быть подвижными и легко переносимыми вслед за забоем.

Драглайны получили довольно широкое применение при разработке россыпей и используются значительно чаще, чем мехлопаты. Благодаря значительным рабочим параметрам во многих случаях удается применять их на вскрыше торфов без транспортных средств. Вполне успешно работают драглайны и в сочетании с различными видами транспорта.

Вскрывающие выработки при работе драглайнов на вскрыше торфов обычно отсутствуют. При добычных работах вскрытие осуществляется отдельными траншеями или же вскрывающие выработки также отсутствуют.

В целом одноковшовые экскаваторы и драглайны могут применяться в осушенном забое при разработке разнообразных по условиям залегания и размерам россыпей и в сочетании с любым видом механизированного транспорта.

В Советском Союзе на разработке россыпей многоковшовые экскаваторы полностью вытеснены драгами, так как условия их применения аналогичны таковым для дражного метода выемки. В то же время, в отличие от драг, при работе многоковшовых экскаваторов необходима

организация механизированной доставки добываемых пород, что значительно удорожает данный метод разработки. Несмотря на указанное обстоятельство, многоковшовые экскаваторы в определенных конкретных условиях могут быть успешно применены для разработки россыпей.

7. РАЗРАБОТКА РОССЫПЕЙ БУЛЬДОЗЕРАМИ И ТРАКТОРНЫМИ СКРЕПЕРАМИ

Довольно часто бульдозеры применяются в сочетании с одноковшовыми экскаваторами, которые служат для погрузки доставленной бульдозером породы.

Благодаря применению бульдозеров значительно увеличивается до 50—60 м ширина отработываемой полосы пород, а значит, резко сокращается скорость передвижения забоя. Становится возможным более эффективно применять дешевые виды транспорта, такие, как рельсовый и конвейерный.

Сначала на приисках Колымы бульдозеры стали успешно применять в сочетании с экскаваторами на вскрышных и добычных работах. Но вскоре от экскаватора отказались и перешли на чисто бульдозерный метод разработки россыпей. Были разработаны и успешно применены бульдозерные схемы работ, которые в соответствующих условиях обеспечили высокие показатели работ. Применяются системы разработки поперечными, продольными и радиальными ходами.

Основные условия применения бульдозеров при разработке россыпей:

средние расстояния транспортирования пород не должны превышать 80—100 м; россыпь должна быть осушена; мощность

торфов (в случае вскрышных работ) и песков (в случае добычных работ) не должна быть значительной (лучше всего не более 2—3 м); в породах не должно быть систематической валунности; плотные грунты III—IV категорий должны предварительно разрыхляться рыхлителем, прицепляемым к бульдозеру.

За последние 15—20 лет в промышленности начали широко внедрять новые землеройные машины — тракторные скреперы. Для разработки россыпей тракторные скреперы начали применяться в СССР в военные годы на приисках Колымы и Алдана. В настоящее время они в небольших масштабах используются на приисках всех районов СССР и наиболее широко на оловоносных россыпях Забайкалья, где для их применения имеются благоприятные условия.

При производстве вскрышных работ применяется несколько разновидностей систем разработки: продольными наклонными ходами с последовательным наращиванием внешних отвалов (см. рис. 25.1), участковым образованием отвалов (см. рис. 25.2), с образованием отвалов при помощи бульдозеров; продольными горизонтальными ходами. Отвалы могут также размещаться в выработанном пространстве.

При добыче песков тракторные скреперы, как и бульдозеры, обычно работают в сочетании с ленточными конвейерами. Для этой цели устраивается бункер-питатель емкостью 1,5—3,0 емкости ковша скрепера. Скрепер заезжает на бункер и разгружает пески, которые затем при помощи питателя (обычно лоткового) подаются на конвейерную ленту.

Некоторое распространение получила работа тракторных скреперов в сочетании с автосамосвалами. Эта схема отличается большой гибкостью, возмож-

ностью устраивать погрузочные площадки в наиболее удобных местах и отсутствием необходимости автосамосвалам заезжать под погрузку в забой.

Работа тракторного скрепера наклонными слоями целесообразна в большинстве случаев, но особенно, когда содержание полезных компонентов по мощности песков неравномерно и необходимо перемешивать отдельные слои песков для усреднения содержания полезных минералов.

Если мощность песков незначительна или же имеются горизонтальные пустые прослойки, которые требуется убирать в отвал, то более целесообразной окажется работа горизонтальными слоями. На одном из приисков СССР успешно применялась работа скреперов. Грузный скрепер двигался по почве россыпи, а порожний — по борту россыпи. Пески сначала вынимали горизонтальными слоями, а затем наклонными. Торфов на россыпи не было.

При работах небольшого масштаба, когда производительность обогатительной установки меньше производительности тракторного скрепера, можно применять комбинированную систему разработки, при которой выемка как торфов, так и песков выполняется одним скрепером. На рис. 29.6 приведена схема разработки оловоносной россыпи.

8. ГИДРОМОНИТОРНАЯ РАЗРАБОТКА РОССЫПЕЙ

Напорная вода для выемки пород была впервые применена при разработке россыпей на Урале в 30-х годах XIX в. Это была так называемая деривационная гидравлика, при которой вода по каналам и лоткам подводилась из реки

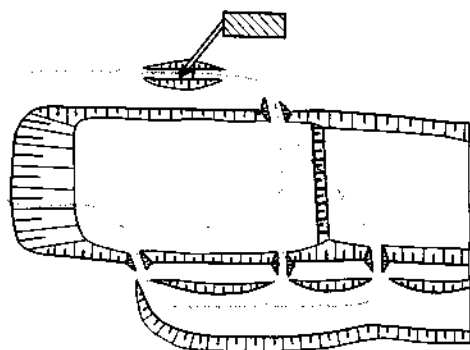


РИС. 29.6.
Схема разработки оловоносной россыпи

на высоте нескольких десятков метров над рабочим участком и по деревянным трубам подавалась в забой. В забое напорная вода при помощи "водобоя" (гидромонитора) направлялась для размыва породы.

В 50-х годах XIX в. гидромониторы начали широко применяться при разработке золотоносных россыпей в Калифорнии (США).

В 80-х годах XIX в. в России гидравлический метод разработки был усовершенствован под руководством М.А. Шостака на р. Лене и Е. А. Черкасова в Абаканской тайге и получил значительное распространение при разработке россыпей. К этому же периоду относятся первые русские теоретические работы К.А. Кулибина и И.А. Тиме, в которых обобщен опыт гидравлических работ и дается теоретическая разработка отдельных проблем гидравлического метода. До начала XX в. гидромониторный метод применялся только при разработке россыпей, в XX в. он распространяется и на другие горные и земляные работы.

В Советском Союзе гидромониторный метод широко применяется при раз-

работке россыпей и получил значительное теоретическое и практическое развитие.

При гидромониторной разработке россыпей необходимо предварительно выполнить комплекс подготовительных работ, а именно: 1) осушение участка; 2) устройство дорог, связи и сигнализации; 3) снабжение энергией; 4) вырубку леса и кустарников, корчевку шней; 5) предварительное рыхление пород; 6) предохранение участка от промерзания; 7) снабжение водой.

Объем и характер этих работ зависят от конкретных условий. Предварительное рыхление плотных грунтов значительно улучшает показатели размыва и уменьшает расход воды.

При разработке россыпей обычно применяют рыхление при помощи: бульдозеров, экскаваторов, взрывчатых веществ, гидрообрушения (метод Карцева).

В практике встречаются встречный, попутный и комбинированный размыв пород гидромонитором. При добыче песков процесс размыва необходим не только для выемки песков из массива и облегчения транспортирования их к обогатительным устройствам, но и для дезинтеграции песков перед процессом обогащения. Часть полезного ископаемого находится в так называемой "примазке" к гальке, т. е. в глинистой породе, окружающей гальку, и может быть вместе с галькой и валунами удалена в отвалы. Поэтому при добыче песков из россыпей размыв породы должен производиться тщательнее и дольше, чем на других работах, а значит, и расход воды получается больше.

Встречный размыв имеет достоинства:

1. Дезинтеграция породы и обмывка отдельных камней производится наиболее тщательно.

2. Для транспортирования породы к зумпфу не нужно дополнительного расхода воды, так как она идет самотеком.

Недостатки встречного размыва:

1. При валунистой россыпи в забое скопляются камни, мешающие дальнейшему размыву.

2. При небольшом уклоне плотика в подошве забоя остается недомыв.

3. Трубы и гидромониторы находятся в движущейся пульпе и заиливаются.

Попутный размыв с установкой гидромонитора на плотике имеет следующие основные достоинства:

1. Разрушенная порода полностью доставляется к зумпфу, не оседая на подошве забоя недомыва.

2. Галька и небольшие валуны доставляются к зумпфу и не остаются у забоя. Благодаря этому уборка камней может быть сосредоточена в одном месте и легче поддается механизации.

3. Трубы и гидромониторы не заиливаются, так как находятся на сухом месте.

4. Зачистка плотика может производиться без перестановки гидромонитора.

Недостатки:

1. Более низкое качество дезинтеграции грунтов и обмыва камней.

2. Большой расход воды за счет транспортирования к зумпфу крупной гальки и валунов.

3. Чаще засоряется землесос, так как в него попадают крупные камни.

Попутный размыв с установкой гидромонитора на поверхности россыпи имеет дополнительно к предыдущим следующие достоинства:

1. Гидромонитор располагается на значительном расстоянии от размываемой породы, а поэтому она размывается более интенсивно.

Недостатки:



ПАВЕЛ ЭДУАРДОВИЧ ЗУРКОВ
(1906–1968 гг.)

— ученый и педагог. Основные труды: "Открытые разработки" (1940 г.), "Разработка рудных месторождений открытым способом" (1953 г.).

1. Затруднения при размыве растительного слоя россыпи.

2. Струя около гидромонитора врезаются в грунт и образует углубления, препятствующие правильному транспортированию породы.

3. Удельный расход воды более значителен, так как размыв пород идет под острым углом к площади забоя.

4. За счет более высокого положения гидромонитора уменьшается напор воды на высоту уступа.

Выбор способа размыва производится в результате анализа конкретных условий и особенностей различных способов размыва. В некоторых случаях принимают комбинированный размыв, стараясь объединить достоинства встречного и попутного размывов.

При гидромониторной разработке россыпей применяются различные разновидности трех основных систем разработки:

поперечными заходками; продольными заходками; радиальными заходками.

Выбор рационального варианта системы разработки производится в результате тщательного технико-экономического анализа.

Применяется как самотечный, так и напорный гидротранспорт.

В пределах рабочего участка пульпа от забоя до зумпфа землесоса или гидроэлеватора транспортируется обычно самотеком по специально устраиваемым каналам. Если уклон подошвы забоя недостаточен, то для транспортирования пульпы используются гидромониторы, которые устанавливаются по направлению движения пульпы.

Для подъема пульпы и транспортирования ее за пределы рабочего участка применяются землесосы и гидроэлеваторы.

При вскрыше торфов уборка недомыва осуществляется либо вручную, либо бульдозером. При добыче песков обычно недомыв удаляется попутным размывом при помощи гидромонитора, но применяются и бульдозеры, и ручные работы.

Очень трудоемкой работой при гидромониторной разработке валунистых рос-

сыпей является уборка камней, скопляющихся у забоя. Для этой цели применяются следующие способы: взрывание крупных валунов; применение бульдозеров; применение канатных и коинных скреперов; применение кабельных кранов; применение консольных кранов (кран-укосина); применение ленточных передвижных конвейеров; ручная уборка камней.

Способы складирования пород в гидравлические отвалы при разработке россыпей принципиально не отличаются от таковых при разработке коренных месторождений.

Для успешной работы прииска необходимо большое количество воды. Поэтому огромное внимание уделяется водоснабжению.

Забор воды осуществляется либо из реки, либо из специально сооруженного водохранилища, на некоторых устраивают насосные станции.

Если воды недостаточно, то организуется работа с кругооборотом воды. Вода из отстойных прудов (после гидроотвалообразования) подается насосами в забой. Из внешних источников откачивается только недостающая часть воды.

Для применения гидромеханизации при разработке россыпей необходимо наличие следующих условий:

1. Горные породы должны поддаваться размыву струей напорной воды и транспортированию в потоке воды.

2. Вблизи россыпи должны находиться источники водоснабжения.

3. Если нужно использовать насосы для подачи воды к гидромониторам и землесосам для откачки пульпы, то необходимо наличие электроэнергии.

4. Наличие участков для гидравлических отвалов.

9. ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТЬ ЭКСПЛУАТАЦИОННОГО СЕЗОНА

Объем получаемой на прииске годовой продукции зависит от количества работающих машин, а также от суммарного времени работы этих машин. Желательно, чтобы оборудование максимально использовалось в течение года, но, к сожалению, достигается это не всегда и не везде. Суровые климатические условия в зимнее время в северных районах, продолжительные тропические ливни в южных районах настолько усложняют работу, что на некоторый период она становится совершенно неэффективной.

В СССР при разработке россыпей часто пытались производить вскрышные работы зимой, но в большинстве случаев удорожание работ и большой износ оборудования совершенно не компенсировались увеличением времени работы машин. В конечном итоге годовой объем работ на одну машину увеличивался на незначительную величину, а расходы оказывались весьма значительными. Поэтому в средних и северных районах Советского Союза горные работы при разработке россыпей ведутся обычно сезонно, т. е. приостанавливаются на более или менее значительный срок в зимнее время. В течение рабочего сезона работы производятся непрерывно без выходных дней в три смены в сутки.

При проектировании приисков, работающих сезонно, большое значение имеет правильное определение продолжительности эксплуатационного сезона и правильное установление мероприятий по продлению этого сезона. От этого зависит точность определения масштаба прииска, количества получаемой продукции и точность подбора основного горного и транспортного оборудования.

В одном и том же районе на отдельных участках и месторождениях продолжительность сезона может быть различной в зависимости от: горно-технических факторов, ориентировки рабочих участков по отношению к сторонам света, способов выемки и транспортирования торфов и песков, технологии обогащения песков, масштабов горных работ и т.д. Поэтому продолжительности эксплуатационного сезона необходимо определять конкретно для каждого месторождения. Если же сравниваются различные методы разработки, то для каждого метода нужно также устанавливать продолжительность сезона. Эту проблему можно решать в двух направлениях:

- 1) продолжительность сезона определяется при отсутствии специальных мероприятий по его удлинению;
- 2) сезон продляется проведением специальных мероприятий.

Рассмотрим эти вопросы отдельно. Основным фактором, определяющим продолжительность сезона, являются климатические условия района месторождения. Для суждения о климате должны быть изучены многолетние данные метеорологических наблюдений, на основании которых можно построить график средних значений температур воздуха и количества осадков по месяцам года (рис. 29.7).

На основании этого графика уже можно ориентировочно наметить периоды начала и конца рабочего сезона.

Например, тракторные скреперы и бульдозеры могут работать, когда породы находятся в талом состоянии, т. е. при температуре пород выше 0°C . Только в отдельных случаях, когда разрабатываемые породы имеют влажность менее 5%, можно работать осенью при отрицательных

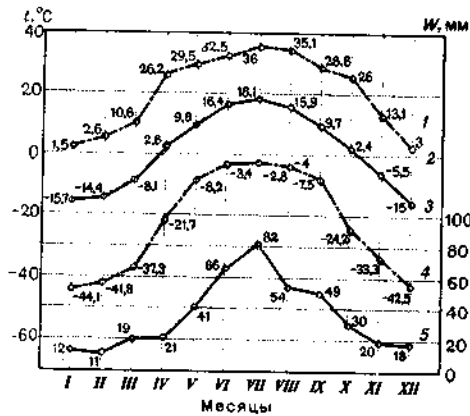


РИС. 29.7.

График годового хода температур и осадков: 1 — абсолютный месячный максимум; 2 — среднегодовая температура (0°C); 3 — среднемесячная температура; 4 — абсолютный минимум; 5 — среднемесячное количество осадков

температурах. Поэтому в обычных случаях эксплуатационный сезон может быть намечен в месяцы с положительными средними температурами воздуха. Для условий, изображенных на рис. 29.7, начало сезона для бульдозерного и тракторно-скреперного методов разработки можно наметить в апреле, а конец — в октябре. Для уточнения дат начала и конца сезона необходимо подробно рассмотреть весенний и осенний периоды. Нужно выявить следующие характерные сроки и даты:

начало первых оттепелей с температурой выше $+5^{\circ}\text{C}$; устойчивый переход среднесуточных температур весной от отрицательных к положительным; конец последних весенних заморозков; продолжительность безморозного периода; начало первых осенних заморозков; устойчивый переход среднесуточных температур осенью от положительных к отри-

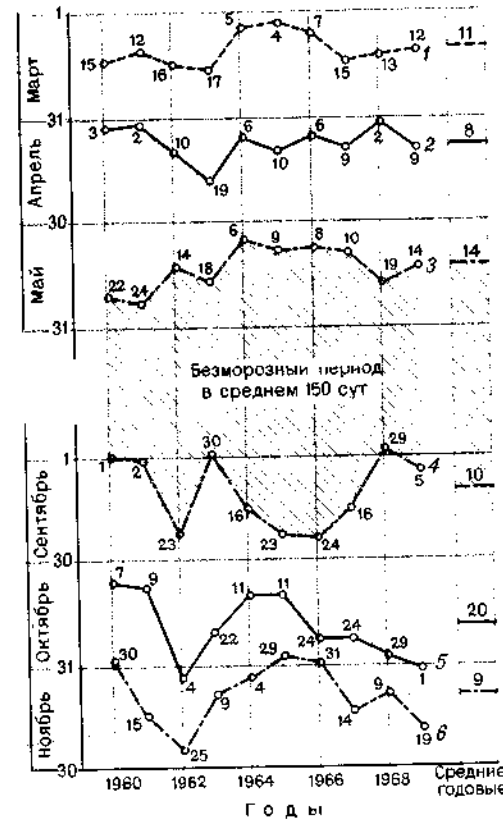


РИС. 29.8.

Характерные даты весеннего и осеннего периодов:

- 1 — первые весенние оттепели $+5^{\circ}\text{C}$; 2 и 5 — устойчивый переход среднесуточных температур через 0°C ; 3 — последние заморозки; 4 — первые заморозки; 6 — переход через -5°C

цательным; продолжительность периода с положительными среднесуточными температурами; переход среднесуточных температур осенью через -5°C ; эти данные графически представлены на рис. 29.8. Начало сезона намечается на период между весенним переходом среднесуточных температур через 0°C и

последними весенними заморозками с учетом даты вскрытия рек (если река расположена в районе россыпи или же водоснабжение не может нормально быть организовано до вскрытия рек) и количества осадков. На основе рис. 29.7 и 29.8 можно установить начало сезона с 8 апреля по 14 мая, а так как реки вскрываются 15 апреля, то с достаточной достоверностью дату начала сезона для бульдозерных и тракторно-скреперных работ можно наметить на 15 апреля. Конец сезона определяется в основном датой осеннего перехода среднесуточных температур через 0°C , а в некоторых случаях через -5°C . Из рис. 29.8 видно, что конец сезона может быть намечен на 20 октября, т. е. продолжительность сезона составляет 188 сут.

После этого производится уточнение по другим факторам. Необходимо учитывать интенсивность повышения температур весной. Например, в районах с континентальным климатом, где переход от весны к лету происходит очень быстро, работы можно начинать вскоре после перехода среднесуточных температур через 0°C , так как процесс таяния грунтов происходит интенсивно. При менее быстром повышении температур весной начало сезона следует отнести ближе к дате окончания весенних заморозков.

Условия залегания месторождения и его геологическое строение также влияют на сроки начала и конца горных работ. Если россыпь залегает в местах, обильных грунтовыми водами (руслевые воды во всех случаях должны быть отведены с площади разрабатываемых участков), и влажность грунтов высокая, то скорость таяния грунтов будет значительно снижена и работы можно начинать на 10–15 сут позднее, чем на участках с сухими грунтами. Осенью на сухих

грунтах можно работать значительно дольше, чем на влажных.

Положение разрабатываемого участка по отношению к сторонам света и наклон его поверхности могут значительно повлиять на даты начала и конца сезона. На участках, расположенных с уклоном на южных и юго-западных склонах возвышенностей, работы могут быть начаты через 2–5 сут после перехода среднесуточных температур к положительным. Северные склоны запаздывают с оттайкой на 10–15 сут и больше.

Растительность, покрывающую поверхность участка, которая сильно задерживает таяние грунтов, нужно принимать во внимание при определении начала вскрышных работ; при добычных работах обычно имеют дело с обнаженными от растительности грунтами.

Литологический состав грунтов, слагающих россыпь, в значительной степени определяет скорость таяния грунтов. Быстрее оттаивают песчаные и песчано-галечные грунты, медленнее — суглинистые и глинистые.

Наличие многолетней мерзлоты резко изменяет условия таяния грунтов и требует оттайки не только на глубину деятельного слоя, но и на всю глубину разрабатываемого слоя пород.

Таким образом, на скорость таяния и замерзания грунтов, слагающих россыпь, а значит, и на даты начала и конца сезона влияют:

характер грунта; интенсивность нарастания положительных температур окружающего воздуха; влажность грунта; наличие растительного покрова; положение и наклон участка по отношению к сторонам света; наличие вечной мерзлоты; толщина снежного покрова.

Кроме этого нужно учитывать применяемые методы разработки россыпи.

При применении бульдозеров и тракторных скреперов, т. е. машин, разрабатывающих грунты тонкими слоями на большой площади, работы можно начинать при толщине оттаявшего слоя грунтов 10–15 см. Вместе с выемкой будет происходить более интенсивное таяние грунтов.

Работы с применением экскаваторов можно начинать лишь при наличии сравнительно глубокого (более 1,5 – 2,0 м) слоя талых грунтов или после предварительного рыхления мерзлых грунтов при помощи взрывчатых веществ. Нужно также учитывать, что мерзлые пески, добытые экскаватором, не могут быть переработаны на обогатительной установке без предварительного их оттаивания. Чтобы специально не рыхлить мерзлые грунты, в первые весенние дни целесообразно работу экскаватора совместить с работой бульдозера, который доставляет к нему талые грунты по мере их естественной оттайки.

Гидромониторная разработка грунтов может быть начата весной только тогда, когда мерзлый грунт не будет создавать завесов в забое. Кроме этого необходимо наличие в достаточном количестве воды.

Осенью с понижением температуры ниже 0°C производительность гидромониторной разработки снижается, а при –10°C и ниже уменьшается в полтора-два раза. За счет замерзания источников

резко сокращается количество воды. Обмерзают забой, гидромониторы и трубы.

Дражная разработка россыпей увеличивает эксплуатационный сезон, так как в условиях подводного забоя температурный режим грунтов отличается меньшими колебаниями и обычно зимняя работа усложняется только в связи с наличием в забое большого количества льда, препятствующего передвижению драги. Небольшие драги заканчивают работу при температурах воздуха ниже –20°C, а крупные драги с мощным землеройным оборудованием работают при температурах до –35°. Такая же закономерность наблюдается и при работе мелких и крупных экскаваторов, гидромониторов и т. д.

При разработке россыпей часто конец сезона при выемке песков определяется условиями обогатительного процесса. Обычно применяется гравитационная схема с осаднением полезного минерала из потока пульпы, движущейся тонким слоем (2–10 см) по обогатительным

ТАБЛИЦА 29.2

ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТЬ ЭКСПЛУАТАЦИОННОГО СЕЗОНА

Метод разработки	Средний Урал		
	Начало сезона	Конец сезона	Продолжительность сезона, сут
Тракторно-скреперный, бульдозерный и экскаваторно-бульдозерный	15–20 апреля	20–25 октября	180–185
Экскаваторный	20–25 апреля	20–25 октября	170–180
Гидромониторный	20–25 апреля	20–25 октября	170–180
Дражный	20–25 апреля	1–30 января	250–280

Северный Урал и Сибирь			Забайкалье		
Начало сезона	Конец сезона	Продолжительность сезона, сут	Начало сезона	Конец сезона	Продолжительность сезона, сут
15–20 апреля	15–20 октября	175–180	15–20 апреля	10–15 октября	170–180
25–30 апреля	15–20 октября	170–175	25–30 апреля	10–15 октября	165–175
25–30 апреля	20–25 октября	165–170	20–25 апреля	15–20 октября	165–180
25–30 апреля	15 декабря – 10 января	230–260	25 апреля – 5 мая	20 ноября – 15 декабря	200–250

шлюзам, столам и отсадочным машинам. При отрицательных температурах воздуха происходит обледенение обогатительного оборудования, смерзание и обледенение частиц грунта, и, как следствие этого, резкое снижение извлечения полезного минерала, особенно при малой крупности зерен. По возможности стараются в период морозов для обогатительного процесса применять нагретую воду, что позволяет продлить эксплуатационный сезон.

В табл. 29.2 приводятся средние значения продолжительности сезона при разработке россыпей различными методами для восточных районов СССР. В районах с тропическим климатом, основные трудности для горных работ создаются в период тропических ливней и связанных с ними наводнений. Обоснование продолжительности работы прииска в течение года и неизбежных перерывов в работе может производиться также по предложенной выше методике на основе взаимного учета многолетних климатических данных и возможностей применяемого метода разработки россыпи в конкретных условиях.

Продолжительность эксплуатационного сезона, определенная по средним многолетним метеорологическим данным, является безусловно надежной для проектирования величины. Но при работе прииска будут сказываться ежегодные отклонения климатических данных и даты начала и конца сезона будут из года в год колебаться, приспосабливаясь к конкретным метеорологическим показателям каждого года.

Нельзя планировать продолжительность рабочего сезона, исходя только из учета рассмотренных выше природных факторов, а необходимо изыскивать такие меры, которые могут способствовать

увеличению продолжительности сезона. К таким мерам может быть отнесено применение специальных систем разработки, особые мероприятия по подготовке грунтов к зимней выемке и по обеспечению нормальной работы машины и механизмов в зимних условиях.

Существуют следующие методы подготовки грунтов к зимней выемке:

- 1) предохранение грунтов от промерзания при помощи снегозадержания, покрытия участков другими теплоизолирующими материалами (хвойные ветки, ледяная кора, опилки, солома и т. д.), вспахивания и боронования грунтов;
- 2) рыхление мерзлых грунтов тракторными рыхлителями;
- 3) рыхление мерзлых грунтов при помощи взрывчатых веществ;
- 4) искусственное оттаивание мерзлых грунтов холодной водой, горячей водой и паром.

При разработке оловоносных россыпей в СССР для удлинения сезона применяется рыхление грунтов при помощи взрывчатых веществ. Благодаря этому удается зимой производить вскрышные работы и заготовку песков для летнего обогащения.

При дражных работах в зимнее время проводятся мероприятия по удалению льда из забоя, чтобы дать возможность драге маневрировать, и по утеплению механизмов драги. Лед в забое раскалывается ломом или нарезается при помощи труб с горячим паром. Куски льда убираются из дражного разреза в корзинах по канатной дороге, в деревянных санях при помощи каната и лебедки или же черпаками драги.

При гидромониторных работах в зимнее время проводятся мероприятия по утеплению трубопроводов, предохранению грунтов от промерзания и т. д.

ГЛАВА 30

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ХИМИЧЕСКОГО СЫРЬЯ

1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Месторождения химических руд — сырьевая база производства минеральных удобрений и ряда отраслей химической промышленности. Апатитовые, фосфорные, калийные и серные руды и продукты их переработки широко применяются в сельском хозяйстве, в металлургической, нефтяной, оборонной, текстильной, пищевой и ряде других отраслей промышленности, а также в медицине, ветеринарии и т. д.

Основные виды добываемого сырья — фосфорные и серные руды. Из фосфорных руд производят различные удобрения — фосфорную муку, суперфосфаты и азотно-фосфатные удобрения.

Из серных руд получают серу, которая используется: для производства серной кислоты (до 50 % всей серы), в целлюлозно-бумажной промышленности, для производства спичек, взрывчатых веществ, синтетического каучука, в сельском хозяйстве.

В настоящее время открытым способом добывается более 50 % апатитовых руд, более 90 % фосфоритовых и серных. Апатитовые месторождения сосредоточены главным образом на Кольском полуострове, серные руды — в Предкарпатье (77 %), Средней Азии (7 %) и Средневожском районе (13 %). Половина запасов фосфоритных руд находится в Европейской части РСФСР, 40 % — в Казахстане, 7 % — в Прибалтике [54, 37].

По горнотехническим условиям различают три группы месторождений:

1 группа — скальные и полускальные вскрышные породы и руда (крутопадаю-

щие и пологопадающие залежи; месторождения производственного объединения "Апатит", фосфориты Каратау и Маарду, сера Гаурдакского и Водинского месторождений и др.).

2 группа — мягкие породы вскрышной толщи и скальные и полускальные руды (пластообразные пологопадающие залежи; Раздольское, Подороженское и Язовское месторождения и др.).

3 группа — мягкие породы вскрышной толщи и руды (пологопадающие пластообразные залежи; платформенные фосфориты Егорьевского, Полпинского, Вятско-Камского и др.).

Первая группа месторождений отрабатывается [34] системами разработки с углубкой карьера; применяется буровое оборудование, экскаваторы-мехлопаты с ковшами емкостью 4,6; 8 и 12 м³.

Вторая группа месторождений отрабатывается системами разработки без углубки карьера. На вскрышных работах часто используются роторные экскаваторы с конвейерным транспортом, на добычных — взрывные работы, механические лопаты с автосамосвалами. Частично нижние вскрышные уступы отрабатываются драглайнами с перемещением пород во внутренние отвалы.

Третья группа месторождений отрабатывается системами разработки без углубки карьера с применением многоковшовых экскаваторов, консольных отвалообразователей и железнодорожного транспорта.

На Вятско-Камском руднике запроектирован, а на Егорьевском уже внедряется гидротранспорт фосфорной руды. Благодаря этому дополнительно осуществля-

ется промывка и дезинтеграция руды до поступления ее на обогатительную фабрику.

Наряду с обычными способами открытой разработки все шире применяются специальные способы. Так, на Язовском месторождении действует опытный участок подземной выплавки серы; такой же участок вводится в действие на Гаурдакском месторождении.

На Кингисеппском месторождении работает участок по гидродобыче зернисто-ракушечникового фосфорита из скважин.

Месторождения химического сырья расположены в самых различных климатических зонах.

Так, Хибинские апатитовые месторождения расположены в Заполярье на Кольском полуострове. Здесь среднегодовая температура составляет минус 4°C , число дней с морозом 250–280, с метелями 160–170, с туманом 250–260, со штормовыми ветрами 50–60. Влажность воздуха не бывает ниже 85–90%.

Очень много выпадает снега, что ведет к снежным заносам и сходу снежных лавин. Платформенные фосфориты Кингисеппского, Егорьевского, Вятско-Камского и других месторождений расположены в зоне умеренного климата. Серные месторождения Прикарпатья — в районах с большим количеством (850–900 мм в год) осадков в виде дождей и снега. Фосфориты Каратау и серные руды Гаурдакского комбината расположены в зоне жаркого климата. Серные месторождения, сильно обводнены, загазованы удушливыми и ядовитыми газами.

На месторождениях Прикарпатья вскрышные породы обводнены и малоустойчивы.

Фосфоритные месторождения Прибалтики и Ленинградской области представ-

лены многими пластами различной мощности и прослоями пустых пород различной крепости, сильно обводнены.

Имеется и много других особенностей рассматриваемых месторождений: многогосортность руд, наличие многих вредных примесей, и т.д.

2. РАЗРАБОТКА КРУТОПАДАЮЩИХ ЗАЛЕЖЕЙ ФОСФОРИТА И АПАТИТА

Основной отечественной сырьевой базой производства фосфорных минеральных удобрений является производственное объединение "Апатит", расположенное на Кольском полуострове.

Прирост добычи апатитовых руд на объединении намечен в основном за счет открытого способа разработки, т.е. освоения проектной производительности нагорного карьера "Центральный", сданного в эксплуатацию в декабре 1964 г.

Геологические и горнотехнические условия залегания месторождения "Плато Расвумчорр", разрабатываемого карьером "Центральный", благоприятны для развития открытого способа разработки. Рельеф месторождения представляет собой плато, которое в северном направлении полого падает на 300 м от абсолютной отметки 1050 м до отметки 750 м, а в остальных направлениях падает почти на такую же высоту, но с образованием крутых скалистых обрывов.

Месторождение "Плато Расвумчорр" среди апатитовых месторождений Хибинской апатитовой дуги является самым крупным и имеет размеры: по простиранию — 2050 м, вкост простирания — 1400 м. Форма залежи пластообразная. Простирание по азимуту 275° , падение С-С-В под углом от 20 до 30° .

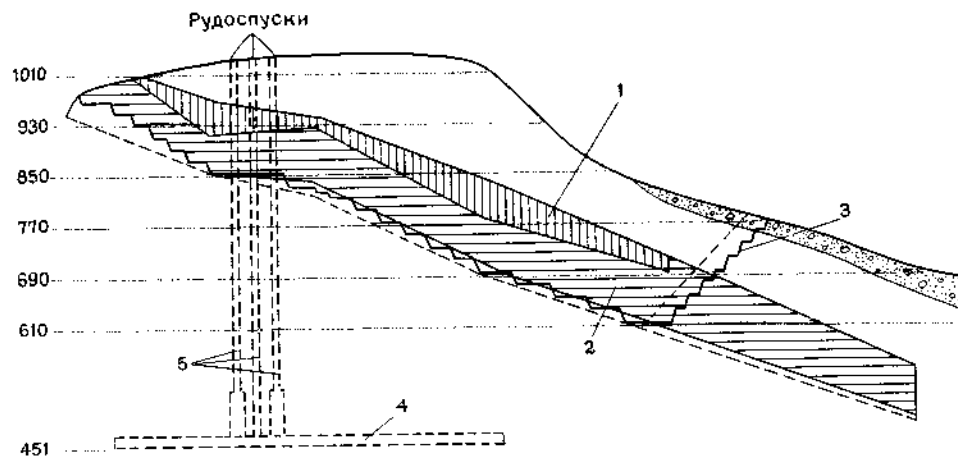


РИС. 30.1. Поперечный разрез апатитовой залежи карьера "Центральный" производственного объединения "Апатит": 1 — богатые руды; 2 — промышленные руды; 3 — граница карьера; 4 — штольня; 5 — рудоспуски

В верхней своей части на всем протяжении участка, а также в долине Расвума (по падению) залежь обнажается на земной поверхности или прикрыта тонким слоем (мощностью не более 2 м) морены и целювия (рис.30.1). Вертикальная мощность самой залежи колеблется от 20 до 175 м, составляя в среднем по участку 60 м. В геологическом отношении участок содержит сложный комплекс изверженных пород трех основных интрузивных фаз: рисчорриты, ийолит-уртиты, породы апатито-нефелиновой залежи.

Для подсчета принята следующая плотность: апатито-нефелиновых руд — $3,0 \text{ т/м}^3$; покрывающих пород — $2,8 \text{ т/м}^3$ и подстилающих — 3 т/м^3 . Плотность морены и каменной насыпи — $2,2 \text{ т/м}^3$. Крепость всех руд по шкале проф. М.М.Протодьяконова $6 \div 8$: пород $f = 10$. Средний коэффициент вскрыши в целом по карьеру составляет $1,32 \text{ м}^3/\text{м}^3$, или 1,28 т/т.

С учетом всех особенностей залегания рудного тела и рельефа поверхности месторождения был принят и осуществлен комбинированный способ вскрытия — капитальная штольня площадью сечения $35,7 \text{ м}^2$ и три вертикальных рудоспуска диаметром 6 м, глубиной 600 м, расположенные примерно в центре тяжести запасов руды. Кроме того, пройден клетьевой ствол диаметром 5,6 м, с одной двухэтажной клетью для спуска и подъема людей, оборудования и материалов. Для наземного сообщения по южному склону горы сооружена профилированная автодорога.

Для отработки апатитовой залежи применяется комбинированная система разработки поперечными и продольными заходками с углубкой карьера (см. рис. 9.11). Торцевые (западные и восточные) участки обрабатываются поперечными заходками длиной 100–150 м, а северная часть рабочей зоны — продольными заход-

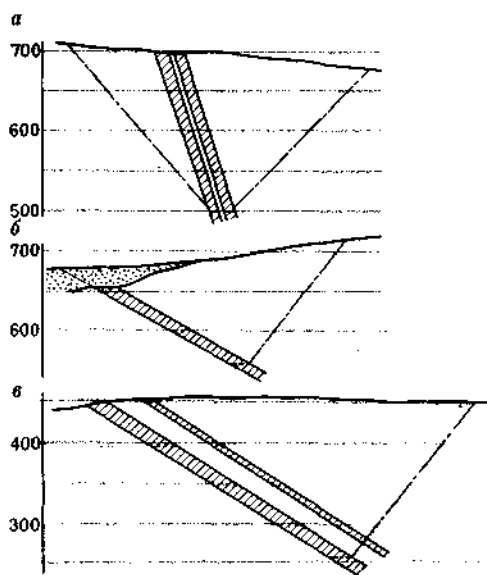


РИС. 30.2.
Поперечные разрезы фосфоритных месторождений:
а — Джанатас; б — Кок-Джон; в — Кок-Су

ками. Углубка карьера — проходка въездных траншей и сооружение котлована осуществляется в центральной части карьерного поля восточнее рудоспусков [4,37].

Бурение скважин осуществляется шарошечными станками СВИ-250, выемка породы — экскаваторами ЭКГ-4,6 и ЭКГ-8И, руда в рудоспуски и порода в отвалы доставляется в автосамосвалах БеАЗ-540 грузоподъемностью 27 т. На разработку месторождения значительно влияют климатические условия Запоярья.

Отличительными чертами фосфоритных месторождений бассейна Каратау является большая протяженность (6–30 км), сравнительно малая мощность (7–20 м)

и крутое падение пластов (35–90°), выходящих по всему простиранию на земную поверхность. Условия залегания рудных тел благоприятны для широкого развития открытых горных работ в бассейне.

Руды представлены фосфато-кремнистыми и карбонатными разновидностями, вмещающие породы — доломитизированными известняками, доломитами, глинистыми и кремнисто-глинистыми сланцами. Коэффициент крепости руд — 6–8, пород — 8–13 (по шкале проф. М.М.Протодяконова). Все другие месторождения имеют идентичное геологическое строение с небольшими отклонениями мощности и угла падения рудных пластов (рис. 30.2).

В силу геологических особенностей строения месторождений карьеры бассейна имеют вытянутую форму. При максимальной ширине 250–480 м они простираются на 6–11 км.

Карьер "Аксай" имеет общую длину по поверхности 5850 м. В этих условиях подготовка горизонтов разрезными траншеями на всю длину карьерного поля влечет за собой неравномерное распределение вскрышных пород по периодам эксплуатации. Особенно высокий текущий коэффициент вскрыши приходится на первый, наиболее трудный и продолжительный период. Он превышает экономически целесообразный на 0,7 м³/т и почти в 1,5 раза — средний коэффициент вскрыши.

Рудник "Джанатас" производительностью 9 млн.т руды в год спроектирован на базе четырех участков фосфоритного месторождения Джанатас. По топографическим признакам оно разделено на три карьерных поля. Восточной и западной границами карьеров послужили границы подсчета запасов и выклинивания пластов. Внутри месторождения граница-

ми явились естественные рубежи — долины ручьев.

Из-за малой ширины и большой протяженности карьеров на месторождениях используется автомобильный транспорт. Соответственно этому вскрытие карьерных полей осуществлено внутренними съездами через каждые два километра по простиранию. Верхние нагорные горизонты вскрываются самостоятельными заездами. Такая схема вскрытия и возможность расположения отвалов непосредственно на обоих бортах карьеров позволили сократить до минимума дальность транспортирования вскрышных пород.

Общие запасы фосфоритов бассейна составляют 1,6 млрд.т, из них 1,2 млрд.т приходится на месторождения Чулактау, Аксай, Джанатас, Кок-Джон, Кок-Су. Содержание P₂O₅ в утвержденных запасах составляет 23,4 — 26,6 %.

В настоящее время разрабатываются месторождения Чулактау и Аксай суммарной производительностью 2,8 млн.т руды в год, что покрывает около 13 % намечаемой потребности химической промышленности в фосфоритах Каратау.

Фосфориты Каратау используются: для кислотной переработки в удобрения (суперфосфаты, аммофос и др.); для электротермической переработки в желтый фосфор и производства на его основе концентрированных сложных удобрений, фосфорных солей и технических фосфатов.

В связи с низким содержанием P₂O₅ в утвержденных запасах фосфоритов бассейна возрастающие потребности кислотной переработки намечалось покрывать за счет производства флотационного концентрата, содержащего P₂O₅ не менее 28,2 %, а электротермического — за счет производства дробленой товарной руды, содержащей P₂O₅ не менее 23 %. Как по-

казала практика работы обогатительной фабрики и предварительные расчеты, в связи с трудной обогатимостью фосфоритов Каратау и высокими затратами на производство фосфатного сырья метод флотационного обогащения экономически невыгоден и является нерентабельным. Кроме того, с хвостами обогатительной фабрики будет теряться ежегодно около 600 тыс.т P₂O₅, что равнозначно мощности рудника производительностью 2,0–2,5 млн.т сырой руды в год.

Для покрытия потребности заводов в фосфатном сырье для кислотной переработки руд в удобрения в настоящее время в Казахстан и Среднюю Азию завозится апатитовый концентрат с Кольского полуострова.

Поэтому большой проблемой является раздельная выемка из карьеров разносортных руд, не требующих обогащения.

Требования к качеству фосфатного сырья для кислотной переработки в удобрения сводятся к содержанию: P₂O₅ — не менее 28,2 %; MgO — не более 2,0 %; Fe₂O₃ — не более 3,0 %; CO₂ — не более 5,5 %.

При содержании CO₂, превышающем 5,5 %,

$$P_2O_5 \geq 28,8 + 0,15(CO_2 - 5,5). \quad (30.1)$$

Для производства аммофоса допускается содержание MgO до 2,5 %.

Качество фосфатного и кремнистого сырья для электротермической переработки в желтый фосфор оценивается по (УПК) универсальному комплексному показателю (ТУ 6 — 12 — 18 — 68):

$$УПК = 3,7P_2O_5 + 1,1(SiO_2 + Al_2O_3) - 3,5(Fe_2O_3 - 2,5) \geq 100. \quad (30.2)$$

В фосфатном и кремнистом сырье должно содержаться:

	Фосфатное	Кремнистое
$\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3$	не > 23 %	не < 40 %
Fe_2O_3	не > 3 %	не > 5 %
Al_2O_3	не > 3 %	не > 7 %

Поставка фосфатного и кремнистого сырья потребителю должна производиться раздельно в соотношении, при котором модуль кислотности в шихте

$$M_K = \frac{\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3}{\text{CaO} + \text{MgO}} = 0,8 \pm 0,05. \quad (30.3)$$

При разработке месторождений Каратау применяются системы разработки продольными и поперечными заходками с углубкой карьера.

3. РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПЛАТФОРМЕННЫХ ФОСФОРИТОВ

Промышленные месторождения фосфоритов в СССР имеют морское происхождение. Они образовались путем химического осаждения растворенного фосфата. Морские фосфориты делятся на геосинклинальные (пластовые) и платформенные. Последние представлены двумя разновидностями: желваковыми (Егорьевское, Вятско-Камское и другие месторождения) и зернисто-ракушечниковыми (Кингисеппское, Маардинское и др.).

Месторождения желваковых фосфоритов представлены одними или несколькими горизонтальными пластами фосфоритов мощностью от 0,3 до 1,2 м с содержанием P_2O_5 12–14 %. Вскрышные рыхлые породы (суглинки, пески, глины, иногда с валунами) имеют мощность от 4 до 30 м.

Район месторождений желваковых фосфоритов характеризуется холодной и достаточно продолжительной зимой. Поэтому горные работы ведутся сезонно обычно с 3–5 мая до 6 ноября (180–190 сут).

Вскрытие осуществляется отдельными въездными траншеями, располагаемыми на участках минимальной мощности вскрышных пород.

Для разработки месторождений применяются системы разработки без углубки карьера: 1) радиальными ходами с верным перемещением фронта работ с размещением пород во внутренних отвалах при помощи консольных отвалообразователей; 2) продольными заходками с параллельным перемещением фронта работ и непосредственной перевалкой пород во внутренние отвалы.

На Егорьевском месторождении применяются цепные экскаваторы, консольные отвалообразователи и железнодорожный транспорт для руды.

На Вятско-Камском месторождении работает роторный экскаватор ЭРГ-400 с шагающим отвалообразователем ОШ-105/1500. Применяются также шагающие драглайны ЭШ-6/60, и ЭШ-10/60.

Добыча руды на Лопатинском карьере ведется цепными экскаваторами, а на Егорьевском и Вятско-Камском — мехлопатами. Исследователи считают, что во всех случаях целесообразно применять цепные экскаваторы с железнодорожным или конвейерным транспортом.

Месторождения зернисто-ракушечниковых фосфоритов обычно представлены одним пластом мощностью от 0,1 до 5 м с содержанием P_2O_5 6,5–11,5 %. Вскрышная толща мощностью 6–20 м представлена различными породами — от мягких до скальных. Рудные пласты так-

же различной крепости. Разрабатываются два месторождения зернисто-ракушечниковых фосфоритов: Маарду (Эст. СССР) и Кингисеппское (Ленинградская обл.). Вскрытие осуществляется отдельными фланговыми или центральными траншеями. Применяется взрывное рыхление пород и руды. Системы разработки — без углубки карьера продольными заходками с параллельным перемещением фронта работ и как с продольным, так и с поперечным (с помощью драглайнов) перемещением пород во внутренние отвалы.

Бурение скважин осуществляется станками шарошечного бурения, экскавация пород и руды — мехлопатами, их доставка — автосамосвалами. Для отработки вскрышного уступа применяются драглайны, которые складывают предварительно взорванные породы непосредственно в отвалы, на карьере Маарду — ЭШ-8/60, а на Кингисеппском — ЭШ-10/60 и ЭШ-15/90.

Приведенные исследования показали, что вместо взрывного рыхления можно применить механическое с помощью навесных рыхлителей. При этом, конечно, необходимо изменять систему разработки.

Значительная часть зернисто-ракушечниковых фосфоритов залегает на глубине более 20 м, а также под водоемами и отнесена к забалансовым запасам. Институтом ГИГХС (Москва) предложено бурить скважины диаметром 250–320 мм, закреплять их обсадной трубой и опускать два трубопровода с гидромонитором и гидроэлеватором на конце. Струя воды из гидромонитора размывает рудоносный песок, а гидроэлеватор выдает пульпу на поверхность.

Основные запасы фосфоритов зарубежных стран находятся в США, Сев. Африке

и на Ближнем Востоке. Они характеризуются высоким содержанием P_2O_5 (15–36 %) и мощностью пластов от 0,3 до 15–20 м. Мощность пустых пород составляет 1,5–15 м. В США широко применяется гидравлический способ разработки в чистом виде или же в сочетании с экскаваторными работами. Доставка руд гидравлическая, пустых пород — либо гидравлическая, либо при помощи драглайнов.

В Северной Африке и на Ближнем Востоке применяют на вскрышных работах драглайны, роторные экскаваторы; на добычных — механические лопаты. Руда доставляется автосамосвалами.

4. РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ СЕРНЫХ РУД

Основные руды, необходимые для получения серы, — самородная сера и сульфиды (главным образом пирит).

Месторождения самородной серы делятся на осадочные и вулканогенные. Осадочные месторождения развиваются при наличии гипса, ангидрида и битума. Вмещающие породы чаще всего карбонатные (доломиты, известняки, мергели), реже — песчаники.

Вулканогенные месторождения связаны с лавами, туфами и другими изверженными породами. В зависимости от содержания серы руды делятся: на богатые — 18–25 %, средние — 12–18 %, бедные — 5–12 %.

При открытой разработке серных руд необходимо учитывать вредное влияние загазованности и необходимости осуществлять:

а) осушение месторождения от подземных вод, удаление и обезвреживание последних:

б) применение предохранительных серных аммонитов при взрывных работах и других профилактических мероприятий;

в) борьбу с загораниями богатых серных руд и газовыделениями, в особенности при работе на нижних горизонтах глубоких карьеров;

г) борьбу с вредным влиянием жаркого климата на машинистов машин при разработке среднеазиатских месторождений.

Откачиваемые из карьеров воды содержат сероводород. Они очищаются: а) физическим методом — аэрация воздухом по реакции $2H_2S + O_2 = 2S + 2H_2O$ (барботирование), подача воздуха вентилятором, выветривание в горизонтальных лотках, разбрызгивание;

б) химическим методом — с использованием гидрата окиси железа $4FeS + 6A_2O + 3O_2 \rightarrow 4S + 4Fe(OH)_3$ с применением хлорирования $H_2S + Cl_2 = S + 2HCl$.

Элементарная сера получается также при очистке газов металлургического передела железных и медных колчеданов и высокосернистой нефти.

Основные назначения серы — получение серной кислоты, сульфато-целлюлозы, органического полисульфида, дымного пороха, горючего состава для спичек, при производстве резино-технических изделий, самосветящихся красок, медицинских препаратов, а также для окуривания зараженных хранилищ и опыливания растений (винограда, хлопчатника, плодовых деревьев и др.) против вредителей и болезней.

Вскрытие месторождений зависит от характера залежи и осуществляется либо при помощи кабель-кранов, либо при помощи внешних, внутренних и комбинированных систем траншей.

Месторождения Гаурдакского комбината разделены на четыре участка и имеют различные формы залежей. Все карьеры относительно небольшого размера в плане (500–800 м) имеют глубину разработки до 150–200 м. Породы и руды рыхлятся взрывами, грузятся механическими лопатами в автосамосвалы.

Применяются системы разработки с углубкой карьера. Горизонты отрабатываются преимущественно продольными заходками; на некоторых карьерах переходят на работу поперечными заходками без разрезных траншей. Перемещение фронта работ параллельное.

Руда — осерненные известняки с коэффициентом крепости 4–6 (по М.М. Протодьяконову) вывозится на обогатительную фабрику. Вскрышные породы (известняки и ангидрито-гипсовые разности) вывозятся во внешние отвалы на расстоянии 1,0–3,5 км. Коэффициент вскрыши в карьерах высокий и составляет в среднем $4-8 \text{ м}^3/\text{м}^3$.

Водинское месторождение условно делится на семь участков. Вскрышные породы — известняки, доломиты, гипсы, перекрытые глинами и суглинками. Коэффициент вскрыши составляет $4-6 \text{ м}^3/\text{м}^3$. Руды в основном — осерненные известняки. Подстилающие породы — гипсы, пригодные для строительных целей.

Карьерные поля разрабатываются продольными заходками с углубкой карьера механическими лопатами ЭКГ-4,6 с погружкой в автосамосвалы БелАЗ-540 и др.

В процессе бурения и особенно взрывания руда, как более слабый компонент в горной массе, переизмельчается. Получающаяся пыль легко воспламеняется, а иногда и взрывается. Поэтому применяется водяная промывка скважины и на части скважин специальные предохра-

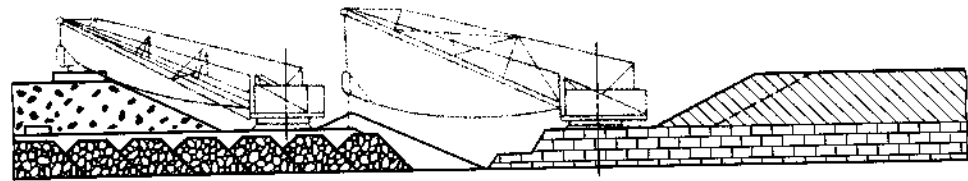


РИС. 30.3. Система разработки южного участка Раздольского месторождения серы

ительные серные аммониты № 1 и № 2 (с пламягасящим четыреххлористым углеродом). При дроблении негабарита применяется водяная забойка или же нефтяная забойка и орошение взрываемого участка.

Имеются случаи воспламенения пыли, переходящие в пожары, в особенности на богатых месторождениях (Гаурдакское, Предкарпатские) при взрывных работах. Пожары нужно быстро тушить, иначе начинается интенсивное выделение удушливых газов. Тушение водой малоэффективно, лучше применять пенообразователи и подавать пену по шлангу пожарной машины в очаг пожара.

Предкарпатские серные месторождения характеризуются крайне неблагоприятными условиями: большой водообильностью, причем в воде растворен сероводород; слабыми вскрышными породами, склонными к оползням и обрушениям. Мощность вскрыши составляет 50–80 м.

При разработке южного участка Раздольского месторождения применяются системы без углубки карьера, причем вскрыша полностью или частично отгружается драглайнами во внутренний отвал, а руда после взрывания грузится механическими лопатами в автосамосвалы (рис. 30.3). Самый верхний уступ на участках с большой мощностью вскрыши отрабатывается методом гидромеханизации [33, 43].

Подороженское месторождение отрабатывается по комбинированной схеме. Верхний уступ вынимается роторным экскаватором с системой конвейеров, промежуточные уступы (там, где не хватает параметров роторного экскаватора и драглайна) отрабатываются механическими лопатами с автосамосвалами, нижний вскрышной уступ — драглайном с непосредственной перевалкой пород в выработанное пространство, руда — механическими лопатами с автосамосвалами.

Язовское месторождение несколько похоже на Подороженское и отрабатывается по комбинированной схеме с применением роторных экскаваторов.

Ввиду слабой прочности налегающих пород особое внимание необходимо уделять противооползневым мероприятиям; осушению пород, укреплению их электрофизическими методами и при помощи свай, выбору правильного направления развития работ и т. д.

Перспективным является применение методов с управляемым обрушением уступов.

Основными способами разработки серных месторождений являются два — открытый до глубины 100–140 м и подземная выплавка серы на более глубоких горизонтах.

Подземная выплавка серы широко применяется в США, Мексике, Польше и начинает применяться у нас. Данный способ

закладывается в следующем. В сероносный пласт, залегающий на соляном куполе под плотными нетрещиноватыми породами, проходится система скважин большого диаметра. В скважину опускается три концентрических колонны труб: по первой нагнетается перегретая вода (165°C и давление 1500 кПа) или горячий рассол, по второй — горячий сжатый воздух, по третьей поднимается смесь расплавленной серы с водой. Эта смесь сливается в специальное хранилище, где вода отводится, а сера затвердевает. При этом способе теряется 40–60 % серы и его следует применять осторожно.

5. РАЗРАБОТКА ПОДВОДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ХИМИЧЕСКОГО СЫРЬЯ

Целая группа соляных месторождений осадочно-галогеогенного типа связана с соленосными осадками усыхающих морских бассейнов и лагун.

Наиболее детально изучены и разрабатываются вторичные оруденения в глинисто-гипсовой шляпе (кепрок). Эти залежи делятся на надводные, расположенные выше уровня водоносного горизонта, и подводные — ниже уровня грунтовых вод и погребенных рассолов.

Надводные залежи с 1934 г. разрабатываются открытым способом по обычной схеме. Почти все эти месторождения отработаны и остались только подводные залежи, к тому же покрытые слоем подводной вскрыши.

Если осуществлять осушение карьерного поля, то вода и рассолы соседних озер по закарстованным породам станут двигаться к карьере и начнут растворять водовмещающие породы, а затем и соляное основание рудных залежей.

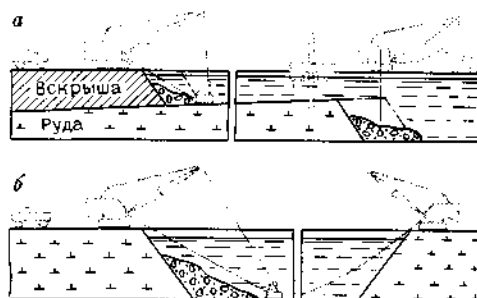


РИС. 30.4.

Схемы экскавации руды и пород в затопленном забое:

а — одним экскаватором; б — двумя экскаваторами по схеме экскаватор — скрепер

Поэтому на подобных месторождениях необходимо работать без осушения и добывать руду в затопленных забоях. ГИГХСом предложено применять драглайны для выемки из-под воды предварительно взорванных пород [16]. Различаются две схемы работ:

1) руда выходит на поверхность и на ней можно разместить оборудование (рис. 30.4.б);

2) руда погружена в воду и покрыта пустыми породами (рис. 30.4.а).

Бурение скважин ведется как с берегового уступа, так и с понтона. Лучше применять вращательное бурение. Скважины бурятся через слой воды 8–12 м.

Сначала при помощи маневровых лебедок понтон устанавливается в нужном месте, затем собирается и опускается в воду обсадная труба, при помощи которой забуривается скважина. В обсадную трубу опускается буровой снаряд и начинается бурение скважины с промывкой ее специальным насосом. Затем по обсадной трубе скважина заряжается ВВ и обсадная труба извлекается (рис. 30.5).

В качестве ВВ применяются гранулированный тротил, аммотол или комбинация

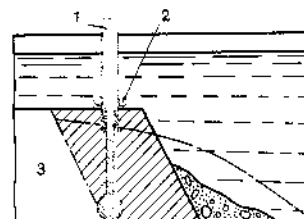


РИС. 30.5.

Схемы взрывных работ под водой: 1 — обсадная труба (перед взрывом удаляется); 2 — упорный хомут; 3 — руда

тротила (снизу) и аммонита СЖВ. Расход ВВ составляет $0,3\text{--}0,9\text{ кг/м}^3$.

Зарядку скважин желательно вести сразу вслед за бурением, иначе обсадные трубы проседают и наклоняются, скважины зашламливаются. Взрывание проводится через три-четыре дня после зарядки первой скважины.

Экскавация имеет ряд особенностей. Драглайн не может стоять на взорванной породе из-за слабой ее устойчивости в воде. Поэтому взрывать можно только один-два ряда с расчетом, чтобы ширина развала не превышала радиуса черпания драглайна. Драглайн работает боковым черпаньем, стоя на невзорванном массиве.

Для увеличения глубины отработки можно работать двумя экскаваторами (см. рис. 30.4, б), причем один работает как оттяжной. Можно также вместо ковша подвесить скрепер на роликовой тележке, укрепив другой конец каната на противоположном берегу забоя.

6. РАЗРАБОТКА ОЗЕРНЫХ И МОРСКИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ СОЛЕЙ

Озерные месторождения солей представляют собой наиболее молодые месторож-

дения полезных ископаемых. Возраст многих из них составляет 8–10 тысяч лет, некоторые формируются в настоящее время. Лишь отдельные озера Нижнего Поволжья (Баскунчак, Эльтон и другие) имеют в донных отложениях соляные пласты, образовавшиеся в межледниковые эпохи.

От обычных месторождений полезных ископаемых озерные месторождения солей отличаются тем, что процесс накопления и образования солей происходит и в настоящее время. Добыча солей из озер известна с давних времен. В последнее время расширяется ассортимент добываемых из озер полезных ископаемых.

В соляных озерах добываются донные отложения поваренной соли (оз. Баскунчак, Бурлиновское, Джексы-Клыч, Баба-Ходжа и другие); в сульфатных озерах из рассолов и донных отложений — мирабилит, тенардит, эпсомит и другие компоненты (оз. Кучук, Селитренное, зал. Кара-Богаз-Гол и озера Серлз и Большое соленое в США, Мертвое море — Израиль и т.д.); в содовых озерах — природная сода (Петуховские озера, озера Танатары, Доронинское); в гипсовых — озерные гипсы (оз. Саки и другие); в грязевых — бальнеологические грязи (оз. Саки, Майнакское и др.). Из маточных рассолов соляных озер добываются бромные, борные и магниевые соли — эпсомит, бишофит и др. [17].

В зависимости от того, в чем заключаются полезные компоненты, в рапе или донных отложениях, для разработки озерных месторождений применяются следующие методы.

Забор рассолов непосредственно из водоема и перекачка их в специальные испарительные бассейны (оз. Кучук, Мертвое море, Большое Соленое озеро).

Добыча концентрированных рассолов из скважин, пробуренных до продуктивного горизонта, слоя (зал. Кара-Богаз-Гол, оз. Серлз) и направление их в выпарные аппараты или в испарительные бассейны.

Комбайны для добычи соли монтируются на железнодорожных платформах и передвигаются по рельсам нормальной колеи, уложенным на поверхности пласта соли, который часто бывает покрыт слоем рапы толщиной до 1,8 м. Солекомбайн разрушает пласт и подает смесь соли и рапы на обезвоживание, промывку и дробление, после чего соль грузится в железнодорожные вагоны и отправляется на пункты переработки, складирования или потребителям.

Отработка пласта ведется на участке длиной 1 км в прямом и обратном направлениях. За каждую проходку комбайн отрабатывает траншею глубиной до 1 м (в зависимости от мощности пласта). После отработки пласта соли на заданную глубину железнодорожный путь передвигается на ширину отрабатываемой траншеи и процесс повторяется. Отработка пласта соли в зависимости от его мощности ведется на глубину от 0,5 до 8 м.

На солепромыслах работают солекомбайны различных систем и конструкции производительностью от 40 до 250 т/ч.

При разработке озерных и морских месторождений солей широко применяются системы испарительных бассейнов (прудов). Последующие процессы получения добываемых компонентов после подачи рапы в испарительные бассейны заключаются в установлении времени наиболее полного выпадения кристаллов галита, мирабилита и других и своевременном удалении рапы, обогащенной другими компонентами, на дальнейшую переработку при комплексном использо-

вании или на сброс. Затем уборка полученного полезного компонента производится специальными механизмами.

Процесс выпаривания производится в две стадии в специальных бассейнах. На первой стадии, в так называемых подготовительных бассейнах, в летний период происходит концентрирование слабосоленой воды с образованием раствора, насыщенного хлористым натрием. Кроме того, здесь рапа освобождается от механических примесей, а также от карбонатов кальция, железа и основной массы гипса. Насыщенная рапа в зимнее время хранится в запасных бассейнах, чтобы избежать разбавления ее атмосферными осадками. На второй стадии из концентрированного рассола выпадает кристаллическая поваренная соль. Этот процесс осуществляется в так называемых садочных бассейнах, куда в начале испарительного сезона из запасных бассейнов подается садочная рапа. Высота слоя садочной рапы составляет к концу сезона 25–30 см. Уровень садочной рапы поддерживается за счет добавки насыщенного раствора из запасного бассейна. К концу испарительного сезона на дне садочного бассейна образуется пласт соли толщиной 4–9 см. Перед началом уборки соли из бассейна выпускают маточный рассол. Уборку соли производят комбайнами или вручную. Комбайн снимает пласт соли и конвейером подает ее либо в вагонетки узкой колеи, либо на ленточные конвейеры, откуда соль направляется на берег для складирования или обогащения и переработку.

В буграх соль хранится не менее 6 мес для снижения содержания солей магния за счет стока рапы и промывки атмосферными осадками. Затем соль подвергается дроблению, размолу и отгружается потребителям.

Маточный рассол, богатый солями магния и брома, путем дальнейшего упаривания может быть превращен в сырье для получения брома, хлористого магния и других химических продуктов.

Бассейновую соль получают на Геническом, Сивашском, Аштском, Восайском и других солепромыслах.

Из озерных и морских источников в настоящее время добывается более одной трети пищевой поваренной соли — около 8 млн. т. Рассолопромыслы и комплекс перерабатывающих предприятий в

Содоме (Израиль) на Мертвом море могут производить до 1 млн. т хлористого калия. Комплекс предприятий на Большом Соленом озере (США) запроектирован на выпуск более 200 тыс. т сульфата калия, около 100 тыс. т сульфата натрия, 90 тыс. т хлористого магния, 4,5 тыс. т хлористого лития, 2,3 тыс. т брома и значительного количества поваренной соли.

Большие перспективы для комплексного использования имеются и на месторождениях СССР — Кара-Богаз-Голе, Кучукском и ряде других.

ГЛАВА 31 РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ

1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

В целях развития народного хозяйства нашей страны необходимы огромные объемы капитального строительства, для чего требуется примерно 12–15 тыс. м³ строительных материалов на 1 млн. руб. строительно-монтажных работ. Благодаря этому общая потребность в щебне, песке, гравии и бутовом камне составляет более 500 млн. м³.

Велика также потребность и в пыльном камне — стеновом камне, крупных блоках и блоках заготовках. Естественные стеновые материалы более красивы и дешевы по сравнению со всеми другими видами строительных материалов. Стена из стандартного камня дешевле кирпичной в 1,7–1,8, а железобетонной в 1,3–1,4 раза. Большое значение имеют также большие блоки-заготовки, которые используются для архитектурно-строительных, облицовочных и художественных изделий.

2. ДОБЫЧА КАРБОНАТНЫХ ПОРОД

Карбонатные породы (минералы — соли угольной кислоты H_2CO_3) очень давно и широко используются в строительстве для производства щебня (крупного заполнителя в бетонах), балласта железных и автомобильных дорог, фильтров в гидротехнических сооружениях, минерального порошка, карбонатного песка и бутового камня.

Они состоят главным образом из кальцита и доломита с примесью глинистых минералов, содержащих Al_2O_3 , SiO_2 и Fe_2O_3 .

Чистые известняки приближаются по составу к кальциту ($CaCO_3$), чистые доломиты — к доломиту ($CaMg [CO_3]_2$).

Для производства щебня используются все виды известняково-доломитовых пород. Для других видов продукции требования к составу пород более жесткие.

Карбонатные породы используются в очень многих отраслях народного хозяй-

ства: в строительстве (около половины всей продукции), при производстве цемента и извести (около 25%), в черной металлургии (12-15%), в сельском хозяйстве, химической и пищевой промышленности и т.д.

Промышленные месторождения известняково-доломитовых пород имеют преимущественно морское происхождение и широко распространены в СССР. Всего для производства щебня разведано около 1000 месторождений. Шире распространены известняковые месторождения, реже — доломитовые.

Месторождения разнообразны по прочности, составу, условиям залегания, мощности и т.д.

На карбонатных карьерах применяется обычное горнотранспортное оборудование, характерное и для других карьеров. Особенности разработки карбонатных пород связаны в основном со спецификой требований к сырью и более тесной взаимосвязи процессов подготовки, выемки и переработки пород [57].

Вскрытие месторождений, залегающих в равнинной местности, осуществляется отдельными траншеями внешнего или внутреннего заложения, иногда — системами траншей. На месторождениях, залегающих на косогоре, применяют внешние отдельные полутраншеи или систему полутраншей. Число добычных уступов обычно не превышает четырех, а наиболее часто разработка ведется двумя уступами. Объемы вскрышных работ невелики, а средний коэффициент вскрыши на карбонатных карьерах составляет в среднем около $0,2-0,5 \text{ м}^3/\text{м}^3$.

Наиболее часто для удаления нескольких вскрышных пород применяют бульдозеры и тракторные скреперы. Скальные породы, разрыхленные взры-

вом, грузят в автосамосвалы механическими лопатами. Применяется группа систем разработки месторождений без углубки карьера.

Небольшое распространение получили системы разработки с непосредственной перевалкой пород во внутренние отвалы. Так, на Пикалевском карьере при мощности пласта известняка 4,6—8,3 м и вскрышных пород 3,4—9,0 м применяется драглайн ЭШ-4/40.

Для Издешковского известнякового карьера принята система разработки продольными заходками с консольным отвалообразователем. Вскрышные породы грузятся механической лопатой в бункер отвалообразователя и ленточным конвейером доставляются во внутренние отвалы.

Довольно широко применяются системы разработки продольными наклонными и горизонтальными ходами с использованием тракторных скреперов и бульдозеров.

Но наибольшее распространение как на вскрышных, так и на добычных работах получили системы разработки продольными заходками с продольным перемещением горных пород различными видами транспорта.

Добытые в карьере карбонатные породы доставляются на дробильно-сортировочные заводы. Здесь основными являются два процесса — дробление и грохочение.

На заводе предусматривается несколько (1—4) стадий дробления. Иногда предварительно горная масса подвергается грохочению. В процессе переработки часть пород удаляется в отходы и отсеивы, за счет чего щебень обогащается более прочными породами. Обычно при предварительном грохочении в отходы удаляют-

ся зерна от 0—10 до 50—70 мм, после первой стадии дробления — от 0—5 до 0—20 мм, после второй стадии — от 0—5 до 0—13 мм, после третьей стадии — от 0—3 до 0—12 мм.

На ряде заводов для более полного использования сырья выделяют из подрешетного продукта щебень пониженной прочности и цементное сырье; после первичного дробления — цементное сырье, флюсы, муку; щебень второго сорта; после вторичного дробления — цементное сырье, флюсы, продукты для переработки на известь; после третьей стадии — муку, карбонатный песок, асфальтовый наполнитель и т.д. Для улучшения качества продукции предусматриваются промывка, сушка, специальные и гравитационные методы обогащения, а для улучшения формы зерен — замкнутый цикл дробления.

Во многих случаях более крепкие породы концентрируются в крупных фракциях горной массы как после первичного дробления в карьере, так и после дробления на заводе. Это обстоятельство используется для получения более прочных сортов щебня.

Технологические процессы при разработке горной массы на карбонатных карьерах не отличаются особой специфичностью, хотя и имеются некоторые особенности при добычных работах.

При производстве буровзрывных работ стараются так определить их параметры, чтобы максимально разделить слабые и крепкие породы по различным классам крупности.

Гранулометрический состав пород должен соответствовать технологической схеме переработки и обеспечивать наибольшую экономическую эффективность всего процесса.

3 ДОБЫЧА ПИЛЬНОГО КАМНЯ

Пильный камень — это блок горной породы (известняка, туфа, опоки и т.д.), выпиленный из массива неабразивными режущими инструментами — дисковыми пилами, барами, фрезами.

В Советском Союзе эта отрасль горнодобывающей промышленности широко развита и хорошо обеспечена сырьевыми ресурсами. Разведано и утверждено около 3 млрд. м³ пород, пригодных для добычи пильного камня [41].

Горные работы отличаются значительным своеобразием. Продукция получается в карьере и должна иметь строго регламентированную форму, размеры (с миллиметровыми допусками), физико-механические свойства, внешний вид и т.д. Уступы имеют незначительную высоту 0,4—3,0 м, фронт работ строго прямой, поверхности уступов и площадок плоские.

Вскрышные работы не отличаются особой спецификой и производятся в зависимости от характера пород бульдозерами, тракторными скреперами либо экскаваторами с автомобильным транспортом.

Добычные работы своеобразны и производятся обычно специальными камнерезными машинами. Предварительно осуществляются подготовительные работы: проходятся разрезные траншеи (полутраншеи) для создания фронта работ камнерезным машинам и фланговые траншеи для ввода в забой (заходные) и вывода из него (выходные) машин и агрегатов.

Размеры траншей зависят от типа применяемых машин. Так, разрезные траншеи имеют глубину от 0,4 до 3,2 м и ширину от 2 до 12 м, фланговые траншеи проходятся шириной от 3 до 25 м и с опе-

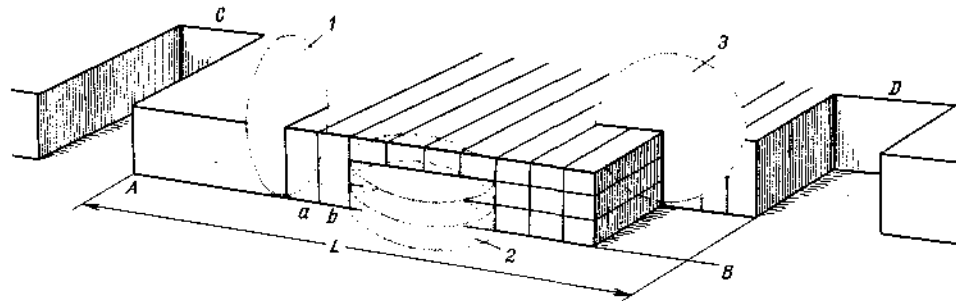


РИС. 31.1.
Схема распилов массива

режением около 5–8 м. Углы откосов составляют 90° .

Технология вырезки камня включает три основные операции (рис.31,1):

I операция. Горизонтальный, прямолинейный уступ AB длиной L оконтурен по краям фланговыми траншеями (D – задняя, C – выходная) для размещения камнерезных машин при переходе на новую операцию. Режущие органы машины поперек фронта уступа вертикальными пропилами нарезают блоки $a, b, c \dots$. Эта операция требует перемещения машины продольными ходами, а режущего органа поперек фронта. Поэтому она всегда самостоятельна и не совмещается с другими операциями. II операция – проходят горизонтальные пропилы на всю длину участка; III операция – затыловочный вертикальный пропил. Последние две операции могут выполняться и раздельно и одновременно.

Применяются системы разработки с углубкой и без углубки карьера при работе камнерезных машин продольными, поперечно-продольными или диагональными ходами. Вначале работа идет с углубкой карьера, а когда дно карьера достигнет конечной глубины, работы ве-

дутся без углубки, только в горизонтальном направлении.

Возможны два вида добычных работ: 1) все операции выполняются одной камнерезной машиной; 2) для каждой операции применяется специализированная машина.

Число рабочих добычных уступов зависит от условий залегания, размеров месторождения и производительности карьера. В большинстве случаев пласт отрабатывается несколькими уступами. Но при малой мощности налегающих пустых пород, больших размерах карьера или малой мощности продуктивного пласта разработка ведется поуступно. Сначала подготавливается и отрабатывается один уступ, а затем последовательно отрабатывается следующий и т.д. Высота уступов колеблется от 0,4 до 3,2 м, причем она должна быть кратной одному из размеров выпиленного камня. В практике и литературе употребляются термины "низкие" и "высокие" уступы, хотя различия между ними недостаточно четки. Б.М. Родин рекомендует считать "низкими" уступы, для которых соблюдается неравенство [4].

$$h \leq 2z, \quad (31.1)$$

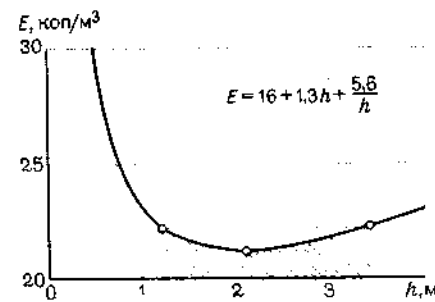


РИС. 31.2.
Зависимость себестоимости вырезки камня от высоты уступа (по Б.М. Родину)

а "высокими" при

$$h > 2z, \quad (31.2)$$

где h – высота уступа, м; z – высота стандартного камня с учетом толщины пропила (0,205–0,210 м), м.

Отсюда высота "низкого" уступа 0,41–0,42 м.

Исследования Б.М. Родин показали, что всегда экономически целесообразно применять высокие уступы (рис. 31.2), причем рациональная их высота составляет 2,1–3,0 м. В практике часто высота уступов определяется типом имеющегося оборудования.

Месторождения пильного камня имеют, как правило, небольшие протяженности участков, обрабатываемых по простиранию (100–800 м). На одном уступе работает от одной до двух-трех камнерезных машин. Длина выемочного фронта работ на одну машину зависит от ее типа и составляет 150–200 м, достигая в отдельных случаях 500–800 м.

Рабочие площадки в карьерах бывают двух типов: транспортные, промежуточные.

На транспортных площадках размеща-

ются добычные машины, погрузочное оборудование и склады готовой продукции, на промежуточных – только добычные машины. Известно, что прочность известняка снижается с увеличением влажности, поэтому предусмотрена выдержка (сушка) камня на месте добычи в течение определенного времени. Только туфы сразу транспортируются из карьера. Для размещения складов камня нужно предусматривать площадку, соответствующую величине подвигания уступа за период нормативного выдерживания камня. В весенне-летний период камень выдерживается в среднем 8 сут, а в осенне-зимний – около 15 сут.

Ширина рабочей площадки

$$B = B_0 + \frac{Q T_0}{L_6 h}, \text{ м}, \quad (31.3)$$

где B_0 – минимальная ширина рабочей площадки (обычно $B_0 = 12–18$ м); Q – производительность камнерезной машины, $\text{м}^3/\text{сут}$; T_0 – нормативный срок выдерживания камня на площадке, сут; L_6 – длина фронта работ на одну машину, м; h – высота уступа, м.

Число рабочих уступов зависит от требуемой производительности карьера и объема вскрышных работ. С увеличением мощности вскрышных пород целесообразно для снижения текущего коэффициента вскрыши увеличивать число добычных уступов.

В процессе добычи пильного камня за счет штыба и естественной трещиноватости только около половины выпиленной горной массы является готовой продукцией. Остальная часть идет в отходы – это штыб от пропилов (размеры – 0–6 мм), мелочь (6–30 мм), оскол (30–100 мм) и бутовый камень (100–400 мм). Отходы являются хорошим сырьем для

производства облицовочных плит, щебня и песка.

На карьерах пильного камня применяют различные типы камнерезных машин с режущими инструментами в виде дисковых пил, баров, кольцевых фрез и режестальных канатов. Готовые камни складывают на площадке, а затем грузят погрузчиками в автомашины и доставляют к месту назначения.

4. ДОБЫЧА ПЕСКОВ, ГРАВИА И ГЛИН

В нашей стране имеется большое число песчано-гравийных месторождений различных размеров. Примерно 65 % месторождений имеют среднюю мощность вскрышных пород менее 3 м. Обычно вскрышные породы представлены суглинками. Полезная толща часто имеет мощность до 10 м. Но есть отдельные месторождения с мощностью полезной толщи до 60 м.

Основную часть месторождений можно разрабатывать с одним добычным уступом или двумя подступами [14] и поэтому создаются благоприятные условия для внутреннего отвалообразования. Из общего числа песчано-гравийных месторождений примерно четверть содержат валуны и крупные обломки. Месторождения строительного песка (содержат

гравийный материал менее 10 %) также имеют небольшие мощности вскрышных пород (менее 3 м). Мощность продуктивной толщи на 77 % месторождений не превышает 15 м, а на 10 % — более 20 м. Глины, пригодные для производства кирпича, широко распространены. Для месторождений глин характерна очень малая мощность вскрышных пород (0,3—0,5 м) и малая мощность полезного ископаемого (2—4 м).

Месторождения керамических глин более крупны, мощность вскрыши достигает 3—6 м, а полезного ископаемого — 6—10 м. Известны и более крупные месторождения. Месторождения огнеупорных глин и каолинов характеризуются коэффициентом вскрыши 1—4 м³/м³. Мощность вскрыши от 3 до 20—30 м, а полезного ископаемого — 3—8 м.

Горнотехнические условия залегания месторождений позволяют применять экскаваторы — механические лопаты, драглайны, роторные и цепные. Доставка пород и полезного ископаемого ведется автосамосвалами, конвейерами, гидротранспортом. Широко применяются системы разработки продольными, поперечными заходками с однократной перевалкой пустых пород во внутренние отвалы, либо драглайнами, либо консольным отвалообразователем. Работы ведутся обычно сезонно.

ГЛАВА 32

ОТКРЫТАЯ РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗАПОЛЯРЬЯ

1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Занимая почти половину территории нашей страны, северные районы имеют большое значение в народном хозяйстве.

Последние годы характеризуются широким распространением открытого способа разработки месторождений полезных ископаемых в силу его известных экономических и социальных преимуществ.

Эта прогрессивная тенденция находит свое отражение и на Севере. Наша страна является пионером освоения открытого способа добычи руд в суровых климатических условиях, на много опередив в этом отношении капиталистические страны. Однако в последние годы появился ряд интересных примеров разработки месторождений открытым способом на зарубежном Севере: добыча железных руд на полуострове Лабрадор в Канаде, в заполярной части Норвегии и др.

С научной точки зрения вопрос развития открытых горных работ в северных областях следует рассматривать как часть важнейшей народнохозяйственной проблемы по расширению области применения открытого способа добычи полезных ископаемых.

Вопросы освоения районов Севера ввиду их большой народнохозяйственной значимости давно привлекают внимание ученых и специалистов, имеется много работ по различным аспектам хозяйственного развития этого края и технологии горных работ [1, 28, 35].

Технический прогресс в области открытой разработки связан с внедрением новых видов бурения (шарошечных и огневых станков), появлением большегрузного автомобильного и железнодорожного транспорта, созданием мощных экскаваторов и различного рода техники, позволяющей механизировать производственные процессы на карьерах.

Находятся в стадии разработки и внедрения методы управления производственными процессами на горных работах с помощью современной вычислительной техники и др.

Все это позволило значительно снизить затраты и увеличить производительность труда на карьерах и тем самым расширить экономически целесообразную об-

ласть применения открытого способа разработки.

Положительное влияние технического прогресса оказал и на технико-экономические показатели открытых горных работ Заполярья.

В то же время для горных предприятий Севера характерен ряд особенностей, обусловленных географическими и экономическими факторами, присущими северным районам вообще. Учеты этих факторов и правильное их использование зачастую дают значительно больший экономический эффект, чем просто совершенствование технологии.

Развитие горнодобывающей промышленности Севера выдвигает на первый план задачу повышения экономической эффективности производства. Эта задача общая для всего народного хозяйства СССР, но для районов Севера она имеет особое значение в связи с тем, что в результате ряда факторов — малонаселенности, суровых природных условий, отдаленности от экономически развитых районов страны, слабого развития транспортной сети — затраты на производство всех работ увеличиваются здесь в 1,5—2,3 раза и больше.

По подсчетам профессора С.В. Славина с учетом многих косвенных издержек и природных факторов затраты на оплату труда в отдаленных районах Севера в расчете на одного работающего примерно в четыре-пять раз выше, чем в центральных районах страны.

Поэтому экономия затрат труда — важнейший путь снижения действия удорожающих факторов. Особенно это относится к горнодобывающей промышленности, характеризующейся, как известно, повышенной трудоемкостью работ. Так, например, в себестоимости руды, добытой подземным способом, удельный вес

заработной платы составляет до 60 %, на открытых работах — 40–45 %, в обогащении — до 35 % всех затрат.

Большой экономический эффект дает также сокращение разрыва между календарным и рабочим временем работы предприятия. Выгоды в связи с этим относительно всегда больше на Севере, ибо зимние перерывы в работе большинства горных предприятий среднеширотных и южных областей вообще отсутствуют.

Увеличение времени работы карьеров комбината "Апатит" за счет сокращения простоев из-за лавинной опасности за последние несколько лет дало экономическую эффективность более 5 млн. руб. Удлинение рабочего периода достигается также за счет уменьшения влияния снежных заносов разумным планированием горных работ и применения эффективных методов снегоборьбы, применения оборудования, способного работать при любой погоде и т.п.

Следует сказать, что факторы, снижающие трудовые затраты и повышающие рабочий период карьеров взаимосвязаны, так как они достигаются, как правило, внедрением новой техники.

2. ВСКРЫТИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

По сложности разработки, определяющей последовательность освоения, месторождения Севера можно разделить на два типа: равнинные и нагорные. При прочих равных условиях, большая сложность освоения нагорных месторождений заключается в трудности доставки руды из карьеров к обогащательным фабрикам. Широко распространенные в практике способы вскрытия нагорных месторождений рудоспусками в суровых климати-

ческих условиях на первых порах оказались недостаточно надежными. В период низких температур наружного воздуха, а также при длительном нахождении ее без движения в стволе или выпускных люках образуются завесания руды. Особую остроту этот вопрос приобрел при вводе в эксплуатацию шестисотметровых рудоспусков карьера "Центральный" на плато "Ресвумчорр" в Хибинах. Принятый институтом "Гипроруда" способ вскрытия этого месторождения является смелым инженерным решением и не имеет аналогов в мировой практике.

Для изучения процессов, протекающих в рудоспуске в период прохождения руды, в 1964–1965 гг. были проведены специальные исследования — физико-механических свойств апатитовой руды, вопросов механики движения руды по рудоспуску и термодинамических процессов, протекающих в рудоспуске [20].

Разгружаемая из автосамосвала руда в рудоспуске движется вертикальным потоком, вытянутым на 300–350 м. Время полета каждой порции руды, выгруженной из автосамосвала, составляет 15–20 сек. За этот период (если не учитывать соударения кусков руды о стенки рудоспусков и между собой) развивается скорость 50–60 м/с. Имея большую предупредительную скорость, руда дробится, а также значительно переуплотняет магазинированный слой руды на глубину до 16–18 м.

За счет удара, а также истирания руды при перепуске через рудоспуск происходит значительное изменение гранулометрического состава. Анализ показал, что степень дробления для шестисотметровых рудоспусков составляет 3,2.

Большое внимание было уделено влажности и заснеженности руды. Экспериментальными замерами установлено распре-

НИКОЛАЙ ВАСИЛЬЕВИЧ МЕЛЬНИКОВ

(1909–1980 гг.)

— ученый и государственный деятель, академик АН СССР. Разработал классификацию систем открытой разработки, методы совершенствования буровзрывных работ, методы инженерных расчетов горных работ. Сделал крупные обобщения проблем открытой разработки месторождений. Основные труды: "Разработка месторождений полезных ископаемых открытым способом" (1946 г.), "Системы открытой разработки угольных месторождений" (1952 г.), "Справочник инженера и техника по открытым горным работам" (1949, 1952, 1956 г. и т.д.).



деление влажности по различным фракциям руды. Основная часть влаги содержится в мелких фракциях. Влажность фракции может быть определена по следующей эмпирической формуле

$$W = \frac{C}{d^k}, \%, \quad (32.1)$$

где C и k — эмпирические коэффициенты; d — средний диаметр кусков данной фракции, мм.

Полученные зависимости позволяют рассчитать общую влажность руды на основе измерения влажности проб руды крупностью 0–10 мм:

$$W_o = \frac{W_{1-10}}{W_{1-2}} W_{\phi}, \%, \quad (32.2)$$

где W_{ϕ} — замеренная фактическая влажность пробы руды крупностью 0–10 мм; W_{1-10} — расчетная общая влажность руды крупностью 1–10 мм, измеренная по эталонной пробе; W_{1-2} — то же, фракция 1–2 (0–5; 5–10 мм).

Основным отрицательным фактором, ухудшающим сыпучие свойства руды, находящейся в рудоспуске, является низкая температура наружного воздуха. На основе обработки наблюдений с помощью методов теории вероятностей установлено, что при температуре наружного воздуха ниже -15° число завесаний резко возрастает (рис. 32.1).

Аналогичные исследования для установления критической влажности руды показали, что при влажности выпускаемой руды 4 % и выше вероятность завесаний резко возрастает (общая влажность руды — 1,9 %). Поэтому одним из главных условий, повышающих надежность работы рудоспусков, является снижение влажности руды, т.е. уменьшение попаданий в нее снега. Это, в свою очередь, требует надлежащей организации борьбы со снежными заносами.

Кроме температуры и влажности было исследовано влияние интенсивности загрузки и выпуска руды, а также времени обмена составов на режим работы рудоспуска. Установлено, что время, в

течение которого неподвижная руда не теряет своих сыпучих свойств, для зимних условий карьера "Центральный" составляет 1,5–2,0 ч.

При падении руды выделяется большое количество тепла, которое во много раз превышает необходимое для таяния снега, имеющегося в руде. Образовавшаяся вода, соприкасаясь с холодной рудой, снова замерзает. Поэтому для снижения зависаний руды необходимо перед длительной остановкой выпуска загрузку руды в рудоспуск прекращать несколько раньше, чем выпуск из него. Это требование должно особенно строго соблюдаться при температуре наружного воздуха ниже -15° .

Практически результатом исследований явилась разработка технологической инструкции, обеспечивающей надежную эксплуатацию рудоспусков. Кроме того, в процессе исследований были внесены изменения в конструктивное оформление бункерной части рудоспусков, что еще более увеличило надежность их работы.

Анализ затрат на перепуск руды по глубоким рудоспускам показал, что эти затраты составляют всего 6–8% себестоимости руды (10,3 коп/т). При достижении проектной производительности карьера "Центральный" себестоимость перепуска руды не будет превышать 5–7 коп/т. Это подтверждает высокую экономичность способов вскрытия карьерных полей рудоспусками в условиях Севера.

3. СНЕЖНЫЕ ЗАНОСЫ И ЛАВИНЫ

Метеомерные измерения позволили установить, что в районах Заполярья перенос снега на 1 км фронта достигает

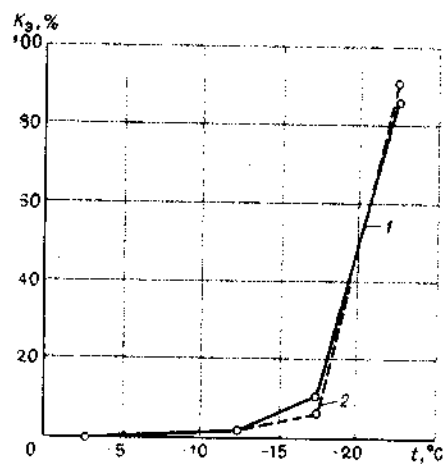


РИС. 32.1.

Зависимость частоты зависаний руды в рудоспусках карьеров "Центральный" (1) и "Расвумчорр-Цирк" (2) от температуры наружного воздуха

больших величин — от 250 до 530 тыс.т. Вследствие этого в пределах карьеров скапливается большое количество снега, затрудняющее перемещение транспортных средств и работу оборудования. Смешиваясь с рудой, снег повышает ее слеживаемость и смерзаемость.

Для борьбы со снежными заносами в карьерах применяют: 1) противоснежные заграждения с наветренной стороны карьера и на отдельных участках внутри карьера; 2) очистку рабочих площадок и дорог от снега бульдозерами и снегоочистительными машинами; 3) уборку снега экскаваторами и другими погрузочными машинами с вывозкой его за пределы рабочей зоны карьера. Эти операции значительно повышают себестоимость горных работ. Так, например, на карьере "Центральный" производственного объединения "Апатит" затраты только на вывоз снега из рабочей зоны составляют

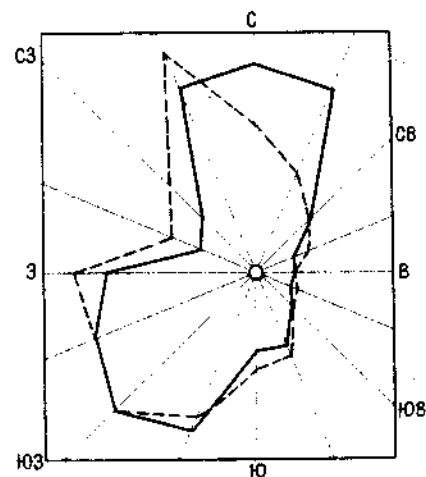


РИС. 32.2.

Розы метелей (сплошная линия) и ветров (штриховая) на плато Расвумчорр

около 300 тыс. руб/год, причем они возрастают с углубкой карьера. Еще более велики затраты на расчистку снежных заносов в Норильске.

Особенностью снего-ветровых потоков в горных условиях является их деформация орографическими препятствиями.

Обработка метеомерных измерений за 11 лет показала, что эти районы характеризуются большой продолжительностью общих метелей (сочетанием верховой и низовой метели, когда переносятся частицы старого и выпадающего снега), составляющей 80–88% всего времени метелей.

В условиях горного рельефа значительная часть снега переносится двухметровым слоем и выше. Это говорит о том, что на карьерах, расположенных на вершинах гор, защита от снежных заносов только с помощью широко распространенных в практике способов (щиты,

траншеи), может оказаться недостаточно эффективной.

Снег распределяется по площади карьерного поля неравномерно, и его отложение подчиняется определенным закономерностям. Заносимость снегом отдельных участков карьера зависит от количества выпавшего снега, интенсивности и направления ветровых и снеговых потоков, рельефа данного участка. Если учесть, что рельеф карьера формируется в результате проведения горных работ, то появляется возможность активно воздействовать на распределение снега в карьере путем разумного планирования горных работ по времени и в пространстве [8].

Проверка возможности такого воздействия была проведена на аэродинамической модели карьера "Центральный" комбината "Апатит". В этом карьере, длина которого составляет около 3 км, горные работы можно развивать в различных направлениях: 1 — с восточного торца на запад; 2 — от середины к торцам; 3 — от торцов к середине; 4 — с западного борта на восток; 5 — вариант отработки 2 со смещением подготавливающего котлована на восток от середины карьера.

Метели и ветры на плато "Расвумчорр" имеют четкое выраженные северное, западное и юго-западное направления (рис. 32.2).

Результаты моделирования показаны на рис. 32.3, где v_0 — скорость набегающего потока воздуха (полевая), а v — скорость в рабочей зоне карьера на уровне 2 м от почвы.

При варианте 1 скорость ветрового потока снижается до $0,2 - 0,3 v_0$; в этом случае будет наибольшее отложение снега (суммарный расход $+5,4 \text{ г/см.мин}$). При варианте 2 с западного торца скорость снижается до $0,5 v_0$, а затем увеличи-

вается на наветренном борту до $0,7-0,8 v_0$, благодаря этому снег будет скапливаться на подветренном борту и выдвигаться на наветренном (общий баланс $+2,97$ г/см.мин). При варианте 3 снег будет скапливаться на подветренном борту в глубокой его части, однако суммарный баланс снегоотложения отрицателен ($-2,13$ г/см.мин), т.е. из карьера больше снега выдувается, чем отлагается на подветренном борту.

Вариант 4 наиболее благоприятен по выносу снега из карьера ($-43,1$ г/см.мин) — снег будет в основном задерживаться только у нижних бровок уступов. Если сместить дно карьера к востоку (вариант 5), то можно улучшить вариант 2.

Конечно, при окончательном выборе направления развития работ необходимо в комплексе учитывать все основные факторы. Так, для карьера "Центральный" был принят вариант 5, при котором снижается расстояние доставки руды к рудоспускам и эксплуатационный коэффициент вскрыши.

При наличии горного рельефа на подветренных склонах скапливается большое количество снега и возникает опасность обрушения снежных лавин. Но снежные лавины могут образоваться и на нерабочих бортах карьеров [7]. Для возникновения и разгона лавины требуется склон длиной не менее 50 м. Другим условием лавинообразования является достаточное накопление снега. Отсутствие лавин на нерабочих бортах карьера до настоящего времени может быть объяснено тем, что карьеры достаточной (для лавинообразования) глубины и размеров расположены в районах малого снегонакопления и малой снеготранспортируемости, а в районах с интенсив-

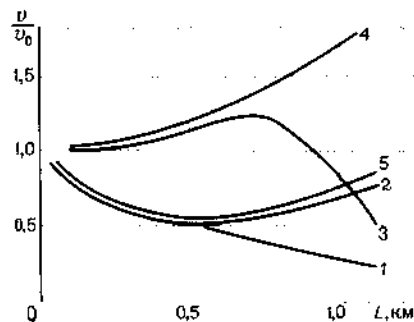


РИС. 32.3.

Изменение приземной скорости ветрового потока по длине карьера (L) при развитии горных работ:

1 — от восточного торца на запад; 2 — от середины к торцам; 3 — от торцов к середине; 4 — от западного торца на восток; 5 — вариант 2 со смещением котлована на восток (по В.И. Усынину)

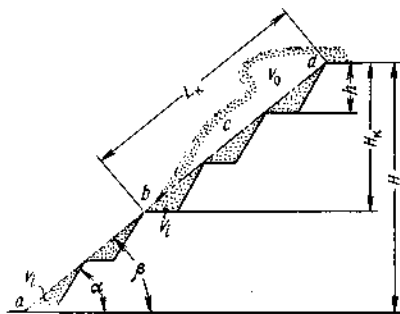


РИС. 32.4.

Схема образования снежной лавины на борту карьера (по Э.Б. Красносельскому)

ными метелями карьеры еще не достигли необходимых размеров.

В Заполярье и некоторых других более южных районах Советского Союза, где сумма твердых осадков за сезон превышает 1000 мм при годовой сумме 1950 мм (что обеспечивает среднюю высоту снеж-

ного покрова до 2 м), а суммарный метелевой перенос достигает 1200 м³ на 1 м, при проектировании требуется учитывать возможность возникновения лавинной опасности внутри карьера.

Если рассмотреть в разрезе нерабочий борт карьера, то можно заметить, что оброта конфигурация его является типично лавиноопасной (рис. 32.4). После заполнения снегом предохранительных и транспортных берм (v_i) становится реальной сглаживающая поверхность $abcd$, которая может стать поверхностью скольжения вышележащих слоев снега (v_0), т.е. снежных лавин.

Углы откоса бортов карьера изменяются от 25 до 50° в зависимости от ширины берм и высоты уступов. Как известно, лавиноопасными считаются склоны с углами откосов от 16° до 60° , т.е. борта карьера являются лавиноопасными.

Для возникновения лавин, помимо достаточного количества снега, необходима достаточная площадь, где происходит накопление снега, и расстояние для начального разгона лавины. Как показывает практика, склон протяженностью 50—100 м достаточен для опасного накопления и разгона сорвавшегося снега.

4. РАБОТА ГОРНОТРАНСПОРТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

На работу оборудования карьеров Севера отрицательно влияют температура воздуха, атмосферные осадки, гололедно-изморозевые явления и туманы.

Значительные простои горных машин вызываются недостаточной надежностью работы гидравлического и пневматического оборудования при низких температурах. Основными причинами отказов этих систем являются: замерзание влаги

(конденсата) в трубопроводах и агрегатах систем, застывание масла, снижение эластичности элементов уплотняющих устройств и, вследствие этого, увеличение утечек масла и воздуха через них. Изучение причин аварий показало, что наиболее низкой механической прочностью у экскаваторов обладают поворотный узел, стрела, рукоять и ковш.

Из-за трудности проведения ремонта в зимний период и из-за увеличения частоты отказов время на ремонт резко возрастает — на ремонт компрессоров и воздухопроводов почти в 10 раз по сравнению с летним периодом, на ремонт стрелы — в 15 раз, поворотного механизма — в 3,5 раза.

Производительность экскаваторов снижается также из-за отвлечения их от основной работы на погрузку снега в рабочей зоне карьера.

На рис. 32.5 показано изменение производительности экскаваторов и автотранспорта по временам года на карьерах Заполярья. Наблюдается четкое снижение показателей в зимний период [35]. Для повышения производительности экскаваторов и уменьшения их числа необходимо предусматривать в их северных модификациях обязательное применение морозостойких сталей, в первую очередь при изготовлении стрел, рукоятей, ковшей, концевых отливок. Из электрооборудования нуждаются в значительном улучшении изоляция сетевого двигателя, генератора напора, генератора поворота, кольцевого токоприемника цепи управления и возбуждения.

Хорошо зарекомендовали себя мощные тракторные погрузчики на пневматическом ходу. Во многих случаях они успешно могут заменить экскаваторы.

При работе буровых станков в зимнее время увеличиваются поломки мачт

в 1,5 раза, кассет в 2,3 раза и т.д. Время на бурение в зимнее время составляет только 60% от летнего.

Для повышения надежности буровых станков в северном исполнении необходимо устанавливать их на пневмоколесном ходу для повышения мобильности, снижения массы и лучшего использования во времени. Для сокращения простоев из-за перерывов в подаче электроэнергии и упрощения схем электроснабжения буровые станки нужно оборудовать автономным энергоснабжением. Конструкция станка должна предусматривать, кроме того, автоматизацию вспомогательных операций, позволяющую находиться обслуживающему персоналу во время работы в теплой кабине.

Интенсивность движения автотранспорта снижается с увеличением его грузоподъемности, поэтому на северных карьерах наиболее целесообразно использовать автосамосвалы возможно большей грузоподъемности. Изучение опыта применения автосамосвалов на карьерах с суровыми климатическими условиями показывает, что низкое использование машин объясняется ненадежной тепловой защитой двигателей, отсутствием отапливаемых гаражей-стоянок, низким качеством конструктивных материалов.

Большую сложность представляет технологический процесс отвалообразования на нагорных карьерах. Большая высота отвалов в сочетании с недостаточной видимостью создают опасные условия для работы транспорта.

До разработки специальных видов машин для отвалообразования рекомендуется отвальные бульдозеры и карьерные автосамосвалы выпускать со специальными лебедками, на барабанах

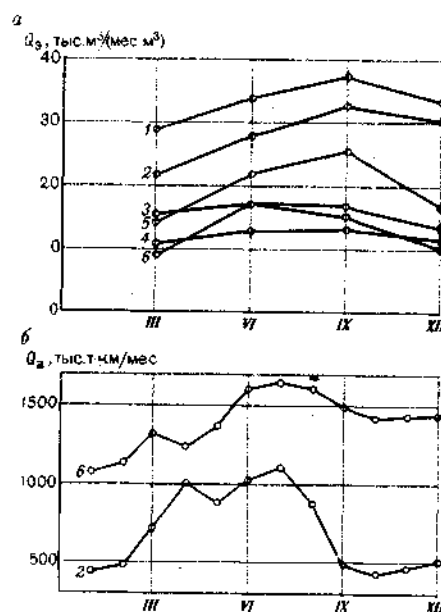


РИС. 32.5. Изменение производительности экскаваторов (а) и автопарка (б) по месяцам года карьеров: 1 - Оленегорского; 2 - Ковдорского; 3 - Ждановского, 4 - Аллареченского; 5 - Расвумчорр-Цирка, 6 - Центрального, производственного объединения "Апатит" (по Р.С. Пермякову)

которой должен помещаться заанкеривающий канат. Между приводами лебедки и хода на этих машинах должна быть жесткая блокировка, предусматривающая синхронное с ходом наматывание или разматывание каната, закрепленного на анкер; тормозная система хода и лебедки должна быть общей.

В эффективности работы оборудования на северных карьерах большую роль играют трудовые затраты. Р.С. Пермяков рекомендует для расчета сроков окупаемости капитальных вложений пользоваться следующей формулой [35]:

$$T = \frac{K_y \cdot K_{об}}{(C_{об} C_y) + (P_{об} - P_y)Z}, \text{ лет} \quad (32.3)$$

где K_y — капитальные затраты на улучшенную конструкцию сооружения или машины, руб.; $K_{об}$ — капитальные затра-

ты на обычную конструкцию сооружения или машины, руб.; C_y — эксплуатационные затраты на содержание и обслуживание машины (сооружения) улучшенной конструкции, руб/год; $C_{об}$ — то же, для машины (сооружения) обычной конструкции, руб/год; $P_{об}$ и P_y — число рабо-

ТАБЛИЦА 32.1

СРАВНЕНИЕ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ВНЕДРЕНИЯ НОВОЙ ТЕХНИКИ

Показатели и элементы затрат	Район			
	Средней широты		Севера	
	БелАЗ-540 (27 т)	БелАЗ-549 (65 т)	БелАЗ-540 (27 т)	БелАЗ-549 (65 т)
Производительность карьера по перевозкам, млн. т·км/год	30	30	30	30
Стоимость одной машины, тыс. руб.	27,7	34,6	27,7	34,6
Производительность машины, млн. т·км/год	0,8	1,5	0,7	1,32
Среднее расстояние плеча перевозки, км	1,5	1,5	1,5	1,5
Амортизация из расчета 11,2% на восстановление и 0,5% на капитальный ремонт на 100 тыс. км. пробега, %	31,2	27,2	31,2	27,2
Амортизация, руб. 1000 км.	10,808	6,278	12,346	7,135
Зарплата водителей с учетом среднего приработка и премий, северного удорожания (коэффициент 2,2), руб.	7109	7109	15 640	15 640
Дополнительная зарплата (для средней полосы 8,96%, для Севера - 16,8%), руб.	637	637	2647	2647
Всего зарплата, руб.	7746	7746	18 287	18 287
Зарплата с начислениями (8,4%), руб.	8397	8397	19 823	19 823
Затраты по зарплате на 1000 т·км, руб.	10,5	5,4	28,3	15,0
Общие затраты по амортизации и зарплате на 1000 т·км, руб.	21,3	11,9	40,7	22,2
Экономическая эффективность от внедрения новых машин, тыс. руб.	30(21,3 - 11,9) = 282,8		30(40,7 - 22,2) = 555,4	
Численность персонала водителей, чел.	110	60	130	68
Экономия трудовых затрат, не учтенная в себестоимости перевозок, тыс. руб./год			(130 - 68) 2 = 124	
Суммарный экономический эффект, тыс. руб.		282,8		679,4

чих, занятых обслуживанием и содержанием обычных и улучшенных конструкций машин или сооружений; 3 — затраты на завоз и обустройство одного рабочего с учетом коэффициента семейности в расчете на год, руб.

В табл. 32.1 приведен подсчет экономической эффективности перевода двух карьеров одинаковой производительности на вывозку горной массы автосамосвалами большой грузоподъемности. Подсчеты приведены по амортизации, учитывающей стоимость автосамосвалов и заработной плате, считая, что другие статьи затрат изменяются пропорционально [35].

Несмотря на более низкую (на 15%) производительность автосамосвалов экономическая эффективность при переходе на автомобили большей грузоподъемности (с 27 на 65 т) для предприятий Севера составляет 605,4 тыс. руб/год, а для карьера, расположенного в средней полосе, только 282,8 тыс. руб/год, т.е. практически в два раза ниже.

Приведенный пример показывает, что внедрение новой техники на предприятиях Севера экономически более выгодно, чем на предприятиях, расположенных в средних широтах.

5. ПРОМЫШЛЕННЫЕ ЗДАНИЯ И СООРУЖЕНИЯ

На Севере в настоящее время развито строительство зданий и сооружений по типовым проектам, пригодным для средней полосы и не учитывающим климатические особенности Заполярья. Вследствие сурового климата для нормальной эксплуатации таких зданий требуются повышенные затраты на очистку кровель

от снега, на отопление, на ремонт фасадов и т.п. Все эти процессы требуют больших затрат труда. На комбинате "Апатит", например, текущим и капитальным ремонтом производственных и жилых зданий занято около 1000 чел.; затраты на содержание и текущий ремонт вследствие этого составляют 32 руб. на 1000 руб. стоимости данных зданий.

Затраты на текущий ремонт зданий и сооружений занимают значительный удельный вес в себестоимости добычи руды, что видно из табл. 32.2.

Затраты на содержание и ремонт зданий в два раза превышают затраты на амортизацию. Поэтому может оказаться выгодным увеличение первоначальных затрат (применение синтетических материалов, алюминия и т.п.) для снижения общих издержек производства.

Ремонт оборудования в условиях Севера чрезмерно дорог. Например, коэффициент удорожания ремонта составляет для северо-восточных районов 2—3 по сравнению с Хабаровским краем и 4—5 по сравнению с центральными районами. При этом объем необходимого ремонта

ТАБЛИЦА 32.2

УДЕЛЬНЫЙ ВЕС ЗАТРАТ НА СОДЕРЖАНИЕ ЗДАНИЙ И СООРУЖЕНИЙ И АМОТИЗАЦИИ В СЕБЕСТОИМОСТИ РУДЫ (ДАННЫЕ ПО КАРЬЕРУ "ЦЕНТРАЛЬНЫЙ")

Затраты	Удельный вес затрат	
	руб/т	% от себестоимости
На добычу 1 т руды	1—15	100
На содержание и ремонт зданий и сооружений	0—16	14
На амортизацию зданий и сооружений	0—08	7

в два-три раза больше по сравнению с объемом работ в условиях средней полосы страны за счет использования в районах Севера техники, не приспособленной к работе в условиях низких температур, сильных ветров, а также из-за недостатка запасных частей и заменяемых узлов.

Все это обуславливает высокую стоимость изготовленных на месте запчастей и большие отходы металла в виде стружки, обрезков и т.п.

Поэтому важнейшим фактором снижения затрат на предприятиях Севера следует считать установление рационального соотношения между основными и вспомогательными подразделениями.

Мощность основных подразделений горных предприятий (рудников, фабрик) определяется потребностью в сырье.

Для повышения экономической эффективности горных предприятий Севера рационально не создавать на них крупных ремонтных хозяйств, а обеспечивать поставку им запчастей со специализированных заводов, расположенных в районах средней широты [35].

Это положение является важнейшим направлением повышения экономической эффективности горных предприятий Заполярья.

Резюмируя сказанное, можно утверждать, что главным фактором повышения экономической эффективности горных предприятий Севера является снижение затрат живого труда. Оно может быть достигнуто за счет:

1) внедрения новой техники, позволяющей резко повысить производительность труда. При этом, как указывалось, применение новой техники на предприятиях Севера всегда более эффективно, чем в районах средней широты:

2) уменьшения числа людей, занятых непроизводительным трудом — ремонтом и содержанием зданий и сооружений. Это может быть достигнуто при высоком качестве строительства и прогрессивных строительных материалах;

3) применения оборудования в специальном северном исполнении, что позволит уменьшить затраты труда на ремонт и сократить расход материалов;

4) рационального соотношения основных и вспомогательных служб предприятия.

Большие резервы повышения экономической эффективности заключаются в удлинении рабочего периода карьеров за счет сокращения климатических простоев, которое достигается: 1) организацией снегозащиты с учетом закономерностей переноса снега; 2) развитием горных работ с учетом этих закономерностей; 3) внедрением современных средств борьбы с лавинной опасностью; 4) совершенствованием схем электроснабжения карьеров; 5) организацией рабочего процесса с учетом физиологических и гигиенических факторов.

Развитие техники позволяет уменьшить разницу в затратах на производство при работе рудников, расположенных на севере и в средних широтах. Затраты живого труда, благодаря техническому прогрессу на горных предприятиях Севера, снижаются и приближаются к соответствующим затратам в районах средних широт.

Однако разрыв между эффективностью работы рудников северных и освоенных районов сохранится, поскольку прогресс науки и техники и производительность труда повышаются во всех районах. Вследствие этого издержки производства на предприятиях Севера всегда будут выше.

ГЛАВА 33

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ,
ОТРАБАТЫВАЕМЫХ ИЛИ ОТРАБОТАННЫХ РАНЕЕ
ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ

1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Известно, что при подземном способе разработки в недрах остается значительное количество полезных ископаемых достигающее 20-40%. Оставленные и потерянные руды при благоприятных условиях могут быть эффективно извлечены с помощью открытых работ. В этом случае технология открытых разработок и параметры карьеров имеют ряд существенных особенностей по сравнению с технологией разработки новых месторождений.

Ввиду широкого распространения в СССР и других странах повторной открытой разработки и комбинированной открыто-подземной разработки месторождений эта проблема привлекает большое внимание исследователей.

А.А. Вовк и Г.И. Черный посвятили свою книгу комбинированному способу разработки. В ней кратко описываются примеры комбинированных работ. Более подробно рассматриваются рудники Никопольского марганцевого бассейна, где разрабатываются горизонтальные пласты руды мощностью от нескольких сантиметров до 3-4 м, залегающие под мощным слоем осадочных пород. Приводится описание взрывного метода проходки выработок в мягких, сжимаемых от взрыва породах. Кратко описываются меры безопасности, вопросы устойчивости бортов карьеров и т.д.

Исследование совместной и повторной разработки месторождений на рудниках Криворожского бассейна выполнено

проф., д-ром техн. наук В.В. Куликовым. Им разработана научная методика подсчета количества потерянных и разубоженных руд и приведены результаты подсчета по отдельным рудникам Криворожского бассейна. Большие исследования проведены А.К. Полищуком.

В зависимости от очередности разработки проф., д-р техн. наук Б.П. Юматов [60] предлагает три варианта:

1 - месторождения разрабатываются сначала открытым способом, а затем переходят на подземный способ разработки;

2 - месторождения разрабатываются сначала подземным способом, а затем открытым;

3 - месторождения длительное время разрабатываются одновременно и подземным и открытым способами.

Переход на подземную разработку месторождений первой группы часто осуществлялся в период слабого развития техники и технологии открытых работ или из-за резкого отставания вскрышных работ. Так, например, в 20-е годы перешли на подземную разработку Криворожских месторождений. Иногда переход на подземную разработку вызывается развитием оползней (Бакальские месторождения); в других случаях - в связи с достижением конечной глубины открытых работ, хотя наблюдается устойчивая тенденция пересмотра границ карьера и его глубины.

Месторождения второй группы отрабатывают открытым способом либо из-за пожароопасности (колчеданные место-

рождения), либо из-за больших экономических преимуществ перехода с подземной на открытую разработку, либо из-за стремления извлечь из недр руду, потерянную там в результате подземных работ.

К третьей группе относятся месторождения, которые разрабатываются одновременно и шахтами и карьерами в различных сочетаниях.

Месторождений, при разработке которых взаимодействуют открытый и подземный способы, довольно много (табл. 33.1), а потому желательно знать

возникающие при этом специфические проблемы.

2. УСТАНОВЛЕНИЕ КОЛИЧЕСТВА РУД,
ПОТЕРЯННЫХ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ
РАЗРАБОТКЕ

В общем объеме потерянных в недрах земли руд после подземной разработки большое место занимают потери, вызванные нарушением технологии подземной разработки месторождения:

1) подработкой параллельных выщележающих залежей и блоков; 2) оставле-

ТАБЛИЦА 33.1

МЕСТОРОЖДЕНИЯ, РАЗРАБАТЫВАЕМЫЕ КОМБИНИРОВАННЫМ СПОСОБОМ
ПО Б.П. ЮМАТОВУ

Открытый с переходом на подземный	Подземный с переходом на открытый	Одновременно открытым и подземным
Бакальское (железо) Каммикиви (медь, никель) Чулак-Тау (фосфориты) Горевское (полиметаллы)	Хайдаркан (ртуть) Блява (медь) Элатоуст-Беловское (медь) Каджаранское (вольфрам-молибден) Шеленское (никель) Старо-Сибайское (медь) Юнайтед-Верде (медь, цинк, США) Нчанга (медь, Африка) Торнтон (медь, США) Инспрейшен (медь, США) Рей (медь, США) Беркли (медь, США)	Медвежий ручей (медь, никель) Угольный ручей (медь, никель) Алтын-Топкан (полиметаллы) Зырянское (полиметаллы) Андреевское (полиметаллы) Гайское (медь, цинк) ЦГОК (железо)
Кируна (железо, Швеция) Крестомор (известняк, США) Сенрайз (железо, США)	Пичер-Кидс (вольфрам, США) Быг-Хол (алмазы, Африка) Кинг (асбест, Канада) Джонсон (асбест, Канада) Фруд-Стоби (медь, никель, Канада) Элен (железо, Канада) Эрингтон (железо, Канада) Виктория (сидерит, Канада) Гуннар (уран, Канада) Брюжо (уран, Франция)	Саксаганское (железо) Лебяжинское (железо) Гороблагодатское (железо) Каула (медь, никель) Никитовское (ртуть)
Буа-Нуар (уран, Франция)	Багдад (медь, США) Пима (медь, США) Борон (бор, США) Обербрис (каолин, СССР) Джефри-Майн (асбест, Канада)	Никопольское (марганец) Кукисвумчоррское (апатит) Расвумчорр-Цирк (апатит) Тишинское (полиметаллы) Эриберг (железо, Австрия)
		Кананеа (медь, Мексика) Сулливан (полиметаллы, Канада) Гетчел (вольфрам, США) Маркезадо (железо, Испания) Брик-Флет (пирит, США)

нием невыработанных рудных "треугольников" в лежачем боку; 3) недостаточным разбуриванием и взрыванием массива; 4) неточным оконтуриванием рудной залежи в пределах блоков; 5) применением нерациональных для данных условий систем разработки; 6) несвоевременной отработкой целиков; 7) нарушением режима выпуска отбитой руды и порядка отработки блоков (панелей); 8) нарушением технологии систем разработки.

Количество потерянных в зоне обрушения богатых руд можно определить тремя способами:

1. Путем нахождения разности между промышленными запасами руды и количеством добытых руд, которые были выданы на поверхность на протяжении всего периода отработки месторождения.

2. На основе использования отчетных данных рудника.

3. На основе использования результатов лабораторных исследований.

Так, по первому способу В.В. Куликовым и С.М. Мелешкиным было подсчитано количество потерянных богатых руд по шахтам рудников им. Дзержинского и "Ингулец". Рассмотрим пример подсчета количества потерянных руд в зоне обрушения шахты "Коммунар-Победа" рудника им. Дзержинского.

В подсчитываемый объем погашенных запасов включались участки руды, обрушенные очистными работами (блоки, панели), независимо от степени ее извлечения, а также необрушенные и невынутые промышленные участки рудных залежей на отработанных горизонтах, преимущественно в приконтактных зонах. При подобном методе подсчета учитываются потери как отбитой, так и неотбитой руды.

Границы участков рудных залежей, погашенные очистными работами, устанавливались по результатам маркшейдерских замеров и обозначались на планах и разрезах условным контуром с указанием года выемки. Контуры необрушенных и невынутых рудных участков определялись по геологическим данным. Отдельно подсчитывалось количество руды, оставленное в охранном целике шахты "Коммунар" на верхних уже отработанных горизонтах.

Подсчет объема погашенных запасов руды производится по методу вертикальных сечений, для чего были использованы графические материалы маркшейдерского и геологического отделов шахты, а именно разрезы вкрест простирания месторождения, расположенные друг от друга через 12,5 м.

Прослой пустых пород внутри рудного массива мощностью до 4 м включались в подсчет объема погашенных запасов руды. Такое положение имеет место в практике Криворожского бассейна при подсчете и планировании среднего содержания железа в массиве и потерь руды при выемке.

Прослой пустых пород мощностью более 4–5 м при подсчете не учитывались, хотя при системах с массовым обрушением руды они не могут быть отделены и несомненно выдаются вместе с обрушенной рудой. Количество пород, попавших в добытую руду как со стороны вмещающих и перекрывающих пород, так и за счет крупных включений внутри рудного тела определено по коэффициенту разубоживания.

Помимо руды в неотбитых участках и в охранном целике, в недрах осталась значительная часть обрушенной руды. Количество добытой руды на рас-

сматриваемом участке с начала эксплуатации до 1958 г. приведено в табл. 33.2.

Для определения истинных потерь промышленной руды следует из объема добытой руды вычесть количество пород, попавших в товарную руду, которое можно определить по коэффициенту разубоживания.

Количество пород, выданных вместе с промышленной рудой на поверхность

$$П = \frac{1}{100} \rho T_0, \quad (33.1)$$

$$\rho = \frac{a - a'}{a - a''}, \quad (33.2)$$

где ρ — коэффициент весового разубоживания, т.е. отношение количества разубоживающих пород к количеству выданной рудной массы, %; a, a', a'' — содержание железа в промышленной руде (в массиве), в добытой рудной массе и в разубоживающих породах, %; T_0 — количество выданной рудной массы (статистические данные), т.

Исходя из условий работы шахты "Коммунар-Победа", следует полагать,

ТАБЛИЦА 33.2

ОБЪЕМ ПОГАШЕННОЙ И ДОБЫТОЙ РУДЫ В ПОЛЕ ШАХТЫ "КОММУНАР-ПОБЕДА"

Показатели	Погашено по маркшейдерским данным, тыс.т	Добыто тыс.т
До 1935 г.	11 613	9222
С 1935 по 1957 г.	42 692	32 020
Осталось неотбитой руды	516	—
В охранном целике шахты	1000	—
Всего	55 821	41 242

что в засорении промышленной руды при ее добыче участвовали как внутренние включения пород с содержанием железа 35–45 %, так и покрывающие и налегающие породы с содержанием железа 25–30 %. Среднее содержание железа в товарной руде за период с 1945 по 1957 г. составило 54,9 %. Среднее содержание в массиве по результатам опробования в ортах на горизонтах –100 м, –160 м, –220 м составляет 57,8 %. Таким образом, можно считать, что имело место снижение содержания железа в руде на величину $a - a' = 57,8 - 54,9 = 2,9$ %.

Содержание железа в засоряющих породах равно в среднем 35 %. В таком случае коэффициент разубоживания

$$\rho = \frac{2,9}{22,8} \times 100 = 13 \text{ \%}$$

За период с 1935 по 1957 г. в добытую руду попало $\frac{32\,020 \times 13}{100} = 4163$ тыс.т

разубоживающих пород, а промышленной руды за этот период выдано 32020 – 4163 = 27 857 тыс.т. Коэффициент потерь промышленной руды в недрах за период 1935–1957 гг. составил

$$\left(1 - \frac{27\,857}{44\,208}\right) \cdot 100 = 37 \text{ \%}$$

На отдельных участках содержание железа в некондиционных породах может быть принято равным 40 %, тогда коэффициент разубоживания будет равен 16,3 %, а потери – 40 %.

С 1908 по 1957 г. шахтой "Коммунар-Победа" выдано 41,24 млн.т рудной массы. При разубоживании (коэффициент разубоживания составил 13 %) чистой руды в выработанном простран-

ве шахтного поля осталось около 20 млн.т, в том числе 1 млн.т руды в охранном целике шахты.

Аналогичный подсчет количества оставленной руды в выработанном пространстве был произведен для шахты "Гигант". С 1882 по 1958 г. с поля шахты "Гигант" было выдано 57,3 млн.т рудной массы, чистой руды осталось в недрах около 28 млн.т, в том числе в охранном целике шахты 4 млн.т.

Для определения общего количества разубоженных руд в зоне обрушения среднее содержание железа в них принято равным 43 %, что соответствует содержанию железа в разубоженной руде, поступающей на пришахтную обогатительную фабрику.

Методика второго способа подсчета количества потерянных руд заключается в следующем. Первоначальное количество промышленных запасов руды на отработанной части месторождения может быть выражено следующим образом:

$$T = T_{д} + T_{п} = T_{д.б} (1 - \rho) + T_{п}, \quad (33.3)$$

где T – первоначальное количество промышленных запасов чистой богатой руды на отработанной части месторождения, т; $T_{д}$ – общее количество вынудой части руды с начала отработки, т; $T_{п}$ – количество потерянной чистой руды с начала отработки, т; ρ – коэффициент весового разубоживания богатой руды, доли единицы; $T_{д.б}$ – вес добытой богатой руды с

начала отработки, т. Отношение $\frac{T_{д}}{T}$ представляет собой истинное извлечение руды.

Тогда

$$\frac{T_{д}}{T} = 1 - \eta, \quad (33.4)$$

$$\frac{T_{п}}{T} = \eta, \quad (33.5)$$

где η – коэффициент потерь руды.

Из уравнений (33.4) и (33.5) получим

$$T_{п} = \frac{\eta}{1 - \eta} T_{д}, \quad (33.6)$$

Выразив $T_{д}$ через произведение $T_{д.б} (1 - \rho)$ получим формулу для определения количества потерянной чистой руды

$$T_{п} = \frac{\eta - \rho}{1 - \eta} T_{д.б}. \quad (33.7)$$

Если попутно с богатой рудой добываются сильно разубоженные бедные руды, то потери промышленных чистых руд уменьшаются на

$$T_{д.р} (1 - \rho'),$$

где $T_{д.р}$ – количество бедной руды с начала отработки участка, т.; ρ' – коэффициент весового разубоживания бедной руды.

Общие потери промышленной руды

$$T_{п.о} = \frac{\eta (1 - \rho)}{1 - \eta} T_{д.б} - T_{д.р} (1 - \rho'). \quad (33.8)$$

Таким образом, зная величину коэффициентов потерь и разубоживания за определенные годы, а также количество добытой рудной массы по сортам за это время, мы можем определить количество потерянных промышленных руд.

По отчетным данным рудника им. Дзержинского, потери руды в недрах и коэффициент разубоживания добытой руды колеблются в значительных пределах. В среднем за период с 1 июля 1948 г. по 1 января 1962 г. они составляют соответственно (%): по шахте "Коммунар-Победа" – 22,5 и 8,4, по шахте "Гигант" – 14,4 и 11,8, по шахте "Саксагань" – 9,9 и 16,8.

Показатели потерь и разубоживания на руднике им. Дзержинского до 1951 г. отдельно по годам не подсчитывались. Поэтому воспользуемся средним коэффициентом потерь и разубоживания, которые были подсчитаны за период 1948–1962 гг. Показатели потерь и разубоживания с начала разработки месторождения и до 1948 г. принимаем равными прежним показателям за период 1948–1962 гг., исходя из того, что при применяемых в то время системах разработки показатели потерь и разубоживания были меньшими, а кондиции по железу – значительно выше. Так, до 1940 г. браковочный предел по железу составлял 55–56 %, в 1948 г. – 50 %, а в настоящее время – 46 %. Поскольку до 1955 г. при расчете коэффициентов потерь не учитывалось повышение в добытой руде влажности, то нами был произведен пересчет коэффициентов потерь по 1955 г. включительно. Влага учитывалась по методу, предложенному группой сотрудников КГРИ. Было установлено, что с введением коэффициента, учитывающего повышение влажности в добытой (разрыхленной) руде на 4–5 %, расчетное количество потерянных руд увеличивается на 3–4 %.

По данным маркшейдерских отделов шахт, мармитовые и гидрогематито-мармитовые руды составляют примерно 90 % всех промышленных запасов руды на

этих участках; объемный вес этих руд при подсчете принимается равным 3,58 т/м³. Гидрогематитовые и глиноземистые руды составляют примерно 10 %, а их объемный вес равен 3,06–3,18 т/м³. Поэтому исходя из средневзвешенного количественного соотношения типов руд на рассматриваемых участках и значений их плотностей расчетная плотность руды принята равной 3,55 т/м³.

Подсчеты показывают, что в зоне обрушения шахты "Коммунар-Победа" находится более 16,6 млн.т, или 4,68 млн.м³, а в зоне обрушения шахты "Гигант" – 14,5 млн.т, или 4,07 млн.м³, богатой руды. Таким образом, в зоне обрушения только двух этих шахт оставлено более 31 млн.т, или 8,23 млн.м³, богатой руды, которая в настоящее время при подземном способе разработки безвозвратно потеряна.

Количество потерянных руд по результатам лабораторных исследований подсчитывается с учетом фактической мощности, угла падения рудного тела и высоты обрушаемого слоя руды.

В лаборатории моделируется отработка месторождения и устанавливаются величины потерь руды. Затем эти величины с учетом масштаба моделирования пересчитываются для условий данного месторождения.

Средний коэффициент потерь по шахте "Коммунар-Победа" по данным моделирования получился равным 0,166, а по шахте "Гигант" – 0,144.

Количество потерянных руд в зоне обрушения определяется по фактически добытому количеству рудной массы. В процессе добычи, транспортирования и выдачи на поверхность естественная влажность рудной массы увеличивается на 4–5 %, что приводит к увеличению коэффициента потерь на 3–4 %. Поэтому для

расчета приняты следующие коэффициенты потерь (η): по шахте "Коммунар-Победа" — 0,20, по шахте "Гигант" — 0,18. Коэффициент разубоживания (ρ) принят по фактическим данным рудника им. Дзержинского и составляет по шахте "Коммунар-Победа" — 0,07, по шахте "Гигант" — 0,08.

Количество потерянных руд в зоне обрушения шахты "Коммунар-Победа" (добыто 53 125 тыс.т)

$$T_{\Pi} = \frac{0,20 (1 - 0,07)}{1 - 0,20} \times 53,125 = 12,35 \text{ млн. т.}$$

в зоне обрушения шахты "Гигант" (добыто 85 614 тыс. т)

$$T_{\Pi} = \frac{0,18 (1 - 0,08)}{1 - 0,18} \times 85,614 = 17,3 \text{ млн. т.}$$

Всего в зоне обрушения этих шахт находится 29,65 млн.т богатых руд. Если учесть дополнительные потери руды в лежачем боку (около 5 млн.т) поля шахты "Коммунар-Победа" из-за малого склонения (17–18°) месторождения, что не учитывается формулой (33.8), и запасы руды (5 млн.т) в охранных целиках шахт, то общее количество потерянных богатых руд в зоне обрушения двух шахт составит примерно 40 млн.т.

Из вышесказанного следует, что количество потерянных руд, определенное по первому способу подсчета, с начала разработки месторождения рудника им. Дзержинского по 1957 г. составило по двум шахтам 48 млн.т. Если учесть запасы руды, которые были оставлены в недрах в 1958–1962 гг., то общее количество потерянных руд в зоне обрушения двух шахт составит примерно 50 млн.т. Этот способ подсчета количества поте-

рянных руд характеризуется большой трудоемкостью вычислительных работ, но методически он наиболее правильный. Точность подсчетов количества потерянных руд всецело зависит от точности геологической и маркшейдерской документации по оконтуриванию объемов погашенных запасов руды.

Количество потерянных богатых руд в зоне обрушения двух шахт, определенное по второму способу подсчета, составило 31,13 млн.т. При таком способе точность подсчета количества потерянных руд зависит от достоверности отчетных данных рудника им. Дзержинского.

Третий способ подсчета количества потерянных руд характеризуется наибольшей простотой и сравнительно небольшим объемом вычислительных работ. Этот способ можно применять при ориентировочных расчетах. Количество потерянных руд в зоне обрушения двух шахт, определенное по третьему способу подсчета, составило примерно 40 млн.т.

Таким образом, расчеты показывают, что в зоне обрушения только двух шахт рудника им. Дзержинского имеется от 31 до 50 млн.т богатой руды. Кроме того, в зоне обрушения этих же шахт находятся сотни миллионов тонн железистых кварцитов, которые при существующих способах обогащения могут быть рационально использованы для получения чугуна. Эти дополнительные источники сырья имеют огромное государственное значение для нашей развивающейся металлургической промышленности.

3. РАЗМЕЩЕНИЕ ПОТЕРЯННЫХ РУД В ПРОСТРАНСТВЕ

Положение в недрах земли потерянных руд зависит от порядка и системы разработки шахтного поля. В зависимости от

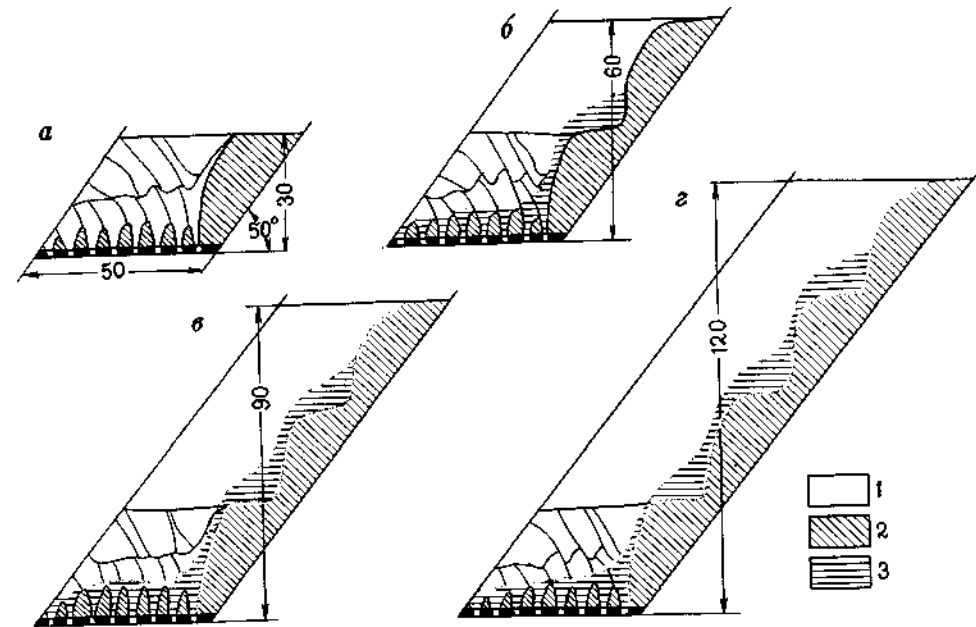


РИС. 33.1. Размещение в пространстве потерянных и разубоженных руд: а, б, в, г — этапы отработки 1–4-го подэтажей; 1 — обрушенные породы; 2 — чистая руда; 3 — разубоженная руда

устойчивости пород всяческого бока при отработке месторождений системами с обрушением наблюдаются, как правило, различные потери руды и неодинаковый характер их размещения в выработанном пространстве. Так, на рудниках им. Дзержинского и им. Кирова руды и породы всяческого бока имеют коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова 6–8, поэтому выпуск руды в блоках производится под наклонной стенкой (кровлей). На руднике "Ингулец" всячий бок представлен выщелоченными джеспилитами ($f = 1,5 \div 2,0$). При отработке этого месторождения пустые породы всяческого бока обрушаются вслед

за выпускаемой рудой в блоках. Поэтому количественные потери богатой руды будут больше, чем при выпуске под наклонной стенкой.

Размещение потерянных руд при выпуске под наклонной стенкой (консолью). Для решения этой проблемы нужно проводить лабораторные исследования последовательной отработки месторождения в пределах двух–семи этажей [9].

В результате моделирования последовательной отработки месторождения в пределах нескольких этажей системами с обрушением вся потерянная руда располагается непосредственно на лежачем боку рудного тела. Толщина потерянной

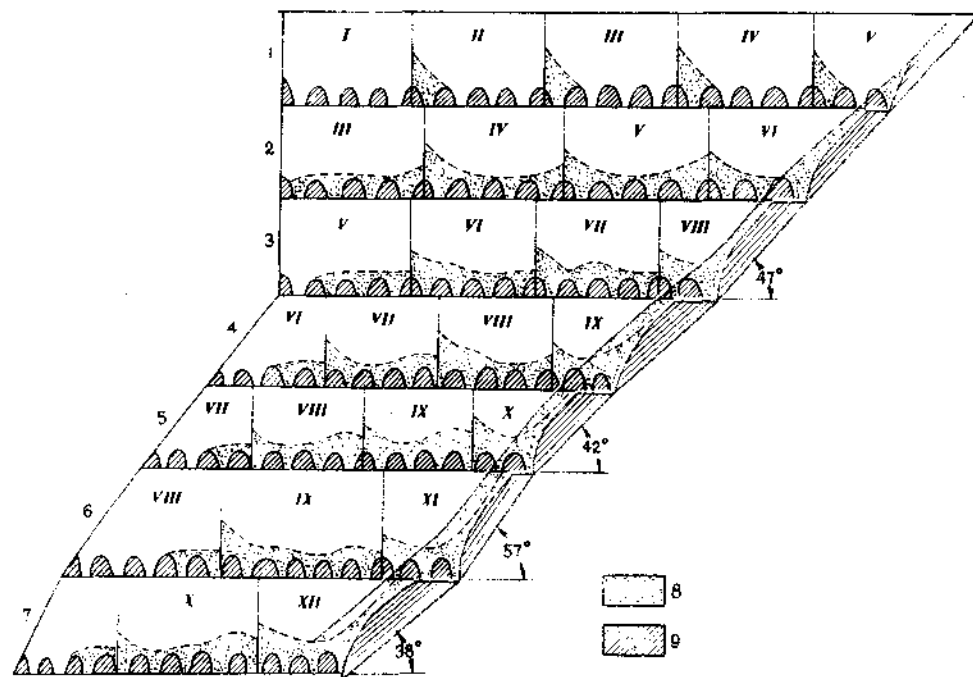


РИС. 33.2

Размещение потерянных руд при разработке мощных залежей.

1-7 - порядок отработки подэтажей; 8 - разубоженная руда; 9 - чистая руда; I-XII - порядок отработки панелей

руды (рис. 33.1) складывается из чистых и разубоженных руд, мощность слоев которых зависит от горно-геологических условий и параметров систем разработки.

Размещение потерянных руд при отработке месторождения с неустойчивыми породами висячего бока можно установить также путем моделирования. Потерянная руда располагается на лежащем боку залежи, причем мощность ее увеличивается с увеличением мощности залежи, глубины работ и высоты подэтажа.

Месторождения с большой мощностью рудного тела обычно обрабатываются

выемочными панелями при подэтажном обрушении или блоками при этажном обрушении. Эти панели или блоки разделяют рудное тело на отдельные выемочные участки (так как применяется в основном подэтажное обрушение, далее выемочную единицу будем называть "панелью").

До 1957-1958 гг. отработка таких панелей, например на руднике им. Дзержинского, производилась от висячего бока к лежащему в отступающем порядке. В последнее время для снижения вредного воздействия горного давления на днище был принят обратный порядок от-

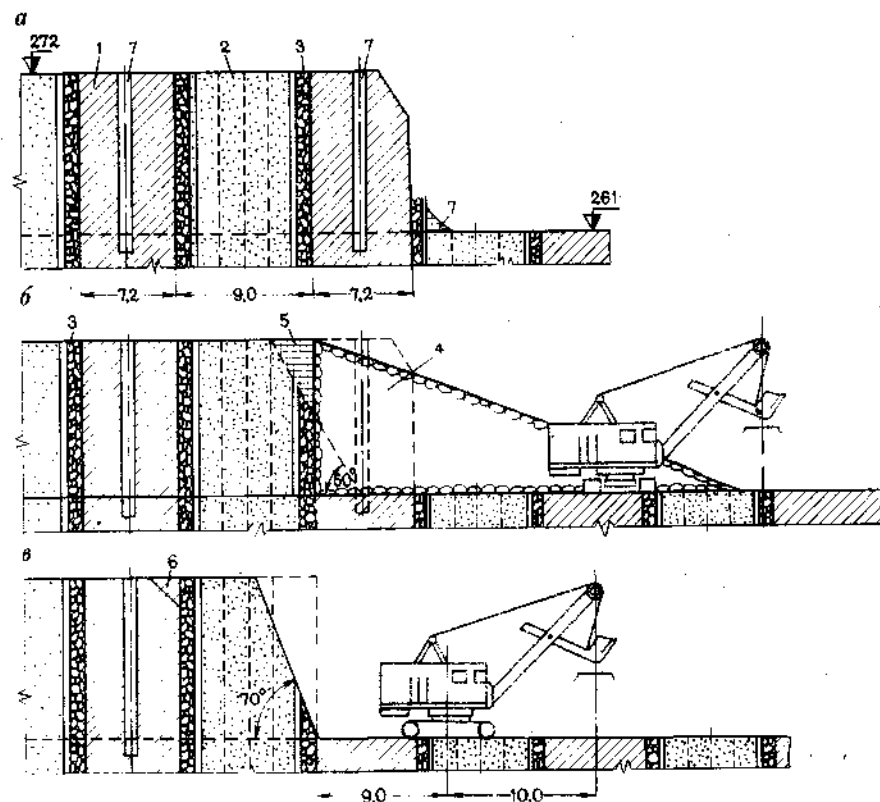


РИС. 33.3.

Порядок выемки руды и закладки при отработке целиков

а - положение забоя перед взрывом целика; б - после взрыва; в - во время уборки закладки; 1 - целик; 2 - камера; 3 - шитовое крепление стенок камеры; 4 - отбитая руда; 5 - закладка, попавшая в руду при погрузке; 6 - часть руды, попавшая в закладку при погрузке; 7 - скважины

работки выемочных панелей - от лежащего бока к висячему.

Моделирование отработки залежи позволяет и в этом случае установить расположение потерянных руд (рис. 33.2).

При камерных системах разработки положение потерянных междукамерных и междуэтажных целиков можно определить на основе маркшейдерских планов и разрезов.

4. ОТКРЫТАЯ РАЗРАБОТКА МЕЖДУКАМЕРНЫХ И МЕЖДУЭТАЖНЫХ ЦЕЛИКОВ

При подземной разработке месторождений комбинированными системами запасы камер в большинстве случаев отработывались системами с закладкой выработанного пространства.

Закладочный материал с течением времени дает усадку, образуя между кровлей камер и поверхностью закладки незаложенное выработанное пространство. Многие целики окажутся разрушенными горным давлением. В ряде случаев целики, представленные рудами, склонными к самовозгоранию, будут поражены пожарами. Поэтому подземная разработка целиков связана с большими трудностями и требует особой организации работ, а в некоторых случаях практически невозможна.

При открытой разработке целиков первоначально производится подготовка горизонта, для чего из разрезной траншеи проходят щель от висячего к лежащему боку. От этой щели работы затем ведутся в обе стороны по простиранию рудной залежи. Перед взрывом скважин, пробуренных в целике, экскаватор убирает весь закладочный материал. После взрыва целика убирается рудная масса. Затем операции повторяются (рис. 33.3).

Весьма целесообразно отметки уступов согласовывать с отметками камер и закладки. Кровля уступа располагается на отметке подошвы отработанных камер, а подошва — на поверхности закладочного материала (с учетом его усадки).

Если выработанные камеры не заложены закладкой, то отработка целиков открытым способом значительно усложняется.

Производство открытых горных работ в зоне старых выработок при незаполненных закладкой камерах требует планомерного погашения пустот, что является важнейшим звеном технологического процесса.

Для этого необходимо:

1) установить минимально допустимые и экономически выгодные размеры потолочин, обеспечивающих безопасное раз-

мещение на них тяжелого горного и транспортного оборудования;

2) ликвидировать пустоты, образовавшиеся при выемке руды из очистных камер и в результате проходки горных выработок при подземных работах.

При подземных горных работах пустоты ликвидируют обрушением кровли из подземных выработок или закладкой их пустыми породами. При открытых горных работах в зоне старых подземных выработок ликвидация пустот из подземных выработок в большинстве случаев практически невозможна, так как доступ в ранее отработанные камеры закрыт по условиям безопасности. Закладка камер пустыми породами или другими материалами с горизонтов карьера трудно осуществима и связана с большими трудовыми и материальными затратами. Кроме того, все эти способы не обеспечивают безопасности при дальнейшей работе оборудования над камерами. Закладочный материал при любом способе закладки дает усадку, и обычно под кровлей камер образуются пустоты, представляющие опасность для работы карьерного оборудования. Наиболее простым, технически легко осуществимым и дешевым способом погашения пустот при работе карьера в зоне старых выработок является обрушение пород кровли камер буровзрывным способом с горизонтов карьера.

До начала ведения открытых горных работ в районе отработанного поля для каждого уступа составляется паспорт буровзрывных работ и локальный проект на ликвидацию пустот. Вся документация составляется на основе данных маркшейдерского бюро подземного рудника. Для определения же фактического положения кровли подземных камер производится разведочное бурение. Данные

маркшейдерской службы рудника не могут быть использованы без разведочного бурения, так как в течение продолжительного времени кровля камер частично обрушалась самопроизвольно, частично изменялась под влиянием проводимых вблизи массовых взрывов. Пустоты погашаются взрыванием скважин диаметром 250 или 300 мм.

5. ОТКРЫТАЯ РАЗРАБОТКА ПОТЕРЯННЫХ РУД В ЗОНЕ ОБРУШЕНИЯ ПОДЗЕМНЫХ РУДНИКОВ

Порядок и технология горных работ мало отличаются от обычной отработки нарушенных месторождений.

Основные различия связаны с необходимостью тщательных наблюдений за сдвижением, поверхности, ликвидации имеющихся пустот и усложнением буровых работ в породах зоны обрушения. Если породы хорошо разрушены, то можно избежать взрывных работ, применив мощные рыхлители.

В качестве одного из типичных примеров рассмотрим работу в поле шахты "Центральная" рудника "Ингулец" в Кривбассе. Открытая разработка потерянных руд началась в 1965 г.

Залежь потерянных руд представляет собой пласт, вытянутый с юга на север. Средняя мощность рудного тела 30—35 м. Залежь на север имеет угол падения 20—25°, на восток — 50—65°. На участке открытых работ глубина залегания руды изменяется от 30 до 270 м. Мощность покрывающих пород 30—40 м.

Карьерное поле вскрыто комбинированным способом: верхние четыре горизонта вскрыты общей поступательной траншеей с уклоном 80°/00, нижние — поступательно-петлевыми траншеями. Высота уступов 8—10 м.

Для разбуривания коренных пород применяют станки ударно-канатного вращения БС-1. Расстояние между скважинами 6—7 м; линия сопротивления по подошве 10—12 м; величина перебура 2,0—2,5 м. Величина заряда в скважине изменяется от 150 до 200 кг. Взрывание однорядное, мгновенное или многорядное (3—5 рядов), короткозамедленное. В качестве ВВ применяется зерногранулит 80/20. Для разработки негабарита и выравнивания подошвы уступов используются перфораторы и передвижные компрессорные установки.

В карьере принята система разработки поперечными заходками с перевозкой породы 10-тонными автосамосвалами во внешние отвалы на расстоянии 1200 м и руды до обогатительной фабрики на расстоянии 1800 м. Погрузка взорванной массы производится экскаваторами СЭ-3 и ЭКГ-4. Производительность экскаватора составила 70,4—108,5 тыс. м³ в год на 1 м³ емкости ковша при коэффициенте использования экскаватора во времени 0,40.

Для создания безопасных условий работан и выполняется следующий комплекс организационно-технических мероприятий:

1. Контуры предполагаемых пустот, определяемые на основе маркшейдерской документации, наносятся на погоризонтные планы карьера и отмечаются кольцками на рабочих горизонтах карьера.

2. В породах висячего бока бурят взрывные скважины, которые одновременно являются и разведочными.

3. Разработка уступов в районе предполагаемых пустот производится перпендикулярно к продольной оси непогашенной выработки. Вскрываемые при этом пустоты засыпаются породой.

4. При необходимости уточнения наличия пустот производится разведочное бурение.

5. Горные работы в карьере "Центральный" ведутся с юга на север и от висячего бока к лежащему. Въездные траншеи закладываются, хотя и в нарушенных подземными работами породах висячего бока, но в давно уже установившейся зоне обрушения.

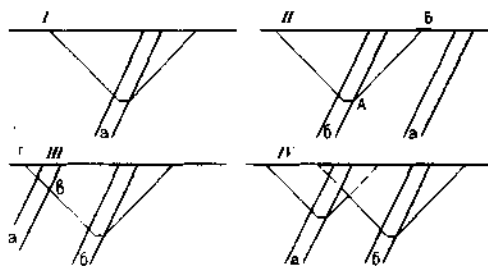


РИС. 33.4. Схемы отработки месторождений комбинированным способом: I — залежь *a* отрабатывается подземным способом, затем повторно — открытым (карьер в зоне обрушения); II — залежь *a* отрабатывается подземным способом, залежь *b* — открытым; III — то же, но залежь *b* и верхняя часть залежи *a* отрабатываются открытым способом; IV — комбинации схем

6 ВЗАИМОСВЯЗЬ ОТКРЫТЫХ И ПОДЗЕМНЫХ РАБОТ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Комбинированная разработка месторождений производится главным образом по трем основным схемам совмещения открытых и подземных работ (рис. 33.4), обусловленным конкретными горно-геологическими условиями [9, 36].

По схеме I пласт полезного ископаемого *a* разрабатывается вначале подземным способом, затем в нижней части подземным, а в верхней — повторно открытым способом. При этом карьер полностью или частично располагается в зоне сдвижения пород висячего бока месторождения. Схема совмещения открытых и подземных работ в одной вертикальной плоскости может применяться: 1) при переходе с подземного на открытый способ добычи; 2) при комбинированной разработке месторождений, когда предметом добычи являются потерянные или оставленные в целиках руды

Схемы II и III могут применяться в том случае, если месторождение представлено двумя и более крутопадающими пластами полезного ископаемого. По схеме II пласт *a* (см. рис. 33.4) разрабатывается подземным способом, а пласт

b — открытым. Карьер расположен в контуре сдвижения пород висячего бока пласта *a*. При отработке пласта *a* подземным способом борт карьера *AB* попадает полностью или частично в зону возможного образования воронок

По схеме III пласт *a* (см. рис. 33.4) разрабатывается подземным способом, а пласт *b* и верхняя часть пласта *a* — открытым способом. В верхней части пласта *a* добываются потерянные или оставленные в целиках руды. Карьер расположен в основном в ненарушенных породах лежащего бока пласта *a*, и только небольшая часть борта карьера *BГ* попадает в зону обрушения подземных работ.

Схема IV (рис. 33.4) представляет собой различные варианты сочетания основных схем совмещения открытых и подземных работ. Она может применяться в том случае, если месторождение представлено несколькими пластами полезного ископаемых.

Схема I. Рассмотрим комбинированную отработку месторождения, залегающую

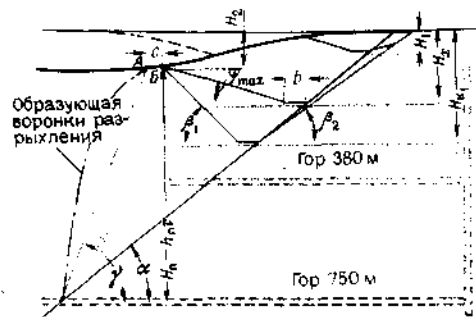


РИС. 33.5. Взаимодействие открытых и подземных работ при схеме I

щего под углом падения α (рис. 33.5). При отработке месторождения системами с обрушением налегающие породы по мере выпуска руды из блоков смещаются вниз под углом γ . При этом на поверхности с отставанием во времени τ , определяемым шагом обрушения налегающих пород $H_{обр}$, образуется зона просадки

Если скорость понижения подземных работ $h_{п}$, то через время T подземные горные работы опустятся на глубину

$$H_{п} = H_{п1} + h_{п} T, \quad (33.9)$$

где $H_{п1}$ — глубина подземных работ в данное время, м.

Для извлечения потерянных руд и железистых кварцитов в зоне обрушения подземного рудника запроектирован карьер со следующими параметрами. b — ширина дна карьера, м; H_1 — глубина карьера на момент ввода его в эксплуатацию, м; β_1 и β_2 — углы погашения лежащего и висячего бортов карьера, φ_{max} — максимальный угол откоса рабочего борта карьера, при котором на всех

уступах поддерживается минимально возможная ширина рабочих площадок, t_3 — время строительства карьера, лет; h_0 — скорость углубки карьера в период нормальной эксплуатации, м/год.

При разработке открытым способом железистых кварцитов и потерянных руд в зоне обрушения подземного рудника работы в карьере можно вести до тех пор, пока верхняя бровка рабочего борта не достигнет точки *A* (см. рис. 33.5). Однако во избежание внезапных провалов вдоль зоны воронок разрыхления должно быть оставлена еще полоса безопасности *C*. С учетом всех этих условий работы в карьере безопасно вести до глубины H_x , которая (см. рис. 33.5) определяется по следующей формуле:

$$H_x = \frac{(H_{п} - h_{п} T) (\operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \gamma) (C + h_1 + H_2 \operatorname{ctg} \varphi)}{\operatorname{ctg} \varphi + \operatorname{ctg} \alpha} \quad (33.10)$$

где H_2 — глубина зоны обрушения у верхней бровки борта карьера, м.

В формулу (2.V) вместо $H_{п}$ подставим ее значение из формулы (33.9) и обозначим

$$\left. \begin{aligned} a_1 &= \operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \gamma, \\ a_2 &= \operatorname{ctg} \varphi + \operatorname{ctg} \alpha. \end{aligned} \right\} \quad (33.11)$$

После преобразований получим:

$$H_x = \frac{1}{a_2} \left\{ a_1 [H_{п1} + h_{п} (T - \tau)] - (b + C) + H_2 \operatorname{ctg} \varphi \right\} \quad (33.12)$$

При скорости углубки карьера в период нормальной его эксплуатации h_0 че-

рез время T карьер может достигнуть глубины

$$H_0 = H_1 + h_0 [T - (t_1 + t_2 + t_3)], \quad (33.13)$$

где t_1 — продолжительность выполнения исследовательских работ, лет; t_2 — продолжительность проектирования карьера, лет.

Таким образом, по уравнению (33.13) можно определить возможную глубину карьера без учета влияния подземных работ. Чтобы определить время, в течение которого можно безопасно работать в карьере с углом рабочего борта φ_{\max} , необходимо приравнять H_x к H_0 и решить совместно уравнения (33.12) и (33.13) относительно T . После преобразования получим:

$$T = \frac{a_1 (H_{\text{п}1} - h_{\text{п}T}) - (b + c) + a_2 h_0 - a_1 h_{\text{п}}}{a_2 h_0 - a_1 h_{\text{п}}} \quad (33.14)$$

$$+ \frac{a_2 h_0 (t_1 + t_2 + t_3) - a_2 H_1 + H_2 \operatorname{ctg} \varphi}{a_2 h_0 - a_1 h_{\text{п}}}$$

Графическое решение уравнений (33.12) и (33.13) представлено на рис. 33.6.

Если за период работы карьера от $t_1 + t_2 + t_3$ до T верхняя бровка рабочего борта достигла контура карьера (точка B на рис. 33.5 и точка M на рис. 33.6), то горные работы в карьере не опасно продолжать до глубины $H_{\text{к}1}$. Если глубина $H_{\text{к}1}$ не является конечной, то при достижении глубины H_x и с целью обеспечения безопасности работ потребуется либо оставление временного нерабочего борта, либо снижение скорости углубки карьера. В дальнейшем после понижения подземных работ на достаточную глубину временный нерабочий борт отрабатывается до конечных контуров карьера.

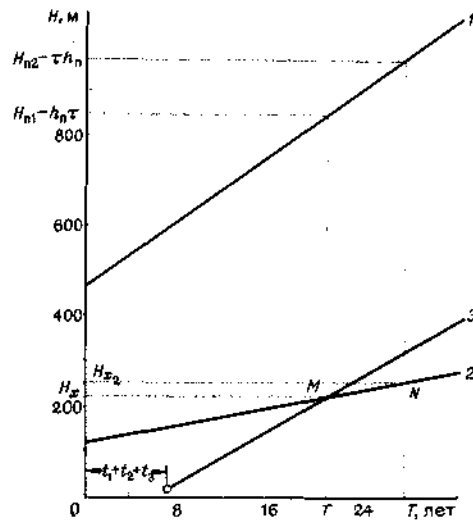


РИС. 33.6.

Изменение глубины горных работ при работе по схеме I:

1 — подземный способ разработки; 2 — открытый способ разработки с учетом подземного; 3 — открытый способ разработки без учета подземного (по А.К. Полнущуку)

При наличии в карьере временного нерабочего борта создаются реальные возможности снижения эксплуатационного коэффициента вскрыши и себестоимости руды за счет уменьшения объемов вскрышных работ. В то же время при последующей отработке временного нерабочего борта, т.е. при реконструкции карьера, ведение горных работ значительно усложняется, увеличивается эксплуатационный коэффициент вскрыши и себестоимость руды.

Изменение глубины карьера при пониженной скорости углубки и угле откоса рабочего борта φ_{\max} происходит по линии MV (см. рис. 33.6). Снижение скорости углубки карьера может привести к резкому уменьшению производительности

сти по руде и ухудшению основных экономических показателей работы карьера. Из рис. 33.6 видно, что скорость углубки карьера до глубины H_x , выражаемая тангенсом угла наклона к горизонту прямой 3, составляет 10 м/год. При работе по линии MV скорость углубки карьера составит 4,6 м/год. Таким образом, если подземные работы сдерживают развитие открытых работ в глубину, то вопрос выбора правильного направления развития и режима открытых работ приобретает решающее значение для обеспечения безопасной и эффективной разработки месторождения.

Определим область возможного применения открытых работ в зоне обрушения рудника им. Дзержинского. Расчеты ведем в пределах каждого шахтного поля в отдельности.

По мере углубки подземных горных работ их интенсивность из-за увеличения горного давления и вызываемых этим трудностей может несколько снизиться. Однако постоянное уменьшение площадей рудных запасов с глубиной, несомненно, заставит искать новые пути сохранения, а в отдельных случаях даже повышения достигнутой интенсивности отработки месторождения. Поэтому при определении области возможного применения открытых работ мы исходим во всех рассмотренных случаях из условия сохранения достигнутой интенсивности отработки месторождения. На основе отчетных данных шахты "Коммунар-Победа" годовое понижение подземных работ может быть принято равным 18 м в год. В настоящее время подземные работы ведутся на глубине 470 м.

В расчете для поля шахты "Коммунар-Победа" и поперечного разреза по оси 86 принимаем следующие данные:

1) перед проектированием карьера в течение 2 лет (t_1) должны проводиться исследовательские работы;

2) проект карьера составляется за 1 год (t_2);

3) на протяжении (t_3) 2 лет осуществляется строительство карьера;

4) ширина дна карьера 50 м;

5) на момент достижения проектной производительности глубина карьера равна 65 м;

6) скорость углубки карьера в период нормальной эксплуатации составляет 10 м/год;

7) угол откоса рабочего борта $\varphi = 17^\circ$;

8) угол погашения висячего борта карьера $\beta = 44^\circ 45'$;

9) угол падения рудного тела $\alpha = 38^\circ 30'$;

10) угол обрушения горных пород (γ), по данным В.В. Куликова изменяется в зависимости от высоты обрушаемого слоя от 73 до 90° . В.Ф. Лавриненко установлен характер распределения обрушенных пород, находящихся в висячем и лежащем боках залежи в период ее отработки. Установлено также, что часть обрушенных пород, ограниченная наклонным контактом массива пород лежащего бока и линией воронки разрыхления, находится в неподвижном состоянии. Для определения положения линии воронки разрыхления нами использовано уравнение Г.М. Малахова для кривой, образующей воронки выпуска. Угол обрушения пород при глубине подземных работ 300–500 м равен 70 – 85° . Согласно "Правилам охраны сооружений от вредного влияния подземных горных выработок для шахт Кривбасса", углы обрушения должны составлять 70 – 85° . Для большей надежности при расчетах угол обрушения принимается равным 70° .

При этом дополнительно предусматриваем оставление бермы безопасности шириной 50 м;

11) время отставания обрушения дневной поверхности для рудника им. Дзержинского принимаем равным 0,5 года;

12) глубину опускания земной поверхности (H_2) в зоне обрушения принимаем равной 110 м.

По уравнению (33.14) определим за какой период верхняя бровка рабочего борта карьера подойдет к полосе безопасности:

$$0,893(470 - 18 \times 0,5) - 50 + 4,528 \times 10(2+1+2) -$$

$$T = \frac{-50 + 110 \times 3,271 - 4,528 \times 65}{4,528 \times 10 - 0,893 \times 18} = 21 \text{ год.}$$

Глубина карьера, при которой верхняя бровка рабочего борта подойдет к опасной зоне,

$$H_x = \frac{0,893[470 + 18(21 - 0,5)] - (50 + 50) + 110 \times 3,271}{4,528} = 222 \text{ м.}$$

При погашении рабочего борта карьер достигнет глубины:

$$H_k = (H_x - H_2) \frac{\text{ctg } \alpha + \text{ctg } \varphi}{\text{ctg } \alpha + \text{ctg } \beta_1} + H_2, \quad (33.15)$$

$$H_k = (222 - 110) \frac{4,528}{2,266} + 110 = 333 \text{ м.}$$

Максимальная глубина карьера 340 м. Поэтому при комбинированной разработке месторождения в поле шахты "Коммунар-Победа" подземные работы не будут сдерживать развитие работ в карьере. Необходимо отметить, что при

глубине подземных работ 600–800 м воронка провала горных пород может не достигнуть уровня земной поверхности и работы в карьере можно будет безопасно продолжать до конечного контура без оставления временного нерабочего борта.

Развитие горных работ в проектируемом карьере принято с юга на север от лежащего бока к висячему. Открытые работы в поле шахты "Гигант-Глубокая" будут производиться на 6–10 лет позже. Благодаря этому подземные работы в поле шахты "Гигант-Глубокая" также будут сдерживать развитие открытых работ.

Таким образом, на основе изучения динамики развития открытых и подземных работ в одном шахтном поле установлено, что при развитии открытых работ с юга на север и от лежащего бока к висячему уже сейчас имеется реальная возможность совмещения открытых и подземных работ на месторождении рудника им. Дзержинского. При этом ныне действующие стволы шахт "Победа", "Гигант-Глубокая" и "Саксагань", находящиеся вне контуров карьера, можно и дальше эффективно использовать для выдачи руды подземным способом.

Схема II. Рассмотрим комбинированную отработку месторождения, представленного двумя пластами полезного ископаемого (рис. 33.7). Один пласт, имеющий угол падения α_1 , разрабатывается открытым способом до глубины H_k . Второй пласт, отстоящий от первого на расстоянии N и имеющий угол падения α_2 , отработан до глубины $H_{п1}$ подземным способом. При отработке месторождения системами с обрушением на поверхности образуется зона обрушения, которая через какой-то интервал времени захватит часть будущего карьера.

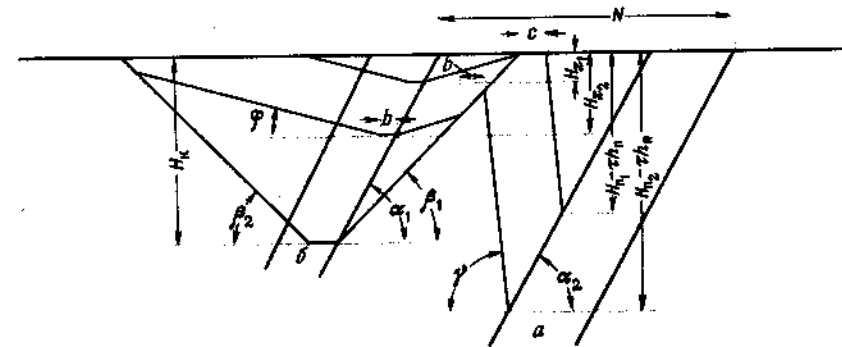


РИС.33.7. Взаимодействие открытых и подземных работ при вскрытии по контакту лежащего бока по схеме II

При комбинированной разработке месторождений по данной схеме вскрытие рудного пласта в карьере может производиться: 1) по лежащему борту карьера постоянными траншеями; 2) по лежащему боку рудного тела временными или скользящими траншеями; 3) по висячему боку рудного тела временными или скользящими траншеями; 4) по висячему борту карьера постоянными траншеями. Наибольший практический интерес может представить взаимосвязь открытых и подземных работ при вскрытии рудного тела 1-м и 2-м способами.

Вскрытие рудного тела по лежащему боку. Этот вариант соответствует фактическому состоянию работ на карьере ЦГОКа: углубка карьера производится временными съездными траншеями по лежащему боку II железистого горизонта.

При годовом понижении подземных работ $h_{п}$ через время T горные работы будут проводиться на глубине $H_{п}$, которую можно определить по формуле (33.9). При открытой разработке пласта δ с учетом полосы безопасности C и угла обрушения пород γ работы в карьере можно вести до глубины H_x :

$$H_x = \frac{[H_{п1} + h_{п}(T - \tau)] a_1 + C a_2 + H_k a_3 - N}{a_3 + a_4}, \quad (33.16)$$

где β_1 – угол погашения борта карьера, градус; φ – угол откоса рабочего борта в карьере, градус;

$$\left. \begin{aligned} a_1 &= \text{ctg } \alpha_2 + \text{ctg } \gamma; \\ a_2 &= \frac{\text{ctg } \gamma + \text{ctg } \beta_1}{\text{ctg } \beta_1}; \\ a_3 &= \frac{(\text{ctg } \beta_1 - \text{ctg } \alpha_1) (\text{ctg } \gamma + \text{ctg } \varphi)}{\text{ctg } \varphi - \text{ctg } \beta_1}; \\ a_4 &= \text{ctg } \gamma + \text{ctg } \alpha_1. \end{aligned} \right\} \quad (33.17)$$

С другой стороны, возможная глубина карьера по горным условиям, без учета влияния подземных работ, определяется уравнением (33.13).

Чтобы определить время, в течение которого можно безопасно работать в карьере с углом откоса рабочего борта φ , необходимо приравнять H_x и H_0 и решить совместно уравнения (33.13) и (33.16) относительно T :

$$T = \frac{(H_{\text{п1}} - h_{\text{п}} \tau) a_1 + Ca_2 + H_{\text{к}} a_3 - N - (a_3 + a_4) h_0 - a_1 h_{\text{п}}}{(a_3 + a_4) h_0 - a_1 h_{\text{п}}} - \frac{(a_3 + a_4) [H_1 - h_0 (t_1 + t_2 + t_3)]}{(a_3 + a_4) h_0 - a_1 h_{\text{п}}} \quad (33.18)$$

При угле откоса рабочего борта φ и скорости углубки h_0 углубка карьера соответственно формуле (33.13) идет по линии 4 (рис. 33.8). Изменение минимально необходимой глубины карьера при взаимодействии с подземными работами, в случае углубки карьера по контакту лежачего бока определяется по формуле (33.16) и на рис. 33.8 изображено линией 2. Выше линии 2 находится область безопасной глубины карьера при совмещении открытых и подземных работ в одном шахтном поле. Координаты точки M (пересечение прямых 2 и 4) определяют глубину и продолжительность безопасной работы людей и оборудования в карьере с углом откоса рабочего борта $\varphi_{\text{мах}}$, т.е. до этого момента верхняя бровка рабочего борта находилась от зоны обрушения на расстоянии полосы безопасности C .

При условии, что H_x равна $H_{\text{к}}$ горные работы в карьере вполне безопасно вести до его полной отработки. В противном случае если по условию возможного совмещения открытых и подземных работ в одном шахтном поле карьер не может быть доработан до конечной глубины, необходимо либо увеличить скорость

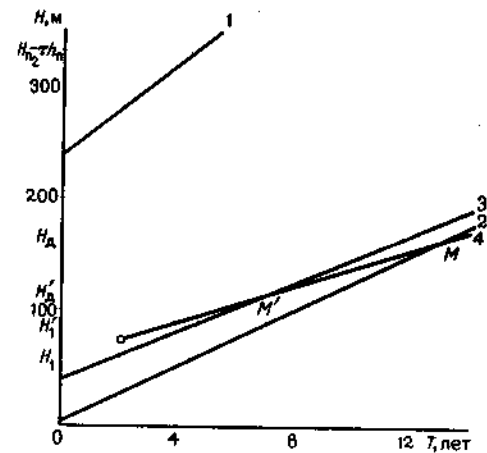


РИС. 33.8. Изменение глубины горных работ при разных направлениях углубки по схеме II: 1 — подземные работы; 2 — минимально необходимая глубина карьера при углубке карьера по лежачему боку залежи; 3 — то же, при углубке карьера по лежачему боку; 4 — глубина карьера при скорости углубки 8 м/год (по А.К. Полищуку)

углубки карьера, либо уменьшить годовое понижение подземных горных работ. При увеличении скорости углубки карьера h_0 всего лишь с 8 до 10 м/год можно безопасно отработать карьер до его конечной глубины. При уменьшении годового понижения подземных горных работ с 20 до 17 м/год карьер также можно отработать до глубины $H_{\text{к}}$, определяемой по формуле (33.16). Однако это приведет к снижению производительности подземного рудника.

Как отмечалось выше, формула (33.16) является основной для определения минимально возможной по условиям безопасности области совмещения подземных и открытых работ в одном шахтном поле. Необходимо установить

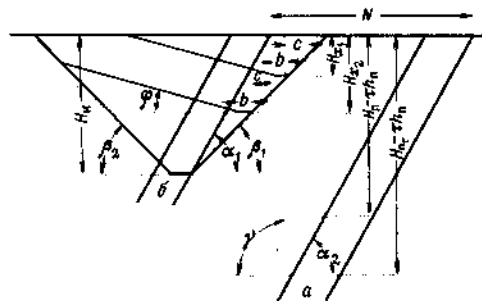


РИС. 33.9. Взаимодействие открытых и подземных работ при углубке карьера по лежачему борту (схема II)

степень влияния отдельных горнотехнических параметров на минимально необходимую по условиям безопасности работ глубину карьера.

При устойчивых породах, когда в процессе обрушения налегающих пород образуется свод устойчивого равновесия и обрушение не достигает земной поверхности, или при значительной глубине подземных работ, когда за счет разрыхления налегающих пород процесс обрушения затухает на глубине, не достигнув земной поверхности, подземные работы не окажут никакого влияния на открытые и карьер может быть отработан до конечной глубины. Глубина карьера может быть увеличена при уменьшении скорости понижения подземных работ или увеличении скорости углубки карьера. По мере увеличения угла γ допустимая по условиям безопасности работ глубина карьера увеличивается.

Вскрытие рудного тела по лежачему борту карьера. Изменение минимально необходимой глубины карьера (рис. 33.9) выражается следующей формулой:

$$H_x = \frac{1}{a_6} \left\{ [H_{\text{п1}} + h_{\text{п}} (T - \tau)] a_1 + Ca_2 + H_{\text{к}} a_5 - N \right\}, \quad (33.19)$$

$$\left. \begin{aligned} a_5 &= \text{ctg } \beta_1 - \text{ctg } \alpha_2, \\ a_6 &= \text{ctg } \beta_1 + \text{ctg } \gamma. \end{aligned} \right\} \quad (33.20)$$

Продолжительность безопасной работы в карьере с учетом влияния подземных работ может быть определена путем совместного решения уравнений (33.13) и (33.19) относительно T (рис. 33.9):

$$T = \frac{(H_{\text{п1}} - h_{\text{п}} \tau) a_1 + Ca_2 + H_{\text{к}} a_5 - N - a_6 [H_1 - h_0 (t_1 + t_2 + t_3)]}{a_6 h_0 - a_1 h_{\text{п}}} \quad (33.21)$$

Из рис. 33.8 видно, что при переносе работ по вскрытию в карьере с лежачего бока на лежачий борт и сохранении тех же темпов понижения подземных и открытых работ минимально необходимая глубина карьера уменьшается. При вскрытии по лежачему боку работы в карьере безопасно вести до глубины $H_{\text{д}}$ (точка M), которая больше глубины $H_{\text{д}}$ на 50 м.

Таким образом, в зависимости от принятого способа вскрытия в карьере и темпов понижения подземных горных работ можно по формулам (33.16) или (33.19) рассчитать на какой-либо момент времени минимально необходимую глубину карьера, а по ней определить минимально необходимую скорость углубки, при которой в карьере будут сохранены безопасные условия работы. Однако минимально необходимая ско-

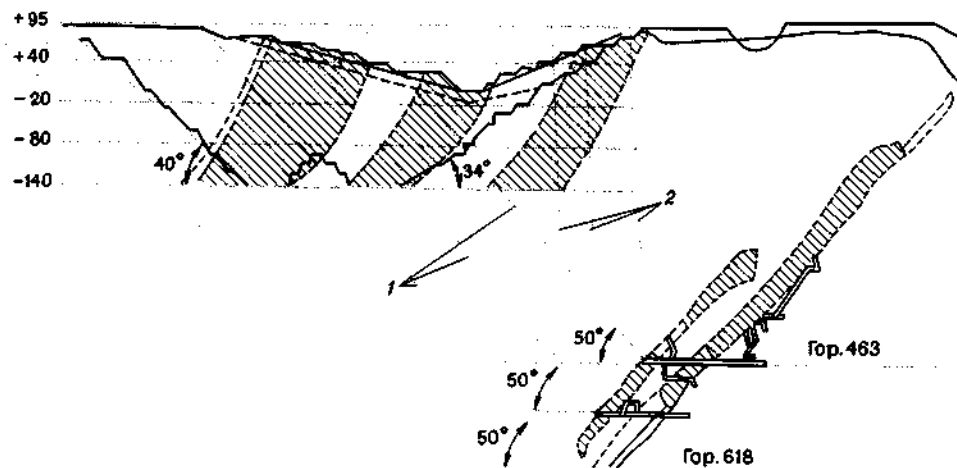


Рис. 33.10. Поперечный разрез карьера ЦГОКа: 1 — граница зон сдвижения; 2 — граница возможного образования воронок

рость углубки карьера может превысить технически возможную, поэтому следует учитывать все конкретные условия.

Для примера рассмотрим взаимосвязь открытых и подземных горных работ в одной вертикальной плоскости по карьеру и шахте "Большевик" (рис. 33.10).

В карьере ЦГОКа горные работы в начале 1964 г. достигли гор. +5 м. Разрезная траншея была пройдена по II железистому пласту и смещена на запад от контакта пласта с породами лежачего бока на 15 м (рис. 33.10). Угол откоса западного рабочего борта составил 15°, восточного — 25°.

Расчеты по формулам (33.16) и (33.19) показывают, что если разрезную траншею на гор. -20 м пройти по контакту II железистого пласта с породами лежачего бока (вскрытие временными съездами по контакту лежачего бока), а горные работы в карьере вести таким образом, чтобы к окончанию подготовки

гор. -20 м углы откоса западного и восточного рабочих бортов были одинаковыми и составляли 15°, то при отработке на шахте "Большевик" гор. 618 м и ниже в карьере все время будут сохраняться безопасные условия работы. Следовательно, безопасность работ будет обеспечена за счет увеличения объемов вскрыши по восточному борту карьера. В противном случае восточный рабочий борт карьера (если задерживать его отработку в сторону контура карьера) может быть захвачен зоной возможного образования воронок, и дальнейшее извлечение запасов руды в карьере по условию безопасности работ станет практически невозможным.

Схема III. Месторождение состоит из двух параллельных крутопадающих пластов, расположенных один от другого на расстоянии N . Пласт a разрабатывается подземным, а пласт b — открытым способом. Карьер закладывается в ненару-

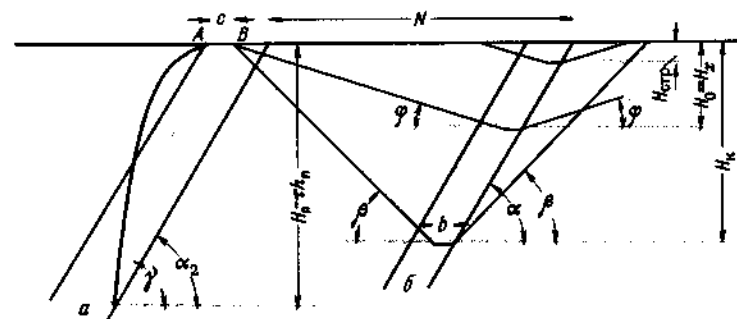


Рис. 33.11. Взаимодействие открытых и подземных работ при совместной отработке месторождения по схеме III

шенных породах лежачего бока, и только небольшая часть висячего борта карьера может попадать в зону обрушения подземными работами. Взаимосвязь открытых и подземных работ при комбинированной разработке месторождения по схеме III и вскрытие рудного тела по контакту лежачего бока показаны на рис. 33.11.

С учетом полосы безопасности C и угла обрушения пород работы в карьере безопасно проводить до глубины H_x (рис. 33.11):

$$H_x = \frac{1}{a_8} \left\{ N + [H_{п1} + h_{п2} (T - \tau)] a_7 - (b + C) \right\}, \quad (33.22)$$

где

$$\left. \begin{aligned} a_7 &= \operatorname{ctg} \alpha_2 - \operatorname{ctg} \gamma, \\ a_8 &= \operatorname{ctg} \alpha_1 + \operatorname{ctg} \varphi. \end{aligned} \right\} \quad (33.23)$$

Время безопасной работы в карьере с учетом влияния подземных работ может быть определено путем совместного решения уравнений (33.13) и (33.22):

$$T = \frac{N + (H_{п1} - h_{п2}) a_7 + a_8 h_0 (t_1 + t_2 + t_3) - (b + C) - a_8 H_x}{a_8 h_0 - a_7 h_{п2}}, \quad \text{лет.} \quad (33.24)$$

Результаты получаются такие же, как и при совместной отработке месторождения по схеме I. Поэтому мы их не приводим.

В заключение необходимо отметить, что при отработке месторождения по схеме III совмещение открытых и подземных работ в одной вертикальной плоскости является наиболее рациональным из всех рассмотренных нами ранее способов. В данном случае может быть достигнута значительно большая глубина и обеспечена большая продолжительность безопасных условий работы карьера.

ГЛАВА 34
НАДЕЖНОСТЬ ПРИНИМАЕМЫХ РЕШЕНИЙ

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Перед каждым человеком всегда стоит проблема принятия решений – серьезных и менее серьезных, сложных и простых. Эти решения принимаются в зависимости от многих факторов: наличия и надежности исходных данных, экономической ситуации, знаний по данному вопросу, таланта, характера и т.д.

Когда мы решаем проблему работы карьера и выбираем способ вскрытия и систему разработки, то пользуемся двумя видами исходных материалов – геологическими и технико-экономическими. Эти данные всегда неточны, так как истинную геологическую ситуацию мы можем узнать только полностью выработав полезное ископаемое, а технико-экономические показатели станут ясны только в процессе эксплуатации карьера.

Возможная ошибка геологических данных тем больше, чем ниже категория разведанности месторождения. Приближенно можно считать, что возможная ошибка подсчета запасов при категории А составляет в среднем ±17,5%; при категории В – ±25%; при С₁ – ±45%; при С₂ – ±75%. По официальным требованиям к разведанности месторождений для возможности проектирования их разработки допускается ошибка ±30–45%. Эксплуатационная разведка снижает возможную ошибку до ±10–15%.

Ошибка прогноза технико-экономических показателей зависит от сроков прогнозирования. Если мы хотим предвидеть показатели вперед на 5–10 лет, то шансы ошибиться составляют примерно ±15%; на 10–12 лет – ±20%; на 12–20

лет – ±30% и более. Даже при планировании на один год ошибка может составить ±5÷10%.

Поэтому любые принимаемые для карьера решения несут в себе элементы неопределенности и связаны с риском, т.е. опасностью невыполнения принятых решений при действиях в условиях неопределенности исходных данных. Уровень риска

$$R(A) = 1 - P(A), \quad (34.1)$$

где $P(A)$ – вероятность выполнения решения.

Следует четко различать в каждой работе два периода: подготовку решения и принятие решения. Как это ясно, степень ответственности на этих этапах совершенно различна.

Пусть основной показатель, по которому нужно принять решение, изменяется от A_0 до A_4 и может распределение, показанное на рис. 34.1. Если мы приняли решение A_i , то уровень риска при этом составит

$$R(A_i) = \frac{S_i}{S_0}, \quad (34.2)$$

где S_i – площадь под кривой распределения левее принятой точки; S_0 – общая площадь под кривой распределения.

Принятое решение – это результат взаимодействия объективных геологических данных и субъективных технико-экономических. Эти факторы можно считать независимыми событиями и тогда общий риск принятого события:

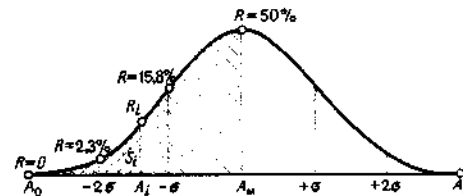


РИС.34.1.
Кривая распределения искомого параметра

$$R(A) = R(V) + R(Q) - R(V)R(Q), \quad (34.3)$$

где $R(V)$ – риск неподтверждения геологических данных; $R(Q)$ – то же, технико-экономических данных.

Если принимать решение A_0 , то риск составит нуль, если A_4 , то – 100%. Если ориентироваться на математическое ожидание A_M , то – 50%. В общем, если считать, что искомая величина подчиняется нормальному закону распределения (что в некоторых случаях и бывает), то при

A_i	Уровень риска, %
$A_i = A_M (1 - 3\sigma)$	0
$A_i = A_M (1 - 2\sigma)$	2,3
$A_i = A_M (1 - \sigma)$	15,9
$A_i = A_M (1 - E)$	25
$A_i = A_M$	50
$A_i = A_M (1 + E)$	75

где σ – среднеквадратичное отклонение E – срединное отклонение.

Какое же принимать решение и каков рациональный уровень риска? Это очень сложный и еще недостаточно разработанный вопрос. Из иностранных источников известно, что уровень риска работы ракет "Юпитер" был принят ±5%. При

строительстве крупных предприятий фирмы идут на риск до 50%.

При решении можно ориентироваться на психологические особенности риска [29]. Целесообразно рассматривать функцию опасения последствий риска, при:

а) осторожном отношении к риску

$$P_0(\delta) = a(e^\delta - 1); \quad (34.4)$$

б) равном отношении к риску

$$P_p = a\delta; \quad (34.5)$$

в) смелом отношении к риску

$$P_c(\delta) = a(1 - e^{-\delta}), \quad (34.6)$$

где a – коэффициент; δ – принятая степень увеличения показателя относительно минимального значения A_0 .

Причем

$$\delta_i = \frac{A_i}{A_0} - 1. \quad (34.7)$$

Решение должно учитывать разведанность месторождения, условия залегания полезного ископаемого, реальность принятых технико-экономических показателей, экономические возможности, дефицитность полезного ископаемого и т.д.

Снижать уровень риска и повышают надежность работы карьера за счет резервирования и создания различных запасов: обуренной и взорванной горной массы, запасов полезного ископаемого, подготовленных к выемке, резервов оборудования снижения норм производительности оборудования и т.д. Но любые запасы, связаны с дополнительными затратами и поэтому всегда стоит задача поиска рационального уровня резервов.



ВЛАДИМИР ВАСИЛЬЕВИЧ РЖЕВСКИЙ
(рожд. 1919 г.)

— специалист по открытой разработке месторождений. Чл.-кор. АН СССР. Основные труды: "Режим горных работ при открытой добыче угля и руды" (1957 г.), учебники по открытым работам (1966, 1968, 1974, 1975, 1978, 1980 гг.)

2. РЕЗЕРВЫ ЗАПАСОВ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО И ПУСТЫХ ПОРОД

Отсутствие в карьере необходимых для выемки запасов горной массы может привести к срыву выполнения плана добычных и вскрышных работ, что повлечет за собой простои потребляющих и перерабатывающих звеньев (обогажительных фабрик, ТЭЦ, металлургических заводов и т.д.). Затраты, связанные с этими простоями во много раз могут превзойти затраты на поддержание и возобновление резервов.

В настоящее время существует несколько классификаций запасов полезного ископаемого. Запасы пустых пород в карьере до последнего времени не регламентировались. Во всех классификациях запасы различаются по степени доступности полезного ископаемого для выемки его из массива и называются: вскрытыми; подготовленными; готовыми к выемке.

В толковании этих категорий существуют большие разногласия. Различия объяс-

няются как многообразием условий залегания и строения месторождений, так и исторически сложившейся традицией.

Следует иметь в виду, что для карьера, как сложной системы (рис. 34.2), с точки зрения технологии работ и управления запасами, вид добываемой горной массы не имеет значения. Различие в полезном ископаемом и пустых породах условное и определяется только экономическими факторами. Поэтому неправильно, как это сложилось исторически, регламентировать и рассматривать запасы только полезного ископаемого, нужно учитывать и пустые породы.

В карьере существуют две взаимосвязанные подсистемы — вскрышные и добычные работы. Неправильное планирование параметров и показателей систем разработки на добычных работах сказывается на работе карьера быстро, а ошибки в планировании вскрышных работ — не сразу, а через более длительные промежутки времени.

В каждой подсистеме имеется группа взаимосвязанных (по закону соразмер-

ности) рабочих уступов. Отсутствие резерва ширины рабочей площадки на уступе затрудняет, а иногда и сдерживает развитие работ на нижележащем уступе.

На каждом рабочем уступе осуществляются следующие технологические процессы: рыхление, погрузка, доставка. Для надежного функционирования этих процессов должны быть запасы внутри каждого единичного потока. Все основные виды запасов в карьере приведены в табл. 34.1.

Вскрытые запасы полезного ископаемого (запасы опережения вскрышных

работ) — часть запасов полезного ископаемого, для выемки которых нужно производство только добычных работ. При этом происходит въездные и разрезные траншеи (котлованов) без проведения вскрышных работ. Причем эта выемка должна производиться без нарушения правил эксплуатации и с сохранением минимальных рабочих площадок, позволяющих обеспечить дальнейшую нормальную работу. Только при отсутствии необходимости в дальнейшем возобновлении работ вскрытые запасы считаются по контуру нерабочего борта.

Подготовленные запасы полезного ископаемого (запасы опережения подготавливающих выработок) — часть вскрытых запасов, для выемки которых подготовлен фронт работ.

Готовые к выемке запасы полезного ископаемого и пустых пород (запасы опережения вышележащих добычных или вскрышных рабочих уступов) — часть подготовленных запасов на каждом рабочем уступе, которые можно вынуть при остановке работ на вышележащем уступе, но с сохранением минимальной ширины рабочей площадки.

Термины "запас обуренного массива" и "запас взорванной руды и породы", "запас в складе полезного ископаемого" ясны из их названия.

Вскрытые запасы учитываются при составлении месячных, квартальных, годовых и пятилетних календарных планов горных работ. Они служат для повышения надежности добычных работ. Очевидными являются запасы Q (рис. 34.3), которые можно отрабатывать при остановке работ на нижнем вскрышном уступе. Эти запасы в зоне добычных работ ограничены контуром, построенным от нижнего вскрышного уступа (точка А) вниз

ТАБЛИЦА 34.1
ВИДЫ ЗАПАСОВ ГОРНОЙ МАССЫ
В КАРЬЕРЕ

Запасы полезного ископаемого	Запасы пустых пород
1. Вскрытые (запасы опережения вскрышных работ)	1. —
2. Подготовленные (запасы опережения подготавливающих выработок)	2. —
3. Готовые к выемке (запасы опережения вышележащих добычных уступов)	3. Готовые к выемке (запасы опережения вышележащих вскрышных уступов)
4. Запасы опережения производственных процессов:	4. Запасы опережения производственных процессов:
а) запас обуренного массива (между буровыми и взрывными работами)	а) запас обуренного массива (между буровыми и взрывными работами)
б) запас взорванной руды (между взрывными и погрузочными работами)	б) запас взорванной породы (между взрывными и погрузочными работами)
5. Запасы в складе полезного ископаемого	5. —

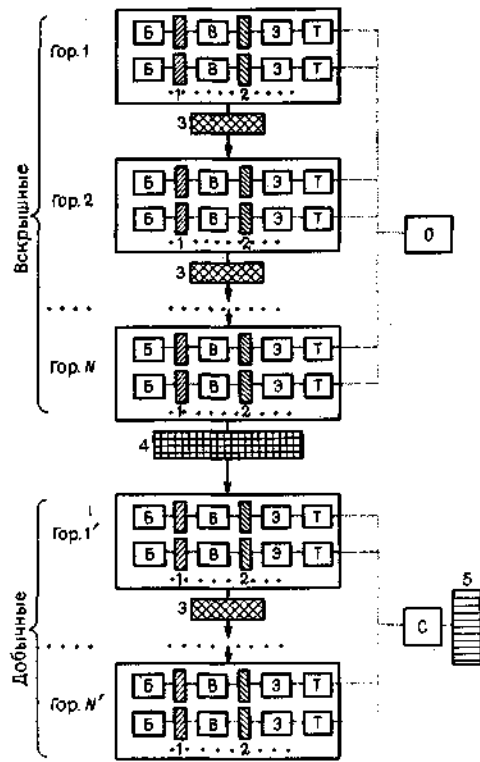


РИС.34.2.

Структурная схема системы карьер:
 Б – бурение; В – взрывание; Э – экскавация;
 Т – транспорт; О – отвалообразование; С –
 складирование полезного ископаемого; 1 –
 запас обуренной горной массы; 2 – запасы
 взорванной горной массы; 3 – готовые к выемке
 запасы; 4 – запасы опережения вскрышных
 работ; 5 – запасы на складе

с минимальными рабочими площадками (B_0) на добычных уступах.

На доступность запасов Q не определяется только положением нижнего вскрышного уступа. На нее влияет и конструкция вскрышной рабочей зоны. Например, при положении рабочего борта на линии AB_1C_1 (см. рис. 34.3) запасы более доступны, чем при положении AC . А при вогнутом борте AB_2C_1 они еще более доступны, так как достаточно отработать нижние вскрышные уступы и легко освобождаются дополнительные вскрытые запасы полезного ископаемого.

При сезонном ведении вскрышных работ запасы к концу вскрышного сезона

РИС.34.3.

Схема запасов опережения вскрышных работ (Q) и подготовленных запасов (P)

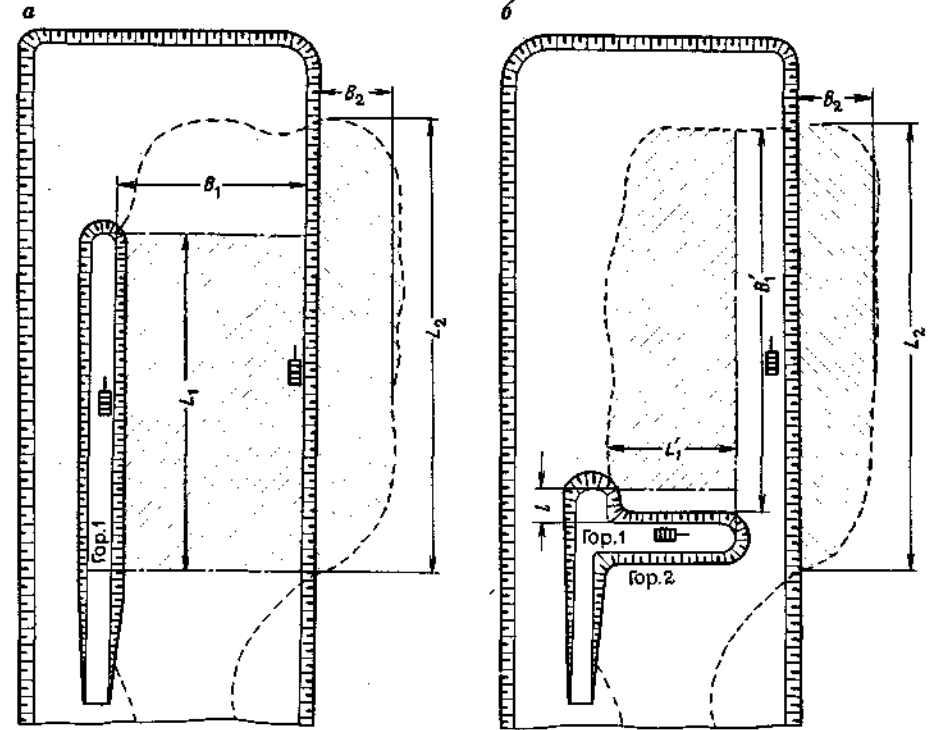
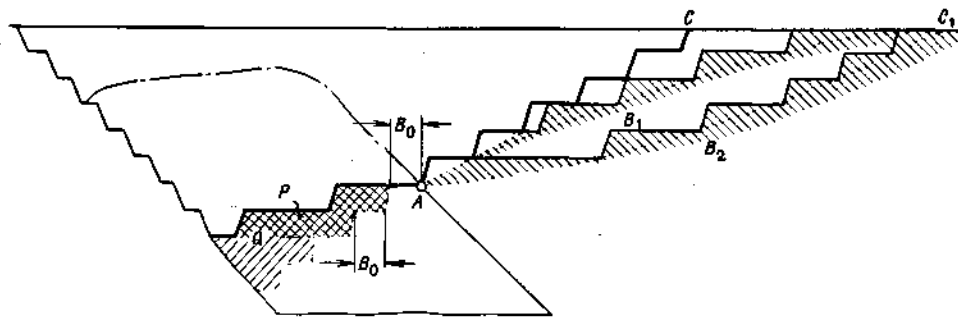


РИС.34.4.

Схема к подсчету резерва запасов при продольной и поперечной подготовке уступов

должны обеспечивать дальнейшее ведение добычных работ.

Подготовленные запасы полезного ископаемого P это часть вскрытых запасов с большей степенью доступности. Для них пройдены все подготавливающие выработки и создан фронт работ. Применительно к подготовленным уступам различают продольную и поперечную подготовку. При продольной подготовке уступа (рис. 34.4,а) объем подготовленных запасов создается в результате проходки разрезной траншеи по простиранию залежи. При поперечной подготовке (рис. 34.4,б)

после проходки въездной траншеи подготовка уступа производится вкрест простирания при помощи либо разрезной траншеи, либо котлована.

Для создания запасов, готовых к выемке ширина рабочей площадки на каждом уступе

$$B \geq B_0 + \Delta B, \quad (34.8)$$

где B_0 – минимальная ширина площадки, м; ΔB – резервная полоса.

Но ширина рабочих площадок на вскрышных уступах значительно зависит

от принятого календарного плана развития горных работ. Если при отработке карьерного поля рабочие площадки имеют постоянную ширину, то по мере углубки карьера объем вскрышных работ будет из года в год изменяться [4]. Это повлечет за собой необходимость часто изменять количество горнотранспортного оборудования, что экономически нецелесообразно. Поэтому годовые объемы вскрышных работ усредняют на несколько лет и тогда средняя ширина рабочих площадок закономерно становится переменной.

При проектировании одного железорудного карьера были получены данные, на основании которых построены графики (рис. 34.5). При работе с постоянной шириной рабочих площадок (линия 1' на рис. 34.5,б) объемы вскрышных работ изменяются по линии 1 (рис. 34.5,а). Годовые объемы вскрыши усреднили (линия 2 на рис. 34.5,а). Ширина рабочих площадок на уступах стала переменной (линия 2' на рис. 34.5,б).

Следовательно, проблема регулирования ширины рабочих площадок будет остро стоять только в отдельные периоды (конечно, при условии выполнения плана вскрышных работ), когда средняя ширина площадок будет стремиться к минимуму (после 12-го года работы, см. рис. 34.5). Обычно это происходит, когда верхние рабочие уступы достигают конечного контура карьера. В остальные периоды нужно только следить, чтобы на отдельных уступах рабочие площадки не сужались до минимальной величины.

Резерв готовых к выемке запасов полезного ископаемого выражается обычно временем, в течение которого карьер может выработать этот запас

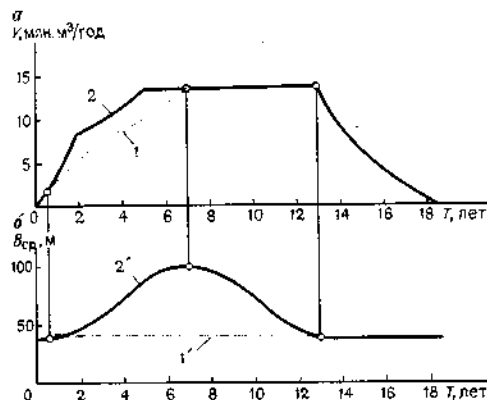


РИС.34.5.

Изменение во времени объемов вскрышных работ и средней ширины рабочих площадок при работе с постоянной шириной площадок (1 и 1') и с усредненным объемом вскрышных работ (2 и 2')

$$\mu = \frac{V_r}{A_p}, \text{ лет,} \quad (34.9)$$

где V_r — объем запаса полезного ископаемого, готового к выемке; A_p — годовая производительность карьера по полезному ископаемому.

Величина μ до настоящего времени серьезно не обоснована и в различных отраслях принимается на основе обобщения опыта работы карьеров. Так, для железорудных карьеров обычно рекомендуется резерв 0,33 года, для карьеров цветной металлургии 0,5 года и т.д.

Запасы опережения производственных процессов поддаются расчету [29, 52]. Резервируется в карьере и число оборудования, резервы заключены также в установленных нормах производительности оборудования, принятой интенсивности углубки карьера и т.д.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Современный карьер — сложная динамическая система. В нем осуществляются технологические процессы по выемке из недр земли и доставке к местам назначения полезного ископаемого и пустых пород.

Все эти процессы происходят в рабочей зоне карьера — выемка пород ведется в забоях на рабочих уступах, оборудования размещается на рабочих площадках, автомашины и поезда движутся по горизонтальным и наклонным дорогам.

При работе с углубкой карьера между скоростью перемещения рабочего уступа и возможной скоростью понижения горных работ существует четкая аналитическая зависимость, показывающая взаимосвязь производительности и экскаваторов, длины экскаваторных блоков, высоты уступов, углов направления углубки и откоса рабочего борта. Эта зависимость позволяет правильно планировать и выполнять работы по подготовке новых горизонтов и оценивать возможную интенсивность разработки месторождения.

Особенностью принятых решений по вскрытию карьерного поля является их необратимость. Если выбраны направление развития горных работ и система вскрывающих траншей, определены высоты уступов и эти решения начали выполняться, то изменить их в дальнейшем очень трудно. Они надолго определяют ход горных работ и эффективность карьерного оборудования. Поэтому необходимо очень тщательно готовить

решение, принимая его, основываясь на знании законов горной науки и особенностей различных способов вскрытия.

Большое значение для поддержания необходимой интенсивности разработки месторождения, возобновления фронта горных работ имеет правильная организация работ по вскрытию и подготовке новых горизонтов карьера. Это может быть осуществлено на основе тех графоаналитических методов, которые изложены в книге.

С такой же серьезностью следует относиться к расчету параметров и показателей систем разработки, умело учитывать особенности разрабатываемого месторождения, применяемое оборудование, необходимую интенсивность горных работ.

В зависимости от геологических условий залегания месторождений, свойств горных пород, характера полезного ископаемого, климата района месторождения системы разработки приобретают ряд особенностей. Но их расчет основан на общем подходе и закономерностях развития рабочей зоны карьера. Особенно жестко и неукоснительно следует соблюдать закон соразмерного развития работ на смежных уступах, поддерживать необходимую скорость перемещения рабочих уступов (особенно вскрышных), т.е. выполнять плановые объемы вскрышных и добычных работ.

Если эти соображения понятны читателями книги и будут использоваться в их работе, то автор может считать свою задачу выполненной.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Агранат Г.А. Новая техника и освоение зарубежного Севера. М., АН СССР, 1960.
2. Арсентьев А.И. Классификация систем и методов открытой разработки россыпей. В кн.: Сб. трудов КГРИ, вып. IV. Киев, Гостехиздат УССР, 1954, с. 119–132.
3. Арсентьев А.И. Определение производительности и глубины карьеров – В кн.: Сб. трудов КГРИ, вып. V. Киев, Гостехиздат УССР, 1956, с. 3–22.
4. Арсентьев А.И. Определение производительности и границ карьеров. М., Недра, 1970.
5. Арсентьев А.И. Классификация способов вскрытия и систем разработки карьерных полей. – В кн.: Совершенствование планирования горных работ в карьерах. Л., Записки ЛГИ, т. LXXIII, вып. 1, 1972, с. 29–35.
6. Арсентьев А.И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей. Л., ЛГИ, 1973.
7. Арсентьев А.И., Красносельский Э.Б. Условия возникновения снежных лавин в карьерах. – Безопасность труда в промышленности. 1970, № 5, с. 43–45.
8. Арсентьев А.И., Пермяков Р.С., Усынин В.И. Учет влияния снежных заносов при выборе направления развития горных работ в карьерах. – В кн.: Проверивание карьеров и рудников с большими зонами обрушения. М. – Л., Наука, 1966, с. 94–99.
9. Арсентьев А.И., Полищук А.К., Захваткин Б.Н. Открытая разработка руд, потерянных при подземной добыче. Л., Наука, 1970.
10. Арсентьев С.Я. Исследование влияния высоты уступов на основные показатели рудных карьеров. Дисс. на соиск. уч. степени канд. техн. наук. Л., ЛГИ, 1969.
11. Астахов А.С. Динамические методы оценки эффективности горного производства. М., Недра, 1973.
12. Барбот-де-Марни Е.Н. Разработка месторождений полезных ископаемых открытыми работами. М. – Л., Новосибирск, ОНТИ, 1934.
13. Бастин П.П. Исследование усреднения качества железных руд при открытой разработке. Дисс. на соиск. уч. степени д-ра техн. наук. М., МГИ, 1973.
14. Буянов Ю.Д. Поточная и циклично-поточная технология на карьерах по добыче нерудных строительных материалов. М., Стройиздат, 1973.
15. Галкин А.М. Отстройка бортов карьеров с наклонным расположением предохранительных берм. Изв. вузов. – Горный журнал, 1970, № 8, с. 25–28.
16. Дегтярев А.Н., Пахомов Н.М., Савин В.Ф. Опыт разработки подводных залежей руды открытым способом без осушения месторождения и водоотлива. – В кн.: Труды ГИГХС, вып. 9, 1963, с. 41–47.
17. Дзюб-Литовский А.И. Соленые озера СССР и их минеральные богатства. Л., Недра, 1968.
18. Зотов А.П. Разработка полезных ископаемых открытыми работами. Т. 1 и 2. Л. – М. – Новосибирск, ОНТИ, 1932.
19. Зурков П.Э. Открытые разработки. М., Металлургияиздат, 1941.
20. Карьерные рудоспуски / В.В. Ржевский, А.И. Арсентьев, Р.С. Пермяков и др. М., Недра, 1969, 208 с.
21. Комплексное развитие железорудного бассейна / А.И. Арсентьев, В.С. Виноградов, М.С. Дзюбенко и др. М., Недра, 1964.
22. Мельников Н.В. Добыча ископаемых открытым способом. М. – Л., Углетехиздат, 1948.
23. Мельников Н.В. О классификации систем открытой разработки. – Горный журнал, 1951, № 12, с. 18–21.
24. Мельников Н.В. Системы открытой разработки угольных месторождений. М., Углетехиздат, 1952.
25. Мельников Н.В. Справочник инженера и техника по открытым горным работам. М., Госгортехиздат, 1961.
26. Новомлинцев А.М. Исследование и выбор рациональных параметров системы разработки в карьерах при эксплуатации колчеданно-полиметаллических пожароопасных месторождений. Дисс. на соиск. уч. степени канд. техн. наук. Л., ЛГИ, 1977.
27. Новые решения в технике и технологии добычи угля открытым способом / Н.В. Мельников, В.М. Альтшулер, К.Е. Вилицкий и др. М., Недра, 1976.
28. Оводенко Б.К. Горные работы на карьерах Заполярья. Л., Наука, 1972.
29. Определение главных параметров карьера / А.И. Арсентьев, О.В. Шпанский, Г.П. Константинов и др. М., Недра, 1976.
30. Основы управляемого обрушения уступов на открытых разработках / М.Г. Новожилов, Б.Н. Тартаковский, В.Д. Кирилков и др. Киев, Наукова думка, 1967.
31. Открытая разработка железорудных месторождений КМА. В.В. Лосицкий, Б.Ф. Грицаев, Т.М. Зоненко и др. М., Недра, 1969.
32. Открытая разработка месторождений наклонными слоями / Б.Н. Тартаковский, М.И. Барсуков, А.Я. Манойло и др. Киев, Наукова думка, 1970.
33. Открытая разработка месторождений самородной серы / И.П. Ивокин, В.В. Давыдов, Л.Ф. Зорин, И.А. Иванников. М., Госгортехнадзор, 1963.
34. Открытая разработка фосфоритовых месторождений Каратау / Б.Х. Юсупбеков, А.И. Тимченко, А.И. Шенн и др. Алма-Ата, Наука, 1970.
35. Пермяков Р.С. Особенности разработки нагорных месторождений Заполярья. Л., Наука, 1969.
36. Полищук А.К. Открытая повторная разработка железорудных месторождений. Киев, Вища школа, 1978.
37. Разработка апатитовых месторождений Хибин. М., Недра, 1967.
38. Разработка месторождений полезных ископаемых Урала. М., Недра, 1967.
39. Ржевский В.В. Принципы классификации систем разработок и структур комплексной механизации на карьерах. – Горный журнал, № 2, 1968, с. 21–25.
40. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М., Недра, 1975.
41. Родин Б.М. Карьеры пильного камня (проектирование и эксплуатация). Киев, Будивельник, 1964.
42. Секисов Г.В. Способы и системы открытой разработки месторождений. Фрунзе, Илим, 1966.
43. Сера Предкарпатья. Львов, Каменяр, 1967.
44. Система разработки поперечными заходками без разрезных траншей / А.И. Арсентьев, А.П. Бондарь, Ф.Г. Грачев и др. Л., Наука, 1969.
45. Системы открытой разработки / Н.В. Мельников, В.И. Косырев, А.Ф. Ростовцев и др. М., Госгортехиздат, 1961.
46. Совершенствование технологии горных работ на карьерах Соколовско-Сарбайского горнообогатительного комбината / А.М. Мустафина, Н.Ф. Сандригайло, В.Н. Высоцкий и др. Алма-Ата, Наука, 1966.
47. Татур Г.К., Арсентьев А.И. На статью Г.М. Баскова "О величине безопасной высоты уступа при работе экскаваторов – механических лопат", – Уголь, 1957, № 12, с. 25–30.
48. Теория и практика открытых разработок. Под общ. ред. Н.В. Мельникова / Н.В. Мельников, А.И. Арсентьев, М.С. Газизов и др. М., Недра, 1979.
49. Типовая методика определения экономической эффективности капитальных вложений. М., 1969 (Госплан СССР, Госстрой СССР, АН СССР).
50. Тымовский Л.Г. Тупиковые съезды в глубоких карьерах. М., Металлургияиздат, 1957.
51. Угольные месторождения для разработки открытым способом / К.К. Кузнецов, А.И. Ястребов, Е.А. Давыдов и др. М., Недра, 1971.
52. Управление запасами горной массы в карьерах / А.И. Арсентьев, А.Ф. Богачев, Б.К. Оводенко и др. Мурман. книжное изд., 1972.
53. Фиделев А.С. Расчетные методы при проектировании комплексно-механизированных карьеров. Киев, АН УССР, 1954.

54. *Ходинов А.С., Дегтярев А.Н., Дегтярев В.А.* Открытая разработка месторождений горно-химического сырья. М., Недра, 1974.

55. *Шешко Е.Ф.* Системы открытой разработки месторождений. — Горный журнал, 1947, № 11, с. 19–27.

56. *Шешко Е.Ф.* Разработка месторождений полезных ископаемых открытыми работами. М., Углетехиздат, 1949.

57. *Шлаин И.Б.* Разработка месторождений карбонатных пород (для производства щебня). М., Недра, 1978.

58. *Шорохов С.М.* Разработка россыпей открытыми работами. М., Metallurgizdat, 1948.

59. *Юматов Б.П., Байков Б.Н.* Технология буровзрывных работ на карьерах цветной металлургии. М., Недра, 1969.

60. *Юматов Б.П., Байков Б.Н., Смирнов В.П.* Открытая разработка сложноструктурных месторождений цветных металлов. М., Недра, 1973.

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	3	ГЛАВА 5. ВСКРЫТИЕ СИСТЕМОЙ ТУПИКОВЫХ ТРАНШЕЙ	42
ЧАСТЬ ПЕРВАЯ		1. Общие положения	42
ВСКРЫТИЕ КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ		2. Вскрытие тупиковыми внутренними траншеями	42
ГЛАВА 1. СПОСОБЫ ВСКРЫТИЯ	5	3. Вскрытие петлевыми внутренними траншеями	45
1. Общие положения	5	4. Вскрытие тупиковыми и петлевыми внешними полутраншеями	46
2. Экономическая эффективность разработки месторождения	7	5. Вскрытие комбинированными траншеями	46
3. Элементы бортов карьера	14	6. Вскрытие при помощи грузоподъемных устройств	49
4. Классификация способов вскрытия	16		
ГЛАВА 2. ОСНОВНЫЕ ВЗАИМОСВЯЗИ СКОРОСТЕЙ РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ В КАРЬЕРЕ	20	ГЛАВА 6. ВСКРЫТИЕ СИСТЕМОЙ ВРЕМЕННЫХ ТРАНШЕЙ. ВСКРЫТИЕ КОТЛОВАНОВ	49
1. Динамичность рабочих забоев	20	1. Общие положения	49
2. Сорамерность развития горных работ	21	2. Временные въездные траншеи при продольной подготовке горизонтов	50
ГЛАВА 3. ВСКРЫТИЕ ОТДЕЛЬНЫМИ ТРАНШЕЯМИ	26	3. Временные въездные траншеи при поперечной подготовке горизонтов	53
1. Общие положения	26	4. Вскрытие котлованом	55
2. Вскрытие внешними отдельными траншеями	26	ГЛАВА 7. ВСКРЫТИЕ ПРИ ПОМОЩИ ЗЕМЛЯНЫХ СООРУЖЕНИЙ	56
3. Вскрытие внешними отдельными полутраншеями	28	1. Вскрытие плотинами	56
4. Вскрытие внутренними отдельными траншеями	28	2. Вскрытие насыпями и каналами	59
ГЛАВА 4. ВСКРЫТИЕ СИСТЕМОЙ ПОСТУПАТЕЛЬНЫХ ТРАНШЕЙ	30	ГЛАВА 8. ВСКРЫТИЕ ПОДЗЕМНЫМИ ГОРНЫМИ ВЫРАБОТКАМИ	59
1. Общие положения	30	1. Вскрытие штольнями и рудоспусками	59
2. Вскрытие поступательными внутренними траншеями	30	2. Вскрытие наклонными туннелями	60
3. Вскрытие спиральными внутренними траншеями	30	3. Вскрытие шахтными стволами	61
4. Вскрытие поступательными внешними траншеями	37	ГЛАВА 9. ВЫСОТА УСТУПОВ	61
5. Вскрытие поступательными внешними полутраншеями	37	1. Общие положения	61
6. Наклонные предохранительные бермы	38	2. Условия залегания и свойства вынимаемых горных пород	62
	41	3. Интенсивность отработки месторождения	62

4. Качество полезного ископаемого, выдаваемого из карьера	66	6. Построение графика организации работ при тупиковом способе проходки траншей	93
5. Параметры буровзрывных работ	67	7. Построение графика организации работ при послышной проходке траншей	95
6. Условия работы экскаваторов	68		
7. Условия доставки горной массы	70		
ЧАСТЬ ВТОРАЯ			
ПРОХОДКА ТРАНШЕЙ	71	ЧАСТЬ ТРЕТЬЯ	97
ГЛАВА 10. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ТРАНШЕЙНЫХ ВЫРАБОТКАХ	71	СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С УГЛУБКОЙ КАРЬЕРА	97
1. Основные размеры траншейных выработок	71	ГЛАВА 14. КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ	97
2. Классификация способов проходки траншей	74	1. Определение термина "система разработки"	97
ГЛАВА 11. ПРОХОДКА ТРАНШЕЙ БЕЗ ПРИМЕНЕНИЯ ТРАНСПОРТНЫХ СРЕДСТВ	75	2. Классификация систем разработки месторождений	99
1. Проходка полутраншей механической лопатой	75	3. Элементы и параметры систем разработки	106
2. Проходка траншей драглайнами	76	ГЛАВА 15. ПАРАМЕТРЫ И ПОКАЗАТЕЛИ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ С УГЛУБКОЙ КАРЬЕРА	106
3. Проходка траншей тракторными скреперами	79	1. Общие сведения	106
ГЛАВА 12. ПРОХОДКА ТРАНШЕЙ С ПРИМЕНЕНИЕМ ТРАНСПОРТНЫХ СРЕДСТВ	80	2. Ширина рабочих площадок и угол откоса рабочего борта	109
1. Проходка траншей торцевым забоем на всю глубину	80	3. Длина экскаваторных блоков	111
2. Послышная проходка траншей торцевым забоем	85	4. Длина фронта работ и число рабочих уступов	114
3. Проходка траншей при взрывании широкой полосой	86	ГЛАВА 16. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПРОДОЛЬНЫМИ ЗАХОДКАМИ С УГЛУБКОЙ КАРЬЕРА	114
4. Проходка постоянных и временных въездных траншей	87	1. Общие положения	114
5. Совместная проходка въездной и разрезной траншей	88	2. Особенности расчета параметров и показателей систем разработки	117
6. Взрывные работы при расширении разрезных траншей	89	3. Применение наклонных уступов	123
ГЛАВА 13. РАСЧЕТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ПРИ ПРОХОДКЕ ТРАНШЕЙ	90	ГЛАВА 17. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПОПЕРЕЧНЫМИ ЗАХОДКАМИ С УГЛУБКОЙ КАРЬЕРА	124
1. Общие положения	90	1. Общие положения	124
2. Буровые работы	90	2. Особенности расчета параметров и показателей систем разработки	133
3. Особенности взрывных работ при проходке траншей	91		
4. Дорожные работы	93		
5. Погрузка горной массы	93		

ЧАСТЬ ЧЕТВЕРТАЯ
СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ БЕЗ УГЛУБКИ КАРЬЕРА

137

ГЛАВА 18. ПАРАМЕТРЫ И ПОКАЗАТЕЛИ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ БЕЗ УГЛУБКИ КАРЬЕРА

137

1. Общие сведения	137
2. Расчет систем разработки горизонтальных залежей при сезонной работе по вскрыше	137
3. Расчет систем разработки горизонтальных залежей при сезонной работе по вскрыше и добыче	138
4. Расчет систем разработки при размещении отвалов в выработанном пространстве	139

ГЛАВА 19. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПРОДОЛЬНЫМИ, ПОПЕРЕЧНЫМИ, РАДИАЛЬНЫМИ ЗАХОДКАМИ БЕЗ УГЛУБКИ КАРЬЕРА

142

1. Общие положения	142
2. Особенности конструкций систем разработки продольными заходками	142
3. Особенности конструкций систем разработки поперечными и радиальными заходками	146

ГЛАВА 20. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПРОДОЛЬНЫМИ ЗАХОДКАМИ С ОДНОКРАТНОЙ НЕПОСРЕДСТВЕННОЙ ПЕРЕВАЛКОЙ ПОРОД ВО ВНУТРЕННИЕ ОТВАЛЫ

147

1. Общие положения	147
2. Особенности расчета параметров систем разработки	147
3. Система разработки экскаватор-карьер	150

ГЛАВА 21. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПРОДОЛЬНЫМИ ЗАХОДКАМИ С МНОГОКРАТНОЙ ПЕРЕВАЛКОЙ ПОРОД ВО ВНУТРЕННИЕ ОТВАЛЫ

150

1. Общие положения	150
2. Особенности расчета систем разработки без засыпки добычных уступов	151
3. Особенности расчета разработки с подсышкой добычных уступов	

ГЛАВА 22. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПРОДОЛЬНЫМИ ЗАХОДКАМИ С ПРИМЕНЕНИЕМ КОНСОЛЬНЫХ ОТВАЛООБРАЗОВАТЕЛЕЙ И ТРАНСПОРТНО-ОТВАЛЬНЫХ МОСТОВ

155

1. Общие положения	
2. Особенности расчета систем разработки с консольными отвалообразователями	155
3. Особенности расчета систем разработки с транспортно-отвальными мостами	156

ГЛАВА 23. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С НАКЛОННЫМИ ВСКРЫШНЫМИ УСТУПАМИ

160

1. Общие положения	160
2. Особенности расчета систем разработки	162

ГЛАВА 24. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПРОДОЛЬНЫМИ ЗАХОДКАМИ С УПРАВЛЯЕМЫМ ОБРУШЕНИЕМ УСТУПОВ

163

1. Общие положения	164
2. Особенности конструктивных систем разработки	164

ГЛАВА 25. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПРОДОЛЬНЫМИ, ПОПЕРЕЧНЫМИ И РАДИАЛЬНЫМИ ХОДАМИ

166

1. Общие положения	166
2. Система разработки продольными ходами	166
3. Система разработки поперечными ходами	168
4. Система разработки радиальными ходами	169
5. Комбинированные системы разработки	170

ЧАСТЬ ПЯТАЯ

ОСОБЕННОСТИ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ РАЗЛИЧНЫХ ТИПОВ

173

ГЛАВА 26. РАЗРАБОТКА УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

173

1. Общие сведения	173
-----------------------------	-----

2. Разработка горизонтальных и слабонаклонных угольных пластов	175	6. Разработка озерных и морских месторождений солей	223
3. Разработка крутых пластов	177		
ГЛАВА 27. РАЗРАБОТКА ЖЕЛЕЗО-РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ.	178	ГЛАВА 31. РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ	225
1. Общие сведения	178	1. Общие сведения	225
2. Технологические процессы	178	2. Добыча карбонатных пород	225
3. Вскрытие и системы разработки	180	3. Добыча пильного камня	225
4. Усреднение качества руд	182	4. Добыча песков, гравия и глины	227
ГЛАВА 28. РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ	184	ГЛАВА 32. ОТКРЫТАЯ РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗАПОЛЯРЬЯ	230
1. Общие сведения	184	1. Общие сведения	230
2. Технологические процессы	185	2. Вскрытие месторождений	230
3. Способы вскрытия и системы разработки	186	3. Снежные заносы и лавины	234
4. Разработка залежей руд, склонных к самовозгоранию	187	4. Работа горнотранспортного оборудования	237
		5. Промышленные здания и сооружения	240
ГЛАВА 29. РАЗРАБОТКА РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ	189	ГЛАВА 33. РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ, ОТРАБАТЫВАЕМЫХ ИЛИ ОТРАБОТАННЫХ РАНЕЕ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ	242
1. Общие сведения	189	1. Общие сведения	242
2. Вскрытие россыпей	191	2. Установление количества руд, потерянных при подземной разработке	243
3. Методы разработки россыпей	192	3. Размещение потерянных руд в пространстве	248
4. Система разработки россыпей	194	4. Открытая разработка междокамерных и междуэтажных целиков	251
5. Дrajный метод разработки россыпей	195	5. Открытая разработка потерянных руд в зоне обрушения подземных рудников	253
6. Разработка россыпей экскаваторами	201	6. Взаимосвязь открытых и подземных работ при комбинированной разработке месторождений	254
7. Разработка россыпей бульдозерами и тракторными скреперами	203		
8. Гидромониторная разработка россыпей	204	ГЛАВА 34. НАДЕЖНОСТЬ ПРИНИМАЕМЫХ РЕШЕНИЙ	264
9. Продолжительность эксплуатационного сезона	207	1. Общие положения	264
ГЛАВА 30. РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ХИМИЧЕСКОГО СЫРЬЯ	213	2. Резервы запасов полезного ископаемого и пустых пород	266
1. Общие сведения	213	Список литературы	271
2. Разработка крутопадающих залежей фосфорита и апатита	214		
3. Разработка месторождений платформенных фосфоритов	218		
4. Разработка месторождений серных руд	219		
5. Разработка подводных месторождений химического сырья	220		

ВСКРЫТИЕ
И СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ
КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙРедактор издательства
А. КрыловаПереплет художника
В. ТикуноваХудожественный редактор
О. ЗайцеваТехнический редактор
В. ВолодарскаяГрафик-иллюстратор
Н. ЖирновКорректор
К. Торопцева

ИБ 3690

Сдано в набор 26.09.80.
Подписано в печать 05.03.81. Т-06023.
Формат 70x90¹/₁₆. Бумага офсетная № 1.
Печать офсетная. Набор выполнен
на машине ИБМ "Композер-82".
Усл. печ. л. 20,47. Усл. кр.-отт. 40,95.
Уч.-изд. л. 18,98. Тираж 4200 экз.
Заказ 1017/7862-10.
Цена 1 р. 60 к.

Издательство "Недра", 103633,
Москва, К-12, Третьяковский проезд, 1/19

Ленинградская фабрика офсетной печати № 1
Союзполиграфпрома при Государственном
комитете Совета Министров СССР по делам
издательств, полиграфии и книжной торговли.
197101, Ленинград, П-101, ул. Мира, 3.