

ТЕХНОЛОГИЯ
ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

ЧАСТЬ
2

ТЕХНОЛОГИЯ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Часть 2

ТЕХНОЛОГИЯ
И КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ
ОТКРЫТЫХ РАЗРАБОТОК

Д о п у щ е н о

*Министерством высшего и среднего
специального образования СССР
в качестве учебника для студентов вузов,
обучающихся по специальности
«Технология и комплексная механизация
открытой разработки месторождений
полезных ископаемых»*

Под общей редакцией
проф. докт. наук М. Г. НОВОЖИЛОВА



ИЗДАТЕЛЬСТВО «И Е Д Р Л»
МССНВА 1971

Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых. Часть 2. Технология и комплексная механизация открытых разработок. Новожилов М. Г., Хохряков В. С., Пчелкин Г. Д., Эскин В. С. Изд-во «Недра», 35 л. Стр. 552.

Курс «Технология и комплексная механизация открытых разработок» является второй частью учебника «Технология, механизация и автоматизация производственных процессов на открытых горных разработках».

Во второй книге рассмотрены принципиальные схемы комплексной механизации карьеров, способы проходки траншей и строительства карьеров, вскрытие карьерных полей, систем открытой разработки. В книге рассмотрены вопросы организации горных работ на карьерах, а также основы проектирования карьеров.

В книге отражены новейшие достижения советской и зарубежной горной науки и техники, опыт работы передовых предприятий, а также работы научно-исследовательских и проектно-конструкторских институтов, занимающихся вопросами открытой разработки месторождений полезных ископаемых.

Книга предназначена в качестве учебника для студентов горных вузов и факультетов по специальности «Технология и комплексная механизация открытой разработки месторождений полезных ископаемых». Книга также может служить пособием для инженеров и работников научно-исследовательских институтов и проектных организаций.

Авторы:

М. Г. НОВОЖИЛОВ, В. С. ХОХРЯКОВ, Г. Д. ПЧЕЛКИН, В. С. ЭСКИН

Рецензенты:

Кафедра открытых горных работ Магнитогорского горнометаллургического института и проф. докт. техн. наук Б. П. Юматов

ПРЕДИСЛОВИЕ

Курс «Технология и комплексная механизация открытых разработок» относится к числу профилирующих при подготовке горных инженеров по специальности «Технология и комплексная механизация открытой разработки месторождений полезных ископаемых». Данная книга составлена в соответствии с программой курса.

В книге рассмотрены принципиальные схемы комплексной механизации карьеров, способы проведения траншей и строительства карьеров, вскрытие карьерных полей, системы открытой разработки месторождений, а также научные основы проектирования современных карьеров. В книге отражены новейшие достижения советской и зарубежной горной науки и техники, опыт работы передовых горных предприятий, работы советских ученых и исследователей-горняков, создавших научные и теоретические основы открытой разработки месторождений полезных ископаемых, опыт научно-исследовательских и проектно-конструкторских организаций, занимающихся открытой разработкой месторождений, а также научные исследования авторов данной книги.

Проф., докт. техн. наук М. Г. Новожиловым написаны главы II, III, VI, X, XI, XIII; совместно с канд. техн. наук, доц. Г. Д. Пчелкиным — главы I, VIII

и IX; с канд. техн. наук В. С. Эскиным — главы IV, V и VII; проф. докт. техн. наук В. С. Хохряковым — глава XII, XIV, XV, XVI, XVII и XVIII.

Авторы выражают благодарность сотрудникам кафедры открытых работ Магнитогорского горнометаллургического института и заведующему кафедрой проф. докт. техн. наук С. И. Попову, а также проф. докт. техн. наук Б. П. Юматову за большой труд по рецензированию учебника и сделанные ими ценные замечания.

Все критические замечания читателей по содержанию учебника авторы примут с благодарностью.

РАЗДЕЛ ПЕРВЫЙ ВСКРЫТИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Сущность вскрытия месторождения (карьерного поля) при открытой разработке заключается в установлении грузотранспортной связи рабочих горизонтов карьеров с пунктами приема горной массы на поверхности земли (отвалы, склады, обогатительные фабрики и т. д.) проведением соответствующих горнокапитальных выработок.

Грузотранспортная связь между рабочими горизонтами в карьере и приемными пунктами на поверхности может быть осуществлена через капитальные траншеи, шахтные стволы, штольни, перепускные восстающие. После проведения выработок, открывающих доступ с поверхности к месторождению, производится проведение разрезных траншей и подготовка рабочих горизонтов карьера. Установление рационального способа вскрытия карьерного поля — одна из сложных задач, от правильного решения которой зависят технико-экономические показатели работы горного предприятия в целом.

На выбор способа вскрытия влияют многие факторы: рельеф поверхности, степень разведанности и условия залегания месторождения, производственно-технические условия разработки месторождения и т. д.

Рельеф местности влияет на размещение поверхностных сооружений и внешних отвалов, а также на расположение вскрывающих выработок и на направление поверхностных транспортных коммуникаций. Капитальные траншеи стремятся проходить по пониженным участкам поверхности, что уменьшает объем породных работ при строительстве.

Элементы залегания месторождения оказывают влияние на выбор способа вскрытия. Горизонтальные и пологие пласты обычно вскрывают внешними траншеями, размещаемыми за пределами контура карьера, наклонные и крутые — внутренними траншеями, размещаемыми на бортах карьера.

При достаточной степени разведанности месторождения траншеи можно располагать в стационарном положении на весь срок существования карьера. Принятый способ вскрытия должен обеспечивать: высокую степень безопасности работ, заданную пропускную и провозную способность вскрывающих выработок, минимальные сроки подготовки карьерного поля к эксплуатации и наименьшие капитальные затраты.

Вскрытие карьерного поля производят последовательно, по мере понижения горных работ, или сразу на всю глубину разработки. Последовательный порядок вскрытия применяют при разработке наклонных и крутых залежей, когда каждый последующий уступ вскрывают с предыдущего после соответствующего развития горных работ на нем. Совокупность капитальных траншей, вскрывающих рабочие уступы до конечной глубины, составляет систему капитальных траншей. Вскрытие сразу до конечной глубины карьера имеет место при разработке горизонтальных месторождений с относительно небольшой глубиной залегания.

В основу классификации способов вскрытия месторождений положено несколько признаков: наличие, положение, количество и назначение вскрывающих горных выработок как транспортных коммуникаций. Наличие капитальных горных выработок для вскрытия месторождения обязательно в случае применения железнодорожного, автомобильного, конвейерного и других видов транспорта. Если же месторождение разрабатывают с применением башенных экскаваторов, кабельных кранов, транспортно-отвальных мостов или других механизмов, обеспечивающих перемещение вскрышных пород в отвалы, то надобность в капитальных траншеях, оборудованных транспортными коммуникациями, отпадает. Однако вскрытие пласта полезного ископаемого необходимо осуществлять с целью доставки добытого полезного ископаемого на поверхность. Кроме того, вскрышные уступы обязательно должны быть связаны с поверхностью вспомогательными траншеями для доставки к экскаваторам и вскрышным комплексам оборудования, материалов и запасных частей.

Вскрывающие выработки различают по расположению относительно конечного (предельного) контура карьера, величине уклона вскрывающих выработок, числу уступов, обслуживаемых системой траншей, назначению и сроку службы вскрывающих выработок.

Капитальные траншеи могут быть расположены вне контура карьера или внутри него; в первом случае они являются *внешними*, во втором — *внутренними*.

Внешние траншеи проходят с поверхности до борта карьера в его конечном проектном положении. Внешние траншеи имеют стационарное положение. Внутренние траншеи стремятся располагать на рабочем борту карьера в конечном его положении, что также обеспечивает их стационарность, но в некоторых случаях, с целью уменьшения объема горнокапитальных работ, внутренние траншеи располагают на рабочем борту карьера. У этом случае по мере подвигания борта карьера производится перемещение траншей, в связи с чем они носят название скользящих съездов.

Транспортные коммуникации карьера могут проводиться отдельными для каждого уступа, объединенными для групп уступов или общими для всех уступов карьера.

По этому признаку траншеи делят на *отдельные*, *групповые* и *общие*. По назначению вскрывающие выработки могут служить для

Классификация способов вскрытия при открытой разработке месторождений полезных ископаемых

Класс вскрытия	Способ вскрытия	Вскрывающие выработки
I. Наклонными траншеями	Внешними траншеями	1. Отдельными траншеями простой формы. 2. Групповыми траншеями простой формы. 3. Общими траншеями простой формы. 4. Парными траншеями простой формы.
	Внутренними траншеями	1. Отдельными траншеями простой формы. 2. Групповыми траншеями простой формы. 3. Общими траншеями тушиковой петлевой и спиральной формы. 4. Парными траншеями различной формы. 5. Специальными (вспомогательными траншеями).
	Комбинированными траншеями	Различные сочетания основных способов вскрытия наклонными траншеями.
II. Крутыми траншеями	Внутренними крутыми траншеями	1. Общими траншеями с конвейерными подъемниками. 2. Общими траншеями с канатными подъемниками (скаповыми, клетевыми, автомобильными и т. д.).
III. Подземными выработками	Шахтными стволами и рудоспусками	1. Наклонными и вертикальными шахтными стволами. 2. Вертикальными и наклонными рудоспусками в комбинации со штольнями при вскрытии нагорных месторождений.
IV. Комбинированное вскрытие	Комбинация вскрытия наклонными и крутыми траншеями	Вскрытие наклонными траншеями породных уступов и крутыми — добычных
	Комбинация траншейного вскрытия с подземным Комбинация нескольких способов вскрытия	Вскрытие наклонными траншеями породных уступов и шахтными стволами — добычных Различные сочетания способов вскрытия I—III классов.

одновременного прохода груза и порожняка или для прохода только груза, или только порожняка.

В табл. 1 приведена классификация способов вскрытия, разработанная проф., докт. техн. наук М. Г. Новожиловым.

ГЛАВА I

ОТКРЫТЫЕ ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ И СПОСОБЫ ИХ ПРОВЕДЕНИЯ

§ 1. Назначение и элементы вскрывающих горных выработок

В зависимости от назначения различают капитальные, разрезные и специальные открытые горные выработки — траншеи.

Капитальные траншеи служат для вскрытия месторождений или отдельных его участков с целью создания грузотранспортной связи рабочих горизонтов карьера с поверхностью. Срок службы капитальных траншей обычно соответствует сроку отработки карьерного поля или обслуживаемого им участка месторождения. В зависимости от вида применяемого транспорта и соответствующего ему уклона капитальных траншей их называют наклонными (при железнодорожном и автомобильном транспорте) и крутыми (при установке конвейерных и канатных подъемников).

Разрезные траншеи проходят на каждом рабочем горизонте с целью создания первоначального фронта горных работ. Уклон их обычно не превышает 0,010.

Специальные траншеи служат для ограждения карьера от атмосферных вод, дренажа месторождения, водоотлива и хозяйственного обслуживания рабочих уступов. В общем случае траншеи имеют трапецевидное сечение. Если траншеи проходят на косогоре или на пологом лежачем боку глубинного месторождения из-за неполного поперечного профиля, то их называют полутраншеями. Когда капитальной траншеей вскрываются несколько горизонтов, ее сечение приобретает ступенчатую форму. Основные параметры траншеи: ширина понизу, углы откосов бортов, продольный уклон и длина.

Ширина траншей понизу определяется в зависимости от вида транспорта и числа путей или полос движения, а также от параметров проходческого оборудования и способа проходки с обязательным учетом условий устойчивости основания и бортов траншеи.

Ширина траншеи понизу определяется графическим построением или принимается по данным, приведенным в табл. 2.

В зависимости от способа проходки и параметров проходческого оборудования ширина траншеи понизу может быть скорректирована. Так, если траншею проходят механической лопатой, то ее ширина понизу не должна быть меньше двух радиусов вращения кузова экскаватора.

Таблица 2

Минимальная ширина капитальных траншей понизу

Вид транспорта	Определяющее условие	Ширина траншеи, м		
		однопутной	двухпутной	трехпутной
Железнодорожный	Колея размером 1524 мм	7,6—8,0	11,7—12,4	15,8
Автомобильный	Габариты машины	4,5—6,8	7,0—14,0	—
Конвейерный	Ширина ленты	2,5—3,0	4,0—4,5	6,5—7,0
Подъемники	Ширина колес	Соответственно ширине колес		

При установлении ширины разрезной траншеи обычно учитывают необходимость обеспечения в дальнейшем нормальной отработки уступов с фронтальной погрузкой вынимаемых горных пород. При проходке разрезной траншеи в скальных породах ее ширину устанавливают с учетом возможности размещения взорванной горной массы и сохранения транспортной площадки. Ширину траншеи определяют с учетом ряда технических и технологических факторов.

Углы откосов бортов траншей, обеспечивающие безопасность работы горного и транспортного оборудования, зависят от физико-механических свойств пород и срока службы траншей. Величина углов откоса капитальных траншей обычно не превышает величины угла естественного откоса пород.

Величина продольного уклона и длина траншей являются основными конструктивными элементами при трассировании капитальных траншей.

§ 2. Трассы капитальных траншей

Трассированием капитальных траншей называют установление направления продольной оси траншеи, а также положения ее в плане и профиле.

План трассы капитальных траншей представляет собой проекцию продольной оси на горизонтальную плоскость и состоит из прямолинейных и криволинейных участков. На построение плана трассы основное влияние оказывает конфигурация месторождения. Проекция продольной оси капитальной траншеи на вертикальную плоскость представляет продольный профиль. Пункты, через которые должна проходить трасса, выбирают в зависимости от топографических, горнотехнических, геологических и других факторов.

Наиболее благоприятным является ввод трассы капитальных траншей в карьер с торца в пониженных местах рельефа поверхности. Если это возможно, то положение трассы целесообразно устанавливать стационарным, не требующим переустройства в будущем, что связано с установлением конечной глубины карьера и конечного

проектного положения контура карьера. По положению относительно конечного контура карьера различают внешние, внутренние и комбинированные трассы.

Внешняя трасса проходит с поверхности земли до борта карьера, оставаясь вне его границ, внутренняя трасса располагается в контуре карьера непосредственно на его бортах; комбинированная трасса состоит из отрезков внешней и внутренней трассы. Расположение вскрывающих траншей и направление развития вскрывных работ в контуре карьерного поля определяют объемы горнокапитальных работ и первоначальный коэффициент вскрыши, среднегодовые объемы вскрывных работ, сроки строительства карьера и достижение проектной производительной мощности карьера по добыче полезного ископаемого, а также размер капитальных затрат на приобретение горного и транспортного оборудования.

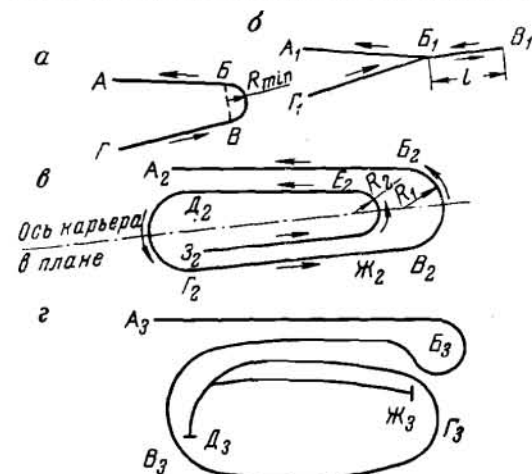


Рис. 1. Основные формы плана трассы капитальных траншей: а — петлевая; б — тупиковая; в — спиральная; г — комбинированная

ного направления. В последнем случае отдельные участки трассы соединяются петлями, кривыми или тупиками, соответственно с этим траншеи называются петлевыми, спиральными или тупиковыми. Формы плана трасс внешних траншей всегда простые — прямолинейные или криволинейные, а внутренних траншей могут быть как простые, так и сложные.

Продольный профиль трассы характеризуется величиной руководящего подъема и длиной отдельных элементов трассы. Он состоит из горизонтальных и наклонных участков трассы и пунктов примыкания горизонтальных путей к наклонным. Возможны три основные формы профиля капитальных траншей в зависимости от вида примыкания их к рабочим горизонтам карьера: примыкание на руководящем подъеме без значительного смягчения (рис. 2, а), на смягченном подъеме (рис. 2, б) и на площадках (рис. 2, в). Примыкание капитальных траншей к рабочим горизонтам на руководящем подъеме (рис. 2, а), когда незначительное смягчение подъема допускается лишь в местах пересечения путей, размещения стрелок и на кривых,

обеспечивает наименьшую протяженность и минимальный строительный объем траншей. Размещение капитальных траншей в контурах карьерного поля при таком примыкании упрощается, что существенно для глубоких карьеров с относительно небольшими размерами в плане.

Уменьшение уклона на участках примыкания капитальных траншей к рабочим горизонтам (рис. 2, б) должно обеспечивать нормальное трогание с места поезда, грузоподъемность которого определена

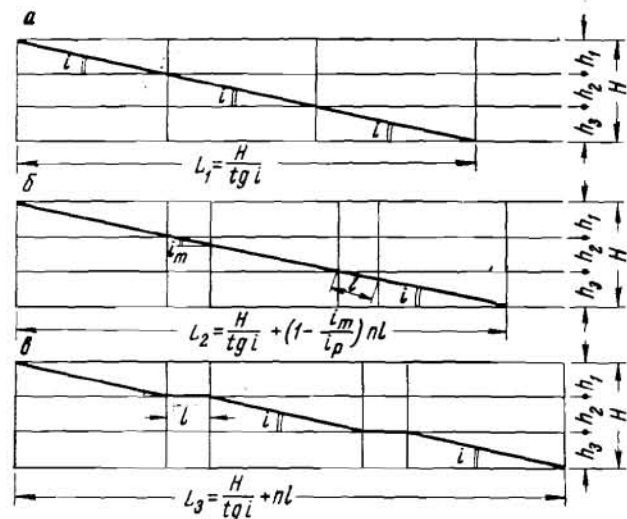


Рис. 2. Виды примыкания капитальных траншей к рабочим горизонтам карьера

из условия равномерного движения на руководящем подъеме. Величина смягченного уклона участков примыкания обычно принимается равной

$$i_T = (0,50 \div 0,60) i_p, \text{ ‰}$$

Длина участков примыкания складывается из длины стрелочного перевода и длины поезда с запасом на точность его установки (15 м). Обычно она достигает 150—250 м и в зависимости от ширины колеи принимается: для колеи размером 1524 мм — 75—90 м + длина поезда; для колеи размером 1000 мм — 40—50 м + длина поезда.

Общий прирост длины трассы за счет смягчения подъема определяется по формуле

$$\Delta L = n l_n \left(1 - \frac{i_n}{i_p} \right), \text{ м}, \quad (1,1)$$

где n — число участков примыкания;
 l_n — длина участков примыкания, м;
 i_p, i_n — руководящий и смягченный подъем, ‰.

Примыкание на смягченном подъеме чаще всего встречается при высоте уступов более 12—15 м и длинных перегонах. Примыкание

на горизонтальных площадках (рис. 2, в) имеет наибольшее распространение: оно просто в конструктивном отношении, удобно в эксплуатации и при подготовке новых горизонтов.

Площадки создаются при проведении разрезных траншей на каждом вскрываемом горизонте, что при глубоких карьерах значительно увеличивает объем горнокапитальных работ, а общее удлинение трассы составит

$$\Delta L = n l_n. \quad (1,2)$$

Теоретическая длина трассы системы капитальных траншей определяется глубиной ее заложения и величиной уклона и определяется по формуле

$$L_T = \frac{1000H}{i_p}, \text{ м.} \quad (1,3)$$

Уклон или подъем капитальных траншей соответствует руководящему подъему или уклону их пути. Величина уклона (подъема) капитальных траншей в грузовом направлении в зависимости от вида транспорта может составлять: железнодорожный при паровой тяге — 0,020—0,030; то же при электротяге — 0,030—0,040; самоходные вагоны — 0,080—0,100; автомобильный — 0,060—0,100; троллейбусы и дизель-троллейбусы — 0,100—0,120; транспорт с бесконечным канатом — 0,120—0,200; ленточный конвейер — 0,250—0,330; скиповой подъемник — 0,500—1,000.

Действительная длина системы наклонных капитальных траншей больше теоретической из-за уменьшения уклона на участках примыкания траншеи к рабочим горизонтам и на криволинейных участках.

Величину уклона (подъема) на криволинейных участках определяют по выражению

$$i_k = i_p - W_k, \text{ ‰}, \quad (1,4)$$

где i_p — руководящий уклон, ‰;
 W_k — дополнительное сопротивление движению от кривой для колеи 1524 мм

$$W_k = \frac{700}{R};$$

для колеи 1000 мм

$$W_k = \frac{400}{R},$$

где R — радиус закругления пути, минимальная величина которого составляет: для паровозов около 100—200 м, для электровозов 100 м и для автомобилей 20—30 м.

Удлинение трассы вследствие уменьшения уклона ее в кривой равно

$$\Delta L = L_k \left(1 - \frac{i_k}{i_p} \right), \text{ м.} \quad (1,5)$$

При приближенных расчетах удлинение трассы учитывается коэффициентом удлинения.

Коэффициент удлинения трассы определяется как отношение действительной длины трассы к теоретической, т. е.

$$k = \frac{L_d}{L_T} = \frac{L_T + \Delta L_n + \Delta L_k}{L_T}, \quad (1,6)$$

отсюда

$$L_d = k L_T.$$

Приближенные значения коэффициентов удлинения трассы k при железнодорожном транспорте приведены в табл. 3 и 4.

Таблица 3

Коэффициент удлинения трассы при железнодорожном транспорте

Траншеи	Коэффициент удлинения трассы
Внешние	1,10—1,20
Внутренние с примыканием к рабочим горизонтам:	
на руководящем подъеме	1,50—1,20
на смягченном подъеме	1,25—1,30
на горизонтальных площадках	1,40—1,60

Трассирование капитальных траншей выполняется в соответствии с их параметрами: протяженностью, руководящим подъемом, радиусом кривых, длиной и профилем участков примыкания капитальных траншей к рабочим горизонтам карьера.

Таблица 4

Коэффициент удлинения трассы при автомобильных дорогах с односторонним примыканием на площадке уступа

Автомобильная дорога	Коэффициент удлинения трассы при уклоне автомобильной дороги, ‰			
	40	60	80	120
Простой съезд	1,05	1,10	1,15	1,20
Петлевой съезд с внутренней круговой кривой	1,10	1,15	1,25	1,40
Петлевой съезд с внешней круговой кривой (серпантином)	1,30	1,50	1,80	2,30

§ 3. Расчет объемов траншей

Объем наклонных капитальных траншей составляет значительный удельный вес в общем объеме горноподготовительных работ по строительству карьера. Он зависит от формы и размеров сечения, величины уклона траншей и рельефа поверхности земли. Объем одиночной капитальной траншеи (рис. 3, I) при ровной поверхности определяется по формуле проф. Е. Ф. Шешко как сумма объемов правильных геометрических фигур, составляющих его. Он состоит из объема V_1 , представляющего среднюю часть наклонной траншеи, двух

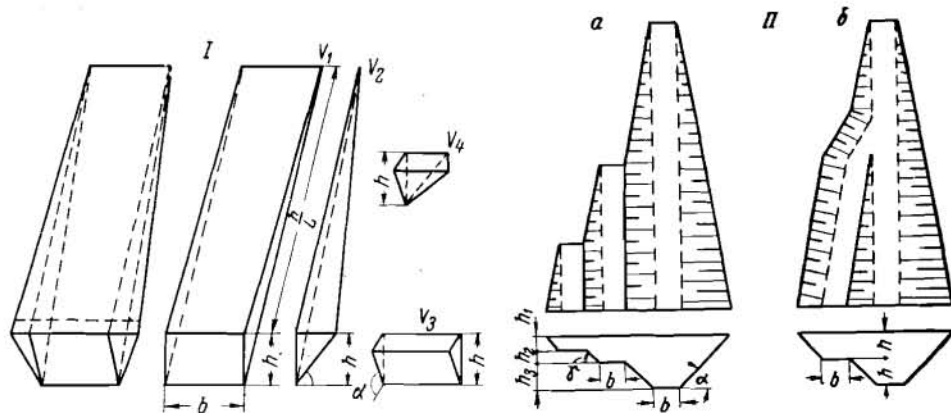


Рис. 3. Схема к расчету объема:
I — одиночной наклонной капитальной траншеи; II — наклонной общей капитальной траншеи

объемов V_2 , образованных вследствие разноса бортов, объема V_3 и двух объемов V_4 , представляющих торцовую часть траншеи после ее проходки. Таким образом, объем наклонной капитальной траншеи определяется по формуле

$$V = V_1 + 2V_2 + V_3 + 2V_4, \text{ м}^3. \quad (I,7)$$

Для наклонных траншей величины V_3 и V_4 относительно невелики и ими можно пренебречь. Тогда

$$V = V_1 + 2V_2, \text{ м}^3; \quad (I,8)$$

$$V_1 = \frac{bh^2}{2i}, \text{ м}^3;$$

$$V_2 = \frac{h^3}{6 \operatorname{tg} \alpha i}, \text{ м}^3.$$

Объем наклонной капитальной траншеи определяется по формуле

$$V = \frac{h^2}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{h}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right), \text{ м}^3, \quad (I,9)$$

где h — глубина траншей, м;

i — уклон траншей;

b — ширина траншеи понизу, м;

α — угол откоса бортов траншеи, град.

Наклонная групповая внешнего заложения траншея вскрывает несколько горизонтов карьера. При этом траншея может иметь выход на поверхность с каждого горизонта (рис. 3, II, а) или общий выход для нескольких горизонтов (рис. 3, II, б). В первом случае объем траншеи определяется по формуле

$$V = \frac{h_3^2}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{h_3}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right) + \frac{b}{2i} (h_1^2 - h_2^2), \text{ м}^3. \quad (I,10)$$

В общем виде формула (I.10) будет иметь вид

$$V = \frac{h_n^2}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{h_n}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right) + \frac{b}{2i} (h_1^2 + h_2^2 + \dots + h_{n-1}^2), \text{ м}^3. \quad (I,11)$$

Во втором случае объем траншеи при вскрытии двух горизонтов без учета объема торца определяется из выражения

$$V = \frac{4h^2}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{2h}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right) + \frac{bh^2}{i}, \text{ м}^3. \quad (I,12)$$

Объем траншеи в первом случае меньше, а пропускная способность больше, чем во втором случае. Поэтому обычно производят вскрытие внешними траншеями с независимым выходом путей или дорог с верхних уступов. Внешние траншеи располагаются под углом относительно контура карьера. Строительство внешних траншей может осуществляться одновременно с проходкой разрезной траншеи.

Продольный профиль и строительный объем внешних траншей определяется в значительной степени применяемым видом транспорта. Так, при конвейерном транспорте продольный профиль траншеи имеет вид, показанный на рис. 4, I, а ее объем определяется по формуле

$$V = \frac{h^2}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{h}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right) - \frac{h^2}{\operatorname{tg} \alpha} \left(\frac{b}{2} + \frac{2h}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right), \text{ м}^3. \quad (I,13)$$

При колесном транспорте в пунктах примыкания наклонных путей к горизонтальным путям уступа радиус закругления кривых должен быть не менее минимально допустимого значения. План траншеи показан на рис. 4, II. Для уменьшения строительных объемов кривые целесообразно располагать на подъеме, снижая его величину по сравнению с руководящим подъемом на величину

$$i_k = i_p - \frac{700}{R},$$

где i_k — подъем траншеи на кривой с радиусом R , ‰;

i_p — руководящий подъем, ‰.

При железнодорожном транспорте расчет объемов внешних траншей производится с обязательным учетом размещения кривых при-

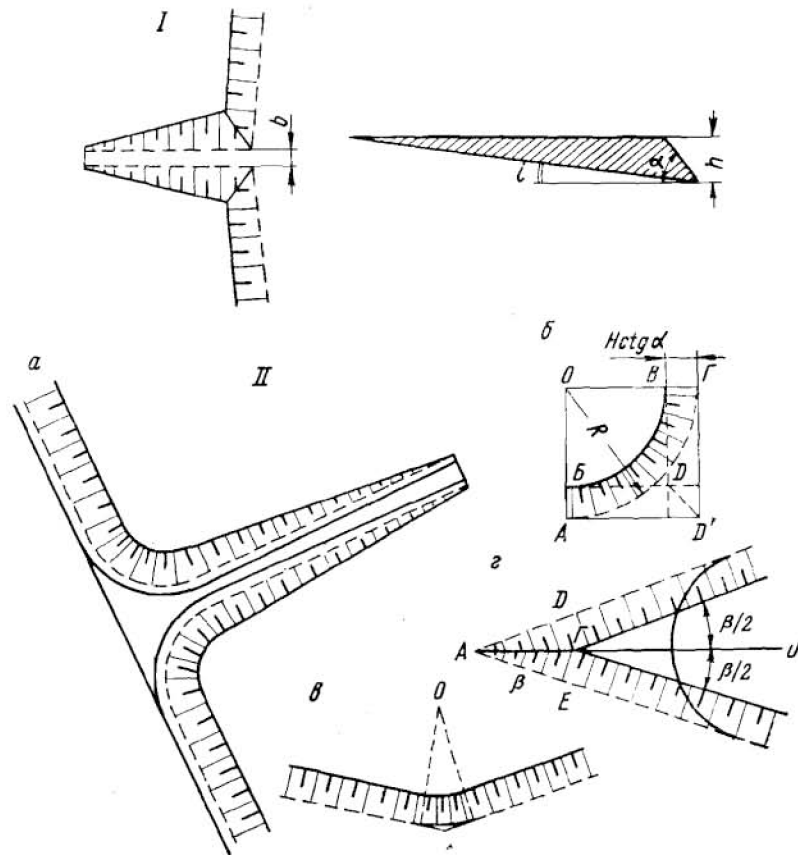


Рис. 4. Примыкание внешней траншеи к борту карьера:
I — при конвейерном транспорте; II — при колесном транспорте

мыкания, так как объем примыканий может значительно превышать объем самой траншеи. Полный объем траншеи равен

$$V = V_T + V_K, \text{ м}^3,$$

где V_T — объем прямолинейного участка, траншеи, м^3 ;

V_K — объем кривой примыкания, м^3 .

Длина прямолинейного участка траншеи сокращается на величину h_k/i . Соответственно должен быть сокращен строительный объем прямолинейного участка траншеи, который ограничивается глубиной

$$H = h - h_k.$$

При этом уклон траншеи будет равен руководящему уклону от поверхности до глубины H , а затем становится равным

$$i_1 = \frac{\pi}{2} i_k, \text{ ‰}.$$

В этом случае объем прямолинейного участка траншеи будет составлять

$$V_T = \frac{b}{2} \left(\frac{H^2}{i_p} + \frac{h^2 - H^2}{i_1} \right) + \frac{1}{3 \operatorname{tg} \alpha} \left(\frac{H^3}{i_p} + \frac{h^3 - H^3}{i_1} \right), \text{ м}^3. \quad (\text{I}, 14)$$

Строительный объем при устройстве кривой примыкания на одном борту траншеи (рис. 4, II, а), вскрывающей один уступ высотой h , приближенно определяется как разница между объемом четырехгранника с основанием в плане ОВДБ и ОГД'А (рис. 4, II, б) и объемом части усеченного конуса с основанием в плане ОВБ и ОГА при высоте каждого из них h , т. е.

$$V_K = h \left(R^2 - Rh \operatorname{ctg} \alpha + \frac{1}{2} h^2 \operatorname{ctg}^2 \alpha \right) \left(1 - \frac{\pi}{4} \right), \text{ м}^3. \quad (\text{I}, 15)$$

Учитывая, что величина $\frac{1}{2} h^2 \operatorname{ctg}^2 \alpha$ относительно невелика и в приближенных расчетах ею можно пренебречь, получим

$$V_K = 0,215h (R^2 - Rh \operatorname{ctg} \alpha), \text{ м}^3. \quad (\text{I}, 16)$$

Если траншея примыкает к борту не под прямым углом (рис. 4, II, в, г), то расчетная формула будет иметь вид

$$V_K = h (R^2 - Rh \operatorname{ctg} \alpha) \left(\operatorname{tg} \frac{\beta}{2} - \frac{\pi \beta}{360} \right), \text{ м}^3. \quad (\text{I}, 17)$$

Таким образом, полный объем внешней траншеи с учетом разноса на прямолинейном участке определяется по формуле

$$V = \frac{b}{2} \left(\frac{H^2}{i_p} + \frac{h^2 - H^2}{i_1} \right) + \frac{1}{3 \operatorname{tg} \alpha} \left(\frac{H^3}{i_p} + \frac{h^3 - H^3}{i_1} \right) + h (R^2 - Rh \operatorname{ctg} \alpha) \left(\operatorname{tg} \frac{\beta}{2} - \frac{\pi \beta}{360} \right), \text{ м}^3. \quad (\text{I}, 18)$$

Объем капитальной траншеи, сооружаемой в сложных условиях рельефа местности, определяют по методу вертикальных параллельных сечений (рис. 5). Полный объем траншеи определяется по формуле

$$V = \frac{S_1 + S_2}{2} l_1 + \frac{S_2 + S_3}{2} l_2 + \dots + \frac{S_{n-1} + S_n}{2} l_{n-1}, \text{ м}^3, \quad (\text{I}, 19)$$

где S_1, S_2, \dots, S_n — площади сечений траншеи в характерных местах профиля, подсчитываемые планиметром, м^2 ;

l_1, l_2, \dots, l_n — расстояние между отдельными поперечными сечениями, м .

Таблица 5

Порядок расчета основных параметров траншей для сложных горногеологических условий

Определяемый показатель	Расчетные формулы
Площадь сечения траншеи в точках перехода наклонных участков дна в горизонтальные	$S_n = S_1 + S_2 + \dots = \text{III} (H_1 + H_2 + \dots + H_n) + (H_1^2 + H_2^2 + \dots + H_n^2) \text{ctg } \alpha + 2C_1 H_1 + 2C_2 (H_1 + H_2) + \dots + 2C_{n-1} \times (H_1 + H_2 + \dots + H_n)$
Площадь сечения траншеи на участках с наклонным дном	$S'_n = S'_1 + S'_2 + \dots = \text{III} (H_1 + H_2 + \dots + H_n) + (H_1^2 + H_2^2 + \dots + H_n^2) \text{ctg } \alpha + 2C_1 H_1 + 2C_2 H_2 (H_1 + H_2) + \dots + 2C_n (H_1 + H_2 + \dots + H_n)$
Объемы породы в блоках между сечениями	$V_n = \frac{1}{2} (S'_{n-1} + S_n) l_n; \quad V'_n = \frac{1}{2} \times (S_n + S'_n) l'_n$
Длина траншеи внизу	$L = (l_1 + l_2 + \dots + l_n) \frac{1}{\cos \gamma} + l'_1 + l'_2 + \dots + l'_n$
Общий объем траншей	$V = \sum_1^n V_n + \sum_1^n V'_n$

Точность подсчета объемов увеличивается при уменьшении расстояния между поперечными параллельными сечениями. При проходе глубоких траншей в сложных горногеологических условиях

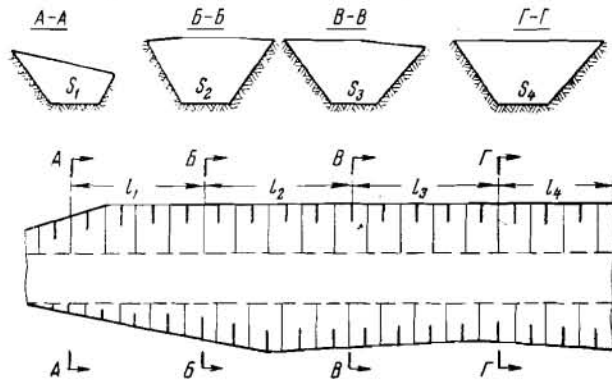


Рис. 5. Схема к расчету объема траншеи при сложном рельефе поверхности

(большая водообильность, малая устойчивость вскрышных пород и т. д.) возникает необходимость оставления большого числа бERM на бортах траншей, что значительно усложняет расчеты по определению их объемов.

В табл. 5 приведен порядок расчета основных параметров траншей для сложных горногеологических условий. Основные параметры

и объемы траншей определяют по сложным формулам. На рис. 6 показана блок-схема расчета их с применением ЭЦВМ, позволяющая автоматизировать расчеты.

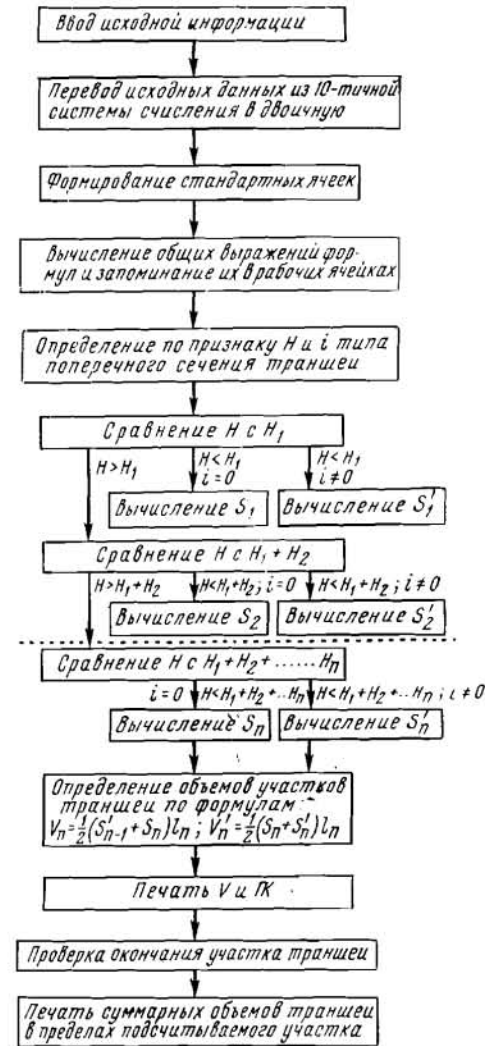


Рис. 6. Блок-схема расчета объемов горнокапитальных работ при строительстве карьеров в сложных горногеологических условиях

Условные обозначения

- S_1, S_2, \dots — площади, составляющие сечение траншеи в точках перехода наклонных участков дна в горизонтальные;
- S'_1, S'_2, \dots — площади, составляющие сечение траншеи на участках с наклонным дном;

- Π — ширина траншеи понизу;
 l_n, l'_n — горизонтальные расстояния между соответствующими сечениями траншей;
 n — число уступов;
 γ — угол погашения борта карьера, град;
 H_1, H_2, \dots, H_n — высота уступов;
 C_1, C_2, \dots, C_n — ширина берм;
 α — угол откоса борта траншеи, град.

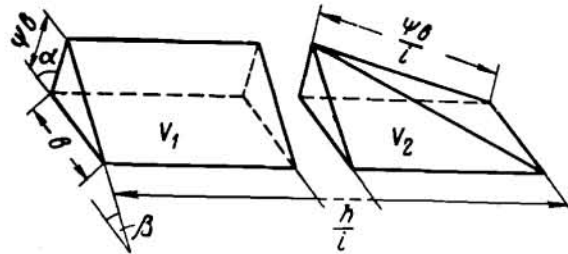


Рис. 7. Схема к расчету объема полутраншеи

Объем внутренней крутой траншеи определяется по формуле, предложенной чл.-корр. АН СССР В. В. Ржевским

$$V = h^2 (\text{ctg } \alpha - \text{ctg } \gamma) \left[\frac{b}{2} + \frac{h}{3} (\text{ctg } \alpha - \text{ctg } \gamma) \frac{\text{ctg } \beta}{\text{ctg } \alpha} \right], \text{ м}^3, \quad (\text{I}, 20)$$

- где α — угол наклона трассы, град;
 γ — генеральный угол погашения борта карьера, град;
 h — глубина карьера, м;
 b — ширина крутой траншеи, м;
 β — угол откоса бортов траншеи, град.

Объем наклонной полутраншеи, пройденной на косогоре, определяется суммой объемов фигур, ее составляющих (рис. 7). Она состоит из прямой призмы с высотой $\frac{h}{i} - \frac{\psi b}{i}$, в основании которой находится треугольник площадью $\frac{\psi b^2}{2}$ и пирамиды с высотой ψb (высота полутраншеи), в основании которой находится прямоугольник площадью $\frac{\psi b^2}{i}$

$$V_n = V_1 + V_2 = \frac{\psi b^2}{2} \left(h - \frac{\psi b}{3} \right), \text{ м}^3, \quad (\text{I}, 21)$$

$$\psi = \frac{\text{tg } \alpha \text{ tg } \beta}{\text{tg } \alpha - \text{tg } \beta}, \quad (\text{I}, 22)$$

- где h — разность отметок начала и конца полутраншеи, м;
 α — угол откоса полутраншеи, град;
 β — угол откоса возвышенности или лежащего бока пологого месторождения, град.

Объем нестационарных наклонных внутренних траншей, распо-

ложенных на рабочем борту карьера (скользящих съездов), подсчитывается в зависимости от угла заложения. Схемы к подсчету объемов приведены на рис. 8. Если угол заложения съезда по отношению к борту уступа равен 0° или близок к нему, то горностроительный объем съезда подсчитывается как объем одиночной наклонной полутраншеи, расположенной на отстроенном борту карьера, и определяется по формуле (I,21). При угле заложения съезда по отношению к борту уступа, равном 90° или близком к нему, объем траншеи измеряется до откоса борта карьера и расчет горностроительных объемов производится по формуле (I,13).

Объем траншеи (съезда) при каком-то угле по отношению к борту уступа займет промежуточное положение между вышеуказанными объемами и определится как сумма объемов правильных геометрических фигур за вычетом заоткосной их части и подсчитывается по формуле

$$V = \frac{bh^2}{2i} - \frac{bh^2}{6 \text{tg } \beta \sin \varphi} + \frac{h^3}{6 \text{tg } \alpha i} (1 + \sin \varphi), \text{ м}^3, \quad (\text{I}, 23)$$

где φ — угол заложения продольной оси съезда по отношению к отстроенному борту уступа, град;

α и β — углы откоса борта полутраншеи и борта уступа, град.

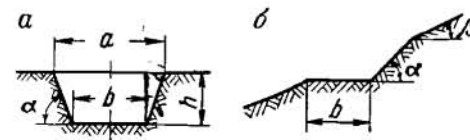


Рис. 9. Схемы к определению объема разрезной траншеи: а — на равнинной местности; б — на косогоре

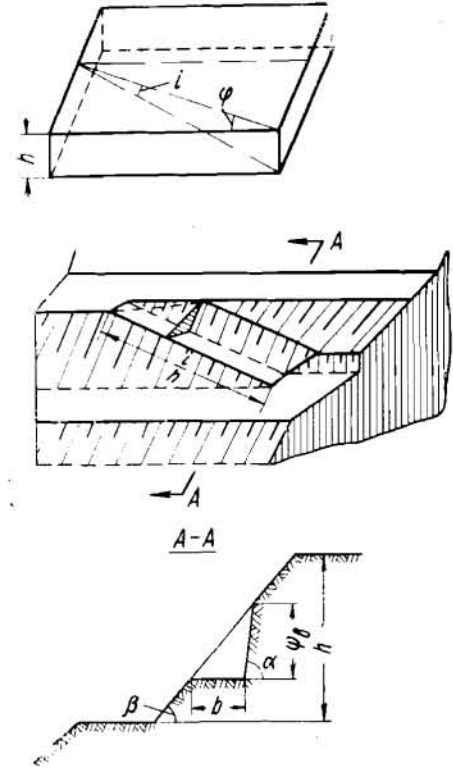


Рис. 8. Схемы к расчету объемов скользящего съезда

Объем разрезной траншеи при постоянном ее сечении (рис. 9, а) определяется как объем прямой призмы, в основании которой лежит трапеция

$$V = (b + h \text{tg } \alpha) h L, \text{ м}^3, \quad (\text{I}, 24)$$

где L — длина траншеи, м.

При проходке разрезной траншеи по косогору или на пологом лежащем боку глубинного месторождения (рис. 9, б) ее объем определяется по формуле

$$V = \frac{b^2 \sin \alpha \sin \beta}{2 \sin (\alpha - \beta)} L, \text{ м}^3. \quad (\text{I}, 25)$$

В зависимости от физико-механических свойств горных пород, размеров сечения траншей, проходческого оборудования способы проходки траншей делятся:

- 1) по наличию или отсутствию транспортных средств: бестранспортные с размещением породы на бортах траншей экскаваторами; транспортные с вывозкой породы на отвалы; комбинированные с частичным применением транспортных средств;
- 2) по расположению забоя при проходке траншей: с торцовым (лобовым) забоем; с боковым забоем;
- 3) по схемам проведения: на всю глубину; послышное;
- 4) на специальные способы проведения: с помощью колесных скреперов, гидромеханизации, массовых взрывов на выброс и т. д.

§ 4. Бестранспортные способы проходки траншей

Бестранспортный способ проходки траншей применяют, если имеется возможность разместить породы, извлекаемые при проходке, на бортах траншей. Существует большое число бестранспортных способов проходки траншей, различающихся применяемым оборудованием и условиями проходки. Наиболее распространены схемы с применением экскаваторов-драглайнов. Значительно реже используют механические лопаты с увеличенными рабочими параметрами.

Экскаваторы-драглайны применяют при проходке траншей в мягких породах, не требующих ведения буровзрывных работ. Драглайны с емкостью ковша более 3—4 м³ можно применять для проходки траншей в плотных глинистых или полускальных породах, разрабатываемых с помощью буровзрывных работ. Механические лопаты применяют при бестранспортном способе проходки траншей в полускальных и скальных породах, предварительно разрыхленных взрывом. В зависимости от расположения оси движения экскаватора по отношению к оси траншей возможны следующие бестранспортные схемы проведения траншей.

Ось движения экскаватора-драглайна совпадает с осью траншей.

Бестранспортная схема проходки траншей драглайном с размещением породы на обоих бортах траншей (рис. 10). Основные размеры траншей определяют из условия:

$$V_T k_p \leq 2V_0,$$

где V_T — объем породы, вынимаемой из траншей, м³;

k_p — коэффициент разрыхления породы;

V_0 — объем породы, которую можно разместить на одном борту траншей, м³.

Тогда ширина траншей снизу определится по формуле

$$b \leq \frac{2V_0 - h^2 \operatorname{ctg} \gamma k_p}{hk_p}, \text{ м.} \quad (I, 26)$$

где h — глубина траншей, м;

γ — устойчивый угол откоса траншей, град;

Объем отвала на борту траншей V_0 определяется линейными параметрами драглайна, т. е.

$$V_0 = \left(R_p - c - h \operatorname{ctg} \gamma - \frac{b}{2} \right)^2 \operatorname{tg} \beta, \text{ м}^3, \quad (I, 27)$$

где R_p — радиус разгрузки драглайна, м;

c — расстояние между нижней бровкой отвала и верхней бровкой траншей, м;

β — устойчивый угол откоса отвала, град.

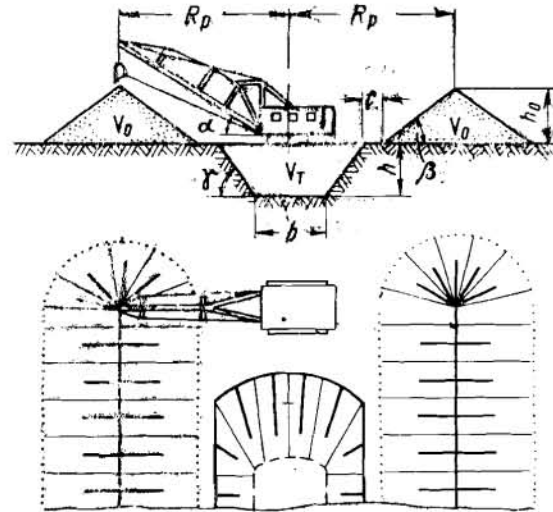


Рис. 10. Схема бестранспортной проходки траншей драглайном при размещении породы на обоих бортах

Работа драглайна по этой схеме возможна при соблюдении следующих условий: глубина траншей h не должна превышать глубину черпания экскаватора h_q , т. е. $h \leq h_q$; высота отвала h_0 не должна превышать высоту разгрузки экскаватора h_p , т. е. $h_0 \leq h_p$; расстояние от оси траншей до центра отвала не должно превышать радиуса разгрузки экскаватора, т. е.

$$R_p \geq \frac{b}{2} + h \operatorname{ctg} \gamma + c + h_0 \operatorname{ctg} \beta, \text{ м.} \quad (I, 28)$$

Таким образом, ширина траншей поверху ограничивается линейными параметрами драглайна.

В табл. 6 приведены возможные параметры траншей при проходке ее по рассматриваемой схеме в условиях Предкарпатского сероносового бассейна.

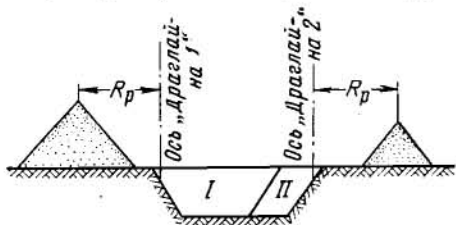
При необходимости проходки более широких траншей с размещением породы на обоих бортах ось шагания драглайна смещается от оси траншей вначале к одному борту, а затем к другому (рис. 11) и траншею проходят за два хода. При этом линейные параметры экскаватора искусственно увеличиваются на величину смещения оси

Таблица 6

Параметры траншей, проходимых при совмещении оси движения драглайнов с осью траншей

Параметры траншей	Драглайны				
	ЭШ-4/40	ЭШ-10/60	ЭШ-14/75	ЭШ-15/90	ЭШ-25/100
Глубина траншей, м	10	10	20	20	30
Угол откоса борта траншей, град	25	25	25	25	25
Угол откоса отвала, град	35	35	35	35	35
Ширина траншей, м:					
понизу	10	25	10	25	20
поверху	35	65	94	115	140
Высота отвала, м	17	20	27	35	37

движения экскаватора относительно оси траншей. В этом случае могут одновременно работать два экскаватора. Кроме этого, для



увеличения ширины траншей применяют способ проходки с зигзагообразным передвижением экскаватора-драглайна относительно продольной оси (рис. 12)

Бестранспортная схема проходки траншеи драглайном с размещением породы на одном борту. Для увеличения ширины траншеи ось шагания драглайна смещается к нерабочему борту траншеи, т. е. к борту, на который укладывается порода от проходки траншеи. Ось драглайна при этом располагается на некотором расстоянии от бровки нерабочего борта траншеи l

$$l = b + 2h \operatorname{ctg} \gamma - R_{\text{ч}}, \text{ м, (I,29)}$$

где $R_{\text{ч}}$ — радиус черпания экскаватора, м.

Работа по такой схеме возможна при соблюдении условия, что

$$R_p \geq l + c + h_0 \operatorname{ctg} \beta, \text{ м.}$$

Весьма эффективна в этом случае также схема, когда драглайн перемещается в поперечном направлении, занимая последовательное

положение I, II и т. д. (рис. 13). Положение I драглайна определяется так же, как и в вышеприведенной схеме, расстоянием l по формуле (I,29). В этом положении драглайн производит выемку заштрихованной части траншеи и разгружает породу на нерабочий борт, образуя первоначальный отвал. Затем экскаватор перемещается в положение II с расчетом, чтобы из нового положения можно было забросить ковш в нижнюю крайнюю точку, траншеи, т. е. шаг перехода равен

$$S \leq R_{\text{ч}} - c_1 - h \operatorname{ctg} \gamma, \text{ м, (I,30)}$$

где c_1 — безопасное расстояние оси экскаватора от верхней бровки уступа.

Из положения II проводится следующая часть траншеи, породы из которой укладывают на нерабочий борт с образованием отвала в форме трапеции. Работа драглайна по такой схеме возможна при соблюдении условия, что

$$R_{\text{чI}} + R_{\text{пI}} \geq b + 2h \operatorname{ctg} \gamma + c + h_0 \operatorname{ctg} \beta, \text{ м. (I,31)}$$

При проходке широких траншей могут применяться усложненные бестранспортные схемы с переэкскавацией породы (рис. 14). При этом

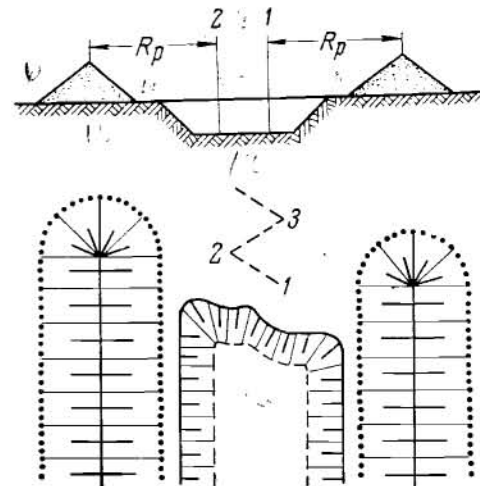
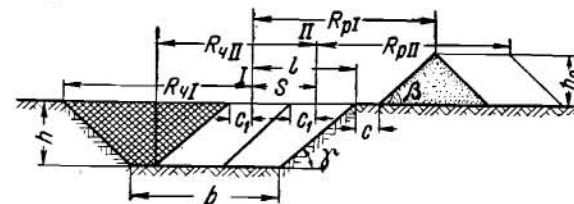


Рис. 12. Схема проходки траншей при зигзагообразном перемещении драглайна: 1, 2, 3 — последовательность расположения драглайна

Рис. 13. Схема проходки траншеи с поперечным перемещением драглайна



экскаватор-драглайн в положении I разрабатывает первоначальную траншею сечением I с выгрузкой породы на один из бортов траншеи. Затем он переходит в положение 2, переэкскавирует породы первоначального отвала, освобождая место для укладки породы от последующей выемки траншеи сечения II. Выемку дополнительного сечения траншеи производят экскаватором из положения 3 с укладкой породы от проходки в отвал.

Кратность переэкскавации определяется в каждом отдельном случае технико-экономическим расчетам стоимости 1 м^3 породы,

предельная величина которой не должна превышать стоимости выемки при транспортном способе проходки траншеи, т. е.

$$Vkc_6 \leq Vc_т,$$

откуда

$$k \leq \frac{c_т}{c_6},$$

где V — объем траншеи, m^3 ;
 $c_6, c_т$ — стоимость разработки $1 m^3$ породы соответственно при бестранспортном и транспортном способах проходки траншеи, руб (коп)/ m^3 ;
 k — кратность переэкскавации.

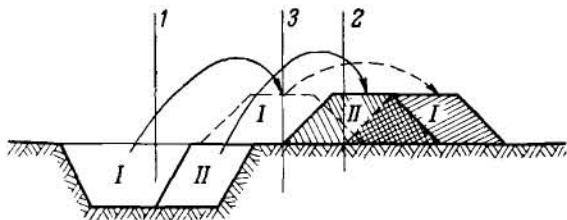


Рис. 14. Проходка траншеи драглайном с переэкскавацией

Обычно при проходке траншеи по усложненным бестранспортным схемам применяют спаренную работу двух драглайнов, один из которых производит собственно проходку траншеи, а другой переэкскавацию породы в отвале.

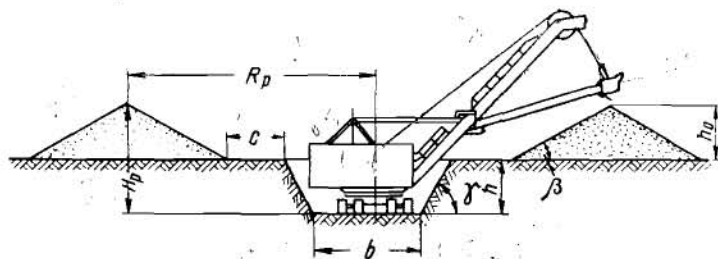


Рис. 15. Бестранспортная схема проходки траншеи механической лопатой

Бестранспортная схема проходки траншеи с применением механической лопаты. Механические лопаты используют сравнительно редко для проходки траншеи по бестранспортным схемам, в основном в крепких породах, когда применение драглайнов невозможно. Так как линейные параметры механических лопат ограничивают размеры сечения траншеи, то по бестранспортным схемам механическими лопатами можно проходить траншеи небольших размеров (рис. 15). При этом должно быть соблюдено условие

$$H_p \geq h + h_0, \text{ м},$$

$$R_p = \frac{b}{2} + h \text{ ctg } \gamma + c + h_0 \text{ ctg } \beta, \text{ м}, \quad (I,32)$$

где H_p — высота разгрузки экскаватора.

При необходимости проходки траншеи с большими размерами, чем позволяют линейные рабочие параметры механической лопаты, применяют переэкскавацию или проходят траншею в несколько слоев. В этом случае породу, вынимаемую из нижней части траншеи, механическая лопата выгружает на вспомогательную площадку, а затем она переваливается, как правило, драглайном. Кроме того, по бестранспортным схемам механическими лопатами осуществляется проходка полутраншей на косогорах (рис. 16). При этом экскаватором разгружается порода от проходки непосредственно на откос косогора. Проходка траншеи на косогорах более удобна, чем в обычных условиях, при равнинном характере местности, и может производиться экскаваторами с нормальными рабочими параметрами.

При этом должно соблюдаться условие, что

$$R_p \geq B - R_q + H_1 \text{ ctg } \beta, \text{ м}, \quad (I,33)$$

где H_1 — превышение отвала над горизонтом установки экскаватора, м.

Величину H_1 можно найти, приравняв площадь сечения отвала площади полутраншеи с учетом коэффициента разрыхления. Тогда получим

$$H_1 = b \sqrt{\frac{c_1 k_p}{2 \text{ ctg } \beta}}; \quad (I,34)$$

$$c_1 = \frac{\sin \alpha \sin \gamma \sin (\beta - \gamma)}{\sin (\alpha - \gamma) \sin (\beta + \gamma)}, \quad (I,35)$$

где α — угол откоса борта траншеи, град;
 β — угол откоса отвала, град;
 γ — угол откоса склона возвышенности, град.

Бестранспортные способы обеспечивают значительную скорость проходки траншеи благодаря тому, что коэффициент использования экскаватора при этом достигает 0,9—0,95, в то время как при транспортных способах он составляет 0,35—0,4. К преимуществам рассматриваемого способа относят: простоту организации проходоческих работ; низкую стоимость работ; возможность проходки траншеи в обводненных породах; возможность одновременной работы несколькими забоями, что позволяет форсировать в случае необходимости проходку траншеи.

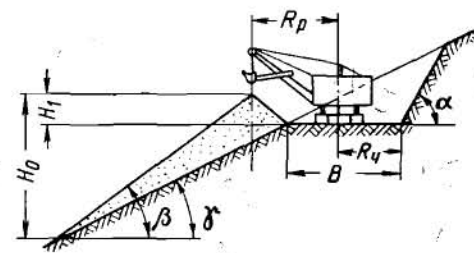


Рис. 16. Бестранспортная схема проходки траншеи на косогоре

§ 5. Транспортные способы проходки траншей

Для проходки траншей транспортным способом применяют механические лопаты, драглайны, а также многочерпаковые цепные и роторные экскаваторы. Транспорт при проходке траншей используют обычно тот же, что и во время эксплуатации карьера. Для интенсификации строительства карьеров с большим объемом горностроительных работ применяют транспорт, отличный от основного. Так, в случае применения железнодорожного карьерного транспорта в период эксплуатации на горностроительных работах можно использовать автомобильный или конвейерный транспорт.

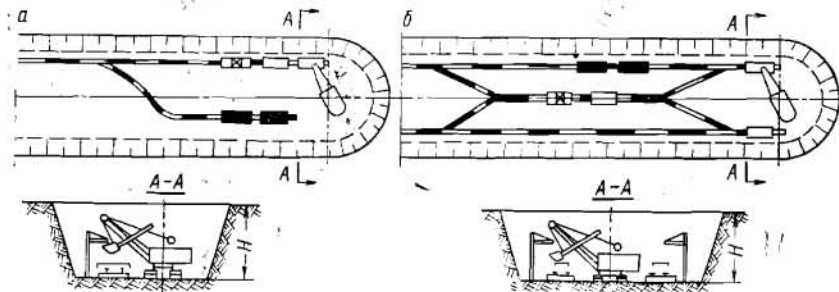


Рис. 17. Схема проходки траншей на полное сечение механической лопатой при железнодорожном транспорте

Транспортные способы проходки траншей предусматривают применение механических лопат по следующим схемам разработки: сплошным забоем с нижней погрузкой; сплошным забоем с верхней погрузкой и послыно.

Проведение траншей на полное сечение механической лопатой с нижней погрузкой в средства железнодорожного транспорта. Применение такой схемы возможно при проходке траншей как в скальных, так и в мягких породах. Так как рабочие параметры механических лопат не позволяют ставить в тупик под погрузку более одного думпкара, то поступающие под погрузку железнодорожные составы расформируют и подают к экскаватору по одному думпкару. Для производства маневровых операций с думпками укладывают выставочный тупик (рис. 17, а) или устраивают пункт более сложной конструкции (рис. 17, б). Такие тупики снижают простой подвижного состава и позволяют увеличить использование экскаватора во времени. Несмотря на это, простой экскаватора при обмене думпков занимает большую часть времени и его производительность по сравнению с работой в боковом забое снижается: при проведении однопутных траншей в мягких породах — на 50%, в скальных породах — на 60%; при проведении двухпутных траншей в мягких породах — на 30%, в скальных — на 40%.

Минимальная ширина дна траншеи при проходке ее полным сечением с применением железнодорожного транспорта определяется в соответствии со схемами, приведенными на рис. 18.

При погрузке в думпкары, расположенные с одной стороны экскаватора (рис. 18, а)

$$B_1 = 2R_k + e + 2e_1 + g + b - h \operatorname{ctg} \alpha, \text{ м}, \quad (1,36)$$

где R_k — радиус вращения кузова экскаватора, м;
 e — зазор, оставляемый между экскаватором и бортом траншеи с целью безопасности, м;
 h — просвет между кузовом экскаватора и почвой траншеи, м;
 e_1 — зазоры между вагоном и экскаватором с одной стороны и между вагоном и бортом водоотливной канавки с другой стороны, м;
 g — габарит пути, м;
 b — ширина водоотливной канавки, м.

При двусторонней погрузке в думпкары (рис. 18, б)

$$B_2 = 2R_k + e + 3e_1 + 2g + b, \text{ м}. \quad (1,37)$$

При тупиковой погрузке в думпкары (рис. 18, в)

$$B_3 = 2R_k + e - h \operatorname{ctg} \alpha + e_1 + b. \quad (1,38)$$

Однако такая схема погрузки не рациональна, так как рабочие размеры экскаватора не позволяют полностью загрузить вагон. Минимальная ширина дна траншеи соответственно перечисленным схемам погрузки составит:

при использовании экскаваторов ЭКГ-5 с думпками ВС-80; 18—22; 24—26 и 14—15 м;

при использовании экскаваторов ЭКГ-8 с думпками ВС-100; 26, 30, 19 м.

На Баженовских асбестовых карьерах впервые была применена проходка траншей сплошным забоем двумя спаренно работающими экскаваторами и с погрузкой в думпкары. Забойным экскаватором № 1 (рис. 19) складировалась порода позади него в виде конуса, а погрузочным экскаватором № 2 ее черпали из навала и грузили в состав из трех-четырех вагонов без расформирования. При подаче состава экскаватором № 1 загружался последний вагон, а экскаватором № 2 одновременно грузили породу в первый вагон. После

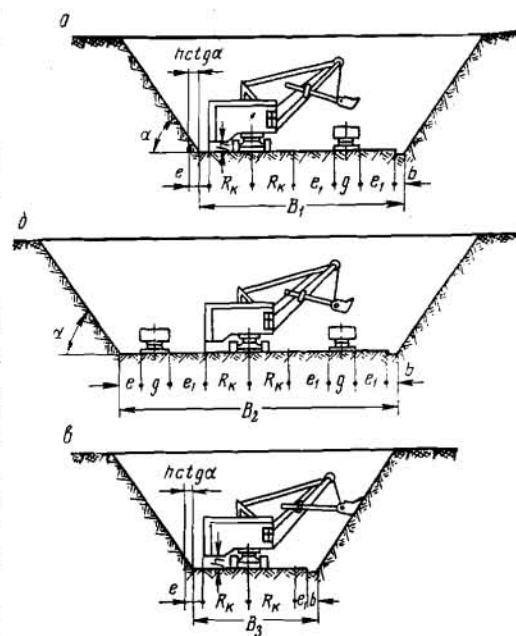


Рис. 18. Схемы к определению ширины траншеи при проходке ее на полное сечение

загрузки этих вагонов состав установили таким образом, чтобы экскаватором № 2 последовательно загружались остальные вагоны; экскаватором № 1 в это время перегружают породу из забоя в навал.

При спаренной работе двух экскаваторов полезная длина погрузочного тупика будет составлять

$$l = a + R_{q.m} + R_{p.m} + B, \text{ м,}$$

$$a = \sqrt{R_{p.m}^2 - (R_q - c)^2}, \text{ м,}$$

$$B = \sqrt{R_q^2 - (R_q - c)^2}, \text{ м,}$$

где $R_{q.m}$, $R_{p.m}$ — соответственно максимальный радиус черпания и разгрузки, м;

R_q — радиус черпания экскаватора [$R_q = (0,7-0,8) R_{q.m}$];

c — расстояние от оси железнодорожного пути до нижней бровки траншеи, м.

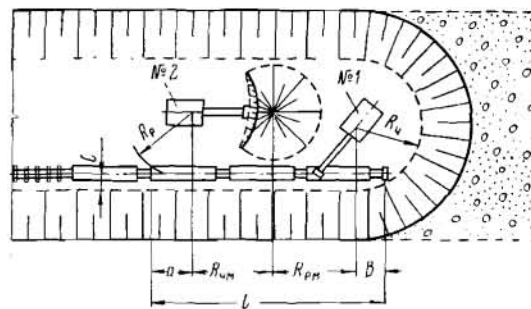


Рис. 19. Схема проходки траншеи двумя механическими лопатами

Спаренная работа экскаваторов может оказаться целесообразной при проходке широких разрезных траншей небольшой длины, когда необходима форсированная проходка. Преимущества проходки траншеи сплошным забоем с нижней погрузкой в средства железнодорожного транспорта: возможность проходки траншей сразу на полное сечение, что позволяет в отдельных случаях начать вскрышные или очистные работы до окончания проходческих работ; возможность использования экскаваторов с нормальными рабочими параметрами; взаимозаменяемость проходческого и эксплуатационного оборудования; возможность достижения скорости проходки 100—120 м в месяц. Недостатки: низкий коэффициент использования экскаваторов и средств транспорта; сложная схема организации транспорта при проходке, вызывающая надобность расцепки вагонов в забое; большой объем путевых работ; сложность буровзрывных работ, связанная с трудностью вторичного взрывания негабаритов; высокая стоимость проходческих работ.

Несмотря на эти недостатки, рассматриваемый способ является основным при проходке траншей в крепких породах.

Проходка траншей на полное сечение механической лопатой с нижней погрузкой в автосамосвалы. Применение при нижней погрузке

автотранспорта значительно улучшает показатели проходческих работ. Так, производительность экскаватора в забое траншеи при проходке ее сплошным забоем с нижней погрузкой в железнодорожный транспорт составляет 40—60% производительности экскаватора при работе его на уступе, а при погрузке в автомобильный транспорт — 80—90%. При использовании автомобильного транспорта на проходке траншей применяют следующие схемы заезда автосамосвалов в забой: кольцевую, тупиковую, двухтупиковую, тупиковую с вишами (рис. 20). В случае применения кольцевого заезда авто-

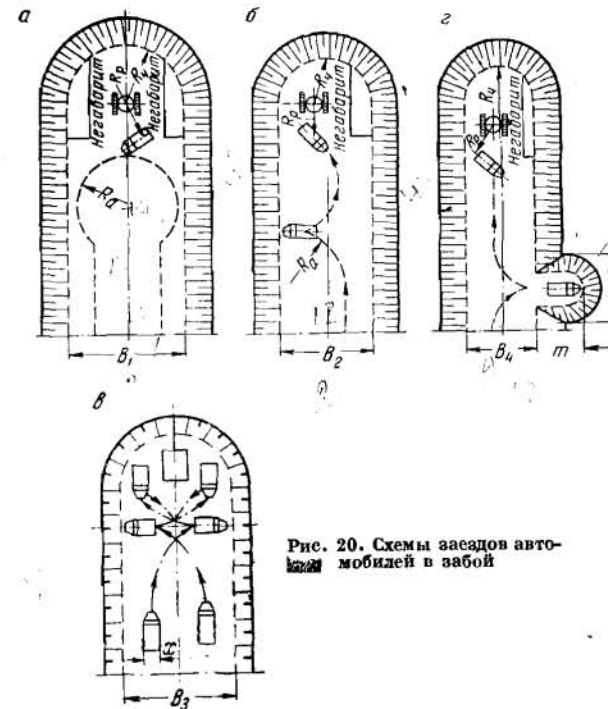


Рис. 20. Схемы заездов автосамосвалов в забой

самосвалов под погрузку (рис. 20, а) ширина дна траншеи определяется по формуле

$$B_1 = 2(R_a + 0,5a + c), \text{ м,} \quad (I,39)$$

где R_a — минимальный радиус поворота автосамосвала;

c — зазор между автосамосвалом и бортом траншеи ($c = 1 - 3 \text{ м}$);

a — ширина автосамосвала.

При тупиковом заезде автосамосвалов под загрузку (рис. 20, б) ширина дна траншеи меньше, чем с кольцевым заездом, и определяется по формуле

$$B_2 = R_a + 0,5a + 0,5l + c, \text{ м,} \quad (I,40)$$

где l — длина автосамосвала.

При применении двухтупикового заезда автосамосвалов под погрузку (рис. 20, в) ширина дна траншеи будет

$$B_3 = R_a + 0,5a + 0,5l + 2c, \text{ м.} \quad (\text{I,41})$$

Для проходки узких траншей применяют подачу автосамосвалов под погрузку с разворотом в нишах (рис. 20, г). Расстояние между нишами устанавливают из расчета обеспечения нужной пропускной способности траншеи, и обычно оно составляет 50—60 м.

Ширина траншеи в этом случае определяется по формуле

$$B_4 = R_a + 0,5a + 0,5l + 2c - m, \text{ м.} \quad (\text{I,42})$$

где m — глубина ниши.

Наибольшая скорость проходки траншей достигается при подаче автосамосвалов к экскаватору по схеме с двумя тупиками. Это объясняется возможностью почти непрерывной погрузки (благодаря подаче автосамосвалов к экскаватору с двух сторон), а наименьшая скорость проходки траншей — при схеме с тупиковой подачей автосамосвалов к экскаваторам. Наименьшая скорость проходки траншей достигается при подаче автосамосвалов под погрузку с разворотом в нишах, так как при этом сокращается объем проходческих работ.

Оптимальные размеры траншеи по дну B при различных схемах заезда автосамосвалов в забой приведены в табл. 7.

Таблица 7

Ширина траншеи внизу при различных схемах заезда автосамосвалов в забой, м

Тип автосамосвала	Схема заезда автосамосвалов в забой			
	кольцевая	тупиковая	двухтупиковая	тупиковая с нишами
КРАЗ-222	26—28	17—18	18—20	13—14
БелАЗ-540	23—25	15—16	16—18	11—12
БелАЗ-548	25—27	17—18	18—20	12—13

Недостатком рассмотренных схем заезда автосамосвалов в забой является то, что они не обеспечивают поточности экскаваторной погрузки. Для обеспечения условий поточности погрузки проф. М. В. Васильевым были предложены две схемы двусторонней установки автосамосвалов (рис. 21) с внешними и внутренними маневровыми тупиками.

При первой схеме траншея проходит несколько большей ширины, чем при второй. Она определяется по формуле

$$b \geq 2R_a + l + 2c. \quad (\text{I,43})$$

По второй схеме ширина траншеи будет

$$b \geq 2R_a + a + 2c, \text{ м.} \quad (\text{I,44})$$

При этом угол поворота экскаватора на погрузку в обеих схемах может не превышать 90° . Преимуществом схем с двусторонней установкой автосамосвалов является возможность обеспечения их непрерывной погрузки.

Необходимыми условиями при этом являются: за время погрузки одного автосамосвала другой должен быть установлен с другой стороны экскаватора; в работе находиться некоторое резервное число автосамосвалов. Средняя скорость проходки траншей при автомобильном транспорте составляет 150—180 м/месяц, что в 1,5 раза больше, чем при железнодорожном транспорте.

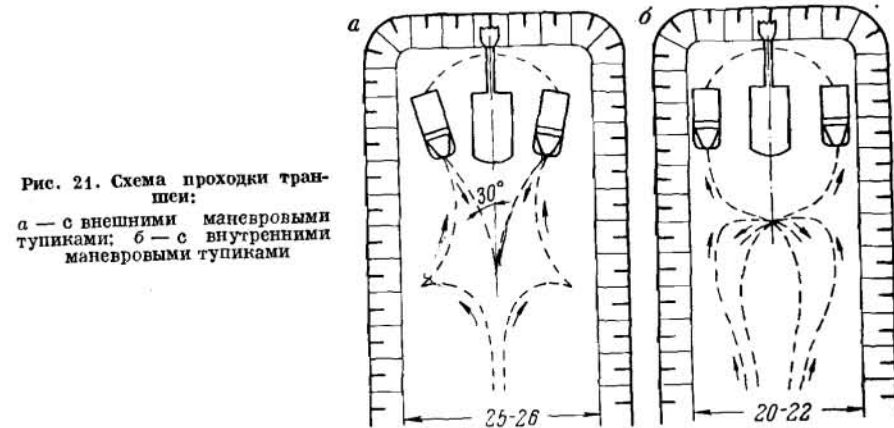


Рис. 21. Схема проходки траншеи:
а — с внешними маневровыми тупиками; б — с внутренними маневровыми тупиками

В случае применения автомобильного транспорта на карьерах Криворожского бассейна производительность экскаватора при проходке траншеи увеличивается на 20—90% по сравнению с железнодорожным транспортом, а скорость проходки траншеи повышается в среднем на 40%.

Автомобильный транспорт широко применяют для проходческих работ (рис. 22) при добыче медных руд на Урале, железной руды на карьерах Криворожского бассейна (Ингулецком, Первомайском, Анновском), Предкарпатских карьерах по добыче самородной серы (Северном, Подорожненском, Язовском).

Размеры траншей, проходимых сплошным забоем с нижней погрузкой, составляют: ширина 20—40 м, углы откосов бортов $40-60^\circ$, продольные уклоны 70—80%. Таким образом, проходка траншей на полное сечение механической лопатой с нижней погрузкой в автотранспорт имеет следующие достоинства: отсутствие работ, связанных с укладкой железнодорожных путей; сокращение проектов экскаватора при обменных операциях подвижного состава; возможность сокращения времени рабочего цикла экскаватора за счет уменьшения угла поворота экскаватора на погрузку.

При больших расстояниях транспортирования пород из траншей на отвалы наиболее экономична проходка траншей с применением комбинированного транспорта. В этом случае в траншее применяют автосамосвалы, которые на специальном перегрузочном пункте

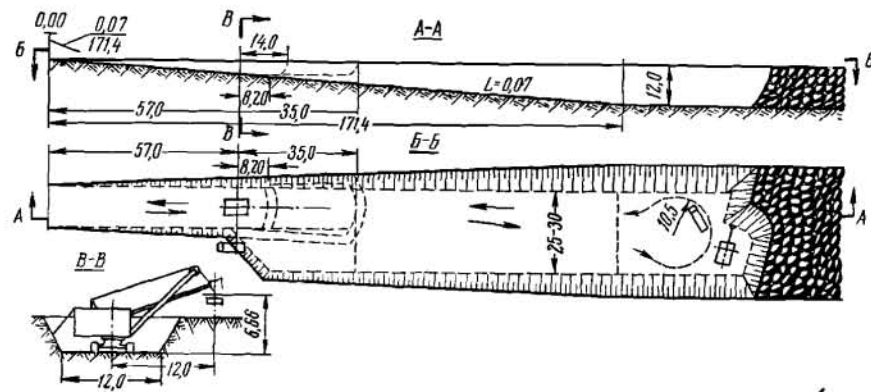


Рис. 22. Схема проходки наклонной траншеи на уральских меднорудных карьерах

перегружают породу на конвейерный или железнодорожный транспорт.

Проходка траншей на полное сечение механической лопатой с верхней погрузкой в средства транспорта. Этот способ наиболее

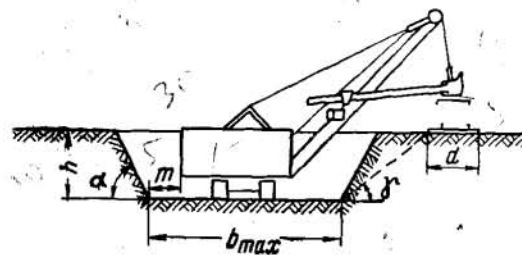


Рис. 23. Схема проходки траншеи механической лопатой с верхней погрузкой

эффективен при проходке траншей в мягких и крепких породах, предварительно разрыхленных буровзрывными работами, с применением экскаваторов с удлиненным рабочим оборудованием, позволяющим вести погрузку в средства транспорта, расположенные на верхней площадке (рис. 23). При этом кроме железнодорожного возможно применение автомобильного транспорта, а при разработке мягких пород — также и конвейерного транспорта.

Наименьшая ширина траншеи внизу в этом случае зависит от размеров экскаваторов и составляет 15—16 м для экскаваторов ЭВГ-4 и 20—22 м — для экскаваторов ЭВГ-6.

Наибольшая ширина траншеи внизу будет

$$b_{\max} = 2R_q \quad (I,45)$$

и составляет для экскаваторов ЭВГ-4 и ЭВГ-6 соответственно 22 и 27,2 м. Наибольшая ширина траншеи внизу должна быть ограничена следующим условием

$$b_{\max} \leq 2(R_p - h \operatorname{ctg} \gamma) - d, \quad (I,46)$$

где R_p — радиус разгрузки экскаватора при максимальной высоте разгрузки, м;

h — глубина траншеи, м;

γ — угол откоса борта траншеи, град;

d — ширина транспортной полосы, м.

Ограничивающим размером при верхней погрузке в железнодорожный транспорт является радиус разгрузки экскаватора. При максимальной высоте разгрузки радиус разгрузки определяется из условия, что

$$R_p = R_k + m + h \operatorname{ctg} \gamma + 0,5d, \quad (I,47)$$

где R_k — радиус вращения кузова экскаватора, м;

m — минимальный зазор между нижней бровкой борта траншеи и экскаватором, м.

При верхней погрузке в автотранспорт наиболее выгодное расположение автосамосвала на борту траншеи определяется из условий (рис. 24): автосамосвал должен находиться за пределами призмы обрушения откоса уступа; расстояние от оси экскаватора до оси движения автосамосвала не должно превышать $(0,7-0,8)R_{q\max}$ ($R_{q\max}$ — максимальный радиус черпания экскаватора, м).

Исходя из этих условий наиболее выгодное расположение автомобиля определяется расстоянием

$$x = 0,7R_{\text{раз}} \sin \beta, \quad (I,48)$$

или

$$x = \frac{b}{2} + d + c, \quad (I,49)$$

$$\frac{b}{2} = R_{q\min}; \quad c = \frac{a}{2}; \quad d = h \operatorname{ctg} \gamma,$$

где $R_{\text{раз}}$ — радиус разгрузки ковша, м;

β — угол разгрузки при наиболее выгодном положении автосамосвала, град;

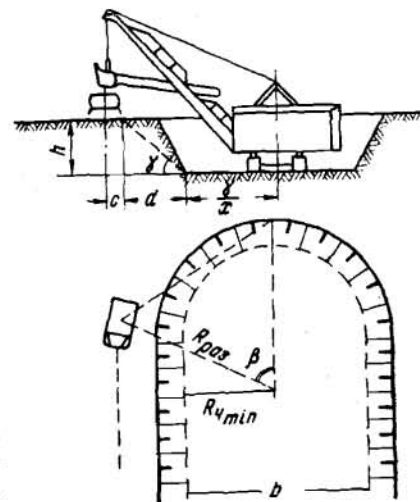


Рис. 24. Расположение автосамосвалов при проходке траншеи с верхней погрузкой

$R_{\text{чmin}}$ — минимальный радиус черпания на уровне подонны траншеи, м;
 γ — угол устойчивого откоса борта траншеи, град;
 b — ширина дна траншеи, м;
 a — ширина автосамосвала, м.

Тогда

$$\sin \beta = \frac{R_{\text{чmin}} + h \operatorname{ctg} \gamma + \frac{a}{2}}{0,7R_{\text{раз}}}. \quad (I,50)$$

Максимальная высота разгрузки экскаватора определяется неравенством

$$H_{\text{рmax}} \geq h + h_{\text{в}} + c_1, \quad (I,51)$$

где $h_{\text{в}}$ — высота думпкара (автосамосвала, конвейера) вместе с высотой верхнего строения пути, равной 0,3—0,4 м;

c_1 — зазор между днищем ковша при погрузке и верхней кромкой борта думпкара (автосамосвала), м.

Для увеличения высоты разгрузки угол наклона стрелы экскаватора доводят до угла 55—60°. При проходке траншей сплошным забоем с верхней погрузкой при железнодорожном транспорте под погрузку могут подаваться поезда без расформирования, маневровые операции при этом сводятся к минимуму и резко увеличивается коэффициент использования во времени экскаваторов и подвижного состава, вследствие чего достигается высокая экономичность, а скорость проходки траншей возрастает на 40—50%. При автомобильном транспорте автосамосвалы передвигаются по верхней, практически сухой площадке уступа, подача под погрузку может осуществляться по кольцевому заезду, что позволяет обеспечить поточность экскаваторной погрузки. Средний угол поворота экскаватора к автосамосвалам, стоящим на верхней площадке, составляет 60° при односторонней и 40° при двусторонней погрузке, вследствие чего увеличивается производительность экскаватора. Недостатки верхней погрузки: ограниченная глубина траншеи, которая для экскаваторов ЭВГ-4 и ЭВГ-6 составляет соответственно 12 и 18 м; сложность погрузки в средства транспорта из-за плохой видимости подвижного состава; необходимость наличия специального удлиненного оборудования к экскаватору (стрела и рукоять).

Проходка траншей на полное сечение драглайном с погрузкой в средства транспорта. На карьерах для проходки траншей на полное сечение применяют драглайны с ковшом емкостью 4—6 м³ с погрузкой породы в железнодорожные вагоны, автосамосвалы или на конвейерный транспорт. Большие, чем у механических лопат, рабочие параметры драглайнов позволяют проходить сплошным забоем траншеи значительной глубины в сухих и в обводненных породах без предварительного их осушения. Схемы проходки траншей драглайном приведены на рис. 25.

При погрузке породы драглайном на ленточные конвейеры применяют погрузочные передвижные бункеры на рельсах или гусе-

ничной тележке; емкость этих бункеров в 3—5 раз превышает объем ковша драглайна. Продолжительность цикла драглайна при погрузке породы в транспортные сосуды увеличивается из-за необходимости наводки ковша.

Послойная проходка траншеи с погрузкой в средства транспорта. При больших размерах сечения траншей, когда пройти ее одним забоем нельзя, применяют послойную проходку. При этом сечение траншеи по высоте и ширине делят на ряд отдельных заходов, которые

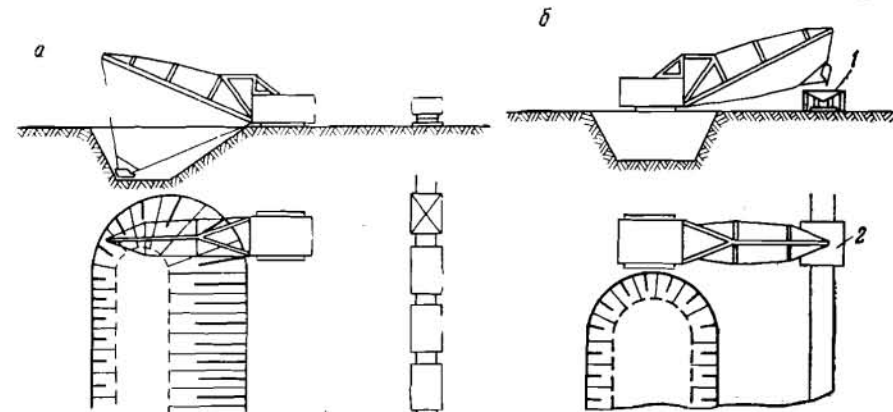


Рис. 25. Схемы проходки траншеи драглайном с погрузкой в средства транспорта: а — железнодорожный; б — конвейерный; 1 — конвейер; 2 — бункер

последовательно обрабатывают экскаватором. Для послойной проходки траншей применяют обычные карьерные экскаваторы. При этом высоту и ширину слоя устанавливают в соответствии с рабочими параметрами экскаваторов.

Число слоев, на которое можно разделить сечение траншеи, определяется из выражения

$$n \geq \frac{h}{H_{\text{рmax}} - h_{\text{д}} - g}. \quad (I,52)$$

В том случае, когда проходят наклонную траншею по скальным породам, возможное число слоев определяется по выражению

$$n \geq \frac{L_{\text{вз}} i}{H_{\text{рmax}} - h_{\text{д}} - g}, \quad (I,53)$$

где $H_{\text{рmax}}$ — максимальная высота разгрузки экскаватора, м;

h — глубина траншеи (высота уступа), м;

$L_{\text{вз}}$ — длина взорванного участка траншеи, м;

i — уклон траншеи;

$h_{\text{д}}$ — высота транспортного сосуда от верхней площадки уступа, м;

g — зазор между ковшом и транспортным сосудом (0,3—0,5 м).

Возможны схемы послойной проходки траншеи с попеременной укладкой путей на оба борта траншеи (рис. 26, а) и с укладкой путей на один борт (рис. 26, б). При проходке траншеи с попеременной укладкой рельсов на оба борта экскаватором вначале проходится заходка I, затем производится погрузка составов, расположенных

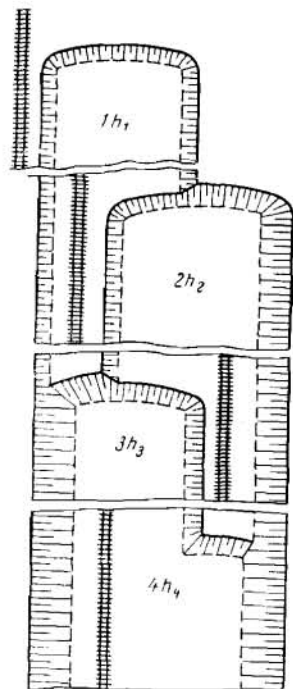
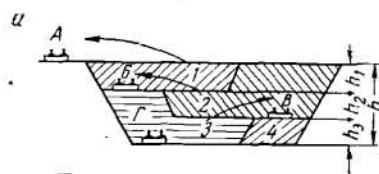


Рис. 26. Схема послойной проходки траншеи

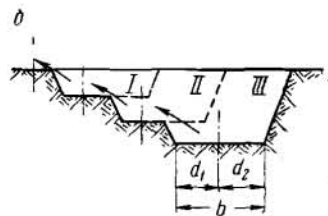
должна обслуживаться самостоятельным и железнодорожным рельсовыми путями, автомобильным заездом или конвейерной линией. При железнодорожном транспорте опережение работ в смежных заходках должно быть достаточным для размещения железнодорожного состава.

Если при проходке траншеи породу предварительно разрыхляют взрывом, то величина опережения должна быть больше радиуса разлета кусков породы.

Хорошие результаты получены при послойной проходке траншеи на карьере НКГОК. Взрывание породы производилось участками длиной 100—150 м. При этом обнаружено, что при увеличении длины

на верхних путях (положение А). Когда первая заходка пройдена на всю длину траншеи, рельсовый путь переносят на подошву пройденной заходки (положение В). Экскаватор обрабатывает заходку 2, производя верхнюю погрузку составов на пути в положении В, и т. д.

Применение послойной схемы проходки траншеи на Магнитогорском руднике позволило достигнуть месячной скорости в мягких породах до 200 м, а в крепких — до 120—150 м. При необходимости интенсификации проходки траншеи погрузку можно производить в нескольких заходках одновременно. При этом каждая заходка



взрываемого блока до 200 м производительность экскаватора при проходке траншеи практически приближалась к его производительности во фронтальной заходке. Число экскаваторов для интенсификации проходки принималось равным числу одновременно обрабатываемых слоев траншеи. Скорость проходки траншеи при послойном способе определяется следующей зависимостью:

$$V = \frac{0,5\Delta N L_{вз}}{S_T} Q, \text{ м/месяц}, \quad (I,54)$$

где N — число экскаваторов, занятых на проходке траншеи;
 Δ — коэффициент, учитывающий изменение производительности экскаваторов в зависимости от их числа на проходке траншеи

$$[\Delta = (0,8 - 0,04) N];$$

Q — среднемесячная производительность экскаватора, тыс. м³;
 S_T — сечение траншеи, м².

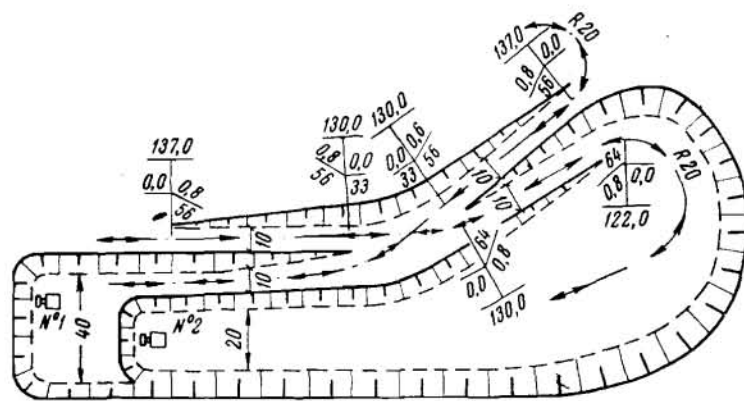


Рис. 27. Схема двухслойной проходки разрезной траншеи двумя экскаваторами

Скорость проходки траншеи послойным способом на карьере НКГОК (при глубине 15 м) достигала 100—120 м/месяц при двух экскаваторах и 130—150 м/месяц — при трех экскаваторах. Месячная производительность экскаватора при этом составляла 25—29 тыс. м³. На Баженовских асбестовых карьерах был применен способ двухслойной проходки траншеи двумя экскаваторами (рис. 27). При этом скорость проходки траншеи увеличивалась почти в 2 раза, так как производительность каждого экскаватора осталась той же, что и при проходке траншеи одним экскаватором (70—80 тыс. м³/месяц).

При форсированной проходке глубоких траншеи в устойчивых породах применяют также способ послойной проходки траншеи с погрузкой в различные виды транспорта. В этом случае верхний слой породы (рис. 28) грузят экскаватором с удлиненным оборудованием в железнодорожный состав, нижний слой экскаватором с нормальным

оборудованием — в автотранспорт. При послойной схеме работы производительность экскаватора приближается к его производительности при фронтальном забое, но при этом в несколько раз увеличивается объем путевых работ из-за многократных (пропорционально числу слоев) переукладок рельсовых путей. Число слоев определяется в зависимости от размеров траншеи и высоты слоя, которая зависит от рабочих параметров применяемых экскаваторов.

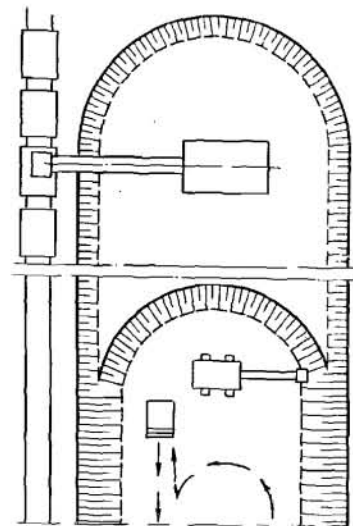
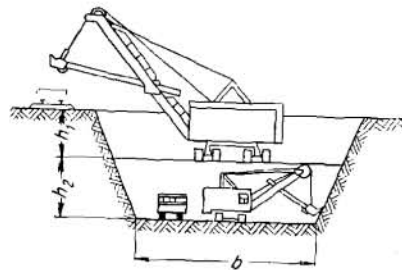


Рис. 28. Схема послойной проходки траншеи с погрузкой в различные виды транспорта

ных траншей. Эти работы могут выполняться машинами циклического или непрерывного действия. Выполнение таких объемов работ оборудованием циклического действия имеет следующие недостатки: оборудование циклического действия задерживается только на период строительства, в дальнейшем оно демонтируется и перевозится на другие карьеры; строительство карьера и освоение его проектной мощности требует длительного времени (до 3—6 лет и более); затрачиваются дополнительные средства на строительство подсобных цехов и служб; высокая себестоимость разработки 1 м³ пород (равная 0,4—0,6 руб. и более) обуславливает большие затраты средств на горнокапитальные работы; сравнительно низкая производительность труда горнорабочих.

При схемах проходки с использованием железнодорожных думпкаров высота слоя составляет: для экскаваторов ЭКГ-4 — от 3 до 3,2 м; для экскаваторов ЭКГ-8 — от 4,5 до 4,7 м.

Стоимость проходческих работ при послойном способе проходки траншей выше, чем при проходке траншей полным сечением с верхней погрузкой.

§ 6. Проходка траншей с применением вскрышных комплексов непрерывного действия

Строительство карьеров, на которых при их эксплуатации запроектировано применение техники непрерывного действия, связано с выполнением значительных объемов (до 20—50 млн. м³ и более) горнокапитальных работ по проходке капитальных и разрез-

Возможны технологические схемы проходки траншей с транспортированием пород в отвалы отвалообразователем, транспортно-отвальным мостом, ленточными конвейерами или средствами железнодорожного транспорта.

На рис. 29, а показана технологическая схема работы роторного экскаватора в забое при транспортировании пород в отвал ленточным конвейером, а на рис. 29, б — железнодорожным транспортом. Для

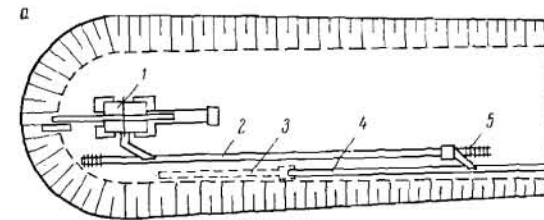
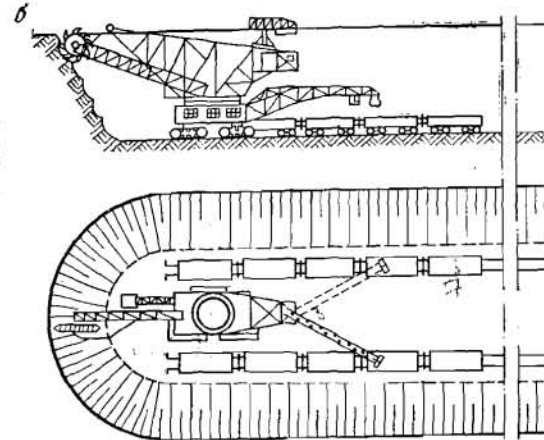


Рис. 29. Схема проходки капитальной траншеи роторным экскаватором:

а — с погрузкой на ленточный конвейер; б — с погрузкой в средства железнодорожного транспорта



улучшения использования экскаватора во времени применяют проходческий конвейер на рельсовом ходу, который устанавливают параллельно забойному конвейеру и перемещают вслед за продвижением забоя по рельсовым путям. Порода с проходческого конвейера передают на забойный конвейер по наклонному желобу. Рельсовый путь по мере продвижения забоя разбирается и наращивается со стороны забоя.

Параметры капитальных траншей. Основным параметром капитальной траншеи — ее ширина понизу, зависящая от вида применяемого погрузочного и транспортного оборудования. Минимальная ширина капитальной траншеи понизу при проходке ее роторным экскаватором ЭРГ-1600 с погрузкой вскрыши на ленточные конвейеры равна 51 м, а ширина траншеи, необходимая только для ввода в карьер роторного экскаватора, составляет 30 м. При проходке траншеи комплексом

машин в составе роторного экскаватора и отвалообразователя ширина капитальной траншеи будет (рис. 30)

$$b = \Delta + D + p', \quad (I,55)$$

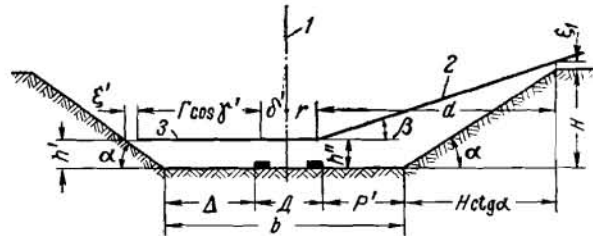
где Δ — расстояние между нижней бровкой борта траншеи и внешней стороной ходового устройства со стороны его приемной консоли;

p' — то же, со стороны отвальной консоли;

D — ширина хода отвалообразователя.

Рис. 30. Схема к определению ширины капитальной траншеи понизу:

1 — ось отвалообразователя; 2 — отвальная консоль; 3 — приемная консоль



Расстояние Δ определяется по формуле

$$\Delta = \delta' + \Gamma \cos \gamma' + \epsilon' + h' \operatorname{ctg} \alpha - 0,5D, \quad (I,56)$$

$$p' = d + r - 0,5D - H \operatorname{ctg} \alpha, \quad (I,57)$$

где δ' — расстояние между осью вращения отвалообразователя и осью вращения пяты приемной консоли, м;

Γ — длина приемной консоли, м;

γ' — угол поворота приемной консоли в горизонтальной плоскости, град;

ϵ' — безопасное расстояние между концом приемной консоли отвалообразователя и бортом траншеи, м;

h' — максимальное расстояние от приемной консоли отвалообразователя до уровня его стояния, м;

α — угол откоса борта траншеи, град;

r — расстояние между осью вращения отвалообразователя и осью пяты его отвальной траншеи;

d — горизонтальное расстояние между осью пяты отвальной консоли и верхней бровкой борта траншеи, м;

H — глубина траншеи, м.

Значение d равно:

$$d = (H - h'' + \epsilon_1) \operatorname{ctg} \beta', \quad (I,58)$$

где h'' — высота крепления конца отвальной консоли отвалообразователя, м;

ϵ — безопасное расстояние между верхней бровкой борта траншеи и консолью отвалообразователя.

Основным технологическим параметром разрезной траншеи является ее ширина понизу, которая должна обеспечить возможность рациональной расстановки оборудования на момент пуска карьера в эксплуатацию.

В общем виде ширина разрезной траншеи понизу равна (рис. 31)

$$Ш_n = O - B_2 + R_p - H_0 \operatorname{ctg} \beta + A + E, \quad (I,59)$$

где O — расстояние между осями вращения экскаватора и отвалообразователя, м;

B_2 — ширина внешней части экскаваторной заходки, м;

R_p — радиус разгрузки отвалообразователя, м;

H_0 — высота отвала по гребню, м;

β — угол откоса отвала, град;

A — ширина заходки, м;

E — расстояние от нижней бровки первой отвальной заходки до нижней бровки нерабочего борта траншеи.

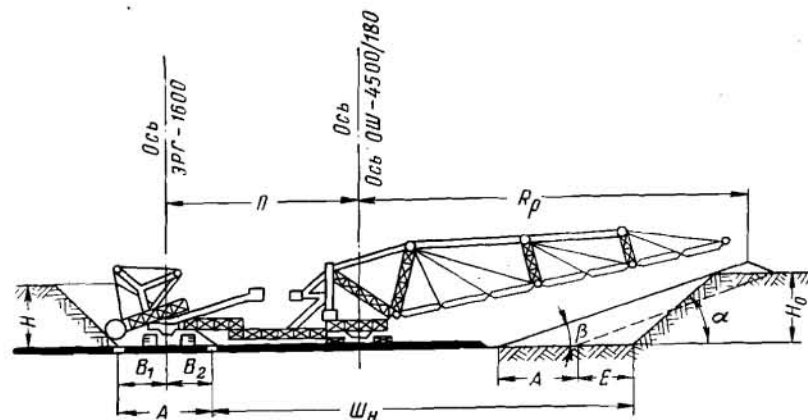


Рис. 31. Схема к расчету ширины разрезной траншеи понизу

Высота отвала по гребню определяется из соотношения

$$AHk_p c = AH_0 - 0,25A^2 \operatorname{tg} \beta, \quad (I,60)$$

откуда

$$H_0 = Hk_p c + 0,25H \operatorname{tg} \beta, \quad (I,61)$$

где H — глубина траншеи, м;

c — коэффициент удлинения фронта вскрышных работ относительно фронта отвальных работ;

k_p — коэффициент разрыхления.

При большой мощности вскрыши и наличии нескольких уступов параметры разрезной траншеи определяются (рис. 32).

$$Ш_n^n = Ш_n + H (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \omega) + \Delta_1 + П', \quad (I,62)$$

где Δ_1 — ширина бермы безопасности со стороны нерабочего борта траншеи, м;

$П'$ — ширина рабочей площадки передового уступа, м;

ω — угол откоса рабочего уступа, град.

Объемы разрезных траншей определяются из выражений при одном уступе

$$V = [Ш_n + 0,5H(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \omega')] (L_\delta + H \operatorname{ctg} \alpha) H, \text{ м}^3, \quad (\text{I,63})$$

где ω' — угол откоса рабочего борта траншеи, град;
 α — угол откоса вскрышного уступа в торце карьера, град;
 L_δ — длина фронта работ по добыче, м;
 t — ширина транспортной бермы в торце карьера, м.

Объем траншеи по передовому уступу

$$V^n = [Ш_n^n + 0,5H_1(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \omega)] (L_\delta + 2H \operatorname{ctg} \alpha + \Delta_1 + t + H_1 \operatorname{ctg} \alpha) H_1 \text{ м}^3. \quad (\text{I,64})$$

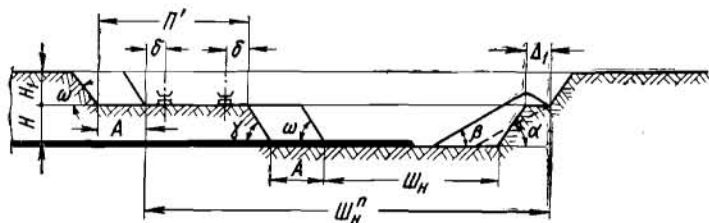


Рис. 32. Схема к установлению параметров разрезных траншей по передовому уступу

Имеются следующие технологические способы проходки траншей оборудованием непрерывного действия: транспортно-отвальный; усложненный транспортно-отвальный; транспортный; комбинированный. При каждом способе можно выделить несколько технологических схем проходки траншей, отличающихся друг от друга взаимным расположением горнотранспортного оборудования, способом работы (поперечными или продольными заходками) и т. д. Рассмотрим особенности каждого из перечисленных способов проходки траншей.

Сущность транспортно-отвального способа проходки капитальной траншеи заключается в размещении разрабатываемых пород на борту (или бортах) траншеи непосредственно отвалообразователем. Основное условие применения — возможность размещения пород на борту траншеи. В процессе работы отвальная консоль отвалообразователя может располагаться как по нормали, так и под некоторым углом к оси траншеи. Особенностью работы является необходимость передвижения отвалообразователя следом за экскаватором, причем расстояние между осями их вращения ограничивается размерами противовесов и безопасным зазором между ними (рис. 33)

$$O_n = r_o + \Delta + r_э,$$

где r_o — радиус вращения противовеса отвалообразователя, м;
 $r_э$ — то же, экскаватора, м;
 Δ — безопасное расстояние между противовесами ($\Delta = 10$ м).

Так как

$$O_n > \Gamma + B + r,$$

где r — расстояние между осью вращения отвалообразователя и осью пяты его приемной консоли.

Для обеспечения нормальной работы ЭРГ-1600 и ОШ-4500/180 необходим перегружатель длиной 60 м.

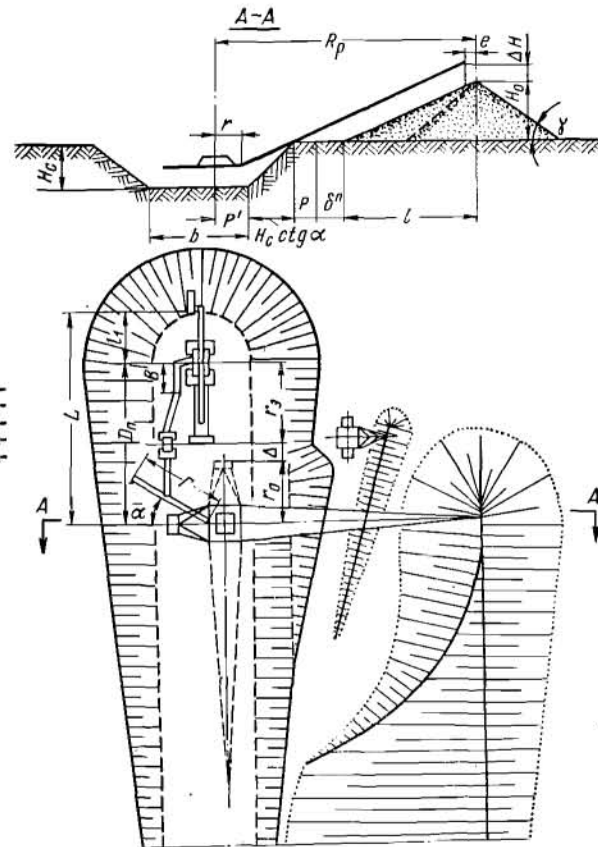


Рис. 33. Проходка капитальной траншеи транспортно-отвальным способом с использованием роторного экскаватора и отвалообразователя

Транспортно-отвальный способ проходки разрезной траншеи (рис. 34) обычно применяют при вскрытии карьерного поля по контуру полезного ископаемого; при этом породы строительной вскрыши размещаются непосредственно на рабочем борту карьера. Строительство карьера начинается с проведения транспортно-отвальным способом временной наклонной траншеи, располагаемой в контурах разрезной со стороны нерабочего борта. Затем осуществляют проходку пионерной разрезной траншеи; в дальнейшем расширяемой до проектных контуров.

Грузотранспортная связь горизонта горных работ с земной поверхностью в период проходки разрезной траншеи осуществляется по наклонной траншее. Эту траншею используют и для ввода эксплуатационного оборудования в карьер. К достоинствам транспортно-отвального способа проходки траншей относят низкую себесто-

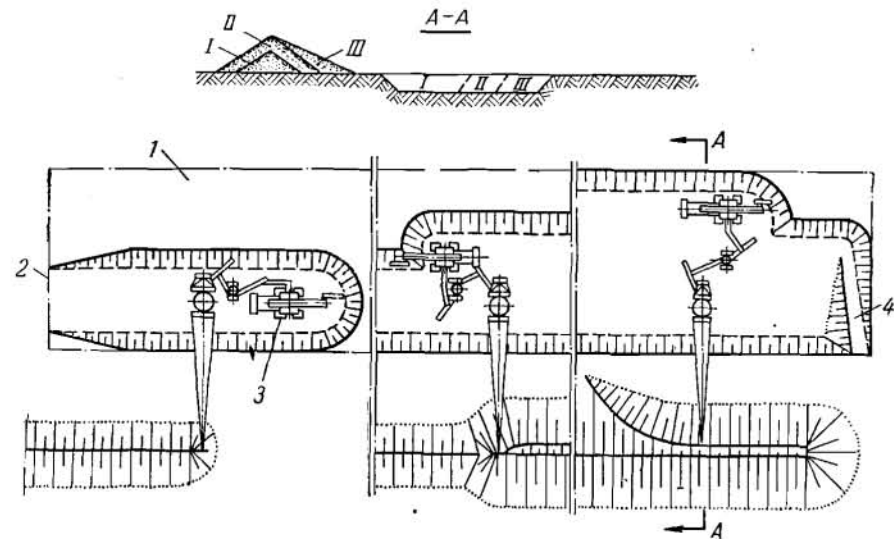


Рис. 34. Схема транспортно-отвального способа проходки разрезной траншеи: 1 — контур разрезной траншеи; 2 — временная наклонная траншея; 3 — пионерная траншея; 4 — съезд

имость 1 м³ строительной вскрыши (порядка 8—10 коп./м³), к недостаткам — ограниченную область применения (рис. 35).

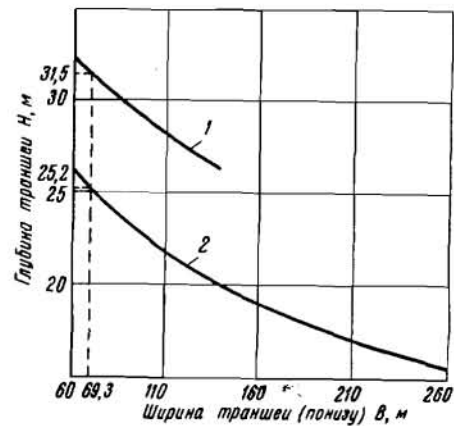


Схема усложненного транспортно-отвального способа проходки разрезных траншей предусматривает использование дополнительного по сравнению с простым транспортно-отвальным способом оборудования (отвалообразователей, перегружателей), что позволяет значительно увеличить обрабаты-

Рис. 35. Зависимость глубины траншей от ширины понизу при их проходке транспортно-отвальным способом: 1 — для капитальных (наклонных) траншей; 2 — для разрезных (горизонтальных) траншей

мый объем траншеи (рис. 36). Предельную глубину разрезной траншеи определяют по формуле

$$H_p = \frac{-\text{Ш}_n + \sqrt{\text{Ш}_n^2 + \frac{4H_o}{k_p} \text{ctg } \alpha \left[l - \frac{H_o}{2} (\text{ctg } \beta - \text{ctg } \gamma) \right]}}{2 \text{ctg } \alpha}, \text{ м}, \quad (1,65)$$

де Ш_n — ширина траншеи понизу, м;
 H_o — высота отвала, м;
 α — угол откоса нерабочего борта траншеи, град;
 k_p — коэффициент разрыхления пород в отвале;
 l — заложение откоса отвала, м;
 γ — угол естественного откоса отвала, град;
 β — устойчивый угол откоса отвала, град.

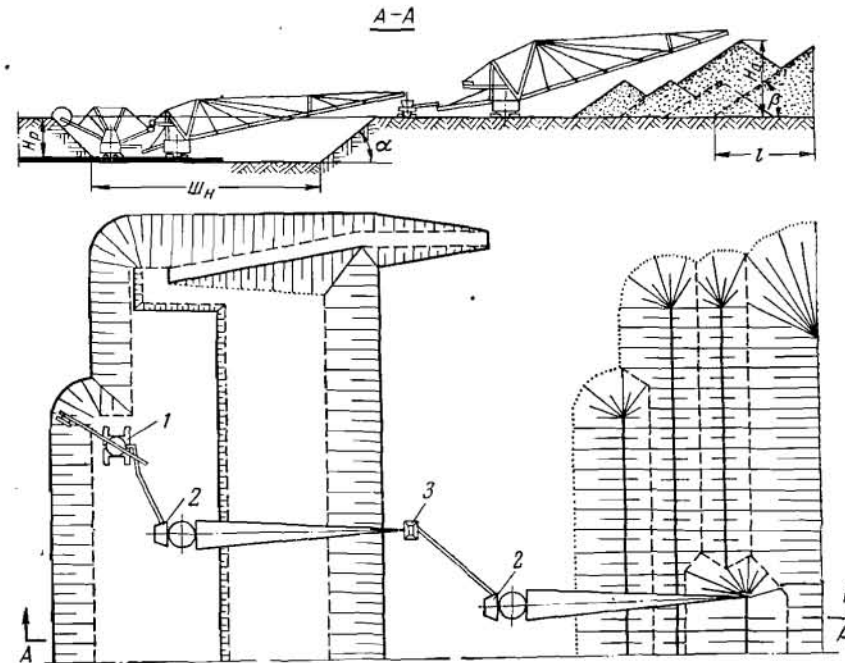


Рис. 36. Технологическая схема усложненного транспортно-отвального способа проходки разрезной траншеи: 1 — роторный экскаватор; 2 — отвалообразователь; 3 — бункер-перегрузатель

Комбинированный способ проходки разрезных траншей с применением оборудования непрерывного действия включает сочетание наиболее эффективных транспортно-отвальных и транспортных схем. На рис. 37 показана послойная проходка разрезной траншеи комбинированным способом. Верхний слой траншеи разрабатывают транспортно-отвальным способом с размещением пород на борту

траншеи. Строительную вскрышу транспортируют конвейерами, а укладку производят отвалообразователем ОШР-5000/95. Максимальная глубина траншеи, проходимой данным способом, составляет 40 м.

Схема проходки разрезной траншеи с транспортированием пород конвейерами. На рис. 38 показана схема проходки разрезной траншеи

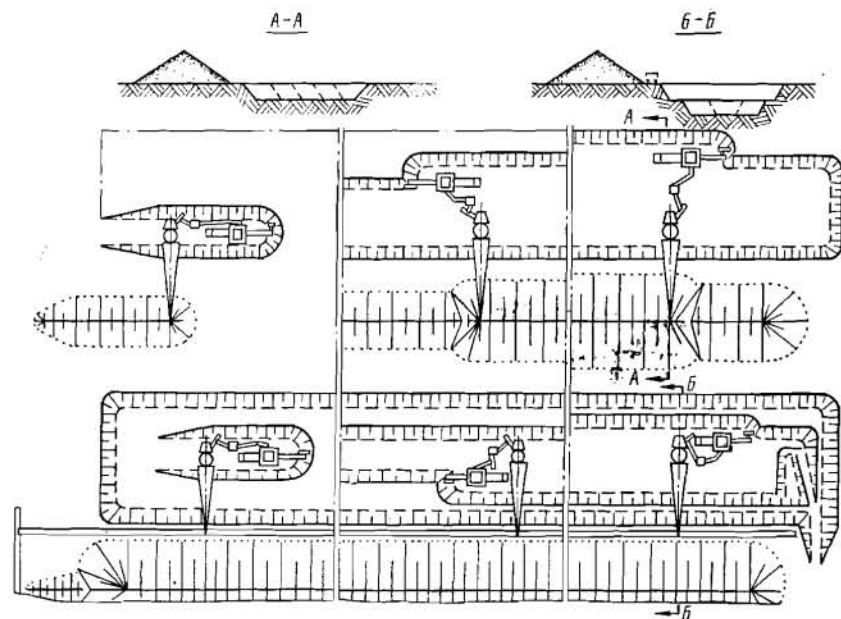


Рис. 37. Комбинированный способ проходки разрезной траншеи

двумя уступами. На верхнем уступе используют роторный экскаватор ЭРГ-1600 $\frac{40}{10}$ 31 и отвалообразователь ОШР-4500/180, с помощью которого строительная вскрыша перегружается на магистральный конвейер, уложенный на ее борту. На втором уступе используется роторный экскаватор ЭРГ-1600 $\frac{40}{10}$ 31 и система ленточных конвейеров.

В процессе проходки разрезной траншеи можно осуществлять попутную добычу полезного ископаемого. При этом могут быть два случая: попутная добыча производится вслед за проходкой разрезной траншеи после создания необходимого опережения работ по вскрыше; попутная добыча начинается с момента, когда разрезная траншея будет пройдена на сечение и длину, обеспечивающие производственную мощность карьера с учетом одновременности окончания работ по проходке траншеи и выемке полосы полезного ископаемого. Возможны также технологические схемы проходки разрезных траншеи с применением транспортно-отвальных мостов.

По данным исследований Днепропетровского горного института, использование техники непрерывного действия при проходке траншей позволит повысить производительность труда горнорабочих в 2—3 раза, снизить себестоимость разработки 1 м³ строительной вскрыши в 2—4 раза и сократить срок строительства в 2—3 раза по сравнению с оборудованием циклического действия.

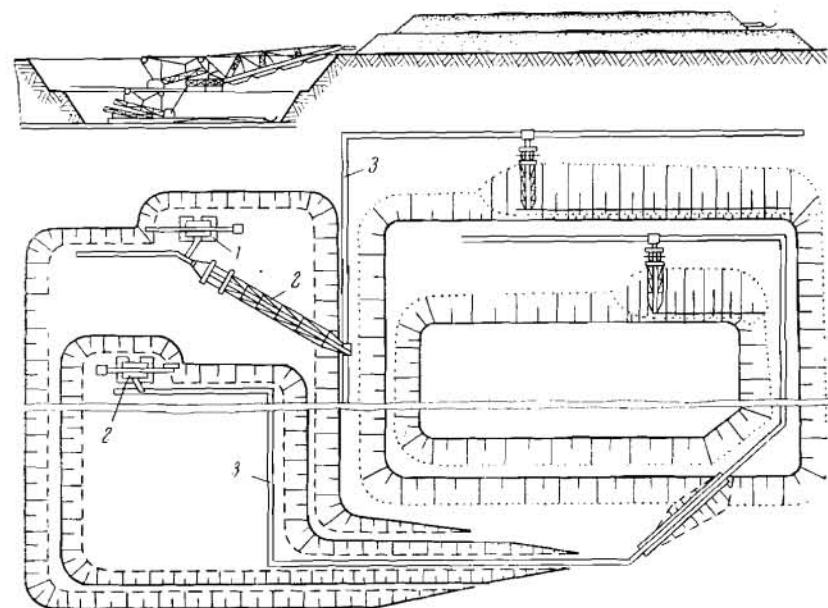


Рис. 38. Схема проходки разрезной траншеи в два слоя при мощности покрывающих пород до 70 м с применением консольного отвалообразователя ОШР-4500/180 в качестве перегружателя при отработке верхнего слоя:

1 — экскаватор; 2 — отвалообразователь; 3 — магистральный конвейер

§ 7. Специальные способы проходки траншеи

К специальным способам относится проходка траншей с помощью буровзрывных работ (взрывание на выброс или сброс при проходке траншей на косогоре), колесных скреперов и гидромеханизации.

Проходка траншей колесными скреперами может осуществляться в мягких осушенных породах при глубине траншеи до 10—15 м и расстоянии транспортирования до 300—500 м при использовании в качестве тягачей тракторов и до 1000—1500 м — при использовании скоростных пневмоколесных тягачей.

Схемы проходки траншей колесными скреперами показаны на рис. 39.

Проходка траншей с помощью взрывов может применяться для ускорения горностроительных работ. Преимущества этого способа: значительное сокращение времени выполнения горнокапитальных работ

(по сравнению с экскаваторными работами срок проходки траншей снижается в 3—4 раза); высокая производительность труда горнорабочих; возможность осуществления подготовки взрыва (проходка

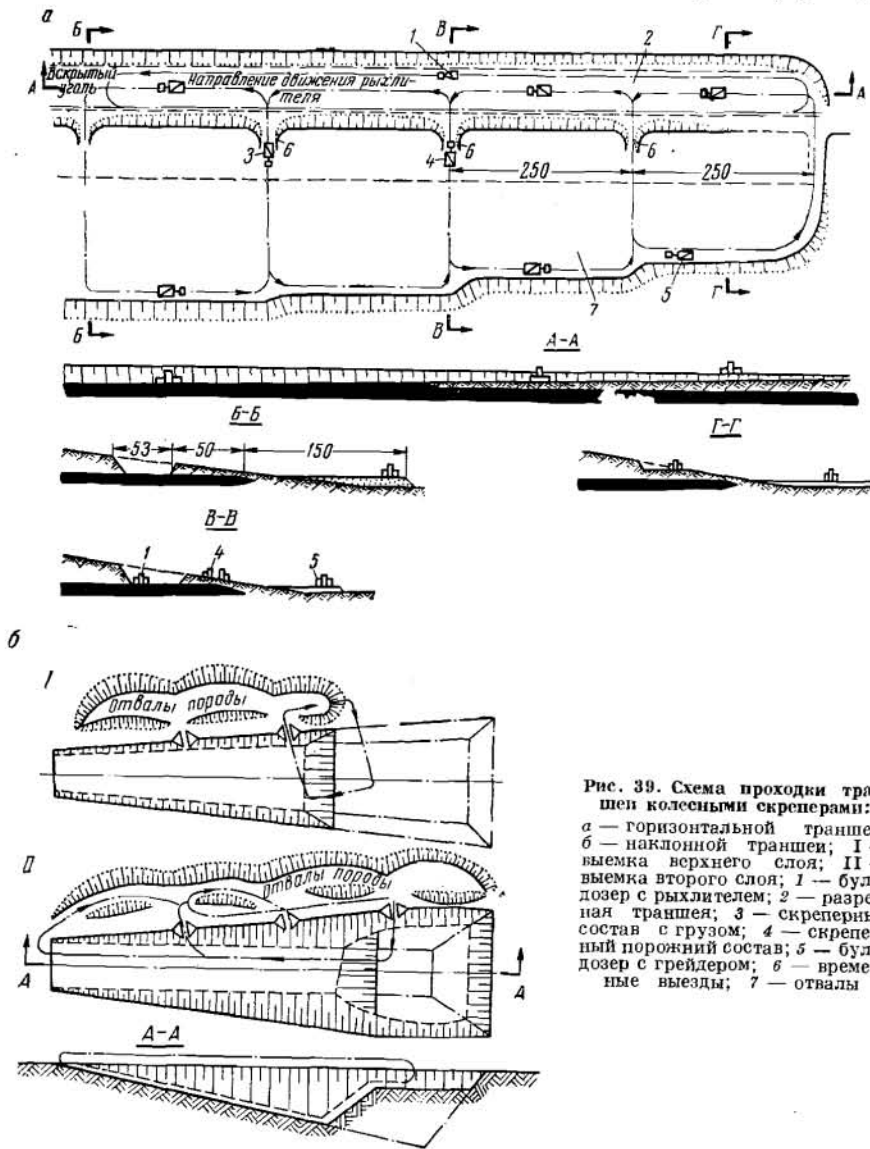


Рис. 39. Схема проходки траншей колесными скреперами:
 а — горизонтальной траншеи; б — наклонной траншеи; I — выемка верхнего слоя; II — выемка второго слоя; 1 — бульдозер с рыхлителем; 2 — разрезная траншея; 3 — скреперный состав с грузом; 4 — скреперный порожний состав; 5 — бульдозер с грейдером; 6 — временные выезды; 7 — отвалы

шурфов и камер) в любых климатических условиях в течение круглого года). Недостатки проходки траншей взрывом на выброс: сравнительно высокая стоимость 1 м³ взорванной горной массы (в 2 раза выше, чем при экскаваторных работах, что связано с боль-

шими затратами на ВВ, которые составляют до 65—70% всей стоимости работ); трудность получения выемки необходимого профиля; невозможность расположения всей взорванной породы на нерабочем борту траншеи; невозможность производства взрывов при наличии в опасной зоне (зоне разлета кусков породы) жилых зданий и сооружений.

Проходка траншей с применением гидромеханизации эффективна при наличии хорошо размывающихся пород, достаточного количества воды и дешевой электроэнергии. Этот способ успешно применен на проходке траншей при строительстве ряда угольных карьеров. В ряде случаев проходка траншей с помощью гидромеханизации эффективнее других способов. Так, на Красносельском угольном карьере стоимость работ при гидромеханизации примерно на 25% ниже, чем при экскаваторном способе.

§ 8. Комбинированный способ проходки траншей

Этот способ обычно применяют, когда рабочие параметры драглайна или механической лопаты недостаточны для проходки траншей полным сечением по наиболее эффективной бестранспортной схеме. При комбинированном способе одну часть объема породы разрабатывают по бестранспортной схеме с размещением ее непосредственно на борту траншеи; другую — разрабатывают и вывозят, используя железнодорожный, автомобильный или конвейерный транспорт, в зависимости от горнотехнических условий и наличия необходимого оборудования.

Проходка капитальной траншеи комбинированным способом осуществляется двумя забоями. В передовом забое установлен драглайн, который примерно половину объема породы размещает на борту траншеи. Во втором забое установлена механическая лопата в сочетании с железнодорожным транспортом.

Капитальные траншеи можно проходить и одним экскаватором, меняя по мере необходимости его рабочее оборудование. Драглайн проходит первую заходку с размещением породы на борту траншеи. Механической лопатой проходят затем вторую заходку и породу вывозят на внешние отвалы.

Скорости и стоимости проведения траншей с использованием железнодорожного и автомобильного транспорта приведены в табл. 8 и 9.

§ 9. Организация работ при проходке траншей

Организация проходки траншей. Основные процессы, выполняемые при проходке траншей: бурение, взрывание, экскавация, транспортирование и укладка в отвал горной массы, путевые работы. В зависимости от свойств горных пород и технологической схемы проходки траншей могут выполняться все перечисленные процессы или часть их.

Скорость и стоимость проходки траншей при железнодорожном транспорте

Высота уступа, м	Тип оборудования		Проходка траншей						на высоту уступа с верхней погрузкой				
	погрузочного	транспортного	на высоту уступа с нижней погрузкой		на высоту уступа с парашютом		на высоту уступа с верхней погрузкой		на высоту уступа с верхней погрузкой				
			при укладке одного пути	при укладке двух путей	при укладке одного пути	при укладке двух путей	с учетом навала от первой заходки	с учетом навала от второй заходки	при парашюте	при парашюте			
10	ЭКГ-4,6	ВС-80	180	150	202	274	232	292	279*	367*	375	310	
			121,85	147,86	110,70	123,52	149,90	112,22	124,64	80,34	102,04	102,04	
			232	202	232	352	315	345	—	—	—	490	450
12	ЭКГ-8и	ВС-100	150	127	165	114,02	138,31	117,76	210*	293*	94,40	91,37	
			152,00	182,09	135,13	154,13	202	254	155,21	98,31	145,49	230	
			195	165	195	300	254	300	—	—	—	392	374
15	ЭКГ-8и	ВС-100	115	127	157	184,37	218,59	183,60	210**	232**	172,43	166,58	
			115	127	157	180	157	202	205,36	157,19	201,08	166,58	
			172,16	204,18	207,29	176,07	208,83	213,13	—	—	—	344	328
20	ЭКГ-8и	ВС-100	103	92	115	165	143	180	143	180	192	165	
			285,96	330,17	257,72	290,60	335,53	261,89	—	—	—	254,42	245,53
			143	127	135	225	195	217	—	—	—	286	265
			278,11	320,07	289,77	284,62	327,58	296,65	—	—	202,35	194,38	

Примечание. В числителе — м/месяц; в знаменателе — руб/м.

* Тип оборудования: ЭВГ-4и, ВС-80.

** Тип оборудования: ЭВГ-6и, ВС-100.

Таблица 9

Скорость и стоимость проходки траншей при автомобильном транспорте

Высота уступа, м	Тип оборудования		Проходка траншей			
	погрузочного	транспортного	при тушиковой схеме подачи самосвалов к экскаватору	при кольцевой схеме подачи самосвалов к экскаватору	при подаче самосвалов к экскаватору по схеме с двумя тушиками	с разворотом самосвалов в нишах
10	ЭКГ-4,6	БелАЗ-540	217	247	277	270
			156,54	158,19	159,18	130,45
12	ЭКГ-8и	БелАЗ-548	330	357	397	352
			149,36	151,24	153,15	143,24
15	ЭКГ-4,6	БелАЗ-540	180	202	232	217
			197,21	191,45	192,79	161,35
20	ЭКГ-8и	БелАЗ-548	262	307	338	292
			187,59	183,28	185,39	177,64
15	ЭКГ-4,6	БелАЗ-540	135	257	180	165
			259,58	252,34	245,12	214,48
20	ЭКГ-8и	БелАЗ-548	202	240	270	232
			246,68	238,17	235,53	227,34
20	ЭКГ-8и	БелАЗ-548	135	157	180	165
			394,01	384,61	375,90	328,92

Примечание. В числителе — м/месяц; в знаменателе — руб/м.

Работы по проходке траншей обычно ведут на нескольких рабочих горизонтах, поэтому они должны быть точно увязаны как во времени, так и в пространстве. Взаимная увязка в работе между отдельными уступами, машинами и механизмами может быть достигнута составлением и реализацией сетевого графика строительства карьера. До начала проходки траншей производят необходимые подготовительные работы (строительство временных зданий и сооружений, в том числе линий электропередач, подъездных путей и т. д.). При организации работ в траншее, осуществляемых по определенному циклу, стремятся к наибольшему совмещению во времени различных операций. График работ не должен быть излишне жестким, так как на практике могут возникать различные задержки в работе.

Высокая производительность экскаваторов при проходке обусловливается конструктивными качествами машины и наиболее целесообразным расположением ее в забое, хорошей подготовкой породы к экскавации, и улучшением организации работы. Значительное влияние на эффективность работы экскаваторов и транспорта оказывают буровзрывные работы. Качественное и своевременное их выполнение может быть достигнуто за счет использования станков

вращательного и огневого бурения, рациональных способов и схем взрывания, широкого внедрения блочного взрывания и т. п.

Организация работы транспорта должна обеспечить: наилучшее использование экскаваторов за счет равномерной и своевременной подачи транспортных средств под погрузку; наилучшее использование средств транспорта; согласованность в работе основных технологических процессов в карьере; своевременный ремонт и переукладку железнодорожных путей и т. д.

Организация строительства карьера с применением сетевого планирования и управления. Строительство современного карьера характеризуется большими объемами выполняемых работ, динамикой технологических процессов, значительным влиянием на работу оборудования природных факторов. В этих условиях «традиционные» методы планирования и управления, основанные на применении ленточных графиков, не обеспечивают отображения и учета динамики процессов, необходимой степени координации исполнителей различных работ, разработки и осуществления оптимальных планов при постоянно изменяющихся условиях. Успешное решение перечисленных задач может быть осуществлено методом сетевого планирования и управления (СПУ), позволяющего получить хорошие результаты при организации строительства сложных объектов.

Основным изобразительным средством метода СПУ является сетевой график, представляющий динамическую модель процесса или программы действий. Главные элементы сетевого графика — события и работы. Под *работой* понимается всякий процесс, протекающий во времени и направленный на достижение конечной цели. *Событие* — результат, получаемый после выполнения тех или иных работ и являющийся отправным пунктом выполнения других видов работ. Сетевой график строится на основании определенных правил: каждая работа должна иметь предшествующее и следующее за ней событие; каждое событие, за исключением исходного и завершающего, должно иметь предшествующую и последующую работы; ни одна работа не может начинаться, пока не наступило событие, предшествующее ей, и, наоборот, ни одно событие не может считаться свершившимся, пока не выполнены все работы, ведущие к нему; не допускается наличие двух работ, выходящих и входящих в одни и те же события; не допускается образования «петель» (замкнутых кругов) в сети.

Одним из важнейших параметров сетевой модели является продолжительность критического пути. Под *путем* понимается любая последовательность работ в сети, в которой конечное событие каждой работы этой последовательности совпадает с начальным событием следующей за ней работы. Критическим путем сетевого графика является путь, соединяющий начальное и конечное событие и имеющий наибольшую продолжительность, равную общей продолжительности выполнения проекта (например, строительства карьера).

Основные временные параметры сетевого графика: сроки наступления событий; сроки начала и окончания работ; резервы времени

событий и работ. Значения этих параметров рассчитываются по следующим формулам:

$$t_p(i) = t[\bar{L}_1(i)]; \quad t_n(i) = T_{кр} - t[\bar{L}_2(i)];$$

$$t_{p.н}(i, \gamma) = t_p(i); \quad t_{п.н}(i, \gamma) = t_n(\gamma) - t(i, \gamma);$$

$$t_{p.о}(i, \gamma) = t_p(i) + t(i, \gamma); \quad t_{п.о}(i, \gamma) = t_n(\gamma);$$

$$R_n(i, \gamma) = t_n(\gamma) - t_p(i) - t(i, \gamma);$$

$$R_c(i, \gamma) = t_p(\gamma) - t_p(i) - t(i, \gamma),$$

где $t_p(i), t_n(i)$ — соответственно ранний и поздний сроки наступления i -го события;

$t_{p.н}(i, j), t_{п.н}(i, j)$ — соответственно ранний и поздний сроки начала (i, j) -й работы;

$t_{p.о}(i, j), t_{п.о}(i, j)$ — ранний и поздний сроки окончания (i, j) -й работы;

$R_n(i, j)$ — полный резерв времени (i, j) -й работы;

$R_c(c, j)$ — то же, свободный резерв.

Работы и события, лежащие на критическом пути, не имеют резервов времени, поэтому своевременное их выполнение является определяющим для окончания всего комплекса работ в запланированные сроки. Основной целью расчета сетевой модели является выявление возможности ее оптимизации. Под оптимизацией сетевого графика по времени понимается сокращение продолжительности критического пути, что может быть достигнуто за счет: перераспределения части ресурсов с работ, имеющих резервы времени, на работы критического пути; перевода части работ критического пути (где это возможно) из последовательных в параллельные; привлечение дополнительных ресурсов для выполнения работ критического пути; совершенствование технологических схем выполнения работ.

На рис. 40 показаны основные этапы внедрения сетевых методов планирования и управления при строительстве карьеров.

Перед построением исходного сетевого графика составляется укрупненная структурная схема строительства карьера (рис. 41), в которой отражаются основные этапы строительства. Она показывает взаимосвязь между основными объектами строительства и является первоисточником составления исходной сетевой модели.

Построение исходного сетевого графика включает: сбор исходной информации (куда входит также и определение временных оценок работ), составление локальных сетевых графиков, «спивание» локальных графиков в сводный сетевой график. При этом устанавливается конечная цель строительства (ввод карьера в эксплуатацию); затем работниками планирующего центра с помощью проектировщиков и ответственных исполнителей (начальник или главный инженер строительного управления, начальник смены, мастер) составляется структурный анализ работ, определяются и уточняются организации и подразделения, занятые на строительстве.

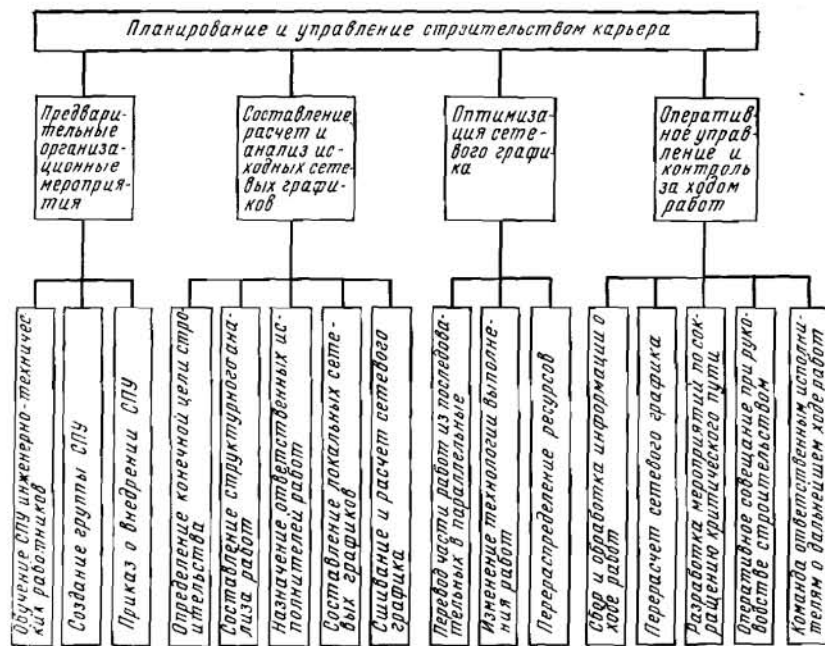


Рис. 40. Основные этапы внедрения сетевых методов планирования и управления при строительстве карьеров

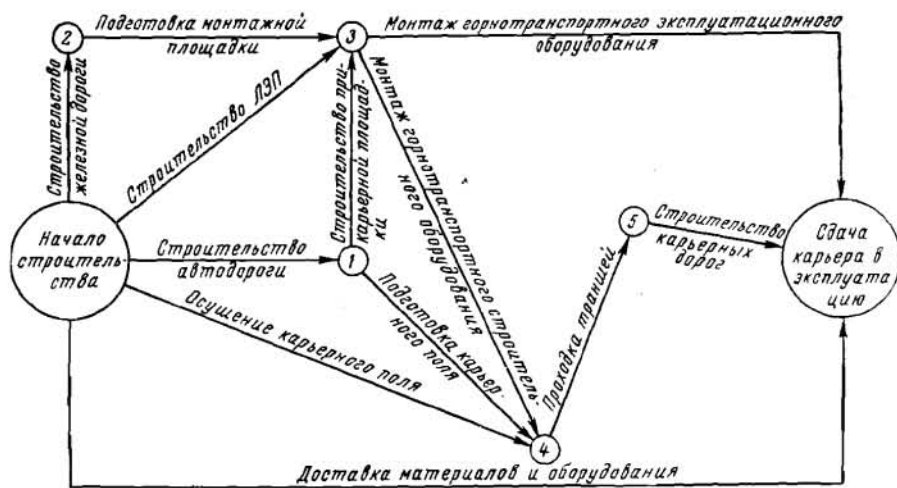


Рис. 41. Структурная схема строительства карьера

Ответственные исполнители составляют перечни работ, события и выявляют потребность в ресурсах (каждый по своему комплексу), а также представляют информацию о продолжительности работ. На основе этих данных ответственными исполнителями с помощью работников планирующего центра вычерчиваются сетевые графики работ по отдельным участкам. Путем «сшивания» локальных сетевых графиков получают общий исходный сетевой график строительства карьера.

На рис. 42 показан укрупненный сетевой график строительства Язовского карьера по добыче самородной серы. Расшифровка работ сетевого графика осуществляется по форме, приведенной в табл. 10.

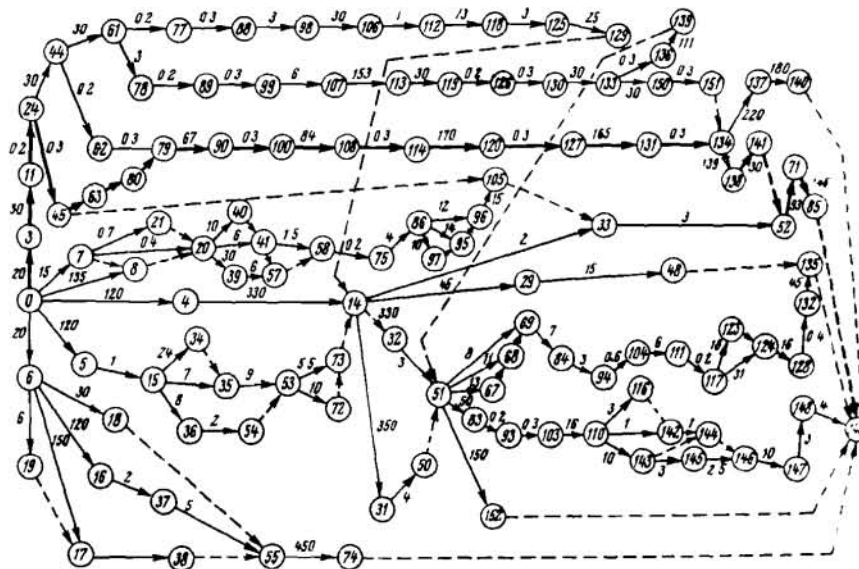


Рис. 42. Укрупненный сетевой график строительства карьера

После расчета и оптимизации сети осуществляется этап оперативного управления и контроля за ходом строительства карьера на основе сетевой модели. Основные задачи, реализуемые на рассматриваемом этапе: контроль за выполнением работ с целью своевременного определения и анализа всех отклонений от плана, определение влияния отклонений на плановый срок строительства, прогнозирование дальнейшего хода работ с учетом сложившейся ситуации, выработка и реализация наилучшего решения.

Сетевое планирование строительства карьера позволяет: получить ясную картину выполнения работ в пространстве и во времени; выявить «критические» (наиболее важные) работы и принять меры для своевременного их выполнения; более эффективно использовать ресурсы; оптимизировать ход работ и, в конечном итоге, добиться сокращения общего времени строительства.

Таблица 10
Карточка-определитель работ (событий) сетевого графика строительства Изювского карьера

Идентификация работ (событий)	Краткое описание работ	Объем работы		Потребные машины и механизмы		Состав бригад, чел.	Число рабочих смен в сутки	Продолжительность работы в днях
		Единица измерения	Количество единиц	Наименование	Число			
0-1	Строительство канала для отвода реки	тыс. м ³	13,25	Экскаватор Э-1003	1	2	3	14
0-3	Монтаж крана UB-266 для работ на монтажной площадке	шт.	1	Автокран	1	10	1	20
3-11	Монтаж экскаватора ЭКГ-4,6 № 1	шт.	1	Кран UB-266	1	12	1	30
11-24	Подключение электроэнергии к ЭКГ-4,6 № 1	—	—	—	—	1	1	0,2
24-45	Перегон ЭКГ-4,6 № 1 в забой выездной траншеи	м	1000	—	—	2	1	0,3
0-5	Монтаж башенного крана для сборки роторного комплекса	шт.	1	Автокран	1	15	1	120
44-61	Монтаж ЭКГ-4,6 № 3	шт.	1	Кран UB-266	1	12	1	30
79-90	Работа экскаваторов ЭКГ-4,6 № 1 и № 2 на горизонте 235 м	тыс. м ³	800	Автосамосвалы БелАЗ-540	16	60	3	67
77-88	Перегон ЭКГ-4,6 № 3 на горизонт 224 м	м	1200	—	—	2	1	0,3
61-77	Подключение электроэнергии к ЭКГ-4,6 № 3	—	—	—	—	1	1	0,2
88-88	Работа ЭКГ-4,6 № 3 по строительству выездной траншеи до горизонта 224 м	тыс. м ³	18,0	БелАЗ-540	8	24	3	4
98-106	Работа ЭКГ-4,6 № 3 на горизонт 224 м	тыс. м ³	180	То же	8	24	3	40
106-112	Перегон экскаватора ЭШ-5/45 на строительство траншеи для въезда роторного экскаватора в карьер	тыс. м ³	520	—	—	2	1	1
112-118	Работа ЭШ-5/45 на строительстве траншеи	»	55	—	—	6	3	13
4-14	Монтаж роторного комплекса № 1	шт.	1	Монт. краны и др.	—	110	1	330
149	Сдача карьера в эксплуатацию	—	—	—	—	—	—	—

§ 10. Особенности строительства карьеров в сложных гидрогеологических условиях

Опыт строительства крупных карьеров в сложных условиях показывает, что наиболее эффективными схемами механизации являются: применение шагающих драглайнов с разгрузкой в отвал или в средства транспорта с применением бункеров-перегрузочных устройств; применение механических лопат с вывозкой пород средствами автомобильного или железнодорожного транспорта (при этом должны предприниматься соответствующие меры по увеличению несущей способности вскрышных пород или снижению удельного давления ходовых частей горно-транспортных машин); использование средств гидромеханизации (гидромониторно-землесосных установок, плавучих земснарядов и гидротранспорта); одновременное применение при отработке обводненных горизонтов нескольких видов транспорта (автомобильно-железнодорожного, конвейерно-гидравлического и др.).

Удельное давление на грунт экскаваторов может быть снижено применением настила из металлических щитов, шпал, бревен и др. или передачей динамических нагрузок на грунт всей опорной площадью гусениц, для чего черпание, подъем и разгрузка ковша осуществляется при положении оси стрелы перпендикулярно гусеницам.

На рис. 43 показана технологическая схема строительства Сарбайского рудника. Осушение горных пород в период строительства осуществлялось как водопонизительными скважинами, так и проходкой для осушения траншей драглайнами.

Проходка капитальных и разрезных траншей в обводненных горных породах обычным способом — одним забоем на всю длину фронта работ — имеет следующие недостатки: значительное время подготовки горизонтов и как следствие увеличение времени строительства карьера; низкая производительность экскаваторов из-за работы в стесненных условиях; значительное увеличение притока воды в карьер вследствие больших обнажений водоносных горизонтов по периметру. Поэтому при проходке на Соколовском месторождении разрезной траншеи общей протяженностью 4,5 км для ускорения развития фронта горных работ был использован многозабойный способ работы экскаваторов ЭКГ-4 в комплексе с автотранспортом. Сущность этого способа заключается в том, что нарезка подготовительного горизонта начинается сразу несколькими забоями, впоследствии соединяющимися в одну общую выработку (рис. 44). После объединения забоев (блоков) производится расширение обрабатываемого горизонта с заложением съездов на нижний горизонт. Наиболее рациональны при этом временные автомобильные съезды.

На рис. 45 показана схема строительства съезда и разрезной траншеи в обводненных породах с применением драглайна и механической лопаты. Сооружение съезда осуществляют в две стадии:

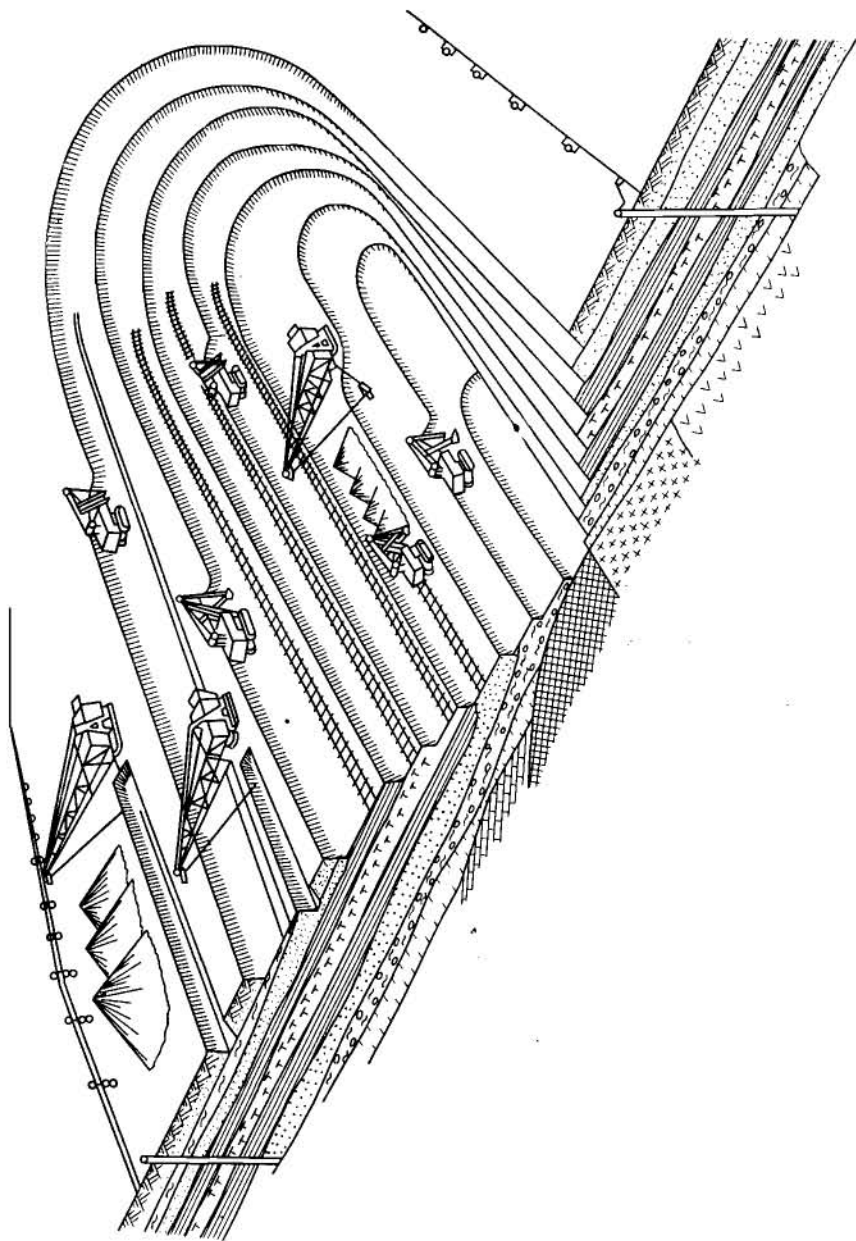


Рис. 43. Технологическая схема строительства Сарбайского рудника

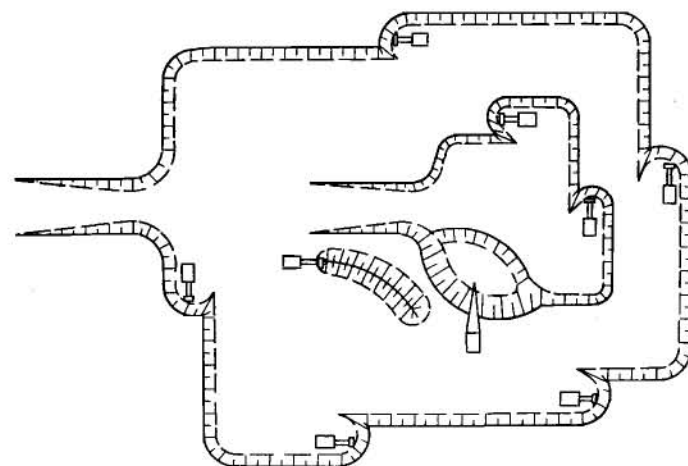


Рис. 44. Схема многозабойной подготовки горизонта

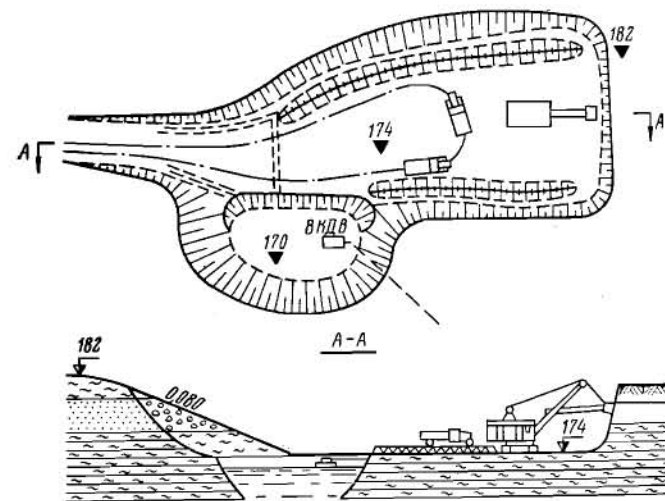


Рис. 45. Схема проходки автомобильного съезда и разрезной траншеи на обводненном горизонте экскаватором ЭКР-4 и автотранспортом

вначале драглайном проходят наклонную часть съезда до водоупора с последующим сооружением в нем зумпфа, а затем проходку и расширение съезда осуществляют широким забоем с применением механической лопаты и с вывозкой пород автосамосвалами.

ГЛАВА II

СПОСОБЫ ВСКРЫТИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 1. Вскрытие месторождений наклонными траншеями

Вскрытие месторождений *внешними траншеями* простой формы применяют при горизонтальном или пологом залегании пластов, расположенных на относительно небольшой глубине или высоте от господствующего уровня земной поверхности. Траншеи закладывают за контуром карьера и подводят к месторождению в виде прямолинейной или криволинейной выработки.

Кроме того, внешними траншеями могут вскрываться верхние горизонты наклонных и крутопадающих месторождений, глубокие горизонты которых вскрывают другими способами (внутренними траншеями или шахтными стволами). Нагорные месторождения вскрываются внешними полутраншеями. *Внутренние траншеи* закладывают в контурах карьера непосредственно на его бортах. При недостаточной протяженности нерабочих бортов карьера для проходки траншей с допустимым уклоном внутренние траншеи могут быть размещены по всему периметру карьера. Известны три основных варианта расположения капитальных траншей: 1) стационарное — по предельному контуру карьера на нерабочем борту; 2) нестационарное — на рабочем борту карьера (скользящие съезды); 3) полустационарное — на временно законсервированных рабочих уступах.

В первом варианте объем первоначальной вскрыши может достигать больших размеров, что увеличивает срок строительства карьера и необходимые капитальные затраты. При вскрытии нестационарными траншеями последние располагают возможно ближе к выходам залежей с целью выполнения минимальных объемов горнокапитальных работ, сокращения сроков строительства и освоения проектной производственной мощности карьера. Этот вариант вскрытия и развития горных работ в карьере обеспечивает минимальные первоначальные капитальные затраты.

В третьем варианте для сокращения капитальных затрат и ускорения срока строительства карьера применяют ввод его в эксплуатацию очередями. Обычно ввод очередями предусматривается для карьеров большой производственной мощности. При разделении карьера на очереди участок рабочего борта временно консерви-

руется. При этом борту придается угол откоса, близкий к углу погашения.¹

Вскрышные работы на этом участке будут возобновлены только после того, как горные работы достигнут контура карьера. Вследствие этого некоторый объем пустых пород будет удален из контуров карьера на несколько лет позднее, чем при разработке без выделения очередей. Вначале вскрышные работы производят только на участке карьера первой очереди, что позволяет с наименьшими затратами на горнокапитальные работы ввести карьер на заданную производственную мощность. Участок первой очереди оконтуривается бортами, на которых оставляют площадки, позволяющие в будущем производить вскрышные работы на участке второй очереди. До начала добычных работ на участке второй очереди начинают разработку временного борта, т. е. выемку пустых пород. Этот период является переходным: добычные работы ведут на участке первой очереди, где вскрышные работы постепенно затухают, а на участке второй очереди развиваются.

По степени разделения транспортных грузопотоков различают вскрытие отдельными, групповыми и общими траншеями.

Вскрытие отдельными траншеями простой формы. Вскрытие отдельными внешними (рис. 46, а) и внутренними (рис. 46, б) траншеями простой формы создает доступ к каждому уступу посредством отдельной независимой траншеи. При этом способе вскрытия каждый уступ обеспечен независимым транспортом. Грузопотоки горной массы с каждого уступа рассредоточены и имеют независимый друг от друга выход на поверхность, что создает благоприятные условия для организации горных работ на карьере. Однако при большом числе уступов этот способ вскрытия сложен и отличается значительным объемом горнокапитальных работ.

Вскрытие отдельными траншеями применяют для неглубоких месторождений с горизонтальным или пологим залеганием пластов малой и средней мощности. Этот способ вскрытия имеет распространение при разработке угольных, железорудных, бокситовых, фосфоритовых, известняковых и других месторождений полезных ископаемых, а также при разработке нагорных месторождений. В последнем случае погоризонтные траншеи проходят в виде полутраншей.

Отдельными полутраншеями вскрывают рабочие горизонты с господствующей отметки поверхности и с горизонтальной площадки промежуточной отметки. В первом случае обеспечивается независимый доступ к каждому горизонту. При проходке отдельных полутраншей с ранее созданной горизонтальной площадки возникает транспортная зависимость, так как пути горизонтальной площадки являются общими для всех горизонтов.

¹ Более подробно этот вопрос рассматривается в разделе «Основы проектирования карьеров».

Разработку нагорного месторождения начинают с верхних горизонтов, постепенно вовлекая в эксплуатацию нижние уступы. В связи с этим на определенной стадии развития открытых горных работ в одновременной отработке может находиться большое число уступов. Пути в траншеях укладываются горизонтально или с не-

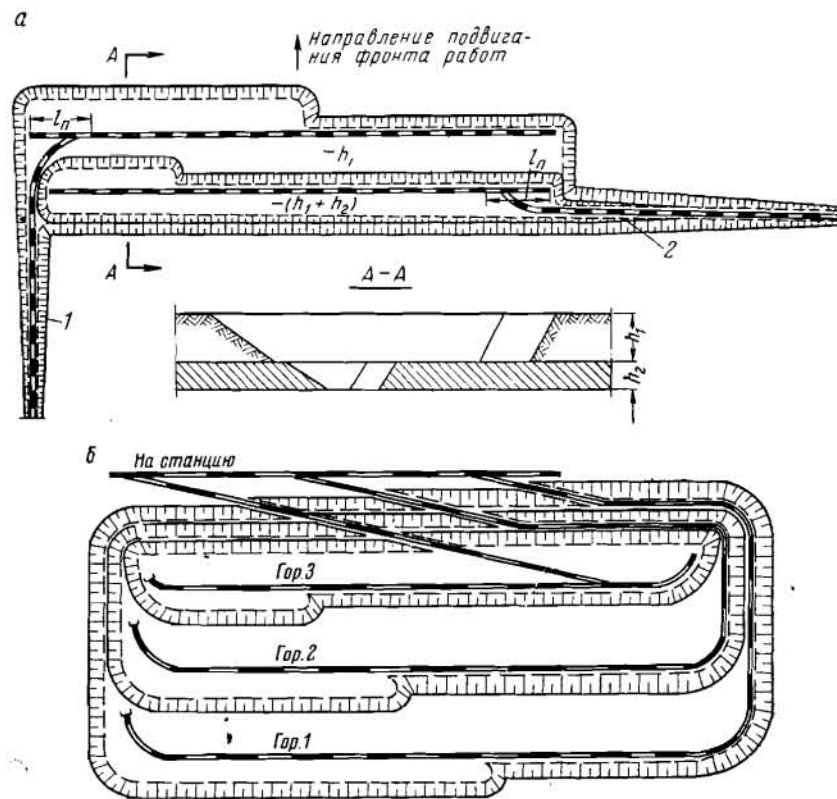


Рис. 46. Схема вскрытия отдельными траншеями простой формы: а — внешними; 1 — траншея, вскрывающие породные уступы; 2 — то же, добычные; б — внутренними траншеями

большим уклоном в сторону транспортирования груза с целью облегчения работы транспорта и снижения расхода электроэнергии.

Вскрытие групповыми траншеями простой формы. Вскрытие месторождений групповыми внешними (рис. 47, а) и внутренними (рис. 47, б) траншеями простой формы предусматривает проходку независимых траншей к группе вскрышных и добычных уступов. Разделение грузопотоков по коммуникациям позволяет применять различные виды транспорта для верхних и нижних горизонтов карьера. Вскрытие групповыми траншеями по сравнению со вскрытием отдельными траншеями отличается меньшим объемом горнокапиталь-

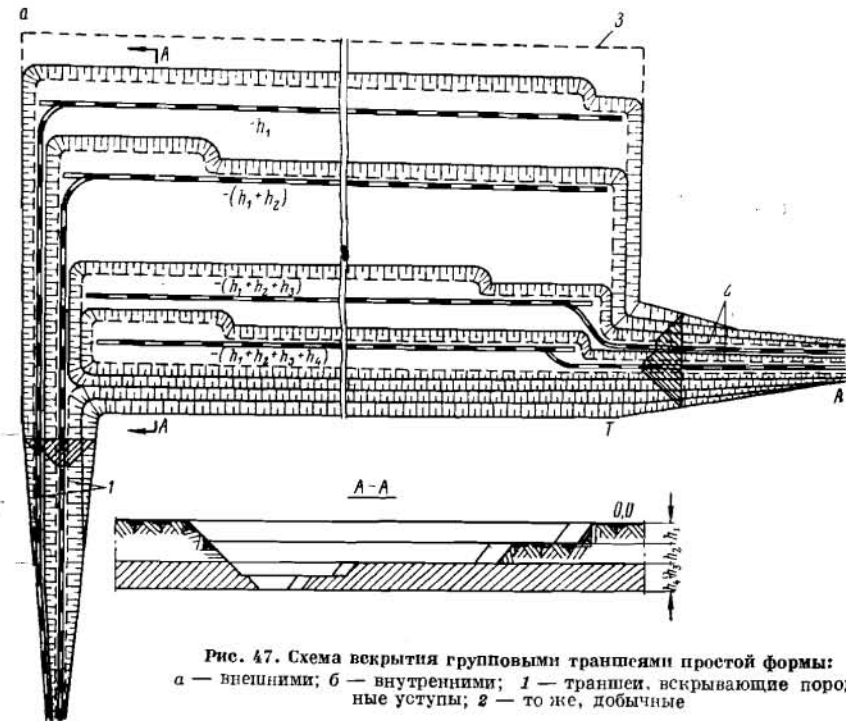
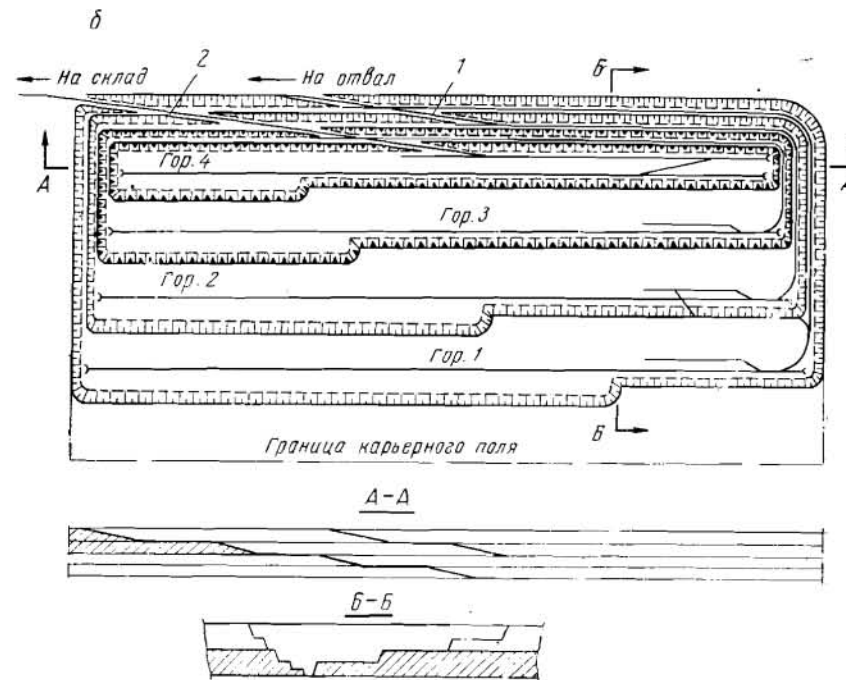


Рис. 47. Схема вскрытия групповыми траншеями простой формы: а — внешними; б — внутренними; 1 — траншея, вскрывающие породные уступы; 2 — то же, добычные



ных работ. Рассмотренный способ вскрытия применим для месторождений с горизонтальным или пологим залеганием пластов большой мощности, а также для вскрытия нескольких верхних вскрышных уступов при разработке наклонных и крутопадающих залежей.

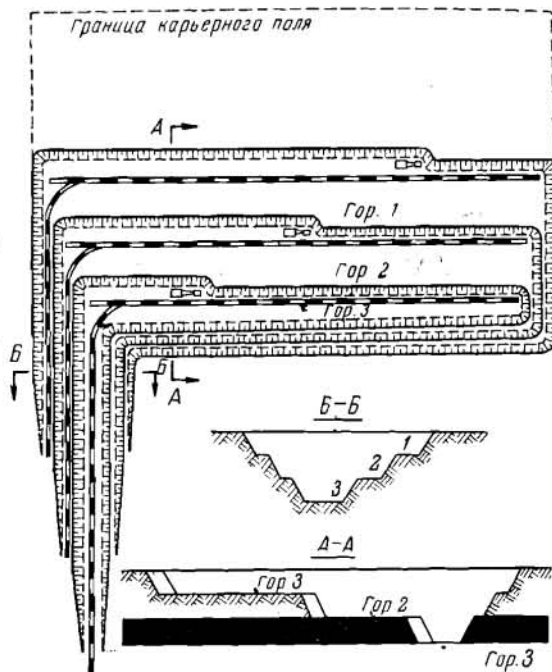


Рис. 48. Схема вскрытия внешними общими траншеями

Вскрытие общими траншеями характеризуется вскрытием всех горизонтов одной траншеей. Общие внешние траншеи имеют простую форму (рис. 48) и применяются для вскрытия горизонтальных и по-

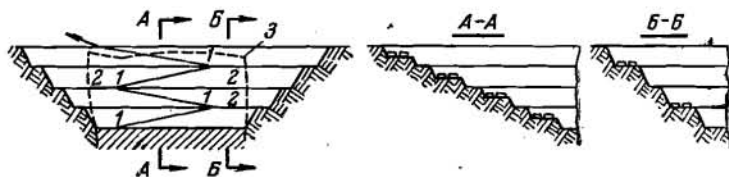


Рис. 49. Схема вскрытия общими внутренними траншеями тупиковой формы: 1 — наклонные траншеи; 2 — тупиковые площадки; 3 — контур полезного ископаемого

логих пластов значительной мощности, верхних горизонтов крутопадающих пластов, а также при разработке нагорных месторождений.

Общие внешние траншеи могут иметь центральное или фланговое расположение.

Общие внутренние траншеи имеют сложную форму. Они применяются для вскрытия глубинных месторождений с любыми условиями залегания, а также для вскрытия месторождений, залегающих на косогорах. Общие внутренние траншеи могут иметь тупиковую, петлевую и спиральную формы трассы.

Вскрытие общими внутренними траншеями тупиковой формы применяют при железнодорожном транспорте в различных условиях залегания полезного ископаемого, и его широко используют на глубоких карьерах. Сущность способа заключается в последовательном вскрытии отдельных горизонтов месторождения наклонными траншеями (рис. 49), которые проходят на одном из бортов карьера во взаимнообратных направлениях, оканчивающихся горизонтальными тупиковыми площадками, которые устраивают на каждом рабочем горизонте, или, в карьерах с большой длиной, через 3—4 рабочих горизонта. По рабочему горизонту траншея проходит горизонтальной. Горизонтальные тупиковые площадки оборудуют маневровыми путями для разминовки груженых и порожних составов и перемены направления их движения (рис. 50). Тупиковые траншеи могут быть стационарными, полустационарными и скользящими, однопутевыми и двухпутевыми.

Тупиковые траншеи закладывают по лежащему (реже по висячему) борту карьера в конечном (предельном) положении его контура. Поэтому тупиковый съезд не меняет своего положения на протяжении всего срока действия карьера и является стационарным. Полустационарные тупиковые съезды располагают на временно нерабочих бортах карьера.

Схема вскрытия тупиковыми траншеями и порядок развития работ в карьере при крутом падении пласта показаны на рис. 51.

Первоначально с земной поверхностью или с определенного горизонта карьера, вскрытого ранее другим способом, проходит наклонную траншею до вскрываемого рабочего горизонта. По мере развития работ на данном горизонте с тупиковой площадки первой траншеи проходят (в обратном направлении) новую траншею, вскрывающую следующий горизонт (уступ) карьера, где снова устраивают тупико-

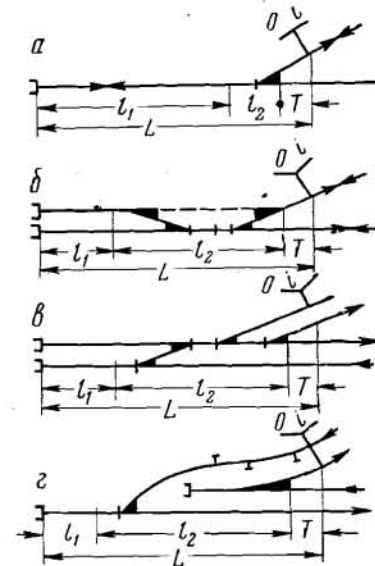


Рис. 50. Схемы путей на тупиковых площадках:

а — для малых по мощности карьеров при движении по съезду одного поезда; б — для средних по мощности карьеров при обмене поездов на тупиках; в — для крупных карьеров при одновременном приеме двух поездов и поочередного их отправления; г — для мощных карьеров с независимым движением груженых поездов

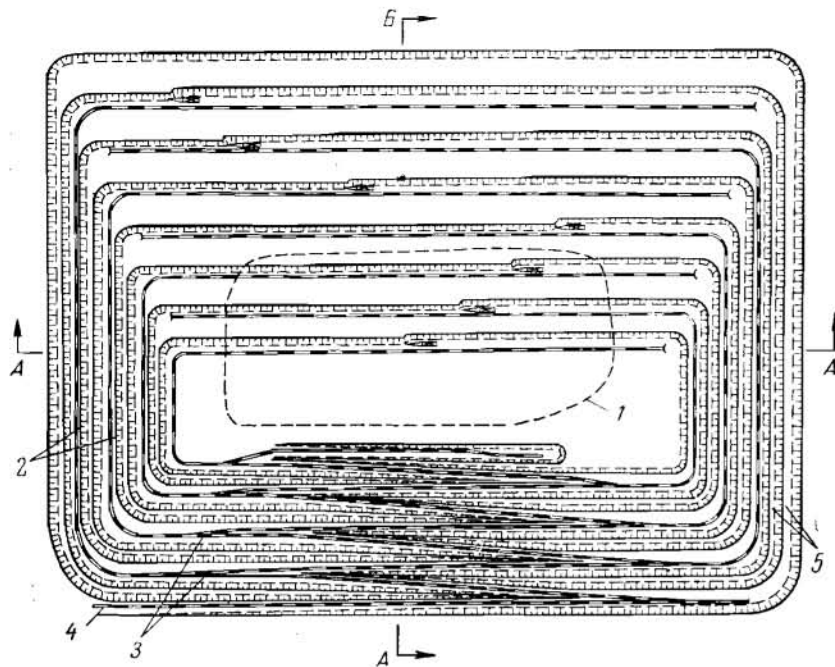
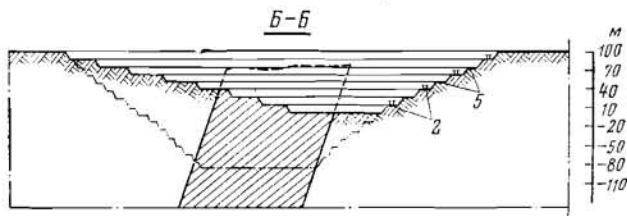
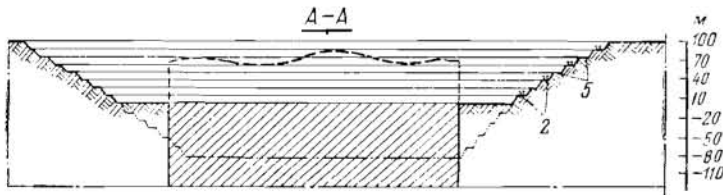


Рис. 51. Схема вскрытия тупиковыми траншеями глубокого карьера и порядок развития работ в карьере при крутом падении пласта: 1 — контур рудного тела; 2 — транспортные площадки; 3 — промежуточные маневровые площадки (тупики); 4 — въезд в карьер; 5 — предохранительные бермы



ную площадку, и т. д. При вскрытии тупиковыми траншеями наклонного пласта со значительным простиранием тупиковые площадки устраивают не на каждом рабочем горизонте, а через несколько (3—4), в зависимости от длины карьера. В этом случае уменьшается число горизонтальных тупиковых площадок и объем маневровых работ при движении поездов, благодаря чему увеличивается пропускная способность траншей (путей).

При пологих пластах тупиковые стационарные траншеи располагают в лежащем боку месторождения.

Длина L маневровой площадки в пунктах примыкания ее к наклонной траншее на карьерах, оборудованных ширококолейными

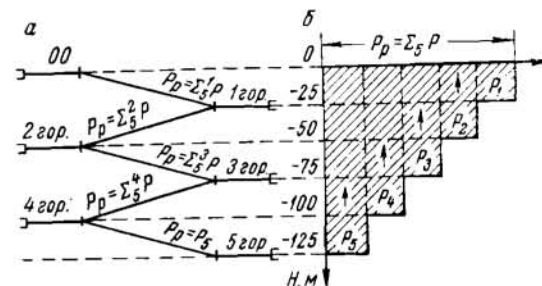


Рис. 52. Характер изменения грузопотока на путях тупикового съезда:
а — схема тупикового съезда;
б — график изменения грузопотоков

рельсовыми путями, составляет 200—250 м. При расчетах она определяется по формуле:

$$L = (l_1 + 15) + l_2 + T, \text{ м},$$

где $l_1 + 15$ — длина поезда с учетом пути торможения, м;
 l_2 — длина стрелочной зоны, м;

$T = R_b \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2}$ — проекция вертикальной сопрягающей кривой, м;
 R_b — радиус вертикальной сопрягающей кривой, равный 2000—3000 м; при укладке в пределах вертикальной кривой стрелочных переводов R_b составляет 5000 м;

α — угол поворота вертикальной кривой, равный алгебраической сумме сопрягающих уклонов: ($\alpha = i_1 \pm i_2$).

Длина наклонной части съезда определяется на общих основаниях. Грузонапряженность на различных участках съезда неодинакова — она возрастает по мере приближения к поверхности (рис. 52).

Техническая оснащённость отдельных участков съезда и схемы развития путей должны соответствовать грузопотокам, которые будут пропускаться через них. Увеличения пропускной способности съезда на различных его участках можно достигнуть: применением соответствующих путевых схем в пунктах примыкания, позволяющих осуществить параллельность операций по приему и отправлению поездов (например, телескопические схемы); применением поточно-

кольцевой схемы движения поездов; разделением наклонной части съездов верхних горизонтов на два блок-участка, позволяющих двум поездам одновременно следовать в одном направлении.

Для увеличения провозной способности можно применять более мощные типы локомотивов, позволяющие увеличить грузоподъемность состава; иногда применяют двойную тягу, для чего необходимо иметь соответствующее развитие путей в пунктах примыкания.

При схемах поточного движения поездов, обеспечивающих высокую пропускную способность и безопасность движения благодаря отсутствию встречных грузопотоков, наибольшее применение имеют три путевые схемы: с телескопическим развитием путей, с двумя съездами на борту карьера и со ступенчатыми съездами (рис. 53).

При телескопической схеме требуется широкая площадка большой длины для устройства постов примыкания, что вызывает перепробег поездов. В ряде случаев целесообразно после отработки нескольких уступов произвести замену нескольких верхних съездов одним съездом большей протяженности.

Схема с двумя съездами на борту позволяет осуществлять движение груженых и порожних поездов по независимым путям. Подготовку новых горизонтов при этой схеме можно вести в двух направлениях, что имеет существенное значение при больших объемах работ или при вынужденной остановке работ по сооружению одного из съездов.

Схема ступенчатого съезда имеет наиболее простое путевое развитие, поэтому из трех рассматриваемых схем при кольцевом движении поездов предпочтение имеет последняя. Приведенные путевые схемы съездов для глубоких карьеров могут применяться самостоятельно либо в комбинации с другими способами вскрытия, что в практике открытых разработок встречается довольно часто.

Минимальные размеры карьерного поля, допускающие применение каждой из рассмотренных схем путевого развития, определяются по формулам, разработанным проф. Л. Г. Тымовским.

1. Для телескопической схемы (рис. 53, а):
длина поля по простиранию

$$L_d = 2(H - 1,5h) \operatorname{ctg} \beta + \frac{h}{i} + 2R \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} + L_n + 4L_n + 3L_c + 2T_b + b + 120, \text{ м;} \quad (\text{II}, 1)$$

ширина поля вкrest простирания

$$L_{\text{ш}} = H(\operatorname{ctg} \gamma_1 + \operatorname{ctg} \gamma_2) + 2R + b, \text{ м.} \quad (\text{II}, 2)$$

2. Длина схемы с двумя съездами (рис. 53, б):
длина поля по простиранию

$$L_d = 2(H - h) \operatorname{ctg} \beta + h \left(\frac{1}{i_1} + \frac{1}{i_2} \right) + 2R \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} + 5L_c + 4T_b + 3L_n + b, \text{ м;} \quad (\text{II}, 3)$$

ширина поля вкrest простирания та же, что и при телескопической схеме [формула (II.2)].

Подставляя в приведенные формулы средние значения величин: $R = 120 \text{ м}$; $\alpha = 90^\circ$; $L_c = 31 \text{ м}$ (при $M1/9$ и $P = 43$); $T_b = 30 \text{ м}$ (при $i_2 = 30\%$ и $R_b = 2000 \text{ м}$); $R_n = 100 \text{ м}$, получим более простые зависимости.

Подставляя средние значения величин, входящих в формулы, получим более простые зависимости.

1. Для телескопической схемы

$$L_d = 2(H - 1,5h) \operatorname{ctg} \beta + \frac{h}{i} + 920, \text{ м.} \quad (\text{II}, 4)$$

$$L_{\text{ш}} = H(\operatorname{ctg} \gamma_1 + \operatorname{ctg} \gamma_2) + 250, \text{ м.} \quad (\text{II}, 5)$$

2. Для схемы с двумя съездами

$$L_d = 2(H - h) \operatorname{ctg} \beta + h \left(\frac{1}{i_1} + \frac{1}{i_2} \right) + 825, \text{ м.} \quad (\text{II}, 6)$$

Ширина поля вкrest простирания определяется по формуле (II,5).

Приведенные уравнения можно решить относительно величины H и таким образом установить, до какой глубины может быть вскрыто месторождение при данной путевой схеме съезда и принятых его размерах.

Для схемы со ступенчатым съездом при пяти транспортных горизонтах

$$L_d = 8h \operatorname{ctg} \beta + \frac{2h}{i} + 920, \text{ м.} \quad (\text{II}, 7)$$

$$L_{\text{ш}} = 5h(\operatorname{ctg} \gamma_1 + \operatorname{ctg} \gamma_2) + 250, \text{ м.} \quad (\text{II}, 8)$$

Рассмотренные тушковые схемы можно применять для вскрытия рудных месторождений нагорного типа, залегающих выше господствующего уровня земной поверхности. При поточных схемах пропускная способность двухпутевых съездов может достигать 240—280 пар поездов в сутки; провозная способность при уклонах от 20 до 40⁰/₀₀ достигает: при однопутевых съездах 16—32, при двухпутевых — 35—75 млн. t в год. При вскрытии верхних горизонтов глубокого карьера самостоятельными (например, внешними) траншеями провозная их способность может быть повышена до 100—120 млн. t в год. Применение трех- и четырехпутевых съездов вследствие сложности путевого развития и организации движения по ним поездов в настоящее время не допускают.

В глубоких карьерах применяют комбинированный транспорт: на рабочих горизонтах карьера автомобильный, а для транспорта по нерабочему борту карьера железнодорожный.

На рис. 54 показана возможная комбинированная схема транспорта с телескопическим съездом, расположенном на нерабочем борту. Здесь два верхних горизонта (—15 и —30 м) вскрыты внутренними

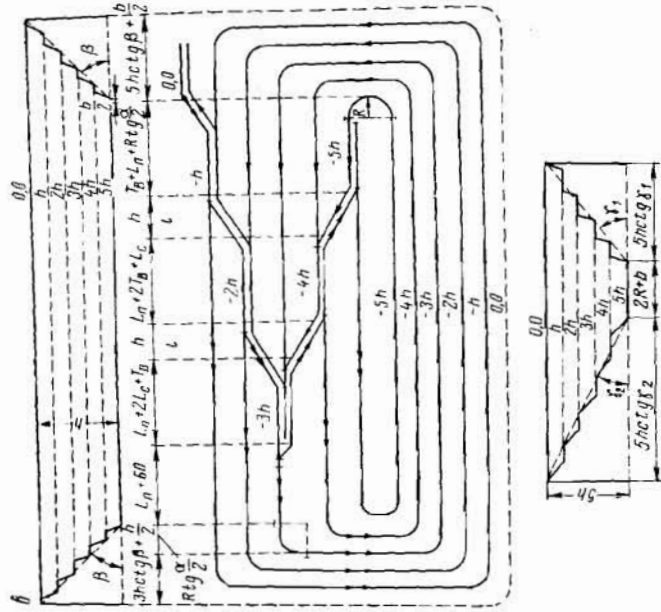
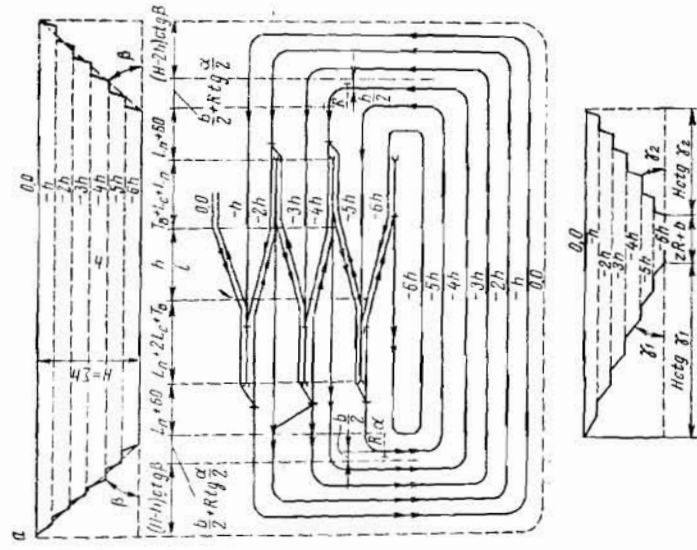
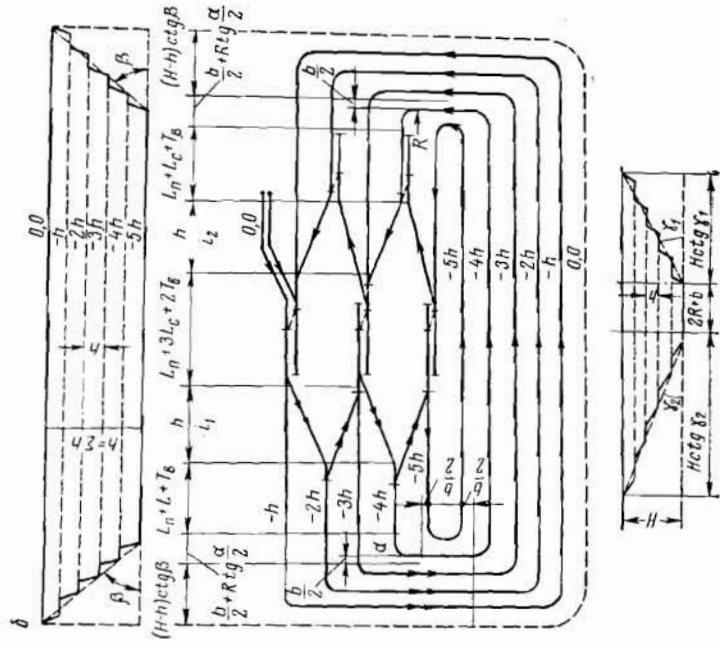


Рис. 53. Схемы съездов для глубоких карьеров значительной производственной мощности:

α — с телескопическим развитием путей; b — с двумя съездами на борту; β — со ступенчатыми съездами; h — высота уступа; H — глубина карьера; i — уклоны железнодорожных путей; γ_1 , γ_2 и β — углы погашения борта карьера (соответственно со стороны лежачего и висячего бортов и с торцов карьера); R — радиус кривой железнодорожного пути; $b/2$ — расстояние от оси железнодорожного пути до нижней бровки уступа; L_n — длина поезда с учетом пути торможения; L_c — длина стрелочной зоны; T_6 — величина тангенса вертикальной сопрягающей кривой; α — угол поворота кривой

траншеями, по которым горная масса автомобилями транспортируется к перегрузочному пункту № 1. При обработке рабочих горизонтов, расположенных ниже отметки —30 м, на рабочем борту через каждые два горизонта устраивают один перегрузочный пункт (№ 2 и 3), где горная масса из автосамосвалов перегружается в железнодорожный подвижной состав с помощью перегрузочного устройства соответствующей конструкции.

При вскрытии нагорных месторождений (рис. 55) тупиковые полутраншеи обычно располагают за пределами контура месторождения. В этом случае с каждого породного уступа или с группы из двух-трех уступов может быть выезд на независимый внешний

Вскрытие тупиковыми траншеями применяют на Магнитогорском, Бакальском, Высокогорском и других рудных карьерах; на Краснобродском, Ново-Сергеевском, Бачатском и многих других угольных карьерах; на Баженовских асбестовых и других карьерах нерудной промышленности. Этот способ применяют и в зарубежных странах.

Скользящими съездами называют внутренние траншеи в случае расположения их на рабочем борту карьера. В процессе разработки съезды перемещаются вместе с рабочим бортом к предельному контуру карьера. Отрабатываемый уступ при этом рассекается на две части диагональным съездом и разрабатывается отдельными подступами переменной высоты (рис. 56).

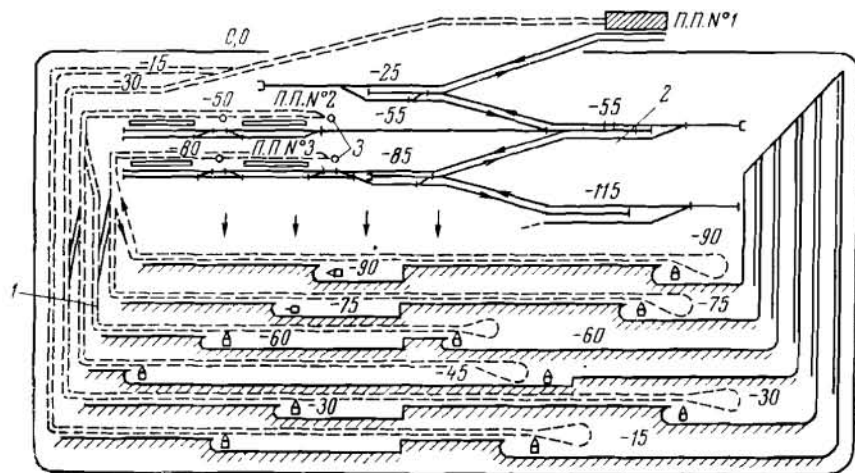


Рис. 54. Схема вскрытия тупиковыми траншеями с применением комбинированного транспорта (автотранспорта на рабочих горизонтах карьера и железнодорожного на тупиковых траншеях):

1 — автомобильные дороги; 2 — рельсовые пути; 3 — поворотные круги для самосвалов

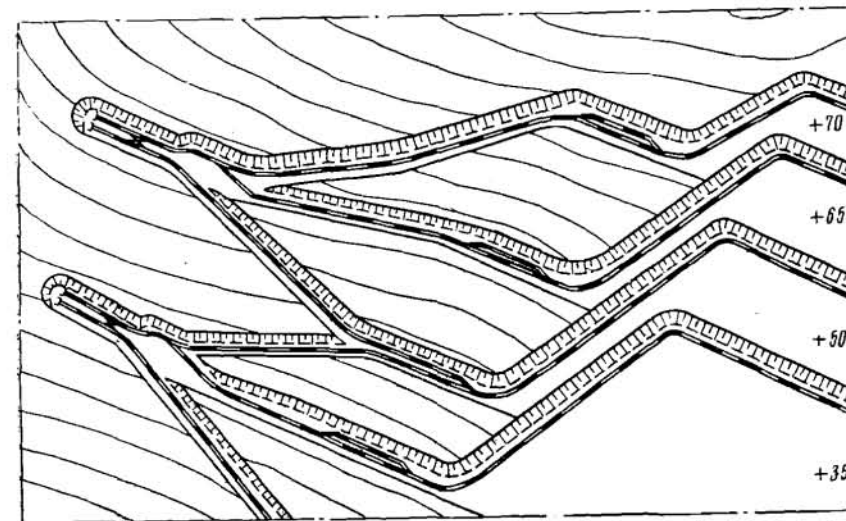


Рис. 55. Вскрытие нагорного месторождения тупиковыми полутраншеями

отвал. Отвалы можно развивать на косогоре в непосредственной близости от породных уступов, на высотных отметках, близких к отметкам рабочих площадок. Длина тупиковой площадки 800—1000 м.

Достоинства вскрытия тупиковыми съездами: возможность вскрытия месторождений с различными условиями залегания; высокая надежность в эксплуатации; при достаточной ширине карьерного поля возможность одновременного ведения горных работ на многих горизонтах и достижения высокой производственной мощности карьера; возможность размещения капитальных траншей по борту карьера с наиболее устойчивыми породами. Недостатки: наличие большого числа наклонных траншей, проходка, оборудование и поддержание которых требуют значительных затрат; большие затраты времени на маневры подвижного состава на тупиковых площадках и как следствие уменьшение пропускной и провозной способности траншей.

Ширину наклонного съезда определяют как минимальную ширину рабочей площадки, исходя из условий размещения экскаваторов, пород после взрыва и одного или двух рельсовых путей. При обработке верхнего подступа с нижней погрузкой укладывается дополнительный рельсовый путь. Руководящий подъем скользящего съезда рассчитывается по условию трогания груженого состава с места, обычно он на 30% меньше подъема, определенного по условию равномерного движения поездов.

Вскрытие скользящими съездами позволяет уменьшить объем горнокапитальных работ, сократить сроки строительства карьера, так как скользящие съезды закладываются вблизи залежи или непосредственно над ней. Отработку уступа при наличии скользящих съездов можно производить одним экскаватором с последующим переходом его с наклонного участка к горизонтальному и двумя экскаваторами, одновременно работающими на наклонном и горизонтальном участках уступа.

Скользящие съезды, предназначенные для железнодорожного транспорта, при эксплуатации усложняют работу экскаваторов и ведение буровзрывных работ на подступах с переменной высотой — объемы буровых и путепереукладочных работ увеличиваются, работа транспорта ухудшается. Поэтому себестоимость производства работ в границах скользкого съезда увеличивается на 25—35%. Несмотря на недостатки, вскрытие скользкими съездами применяют на угольных и рудных карьерах (Коркинский на Урале, ЦГОК

в Криворожском бассейне и др.), что вызвано необходимостью быстрее вводить в эксплуатацию новых горизонтов карьеров. Недостатки скользких съездов при автотранспорте вызывают меньшие затруднения.

• Достоинства вскрытия горизонтов временными автомобильными съездами: уменьшение объемов горнокапитальных и вскрышных работ; возможность быстрого ввода в эксплуатацию отдельных горизонтов карьера; возможность успешной разработки месторождений с неустойчивыми породами в бортах карьера; повышение интенсивности горных работ. Недостаток временных съездов: тяжелые условия

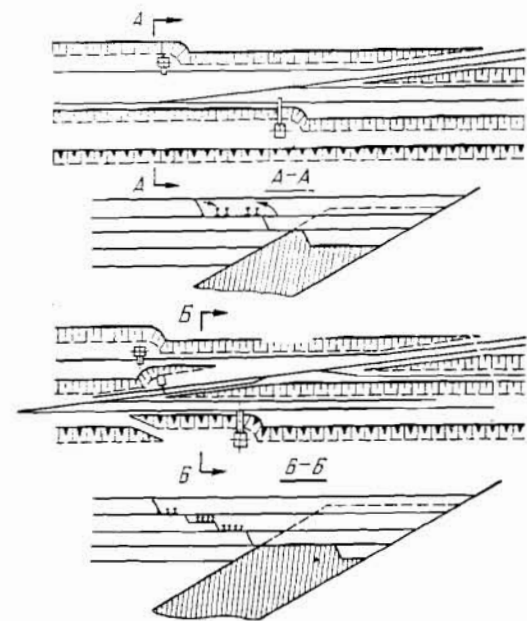


Рис. 56. Схема вскрытия скользкими съездами

эксплуатации железнодорожного транспорта на временных дорогах.

Вскрытие скользкими и временными съездами целесообразно применять при развитии горных работ от середины месторождения к его границам. В большинстве случаев их применение обусловлено разработкой недостаточно разведанных месторождений, для которых трудно установить конечные контуры карьера.

Скользящие съезды могут применяться для вскрытия пологих (рис. 57), наклонных и крутых пластов месторождений различной мощности. Возможно их применение также и при разработке нагорных месторождений.

При вскрытии месторождений общими внутренними траншеями с петлевой формой трассы (петлевые съезды) вместо тупиковых площадок устраивают закругления путей в виде петли, которая позволяет изменять направление движения подвижного состава на угол 180° (рис. 58). Преимущество петлевых съездов заключается в со-

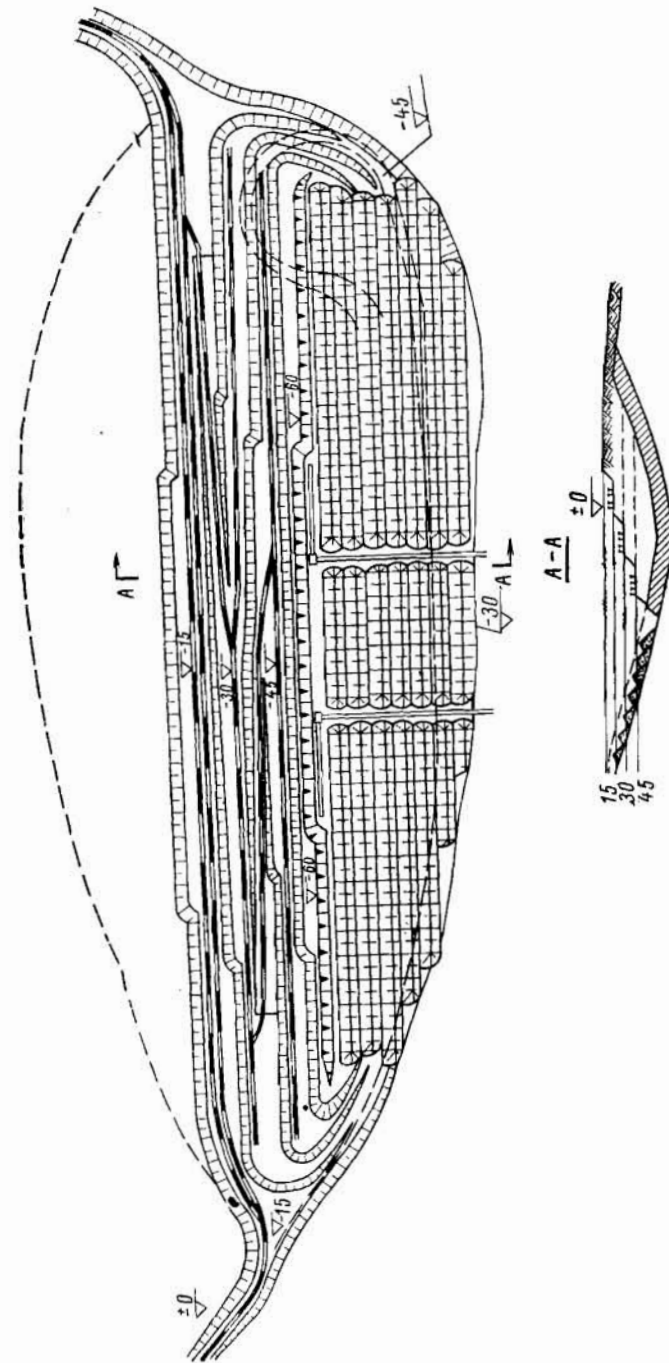
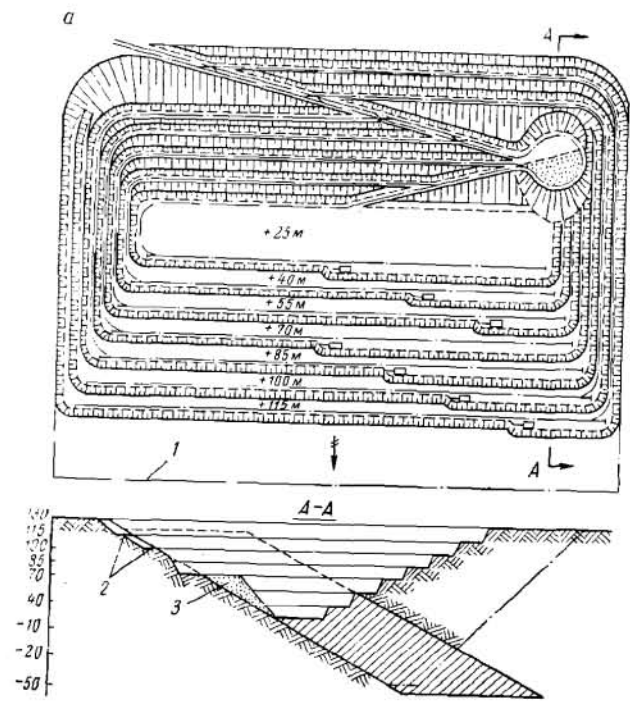


Рис. 57. Схема вскрытия пологого месторождения



хранении непрерывности движения поездов при изменении направления их движения.

Петлевые съезды располагают в лежачем боку месторождения стационарно, с предварительным устройством на месте петли искусственной горизонтальной площадки соответствующих размеров. Ширина горизонтальной площадки должна быть не меньше двух радиусов кривых, величина которых зависит от ширины колеи и типа подвижного состава. При железнодорожном транспорте нормальная колеи ширина площадки составляет 200—400 м, при автомобильном — 40—60 м. Искусственная горизонтальная площадка может быть создана отсыпкой пород вскрыши, доставленных из породных

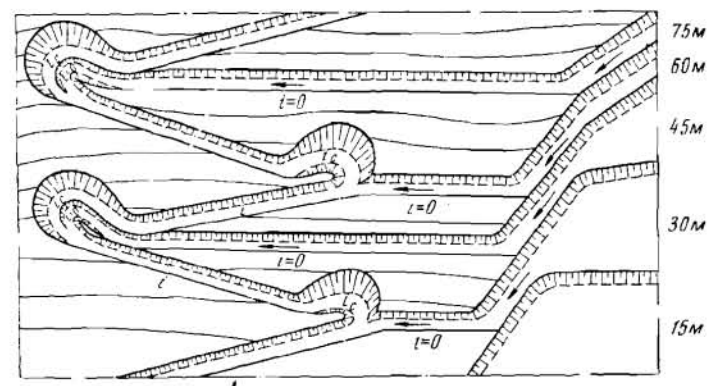


Рис. 59. Схема вскрытия нагорного карьера общими полутраншеями с петлевой формой трассы

забоев карьера. При пологих бортах петлевое закругление устраивают в полувыемке — полунасыпи (см. рис. 58).

Объемы горных работ по сооружению насыпи для устройства транспортной петли пропорциональны ее радиусу в третьей степени и могут достигать при железнодорожном транспорте нескольких миллионов кубических метров. При автомобильном транспорте этот объем относительно невелик. Вскрытие траншеями с петлевыми съездами при железнодорожном транспорте применяют в глубоких карьерах с углом падения пласта или наклона борта карьера до 30°.

Вскрытие общими траншеями петлевой формы широко практикуется при разработке нагорных месторождений по транспортной системе с применением автомобильного транспорта (рис. 59). Съезды устраивают на склоне горы, за контурами карьера. Данный способ применялся на Балаклавском известняковом карьере.

Достоинства способа: высокая пропускная способность траншеи, обусловленная поточностью движения поездов; возможность вскрытия глубоких горизонтов месторождения при сравнительно небольших объемах работ; возможность увеличения глубины карьера без его реконструкции и нарушения нормального режима эксплуата-

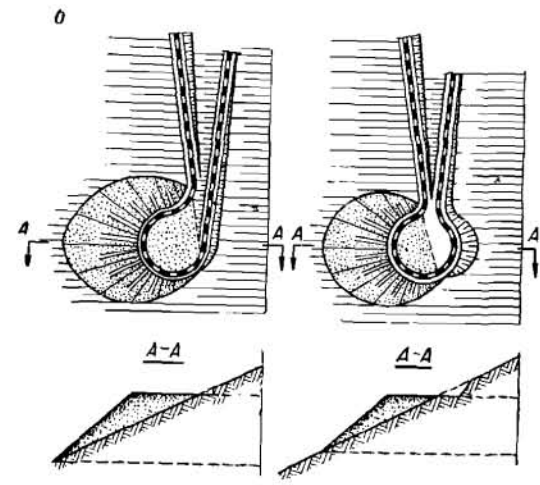


Рис. 58. Схема вскрытия внутренними траншеями с петлевой формой трассы:
 а — общая схема вскрытия; б — схема петлевых соединений; 1 — граница карьерного поля; 2 — транспортные бермы; 3 — насыпь

ционных работ. Недостатком петлевых съездов является потребность в создании искусственной горизонтальной площадки для размещения железнодорожной или автомобильной петли, объемы работ и стоимость сооружения которой достигают значительной величины.

Способу вскрытия петлевыми съездами следует отдавать предпочтение перед способом вскрытия тупиковыми траншеями только

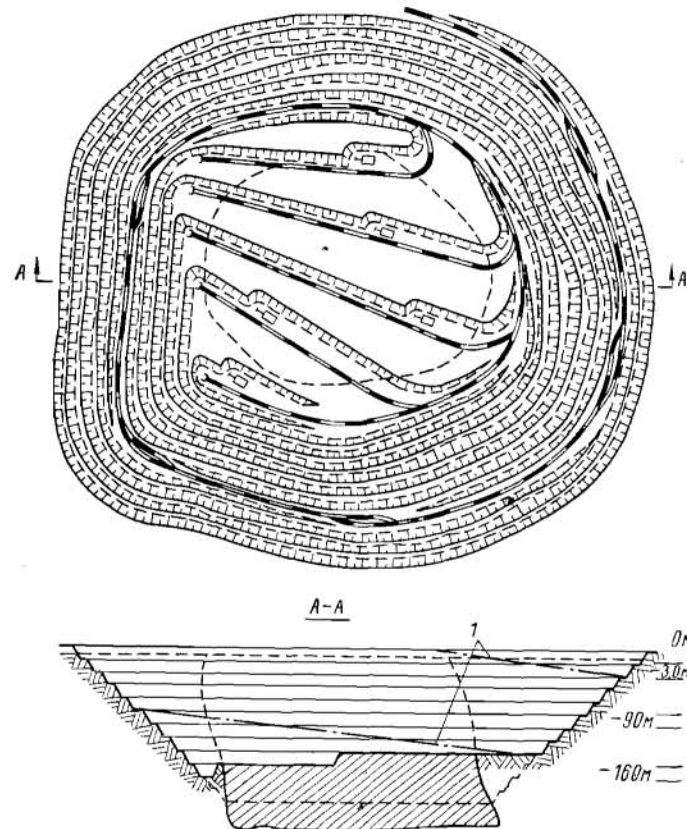


Рис. 60. Схема вскрытия общими внутренними траншеями спиральной формы:
1 — железнодорожные съезды

в том случае, если тупиковые съезды не обеспечивают необходимой производительности карьерного транспорта.

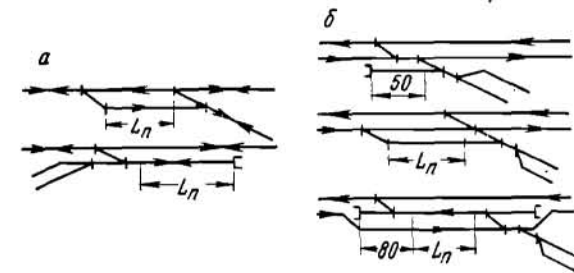
При вскрытии месторождений общими внутренними траншеями спиральной формы трассы (спиральными траншеями или съездами) капитальные траншеи сооружают на бортах карьера, находящихся в своем предельном положении (рис. 60). С поверхности или с какого-либо рабочего горизонта по предельному положению контура карьера проходят первую траншею с уклоном, соответствующим

принятому виду транспорта. При достижении траншеей основания первого уступа (при железнодорожном транспорте) ее проходят на расстоянии 200—300 м в виде горизонтальной траншеи, образующей горизонтальную площадку, от которой начинают развитие горные работы на горизонте. Для вскрытия нового горизонта по предельному положению карьера на данном уступе проходят следующую наклонную траншею до основания нового уступа. Далее вскрытие происходит аналогичным образом.

Основные схемы пунктов примыкания железнодорожных путей рабочих горизонтов к постоянным путям внутренних траншей спиральной формы показаны на рис. 61.

При вскрытии спиральными траншеями горные работы на каждом новом горизонте начинают от разрезной траншеи, пройденной по предельному контуру карьера на данном горизонте, т. е. работы начинают в различных участках периметра карьера. Из-за этого

Рис. 61. Схемы пунктов примыкания при спиральных траншеях:
а — однопутевые съезды;
б — двухпутевые съезды;
 $L_{п}$ — длина поезда



нельзя одновременно вести разработку большого числа уступов. Подвигание фронта горных работ обычно развивается по веерной схеме с поворотным пунктом в точке примыкания горизонтальных путей данного горизонта к наклонным путям спиральной траншеи.

На рис. 62 показана последовательность формирования спирального съезда в глубоком карьере.

При железнодорожном транспорте спиральные траншеи могут быть однопутевыми, двухпутевыми и реже многопутевыми, что устанавливается расчетом в зависимости от производственной мощности карьера по горной массе, интенсивности движения поездов и числа одновременно находящихся в работе уступов. Для увеличения провозной способности съезда можно применять более мощные типы локомотивов, позволяющих увеличивать грузоподъемность состава, а также применять двойную тягу, однако последняя требует соответствующего развития путей в пунктах примыкания и вызывает увеличение длины площадки для их размещения.

Общая длина спирального съезда при глубине карьера H будет

$$L_{\text{спир}} = \frac{H_1}{i_p} + \frac{H_2}{i_p - w_r} + \frac{H_3}{i_{\text{ст}}}, \text{ м}, \quad (\text{II}, 9)$$

- где H_1 — суммарная высота, преодолеваемая на прямолинейных участках съезда, имеющих руководящий подъем, м;
 H_2 — суммарная высота, преодолеваемая на криволинейных участках съезда, имеющих уклон $i_p = w_2$, м;
 H_3 — суммарная высота, преодолеваемая на постах примыкания, расположенных на подъеме, м;

$$H_3 = (L_{ст} i_{ст}) \left(\frac{H}{h} - 1 \right), \text{ м}, \quad (II, 10)$$

- где $L_{ст}$ — длина стационарной площадки поста примыкания между переломами профиля, м;
 $i_{ст}$ — уклон на участке $L_{ст}$, %;
 h — высота уступа, м;
 wr — эквивалентное сопротивление от кривой принятого радиуса.

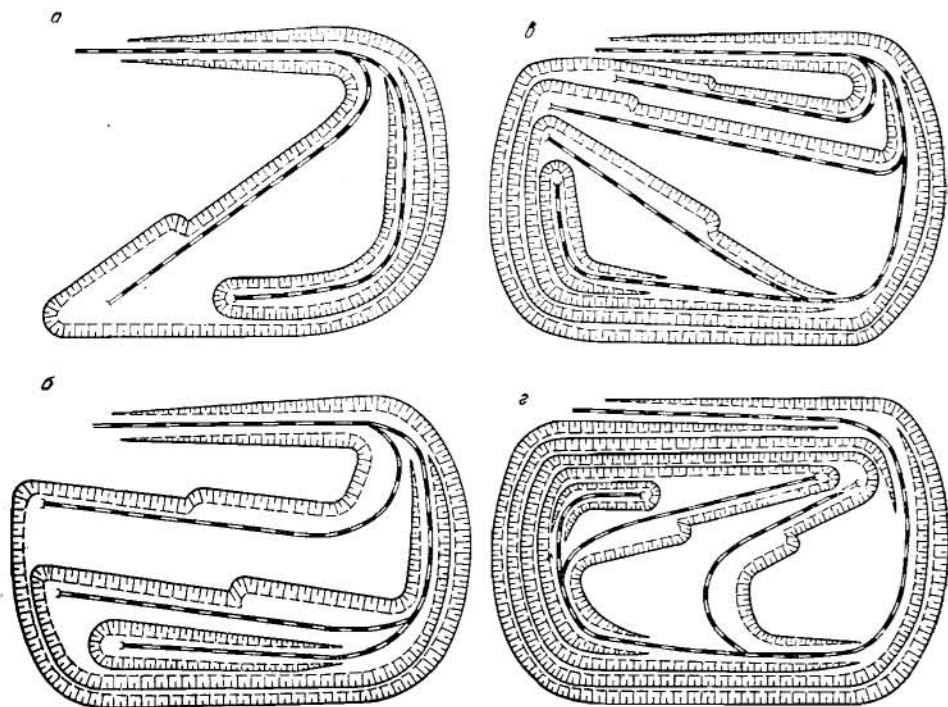


Рис. 62. Последовательность формирования спирального съезда в глубоком карьере

Число рабочих уступов, находящихся одновременно в разработке при вскрытии спиральными траншеями, ограничивается высотой рабочей зоны карьера, размещенной в пределах самого нижнего витка спирали. Практически вскрытие спиральными траншеями при железнодорожном транспорте обеспечивает одновременную работу трех-четырех рабочих уступов, что для карьеров большой производ-

ственной мощности не всегда достаточно. При увеличении глубины карьера и уменьшении его размеров в плане снижается и число уступов в зоне одного витка спирали. В настоящее время при вскрытии месторождений спиральными траншеями широко применяют автомобильный транспорт, который может преодолевать более крутые подъемы, чем локомотивный, и позволяет иметь одновременно в работе большее число уступов.

Автомобильный транспорт допускает вскрытие спиральными траншеями месторождений с ограниченными размерами в плане при относительно большой глубине карьеров, что исключено при железнодорожном транспорте. Спиральные траншеи с железнодорожным транспортом применяют для вскрытия месторождений с большими размерами в плане, по форме приближающимися к кругу. Известны случаи вскрытия спиральными траншеями месторождений, залегающих в гористой местности (массивные, куполообразные возвышенности). Проходка спиральных траншей при локомотивном транспорте ограничивается возможностью укладки железнодорожных путей с необходимыми радиусами закругления, которые составляют при нормальной колее 150—200 м, при узкой колее — 70—80 м. Таким образом, при широкой железнодорожной колее горизонтальная мощность залежи на предельной глубине карьера должна быть не менее 200—250 м.

При вскрытии спиральными траншеями (как и тупиковыми) необходимо располагать исчерпывающими сведениями о конфигурации и условиях залегания месторождения. Если на одном из бортов или участке по периметру карьера встречаются неустойчивые или сильно обводненные породы, склонные к образованию оползней, вскрытие спиральными траншеями невозможно, и тогда применяют тупиковые траншеи или другой, более подходящий для данных условий способ вскрытия.

Одним из условий вскрытия месторождений спиральными траншеями является требование значительно большей (чем при других способах вскрытия) обеспеченности рудника оборудованием и рабочей силой. Это объясняется тем, что в первый период эксплуатации производится наибольший объем вскрышных работ, поскольку отработку каждого горизонта ведут до предельного контура карьера.

Достоинства способа: непрерывность движения поездов без маневров на площадке, что позволяет увеличить пропускную способность карьерных путей; возможность применения большегрузных вагонов и мощных локомотивов, обладающих высокой производительностью и провозной способностью. Недостатки: жесткость условий применения; невозможность одновременной работы на большом числе уступов, что ограничивает производственную мощность карьера; необходимость осуществлять основные работы по вскрыше в начальный период эксплуатации карьера, для чего сразу требуется большое количество оборудования; увеличение объема вскрыши вследствие наличия широких транспортных берм, опоясывающих иногда все борта карьера, что уменьшает глубину открытых работ, особенно при

ограниченных размерах месторождения; необходимость заложения спиральной траншеи по предельному контуру бортов карьера, что невозможно при недоразведанности месторождения.

В Советском Союзе спиральными траншеями с локомотивной тягой вскрывают несколько рабочих горизонтов Коунрадского месторождения медных руд. Этот способ вскрытия приобретает все большее значение в связи с развитием применения на открытых работах автомобильного транспорта, допускающего более крутые уклоны и меньшие радиусы закругления траншей. При разработке глубоких горизонтов автомобильный транспорт применяют в комбинации с железнодорожным, осуществляя на определенном горизонте перегрузку транспортируемой горной массы из автомобилей и железнодорожные составы.

Вскрытие парными внешними траншеями простой формы применяют с целью создания кольцевой схемы транспорта в условиях отдельных, групповых и общих внешних траншей при большом грузообороте. Порожняковые составы следуют по траншеям с уклоном больше направляющего, а груженые — по траншеям с направляющим уклоном. Обычно парные однопутевые траншеи заменяют одну отдельную двухпутевую; строительный объем парных траншей только незначительно больше строительного объема отдельных траншей. Объем породных работ по строительству внешних траншей возрастает с увеличением глубины вскрываемых горизонтов, поэтому при глубине более 70—80 м применяют вскрытия внутренними траншеями.

Вскрытие парными внутренними траншеями различной формы обеспечивает каждый вскрытый горизонт карьера двумя транспортными путями, соединяющими его с поверхностью: одним для транспортирования груза и другим — для порожняка. В этом случае достигается поточность движения поездов или автотранспорта, благодаря чему увеличивается пропускная способность капитальных траншей, а забой обеспечиваются порожняком лучше, чем при одинарных траншеях, когда движение груза и порожняка является встречным и осуществляется одновременно по одной траншее. Парные траншеи с внутренним заложением могут иметь тупиковую, петлевую или спиральную форму.

На рис. 63 показаны схемы вскрытия месторождения парными траншеями спиральной формы с применением автомобильного транспорта. Один путь служит для груженых машин, другой — для порожняка. Грузовой путь имеет подъем до 80% , порожняковый имеет уклон до $100\text{--}150\%$ (в исключительных случаях до 200%).

Устройство второго пути с большим уклоном для порожняка оправдано для карьеров с невысокой производственной мощностью, так как ширина этих дорог может быть достаточной для прохода только одной машины (при этом через 150—200 м по всей длине устраивают ниши для разминки машин). При наличии двух траншей создается поточное движение автотранспорта, исключается возможность столкновения встречных машин, сокращается расход горючего на обратный пробег, увеличивается производительность экскава-

торов. При определенных условиях полученная при этом экономия может компенсировать дополнительные издержки, связанные с устройством кольца.

Вскрытие специальными (вспомогательными) траншеями вскрышных уступов карьеров или в целом карьерных полей характеризуется отсутствием капитальных траншей. Эти способы применяют, если горную массу из карьера транспортируют башенными экскаваторами, кабельными кранами, консольными отвалообразователями или транспортно-отвальными мостами.

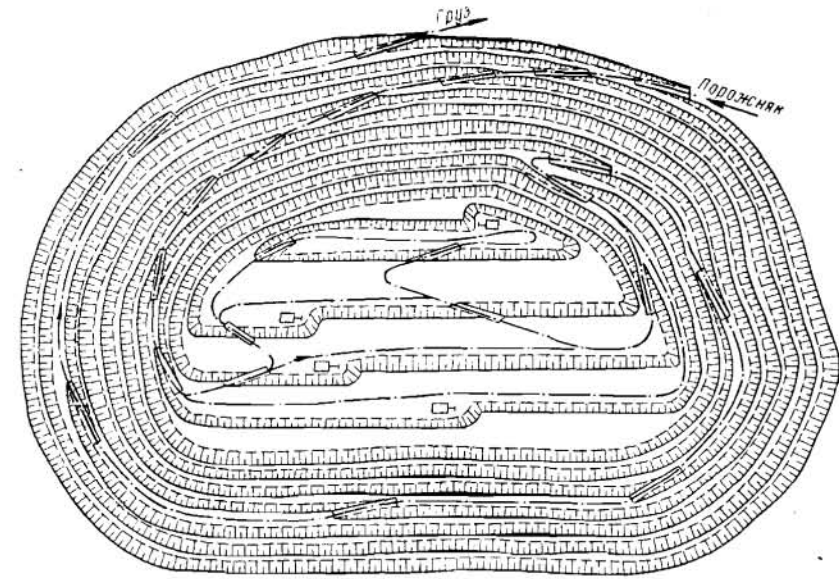


Рис. 63. Схема вскрытия парными спиральными траншеями при автотранспорте

При использовании башенных экскаваторов и кабельных кранов горную массу перемещают в карьере и выдают на поверхность непосредственно в ковше. При работе консольных отвалообразователей или транспортно-отвальных мостов вскрыша размещается в выработанном пространстве посредством конвейеров, смонтированных на указанном оборудовании. Для выдачи на поверхность оборудования для ремонта, доставки в карьер необходимого оборудования, материалов и для перемещения людей проходят вспомогательные траншеи. При бестранспортной системе разработки, когда вскрышные породы разрабатывают и размещают в выработанном пространстве карьера мощными механическими лопатами или драглайнами, связь рабочих уступов с поверхностью также осуществляется посредством вспомогательных траншей.

Кабельные краны применяют на карьерах по добыче строительных материалов и штучных породных блоков больших размеров

(например, мраморных блоков для строительных, отделочных и декоративных целей).

Консольные экскаваторы и транспортно-отвальные мосты применяют на ряде карьеров, разрабатывающих бурый уголь (Приднепровский бурогольный бассейн), марганцевую руду (Приднепровский марганцеворудный бассейн), железную руду (Керченский железорудный бассейн), огнеупорные глины и формовочные пески (Часов-Ярские месторождения в Донбассе). Использование мощных механических лопат и драглайнов по бестранспортной системе разработки имеет широкое применение на многих карьерах Советского Союза.

Наклонные комбинированные траншеи применяются для вскрытия месторождений неправильной формы или имеющих сложные условия залегания. Ниже рассмотрены наиболее типичные примеры применения комбинированных траншей.

Комбинация вскрытия породных уступов специальными траншеями и добычных — наклонными капитальными траншеями характерна для условий пластовых месторождений осадочного типа, залегающих в виде горизонтальных и пологих пластов (бурые угли, фосфориты и др.), когда вскрыша полностью или частично перемещается в выработанное пространство мощными одноковшовыми экскаваторами, консольными отвалообразователями или транспортно-отвальными мостами.

При разработке таких месторождений по бестранспортной или транспортно-отвальной системе нет надобности в капитальных траншеях, связывающих вскрышные уступы с поверхностью. Траншеи проходят с поверхности непосредственно к рабочим горизонтам, а породные уступы вскрывают только вспомогательными (специальными) траншеями, служащими для хозяйственных целей (доставка материалов, оборудования, запасных частей и т. п.). Примерами подобного способа вскрытия являются Бандуровский и Семеновско-Головковский бурогольные карьеры УССР.

Комбинация вскрытия месторождений внешними и внутренними наклонными траншеями. На рис. 64 показано вскрытие верхних горизонтов месторождения внешними и нижних — внутренними наклонными траншеями. Горизонты —20; —40 м и —60 м вскрыты общей внешней траншеей; горизонты от —80 до —220 м — вскрыты тупиковыми траншеями.

На рис. 65 показано вскрытие комбинированными траншеями: верхний горизонт вскрыт внешней траншеей, которая примыкает к спиральной, последняя — к тупиковым траншеям.

На рис. 66 показано вскрытие пологого пласта (до 10—12°) двух верхних горизонтов общей внешней траншеей и следующих четырех горизонтов — наклонной полутраншеей, расположенной непосредственно на породах лежащего бока пласта. На угольных карьерах с относительно неглубоким залеганием горизонтальных или слабо-наклонных пластов часто применяют вскрытие вскрышных уступов внешними траншеями, а добычных — скользящими съездами (см. рис. 57).

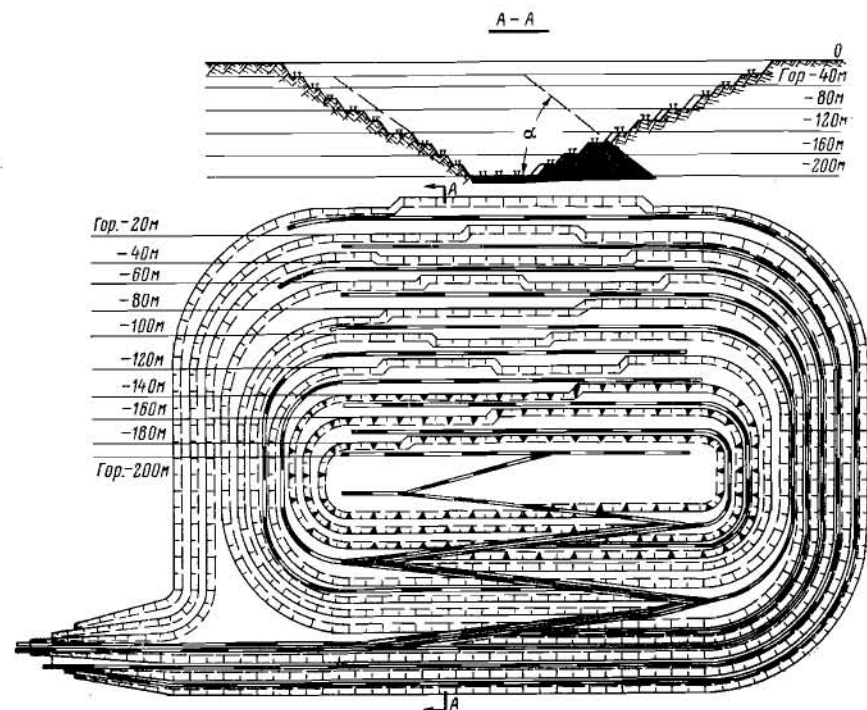


Рис. 64. Вариант вскрытия комбинированными траншеями (внешние траншеи для вскрытия верхних горизонтов и внутренние тупиковые для нижних горизонтов)

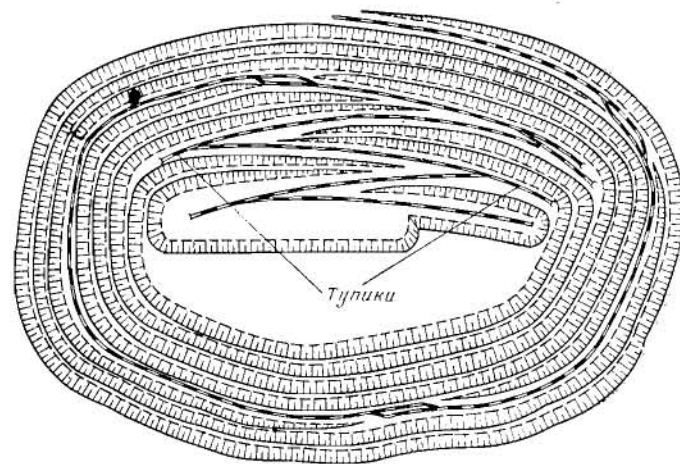


Рис. 65. Вариант вскрытия комбинированными траншеями

Комбинированное вскрытие месторождений внешними траншеями, примыкающими к системе внутренних траншей, широко применяют при разработке месторождений глубинного типа с большой толщиной покрывающих пород. Вскрытие наклонными внешними и внутренними траншеями может быть осуществлено с применением желез-

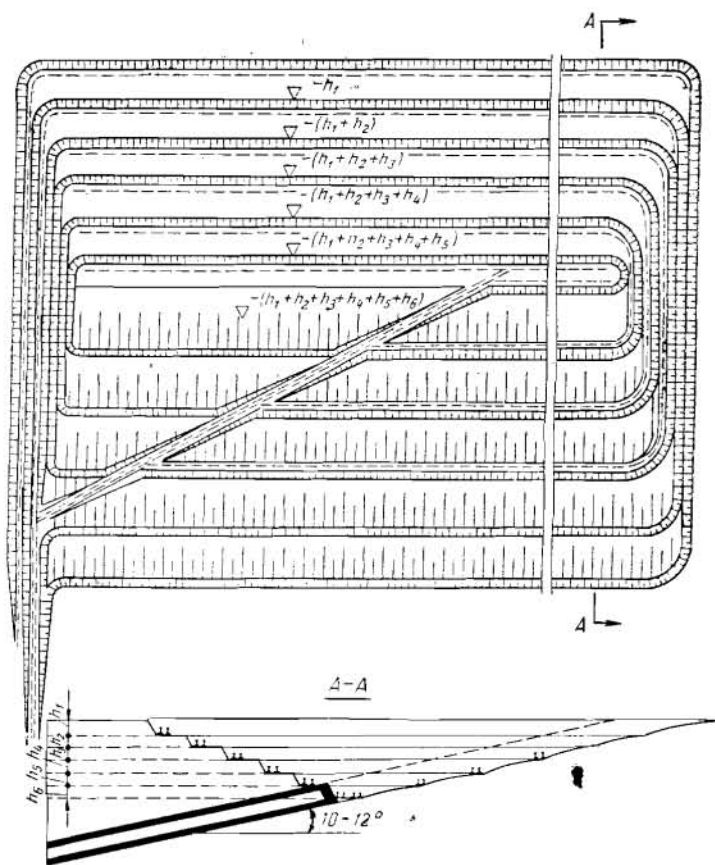


Рис. 66. Вариант вскрытия комбинированными траншеями пологого пласта

нодорожного транспорта и комбинации автомобильного и железнодорожного транспорта. Этот вариант комбинированного вскрытия имеет по сравнению с вскрытием только внутренними траншеями следующие преимущества: проходка капитальных траншей, осуществляемая параллельно с форсированным вскрытием и подготовкой к эксплуатации первоочередного участка, позволяет обеспечить переход на основной вид транспорта и постоянные транспортные коммуникации при значительном сокращении срока строительства карьера; внешние капитальные траншеи обычно проходят в направлении обогатительной фабрики или отвала, что позволяет сократить

расстояние транспортирования горной массы из карьера до пунктов назначения и за период эксплуатации месторождения получить значительную экономию по транспортным расходам; внешняя траншея позволяет осуществить примыкание путей к горизонтам карьера без дополнительного разноса бортов; трасса внутренних капитальных траншей упрощается и сокращается; при неустойчивых, обводненных покрывающих породах внешнее заложение капитальных траншей наиболее рационально и в большинстве случаев единственно возможно.

Строительный объем внешней траншеи $V_{\text{внешн}}$ значительно больше объема внутренней траншеи $V_{\text{внутр}}$, пройденной на ту же глубину. Поэтому глубину внешней траншеи $H_{\text{п}}$, при которой целесообразно примыкание к системе внутренних траншей, необходимо определять с учетом горнокапитальных работ и экономии в результате сокращения перевозок. Проходка внешней траншеи будет экономически целесообразной, если расчетные затраты, связанные с ее проходкой и эксплуатацией, будут равны или меньше соответствующих затрат при вскрытии внутренними траншеями. При размещении на борту карьера системы внутренних траншей необходимо производить дополнительный разнос бортов карьера $V_{\text{доп}}$.

Объем общей внешней траншеи $V_{\text{внешн}}$, имеющей в поперечнике ступенчатую форму, с достаточной степенью точности может быть определен по формуле

$$V_{\text{внешн}} \cong \frac{H_{\text{п}}^2}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{H_{\text{п}}}{3 \operatorname{tg} \beta} \right) + \frac{b_{\text{тр}} h H_{\text{п}}}{i}, \quad \text{м}^3, \quad (\text{II}, 11)$$

где b — ширина траншеи внизу, м;
 β — угол откоса бортов траншеи, град;
 h — высота уступа;
 $b_{\text{тр}}$ — ширина транспортной площадки.

Строительный объем системы внутренних траншей $V_{\text{внутр}}$, пройденных до глубины $H_{\text{п}}$, будет равен

$$V_{\text{внутр}} = \frac{h H_{\text{п}}}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{h}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right), \quad \text{м}^3, \quad (\text{II}, 12)$$

где h — высота уступа, м;
 α — угол откоса бортов внутренних траншей, град.

При размещении на борту карьера системы внутренних траншей дополнительный разнос бортов карьера для всех форм трасс может быть определен как объем полупризмы, т. е.

$$V_{\text{доп}} = \frac{b_{\text{тр}} H_{\text{п}}^2}{2i}, \quad \text{м}^3, \quad (\text{II}, 13)$$

По мере разноса бортов траншей и отработки горизонтов внутренние траншеи становятся полутраншеями, а поэтому часть объема (в м^3), равная разности $(V_{\text{внутр}} - V_{\text{доп}})$, входит в эксплуатационные работы, а затраты, равные $(V_{\text{внутр}} - V_{\text{доп}})(P_{\text{тр}} - P_{\text{вскр}})$, необхо-

димо относить за счет вскрытия ($P_{тр}$ — себестоимость производства 1 м^3 траншейных работ, $P_{вскр}$ — себестоимость 1 м^3 вскрыши).

Таким образом, при вскрытии внутренними траншеями по сравнению со вскрытием внешними траншеями, объемы горнокапитальных работ условно могут быть приняты равными $V_{доп}$.

При вскрытии месторождения системой внутренних траншей по сравнению с вскрытием внешней капитальной траншеей, примыкающей к системе внутренних капитальных траншей на горизонте с отметкой H_n , дополнительное расстояние перевозки грузов, находящихся ниже горизонта примыкания, определяется величиной H_n/i . Дополнительное расстояние транспортирования грузов, расположенных выше отметки H_n , равно $H_n/2i$.

Проходка общей внешней траншеи будет экономически целесообразной, если затраты, равные $V_{внеш}P_{тр}$, будут равны или меньше суммы затрат $V_{доп}P_{тр}$ и затрат, связанных с увеличением расстояния транспортирования. Затраты, связанные с увеличением расстояния транспортирования, при вскрытии системой внутренних траншей будут равны:

для грузов, поступающих с горизонтов, расположенных ниже горизонта H_n

$$C_{ниж} = (Q - qH_n) \frac{H_n}{i} C_T, \text{ руб.},$$

где Q — общий объем перевозок за весь срок существования карьера, m ;

q — объем перевозок, отнесенный к 1 м углубления работ в верхней зоне, m ;

C_T — себестоимость $1 \text{ м} \cdot \text{м}$ перевозок, руб;

для грузов, поступающих с горизонтов, расположенных выше горизонта H_n

$$C_{верх} = \frac{qH_n^2 C_T}{2i}, \text{ руб.}$$

Таким образом

$$V_{внеш}P_{тр} \leq V_{доп}P_{тр} + (V_{внутр} - V_{доп})(P_{тр} - P_{вскр}) + (C_{ниж} + C_{верх}). \quad (\text{II}, 14)$$

Подставляя значения входящих в формулу величин и решая уравнение относительно H_n , получим

$$H_n = -\frac{A}{2} + \sqrt{\frac{A^2}{4} + 3 \text{tg} \beta \left[\frac{QC_T}{P_{тр}} + \frac{V_{вн}i}{h} \left(1 - \frac{P_{вскр}}{P_{тр}} \right) \right] - b_{тр}h}, \text{ м}, \quad (\text{II}, 15)$$

где $V_{вн}$ — объем внутренней траншеи, пройденной на один горизонт

$$A = \frac{1,5 \text{tg} \beta}{P_{тр}} (bP_{тр} - b_{тр}P_{вскр} + qC_T).$$

Общие внешние капитальные траншеи следует проходить по этапам с учетом календарного плана развития горных работ в карьере. Однако проходка траншей сразу на проектную глубину в отдельных случаях оказывается целесообразной. При вскрытии крупных месторождений в период строительства карьера обычно проходят несколько вспомогательных временных траншей, которые служат для вскрытия верхней зоны карьера. Это позволяет проходить внешнюю капитальную траншею до глубины, необходимой для транспортирования горной массы с горизонтов, расположенных ниже отметки H_n .

Условие по определению глубины погружения внешней капитальной траншеи выражается неравенством

$$V'_{внеш}P_{тр} \leq V_{доп}P_{тр} + (V_{внутр} - V_{доп})(P_{тр} - P_{вскр}) + C_{яж},$$

где $V'_{внеш}$ — объем внешней капитальной траншеи, определяемой по формуле (I,9).

После преобразований условие рациональной глубины погружения внешней траншеи примет вид

$$\frac{H_n^2 P_{тр}}{3 \text{tg} \beta} + \frac{H_n}{2} [(b - b_{тр})(P_{тр} - P_{вскр}) + qC_T] - [QC_T + V'_{внутр} \frac{i}{h} (P_{тр} - P_{вскр})] = 0.$$

Решая уравнение относительно H_n , получим

$$H_n = \frac{-B + \sqrt{B^2 + 1,33P_{тр} \text{tg} \beta \left[QC_T + V'_{внутр} \frac{i}{h} (P_{тр} - P_{вскр}) \right]}}{0,66P_{тр} \text{tg} \beta}, \text{ м}, \quad (\text{II}, 16)$$

$$B = 0,5 (b - b_{тр}) (P_{тр} - P_{вскр}) + qC_T.$$

Пример. Соколовский карьер Соколовско-Сарбайского горнообогатительного комбината целесообразно было бы вскрывать траншеей со стороны северного торца, но проектируемая ранее отработка северной части месторождений подземным способом послужила одной из причин перенесения ее на южный торец. Для сокращения расстояния транспортирования трасса траншеи принята криволинейной формы. Траншея пройдена с отметки $+180 \text{ м}$ и примыкает к карьере в его южном торце на отметке $+110 \text{ м}$ в скальных породах. Продолжением ее являются внутренние тупиковые съезды, вскрывающие рудные горизонты. Глубина погружения траншеи 70 м . Вскрытие Сарбайского карьера того же комбината осуществлено основной внешней траншеей, примыкающей к карьере на отметке кровли скальных пород ($+125 \text{ м}$) восточного борта (лежащий бок). Учитывая общие объемы перевозки горной массы, в траншее с отметки $+125 \text{ м}$ на поверхность уложено шесть железнодорожных путей.

В случае применения автомобильно-железнодорожного транспорта на Анновском карьере целесообразна проходка в южном торце внешней траншеи, обеспечивающей транспортирование горной массы до глубины 200 м . Исходные данные для расчета: $Q = 1100 \text{ млн. м}$, $q = 5,5 \text{ млн. м}$; $b_{тр} = 15 \text{ м}$, $b = 30 \text{ м}$, $h = 15 \text{ м}$, $i = 30^\circ/00$, $\alpha = 45^\circ$, $\beta = 35^\circ$, $C_T = 0,000008 \text{ руб/м} \cdot \text{м}$. $P_{тр} = 0,75 \text{ руб/м}^3$, $P_{вскр} = 0,5 \text{ руб. м/м}^3$; $V_{вн} = 170000 \text{ м}^3$.

В результате расчетов получена глубина погружения внешней траншеи со стороны южного торца Анновского карьера H_n , равная 90 м .

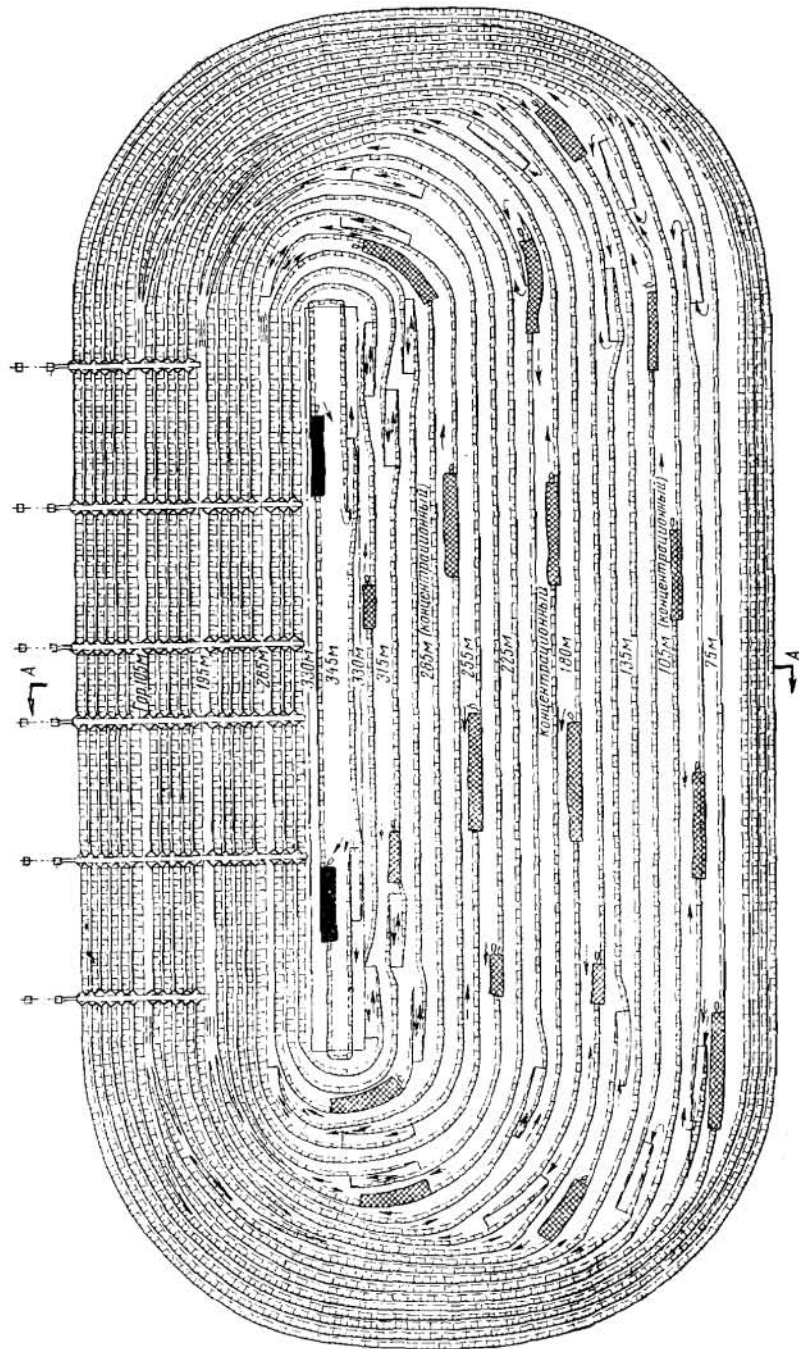
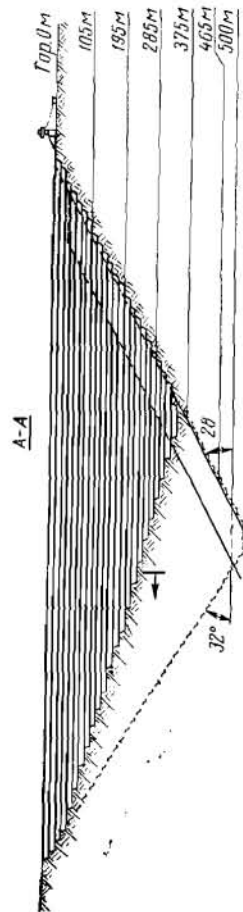


Рис. 67. Вариант вскрытия крутыми траншеями без разноса борта



§ 2. Вскрытие месторождений крутыми траншеями

Вскрытие внутренними крутыми траншеями заключается в установлении грузотранспортной связи между рабочими или концентрационными горизонтами с поверхностью по крутым траншеям, в которых размещаются наклонные подъемники — канатные (скиповые и клетевые) или конвейерные. Строительный объем крутых траншей обычно невелик, так как угол их наклона значителен и равен (или близок) углу погашения борта карьера.

В зависимости от типа подъемника могут быть приняты различные углы подъема трассы крутых траншей:

Скиповой	до 45—60°
Клевой	до 45—60°
Конвейерный	до 18°
Канатно-автомобильный	до 25°

Наклонные траншеи сооружают на нерабочем борту (чаще на породах лежачего бока залежи) или в торцах карьера по его предельному контуру. Для заложения крутых траншей выбирают участки с наиболее устойчивыми породами. Преимущества вскрытия крутыми траншеями: возможность подъема горной массы со значительной глубины по крутой траншее, являющейся кратчайшим транспортным путем в карьере; минимальный объем породных работ при проходке капитальных траншей; сравнительно малый срок подготовки карьера к эксплуатации; минимальная стоимость транспорта горной массы по борту карьера; возможность расположения капитальных траншей по наиболее устойчивым породам.

Вскрытие крутыми траншеями, оборудованными большегрузными скиповыми подъемниками, применяется для вскрытия пластов и залежей, угол падения которых равен углу погашения борта карьера в породах лежачего бока (рис. 67) или больше его. Крутые траншеи закладываются при этом в породах лежачего бока пласта (рис. 68). Объем вскрышных работ по разносу борта карьера в лежащем боку в этом случае значителен.

Пласты или залежи с крутым падением можно вскрывать крутыми траншеями, заложенными в торцах карьера в их предельном положении (рис. 69). При этом резко сокращается объем гор-

ноподготовительных работ, так как необходима разноска верхних горизонтов до предельного контура только на флангах вместо развеса лежачего и висячего бортов карьера. На каждом фланге карьера можно соорудить по две-три траншеи с наклонными подъемниками, которые обеспечат высокую производительность.

Вариант расположения крутых траншей на флангах карьера по сравнению с их расположением в лежачем борту позволяет сократить объем транспортных работ по доставке породы и полезного ископаемого из экскаваторных забоев к приемным площадкам наклонных подъемников на концентрационных горизонтах.

Организация концентрационных горизонтов при одновременной разработке большого числа уступов предложена проф. М. Г. Новожиловым. Им же разработан метод *группирования уступов и создания концентрационных горизонтов*, обслуживаемых групповыми наклонными подъемниками.

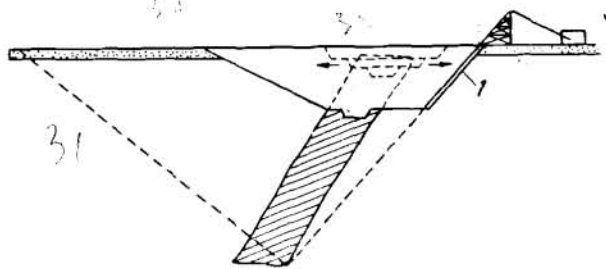


Рис. 68. Схема вскрытия пласта наклонным канатным подъемником с развесом борта:

1 — наклонный канатный подъемник

Сущность группирования уступов в глубоких карьерах (рис. 70) состоит в том, что приемно-погрузочные площадки подъемника устраивают на *концентрационных горизонтах*, объединяющих группу рабочих уступов, на которых производятся вскрышные работы по разносу бортов карьера (в каждой группе объединяется до четырех-пяти уступов). В пределах одной группы уступов горную массу перемещают с рабочих горизонтов на концентрационный с помощью средств внутрикарьерного транспорта (автосамосвалов, троллейбусов и т. д.), доставляющих ее к погрузочному устройству подъемника.

Группирование уступов позволяет рассредоточивать в карьере грузопотоки на отдельные ветви меньших размеров, каждая из которых направляется к отдельному наклонному подъемнику. При этом улучшается организация работы, а в глубоких карьерах упрощается также и подготовка новых горизонтов.

Углубка трассы наклонных подъемников по существу отпадает, так как горную массу подают на концентрационный горизонт, расположенный значительно выше нижнего добычного уступа в карьере. Устройство новых концентрационных горизонтов не вызывает особых затруднений, благодаря применению внутри карьера маневренного автомобильного транспорта, а оборудование погрузочных площадок возможно производить независимо от работы подъемника, что

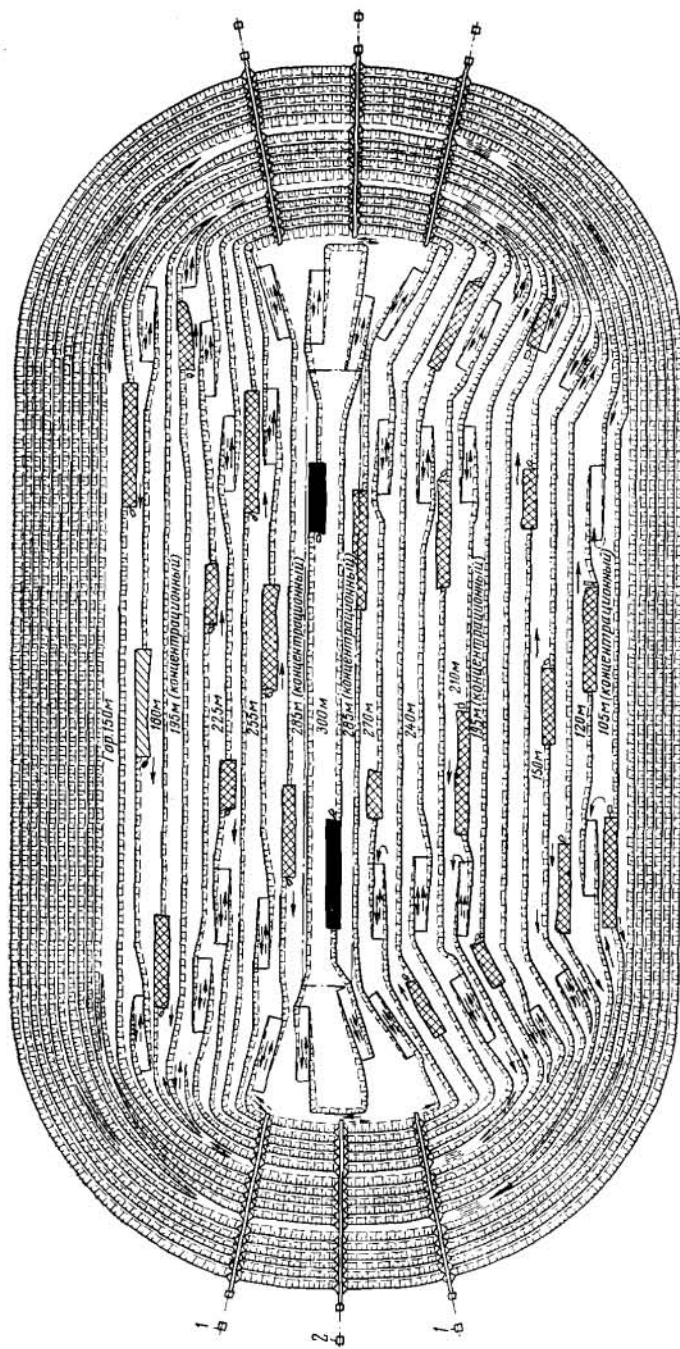


Рис. 69. Вариант вскрытия крутыми траншеями, расположенными в горщах карьера: 1 — подъемник для породы; 2 — подъемник для полезного ископаемого

практически ликвидирует простой подъемника при переходе на новый концентрационный горизонт. Подготовка новых горизонтов при методе группирования уступов заключается в последовательном вскрытии нижележащей группы уступов с устройством приемных площадок. Полная подготовка нижележащей группы уступов включает проходку разрезных траншей и последующую их разноску по всей протяженности карьерного поля, обслуживаемого наклонными подъемниками. Достоинство этого

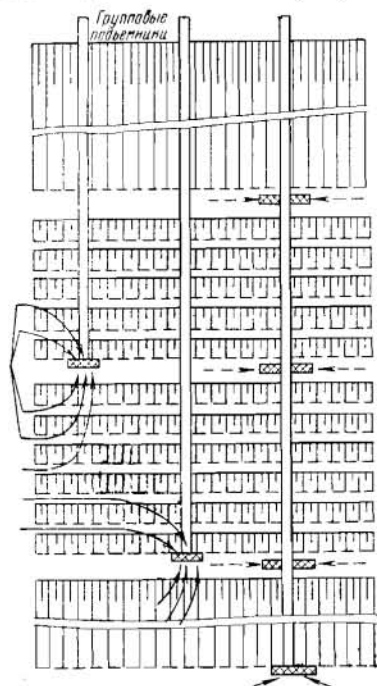


Рис. 70. Схема расположения концентрационных горизонтов в глубоких карьерах

способа подготовки в возможности планомерного развития выемочных работ сразу же после переноса перегрузочного устройства на вновь подготовленный концентрационный горизонт; недостаток — в больших объемах подготовительных работ. Горная масса при этом доставляется внутрикарьерным транспортом на приемную погрузочную площадку при значительных расстояниях транспортирования. Ширина самого нижнего подготавливаемого горизонта будет равна ширине разрезной траншеи, а ширина разгонки верхнего подготавливаемого горизонта зависит от числа уступов в группе и ширины оставляемых площадок и может достигать 200—300 м и более.

При выборе внутрикарьерного транспорта для доставки полезного ископаемого и породы к наклонному подъемнику, оборудованному большегрузными скипами, следует ориентироваться на автомобильный транспорт. Это имеет особенно большое значение для организации погрузочно-транспортных работ, когда число экскаваторных блоков на уступе более двух. Перегрузка полезного ископаемого и породы из автомашин в скипы происходит при наличии небольшого маневрового пространства, устройство перегрузочного пункта в карьере отличается простотой, перенос его менее сложен, чем при других видах карьерного транспорта, и отвечает условиям быстрой и эффективной подготовки новых горизонтов.

Вскрытие крутыми траншеями с применением клетевых подъемников аналогично вскрытию с применением скиповых подъемников, отличаясь от него тем, что оборудуется он клетью, в которой размещается транспортный сосуд (рис. 71). Поэтому достоинством клетевого подъема является отсутствие перегрузки горной массы. К недостаткам этого способа вскрытия относятся громоздкость наклонных

подъемных установок и необходимость расформирования составов (в случае применения железнодорожного транспорта).

Сооружение подъемников может производиться на бортах или на флангах карьера. Если к моменту установки подъемника на борту полностью завершены работы по вскрытию, то подъемник размещается в зависимости от угла откоса борта нормально или, что бывает чаще, диагонально к плоскости борта. Если разноска борта не произведена до своего конечного положения, то трасса наклонного подъемника прокладывается в специально пройденной траншее.

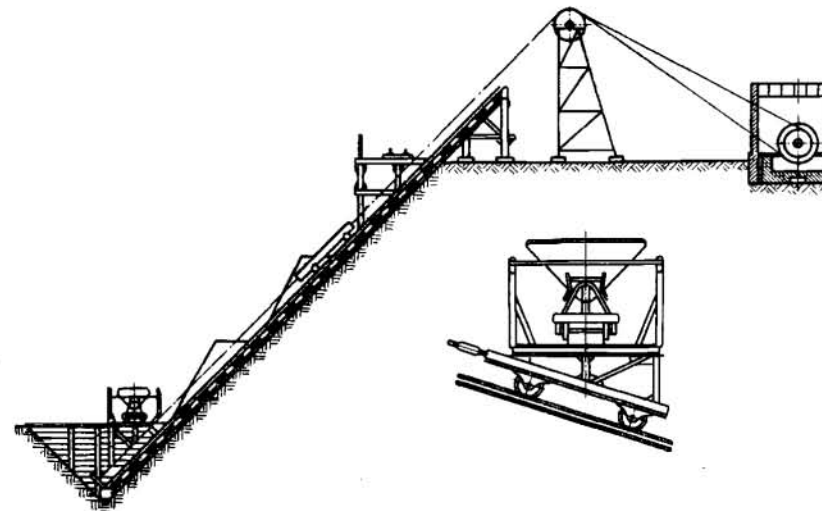


Рис. 71. Схема вскрытия крутой траншей, оборудованной клетевым подъемником для железнодорожных вагонов

Наиболее целесообразна установка не менее двух подъемников. В этих случаях каждый из них может быть взаимозаменяем на время ремонта, переноса на нижний горизонт натяжной станции или при необходимости одновременного переключения обоих подъемников на выдачу из карьера только породы или только руды.

При значительном фронте работ и большой производственной мощности карьера можно устанавливать несколько подъемников, так как их строительство и монтаж не требует много времени, а капитальные затраты на установку сравнительно невелики. Предпочтительна установка подъемников на одном борту (нерабочем), так как установка на двух бортах не только затрудняет развитие работ в карьере, но и осложняет поверхностное хозяйство, которое придется создавать на обоих бортах карьера. Иногда установка подъемников на двух противоположных бортах или флангах вызывается местными условиями (например, трудностью размещения отвалов вблизи карьера, при возможности расположения отвалов только на одном борту и т. п.).

Ввиду удобства взаимозаменяемости подъемников при наличии в карьере двух и более установок для увеличения числа одновременно обслуживаемых подъемниками горизонтов и сокращения расстояния внутрикарьерной откатки целесообразно располагать нижние станции подъемников на разной глубине. Обычно каждый подъемник в процессе эксплуатации обслуживает не менее двух-трех горизонтов: один, на котором расположена натяжная станция, другой — выше ее и третий — вновь подготавливаемый к разработке.

Вскрытие крутыми траншеями, оборудованными автомобильными подъемниками, позволяет транспортировать горную массу из карьера по кратчайшему пути до приемных пунктов на поверхности без перегрузочных работ. При этом транспортирование горной массы от забойных экскаваторов осуществляется автосамосвалами до нижней площадки подъемника. С нижней приемной площадки подъемной машиной, установленной на поверхности, и канатом, снабженным прицепными или толкающими устройствами, осуществляется подъем автосамосвалов по трассе подъемника. На поверхности автосамосвалы перемещаются собственным ходом (рис. 72). Основное преимущество автомобильных подъемников — применение одних и тех же средств транспорта внутри карьера и для перемещения груза на поверхности.

Автомобильные подъемники целесообразно применять при разработке месторождений с ограниченными размерами в плане, но имеющими значительную глубину. Возможная глубина разработки составляет 80—250 м; наиболее эффективная глубина 100—200 м. Угол наклона трассы подъемника рекомендуется в пределах 20—25° и как исключение до 30°. Производительность подъемника при большегрузных автосамосвалах составляет 1—3 млн. т в год; годовая производственная мощность карьера при двух-трех подъемниках достигает 5—7 млн. т горной массы.

Вскрытие месторождений крутыми траншеями, оборудованными конвейерными подъемниками, эффективно при транспортировании горной массы внутри карьера автосамосвалами или конвейерами (рис. 73). Перед загрузкой ленточных конвейеров крупнокусковые скальные породы и руды необходимо дробить. Дробильная установка монтируется на рабочем или на концентрационном горизонтах. Ленточные конвейеры осуществляют подъем по борту карьера дробленого материала. Дальнейшая доставка по поверхности полезного ископаемого до обогатительной фабрики, а пустых пород до отвалов может осуществляться также конвейерами или при больших расстояниях транспортирования средствами железнодорожного транспорта. В Советском Союзе и в зарубежных странах на рудных и угольных карьерах применяют конвейерные подъемники.

На одном из медных рудников Чили наклонный конвейерный подъемник с шириной ленты 1500 мм транспортирует 5500 т руды в 1 ч.

Унипроедью разработан проект Гайского карьера по добыче медно-цинковых руд с глубины 380 м. Вскрытие месторождения

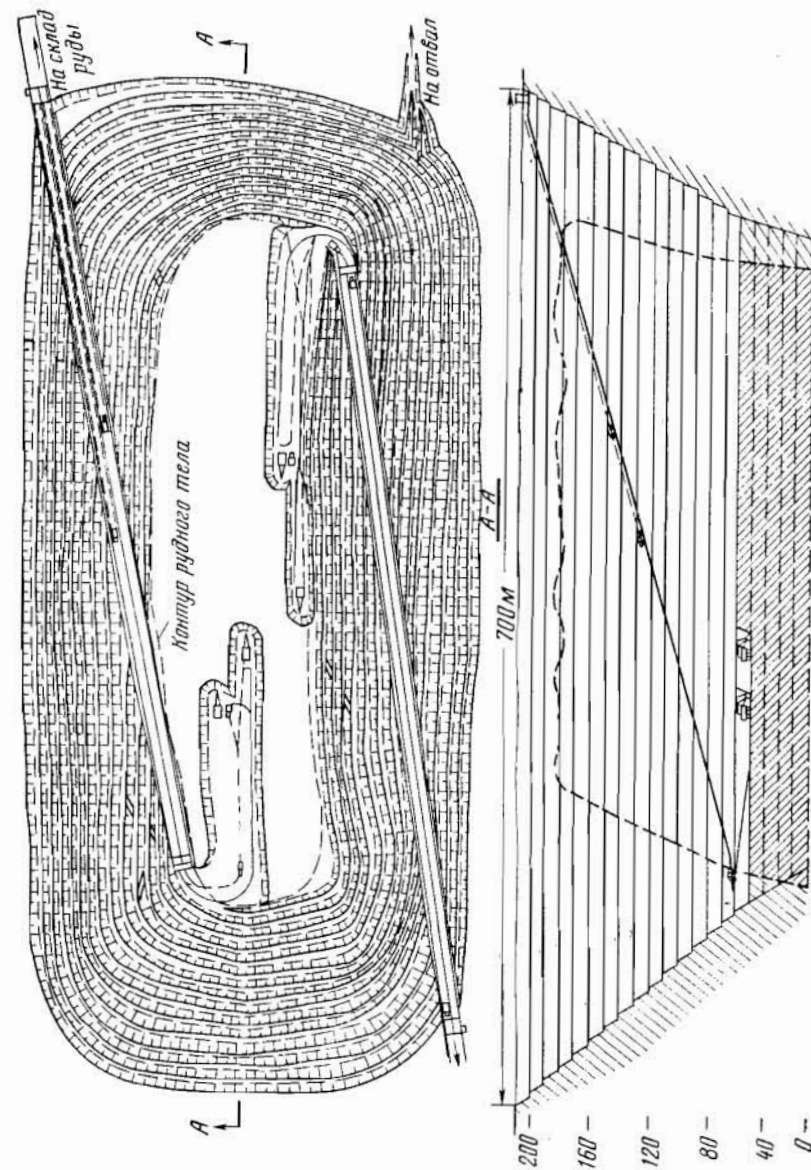


Рис. 72. Схема вскрытия крутыми траншеями, оборудованными автомобильными подъемниками (по М. В. Васильеву)

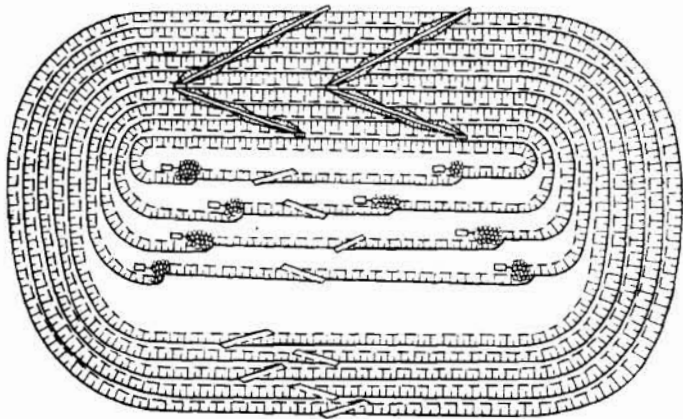


Рис. 73. Схема вскрытия крутыми траншеями, оборудованными конвейерными подъемниками

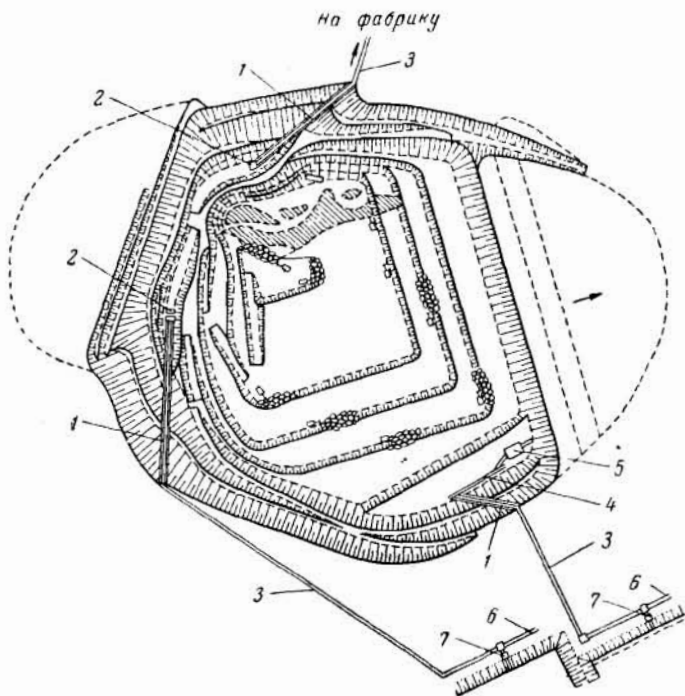
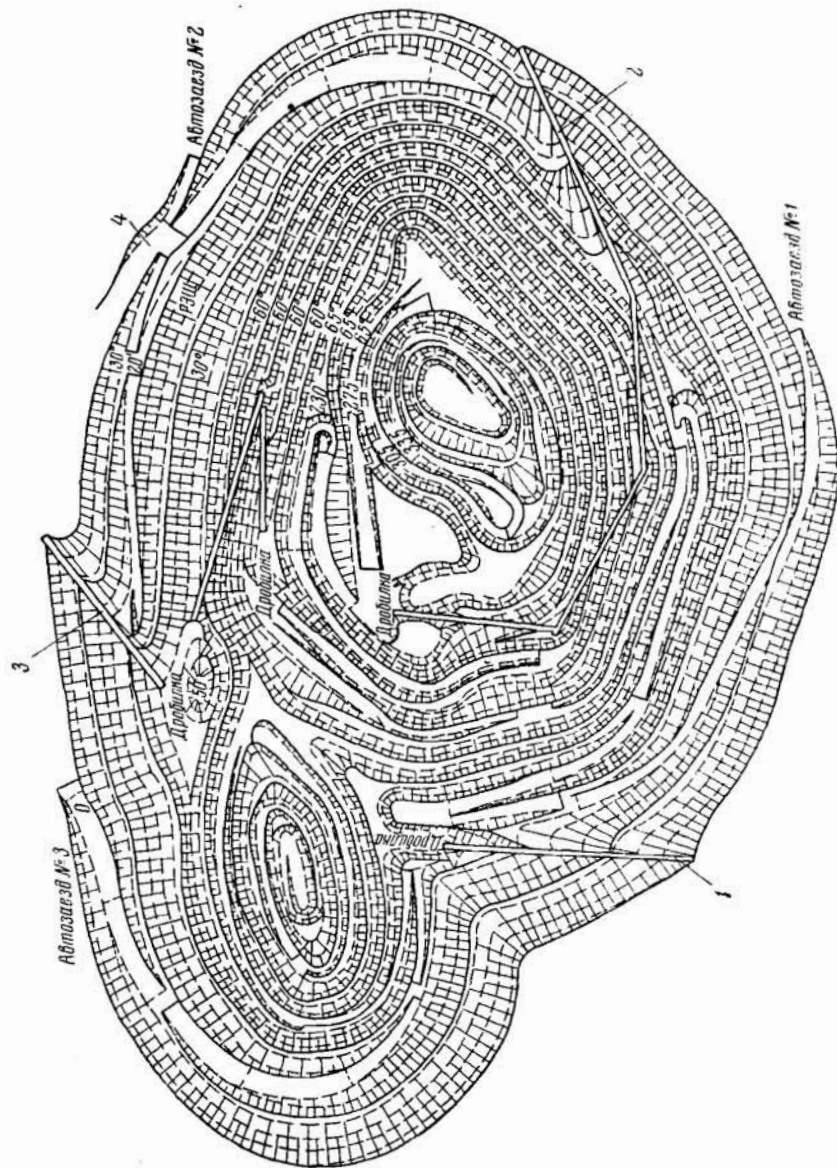


Рис. 74. Схема работ в карьере при комбинированном транспорте: 1 — наклонный конвейер; 2 — дробильная установка; 3 — магистральный конвейер; 4 — соединительный конвейер; 5 — роторный экскаватор по наносам; 6 — отвальный конвейер; 7 — отвалообразователь

Рис. 75. Схема комбинированного автомобильно-конвейерного транспорта на Гайском карьере: 1, 2 — соответственно траншеи для породных конвейеров № 1 и № 2; 3 — траншея для рудного конвейера; 4 — траншея для выезда роторного экскаватора



принято крутыми траншеями с конвейерными подъемниками. Общая схема горных работ на Гайском карьере при использовании автомобильного транспорта в сочетании с конвейерным подъемом показана на рис. 74, а схема Гайского карьера на конец отработки месторождения — на рис. 75.

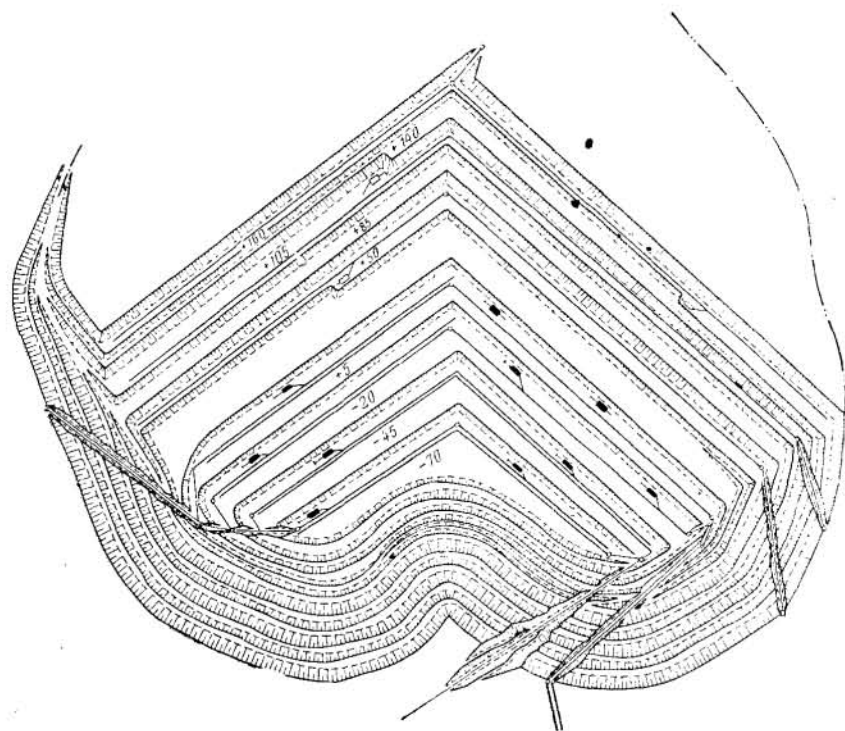


Рис. 76. Вариант вскрытия Качарского глубокого карьера

Гипсрудой (г. Ленинград) составлена схема Качарского карьера глубиной 723 м с производственной мощностью по сырой руде 21 млн. т в год и по горной массе — 100 млн. т.

Месторождение рекомендуется вскрыть крутыми траншеями, заложеными под углом 15° к горизонту в западном и восточном торцах карьера, оборудованных конвейерными (ленточными) подъемниками (рис. 76).

Достоинства конвейерных подъемников: поточность процесса доставки горной массы на участках подъема по борту карьера и на поверхности, составляющих в условиях глубоких карьеров преимущественную часть длины транспортирования; возможность обеспечения

практически любой производительности транспорта вследствие непрерывности транспортного потока; невысокий и равномерный расход электроэнергии; низкая трудоемкость и стоимость подъема; возможность полной автоматизации подъема; высокий коэффициент использования подъемной установки во времени; надежность в эксплуатации; обеспечение ритмичной работы дробильных устройств и обогатительных фабрик. Недостатки: необходимость предварительного дробления полускальных и скальных руд и пород в карьере; сложность подготовки новых горизонтов и перемещения на новые горизонты дробильно-грохотных устройств; высокие капитальные затраты на оборудование конвейерного подъемника.

Конвейеризация карьерного транспорта при разработке месторождений с мягкими породами и рудами, а также при разработке месторождений скального типа с крепкими рудами и породами является основным направлением технического прогресса в области открытой разработки месторождений на больших глубинах.

Возможно применение скиповых и конвейерных подъемников на одном карьере. Конвейеры целесообразно использовать для подъема руды, а скиповые подъемники — для выдачи пустых пород. Этот вариант вскрытия позволяет исключить операцию дробления пустых пород в карьере.

§ 3. Подземные способы вскрытия при открытой разработке месторождений

Вскрытие вертикальными и наклонными шатными стволами применяют при разработке глубоких горизонтов месторождений. Подъем горной массы из карьера по наклонным стволам осуществляется ленточными конвейерами или скиповыми подъемниками. Вскры-

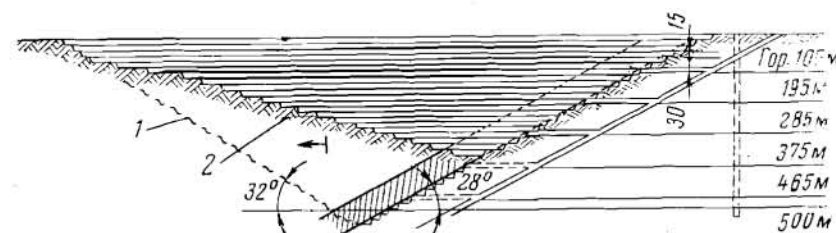


Рис. 77. Вариант вскрытия наклонными или вертикальными стволами со стационарными концентрационными горизонтами:

1 — предельное положение борта; 2 — рабочее положение борта

тие вертикальными или наклонными стволами (рис. 77) можно производить, если угол падения пласта равен или меньше угла погашения борта карьера по лежащему боку; концентрационные горизонты при этом можно создавать непосредственно по породам лежащего бока пласта. При наклонных стволах квершлагги короче, что обеспечивает меньший объем горнокапитальных работ и меньшее расстояние транспортирования.

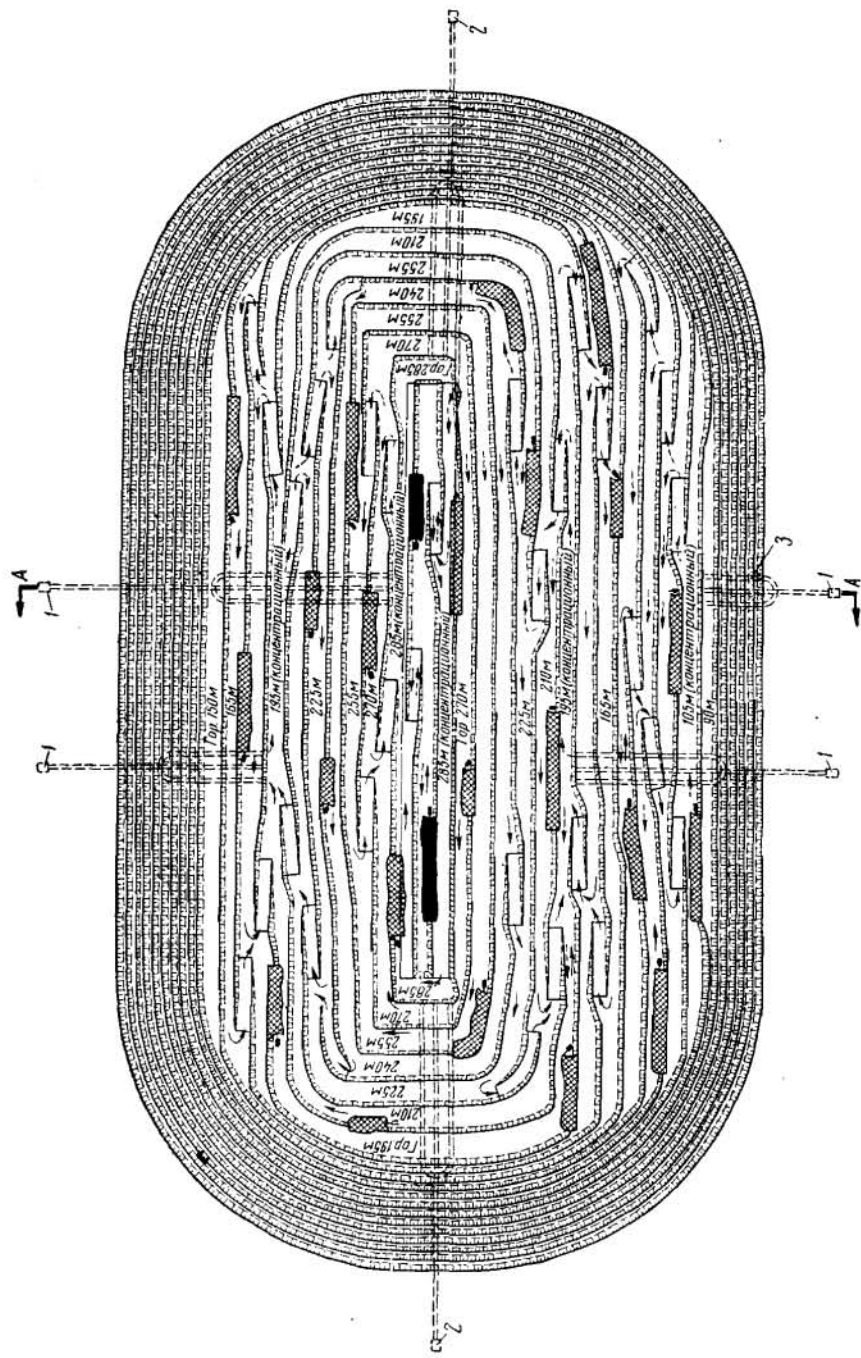
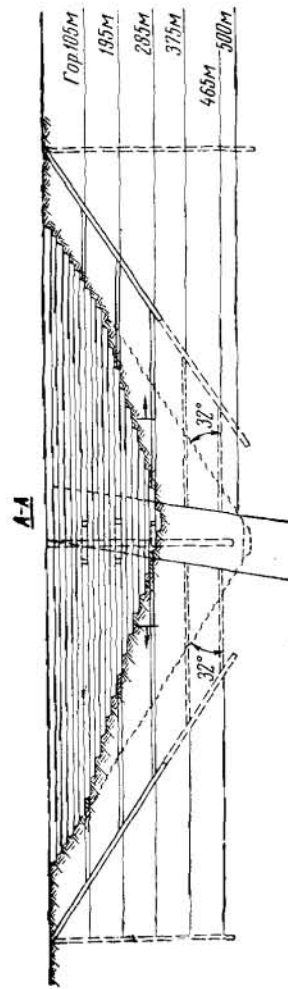


Рис. 78. Вариант вскрытия глубоких горизонтов карьера наклонными или вертикальными стволами с подвижными концентрационными горизонтами и погашающимися квершлагами:
 1 — подъемники для породы; 2 — подъемник для полезного ископаемого; 7 — откаточные квершлага



Вскрытие крутопадающих залежей может быть осуществлено наклонными и вертикальными шахтными стволами с погашающимися квершлагами и подвижными концентрационными горизонтами (рис. 78), предложенными проф. М. Г. Новожиловым. Сущность этого способа состоит в следующем. При крутом падении пластов для максимального сокращения транспортных коммуникаций внутри карьера шахтные стволы с концентрационными квершлагами можно закладывать в породах лежащего и висячего боков и на флангах карьера. При этом карьер подвигается от середины к его предельным контурам, а квершлагаи систематически погашаются. При выборе места заложения стволов необходимо соблюдать условие обеспечения минимальных расстояний внутрикарьерного автомобильного или конвейерного транспорта. Концентрационные квершлагаи крепят в случае надобности бетоном. На почве квершлагаов следует устраивать желоба-проводники для колес автосамосвала и водосточную канаву, одновременно служащую для размещения случайно упавших из кузова автомобиля кусков породы или руды (рис. 79). Площадь сечения квершлагаа, рассчитанного на работу 27-тонных автосамосвалов, в проходке составляет 28,1 м², в свету — 20 м².

Для нормализации работы наклонного подъема, при больших скоростях движения подъемных сосудов, следует строго выдерживать прямолинейность и профиль рельсовых путей, по которым движется подъемный сосуд. При этом рельсовый путь следует монтировать на металлических шпалах, которые необходимо целиком заделывать в бетонную подушку значительной толщины.

Применение прочных бетонных оснований тепроводов увеличит надежность, устойчивость и долговечность рельсовых конструкций, устранит возможность деформации колеи и схода подъемных сосудов с путей. При рассмотренных вариантах вскрытия спуск и подъем людей, оборудова-

ния и материалов могут осуществляться автомобильным транспортом.

При вскрытии глубоких горизонтов карьерных полей могут получить применение вертикальные и наклонные *большегрузные многоканатные подъемные установки*. Преимущество этих установок по сравнению с одноканатными: возможность применения канатов и канатопроводящих шкивов меньшего диаметра и значительного увеличения при необходимости веса поднимаемого груза.

При вскрытии глубоких горизонтов стволами может быть исключено влияние на них оползневых явлений, часто представляющих опасность для наклонных капитальных траншей, расположенных

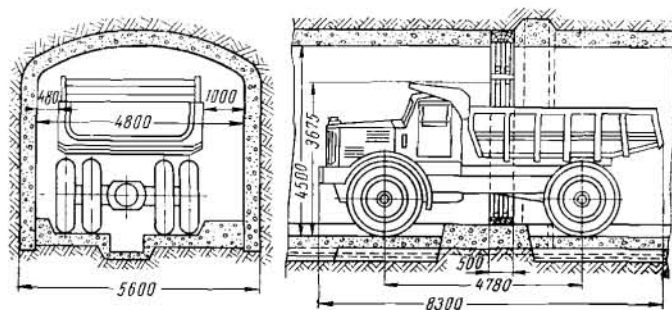


Рис. 79. Конструкция концентрационных квершлагов

непосредственно на бортах карьера. Безопасность стволов при склонности бортов карьера к оползням обеспечивается закладкой их на безопасном расстоянии от бортов.

При вскрытии глубоких горизонтов карьерных полей стволами одновременно решается дренирование и осушение горных пород. На большинстве глубоких карьеров применяют подземный способ дренирования пород, при котором дренажные выработки являются одновременно разведочными и позволяют определить контур залежи, качество и сортность полезного ископаемого. При вскрытии стволами одновременно решаются вопросы подземного дренажа и водоотлива, а также подземной разведки. Вскрытие стволами позволяет: увеличить глубину карьера без изменения основной схемы вскрытия; расширить при необходимости размеры карьера в плане (при заложении стволов на достаточном расстоянии от предельного контура карьера); вскрывать породные и добычные горизонты на любой глубине; снизить затраты на транспортирование горной массы из глубоких карьеров, а также энергоемкость и трудоемкость добычи; иметь минимальные капитальные затраты.

Рассмотренный вариант вскрытия глубоких горизонтов месторождения наклонными или вертикальными стволами с подвижными концентрационными горизонтами и погашающимися квершлагами пока не применяют. Однако исследования, проведенные в ИГД им.

А. А. Скочинского по Горевскому месторождению, показали большие преимущества этого способа по сравнению с другими вариантами вскрытия [34].

При вскрытии наклонными стволами, оборудованными конвейерными подъемниками, на концентрационных горизонтах можно устанавливать передвижные грохотильно-дробильные установки и концентрационные квершлагги оборудовать ленточными конвейерами. При этом автосамосвалы разгружаются на приемной площадке, руда или порода, поступившая на грохота, разделяется на две фракции: транспортабельную, которая поступает непосредственно на ленточный конвейер, и нетранспортабельную, подвергающуюся дополни-

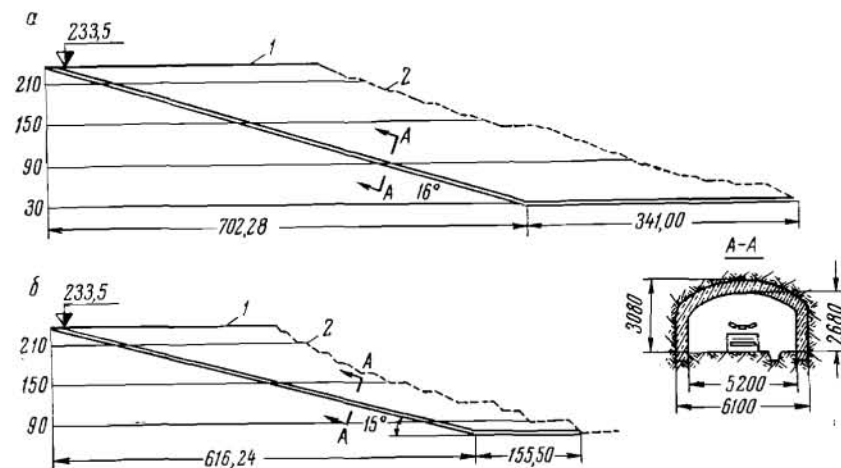


Рис. 80. Наклонные стволы Коржинского карьера:

а — западного; б — восточного; 1 — земная поверхность; 2 — предельный контур борта карьера

тельному механическому дроблению. После дробления эта часть горной массы также поступает на конвейер.

В Советском Союзе вскрытие наклонными стволами, оборудованными конвейерными подъемниками, применяют для вскрытия глубоких горизонтов на угольных и рудных карьерах (Коржинский бурый угольный разрез на Урале и Ингулецкий в Криворожском бассейне).

Вскрытие угольных уступов Коржинского месторождения осуществлено с помощью четырех наклонных стволов, расположенных в лежачем боку месторождения (рис. 80). Два параллельных ствола пройдены в восточной части карьера, два — в западной. Один из каждой пары наклонных стволов оборудован мощным ленточным конвейером КРУ-900 для подъема угля, а другой — грузо-людским подъемом для доставки людей, материалов и запасных частей.

На рис. 81 показан вариант вскрытия Ингулецкого карьера наклонными стволами, оборудованными конвейерными (ленточными) подъемниками. Значительные технические и экономические преиму-

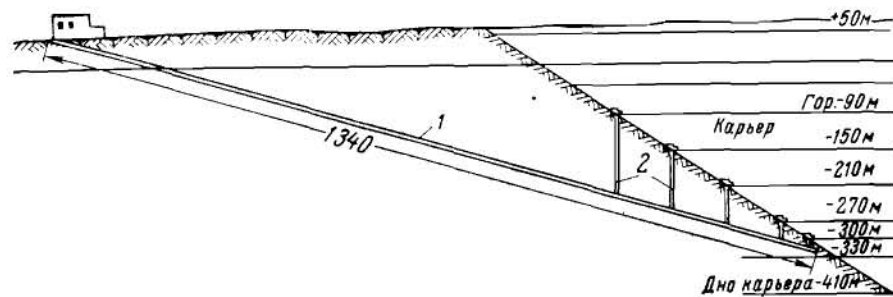


Рис. 81. Продольный профиль и поперечное сечение наклонных стволов на Ингулецком карьере: 1 — наклонный ствол; 2 — рудоспуски

пещества вскрытия стволами позволяют считать, что они найдут применение на глубоких карьерах при разработке горизонтов, расположенных ниже 150—200 м от поверхности.

Вскрытие нагорных месторождений подземными перепускными восстающими применяется при разработке месторождений, залегающих в горах с усложненной топографией местности (высокие горы, большая крутизна склонов), когда транспортирование полезного ископаемого осуществляется сверху вниз под действием гравитационных сил. Для этого на современных карьерах применяют рудоспуски, представляющие собой вертикальную или слабонаклонную к вертикали подземную горную выработку, имеющую выход в рабочую зону нагорного карьера и предназначенную для спуска руды из карьера на горизонт откаточной штольни (рис. 83).

Транспортирование руды под действием сил гравитации за последнее время имеет широкое распространение при разработке большинства высокогорных месторождений как в Советском Союзе, так и в зарубежных странах (карьеры Центральный и Расвумчорр-Цирк комбината «Апатит»; Алтын-Топканском, Хайдарканском, Каджаранском, Тырнаузском и других карьерах; Торнтон в США, Кэрл в Канаде, Вест-Ляйелл в Австралии и т. д.).

Рудоспуски применяют для перепуска руды с рабочих горизонтов нагорного карьера на горизонт откаточной штольни при углах наклона рудоспуска 55—90° и вертикальном расстоянии перепуска до 600 м. Рудоспуски обычно имеют круглую, редко прямоугольную форму сечения диаметром до 6 м, а иногда и более. Производительность рудоспусков достигает 3000 т/ч и более, срок существования около 15 лет. Их обычно применяют на карьерах с годовой производственной мощностью более 5 млн. т руды. Известны карьеры, годовая производственная мощность которых при наличии рудоспусков превышает 30 млн. т. Характеристика рудоспусков, применяемых в условиях разработки нагорных карьеров, приведена в табл. 11.

Рудоспуск состоит из следующих элементов: устья, ствола, аккумулялирующей части (бункера) и люкового устройства. Перекрытие выпускных отверстий и регулирование потока материала осуществляются с помощью кольцевых или лотковых затворов.

Рудоспуски обычно не крепят. Крезь применяют только при небольшой высоте перепуска. Для наблюдения за движением руды или ликвидации рудных пробок параллельно рудоспуску проходят контрольные восстающие, которые через 10—12 м соединяют с рудоспуском смотровыми ходками. Если рудоспуски расположены на небольшом расстоянии друг от друга, то проходят только один контрольный восстающий. Рудоспуски бывают вертикальные, наклонные, ступенчатые, зигзагообразные и комбинированные. Для гашения кинетической энергии перепускаемой руды наиболее часто применяют комбинированные рудоспуски. С точки зрения места заложения относительно контуров карьерного поля рудоспуски делят на внутренние и внешние.

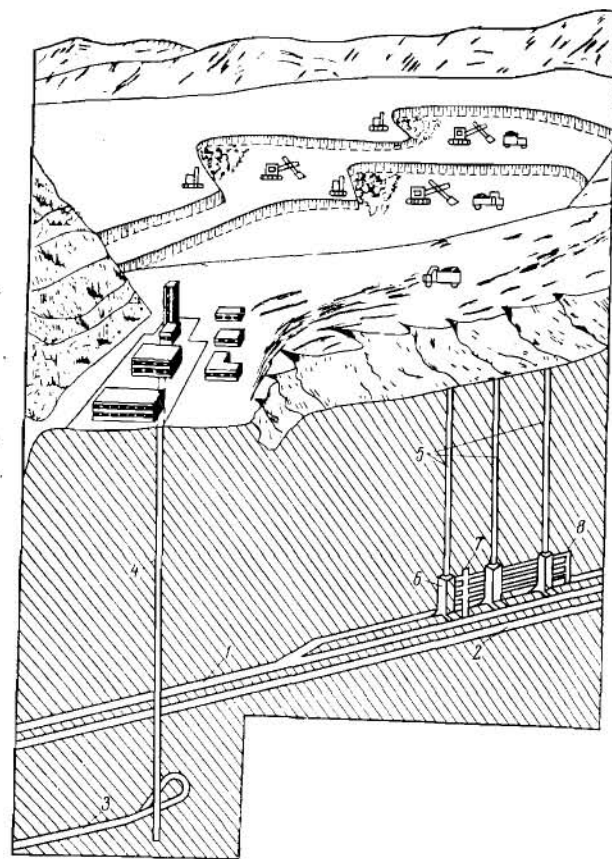


Рис. 82. Схема вскрытия рабочих горизонтов нагорного карьера рудоспусками с капитальными штольнями:

- 1 — капитальная штольня;
- 2 — вентиляционно-транспортная штольня;
- 3 — материально-ходовая штольня;
- 4 — подземный ствол;
- 5 — капитальные рудоспуски;
- 6 — бункерные устройства;
- 7 — контрольные восстающие;
- 8 — лифтовый восстающий

Таблица 11

Характеристика рудоспусков, применяемых на нагорных карьерах
(по М. В. Васильеву)

Карьеры	Число рудоспусков	Максимальная глубина, м	Угол наклона, град	Форма сечения	Площадь сечения, м ²
<i>СССР</i>					
Блявнянский	3	35	90	Квадратное	8,6
Хайдарканский	2	90	65 и 90	Круглое	4,15
Наугарзанский	5	115	90	»	4,15
Кауда	2	220	61 и 95	Квадратное	4,9
Каджаранский	3	240	90	»	7,1
Тырныаузский	1	358	74 и 90	Круглое	7,1
Алтын-Толканский	7	400	90	»	7,2
Центральный	3	600	90	»	28,5
<i>Зарубежные</i>					
Айзенберг (ГДР)	1	15	90	»	6,0
Маркона (Перу)	2	24,4	90	»	63,0
Спрус (США)	3	30,0	90	»	3,24
Нчанга (Замбия)	2	—	90	»	4,67
Кируна (Швеция)	5	40	90	»	15,2
Калаид (США)	1	64	—	Квадратное	2,25
Торнтон (США)	1	72	90	»	63,0
Филекс (Филиппины)	2	93	63	Круглое	4,9
Эрдберг (Австрия)	29	96	90	»	16,0
Сулливан (Канада)	1	210	60	»	14,4
Кэрол (Канада)	5	255	90	»	63,6

Рудоспуски стремятся располагать таким образом, чтобы верхняя часть их проходила в наиболее крепких породах. В наклонных рудоспусках, пройденных в слабых, неустойчивых породах, основание рудоспуска футеруется броневыми плитами толщиной 15—20 мм, а стенки крепятся бетоном. Число рудоспусков зависит от производственной мощности карьера по руде, площади сечения рудоспусков и пропускной способности перегрузочных пунктов у устья рудоспусков и у люков в штольне. Число резервных рудоспусков принимают в зависимости от надежности их и производственной мощности карьера. Надежность работы рудоспусков резко меняется с изменением влажности, смерзаемости и других свойств транспортируемой руды.

Для доставки руды по штольне применяют железнодорожный и конвейерный транспорт. На большинстве нагорных карьеров для транспортирования руды по штольне применяют узкоколейный железнодорожный транспорт. На ряде карьеров большой производственной мощности для доставки руды от рудоспусков до обогатительной фабрики по штольне и поверхности применяют железнодорожный транспорт широкой колеи с использованием большегрузных ва-

гонов грузоподъемностью 40—100 т. Так, на карьерах комбината «Апатит» руду по штольне доставляют магистральными электровозами ВЛ-22М. Составы имеют полезный вес 1500—1600 т.

Конвейерный транспорт следует применять при условии предварительного дробления руды в карьере, при относительно небольшом расстоянии доставки руды по штольне, значительных углах наклона штолен к горизонту (до 17—18°).

Для доставки руды по поверхности до обогатительной фабрики применяется железнодорожный, конвейерный или конвейерно-автомобильный транспорт. При значительном расстоянии транспортирования (до 10 км) и сложном рельефе местности применяют подвесные канатные дороги (Алтын-Топкан). В большинстве случаев используют железнодорожный транспорт, оборудованный электровозами или тепловозами мощностью до 2000—3000 л. с., с вагонами грузоподъемностью до 100 т.

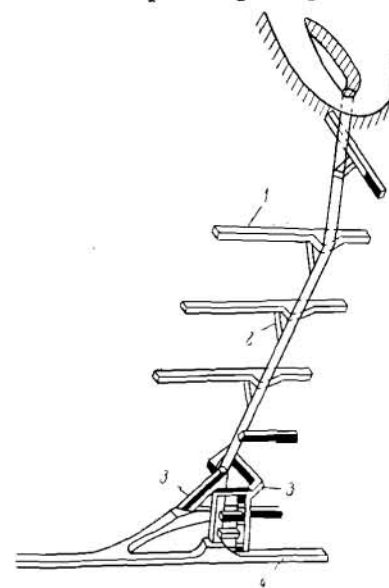


Рис. 83. Схема капитального рудоспуска на Тырныаузском руднике:
1 — этажные штольни; 2 — наклонные сбойки; 3 — выпускные рукава; 4 — капитальная штольня

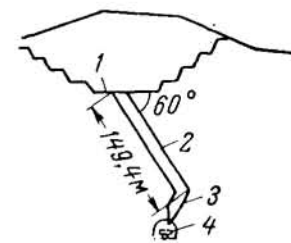


Рис. 84. Схема капитального рудоспуска на карьере Сулливан (Канада):
1 — дно карьера; 2 — рудоспуск; 3 — аккумуляционная часть рудоспуска; 4 — откаточная подземная выработка

На рис. 83 показана схема капитального рудоспуска на Тырныаузском руднике с вертикальной высотой 358 м. Наклонные сбойки на каждом горизонте оборудованы колосниковыми грохотами с размером ячеек 400 × 400 мм. Рудоспуск имеет круглую форму диаметром 3 м. Погрузочные камеры на капитальной штольне оборудованы пальцевыми затворами из железнодорожных рельсов. Из каждой камеры одновременно загружались две вагонетки емкостью по 1,75 м³. Практика эксплуатации вертикального рудоспуска на Тырныаузском руднике подтвердила высокую надежность его работы.

На рис. 84 показана схема рудоспуска для транспортирования руды на карьере Сулливан, а на рис. 85 — схема вскрытия апатитового месторождения Расвумчорр-Цирк комбината «Апатит».

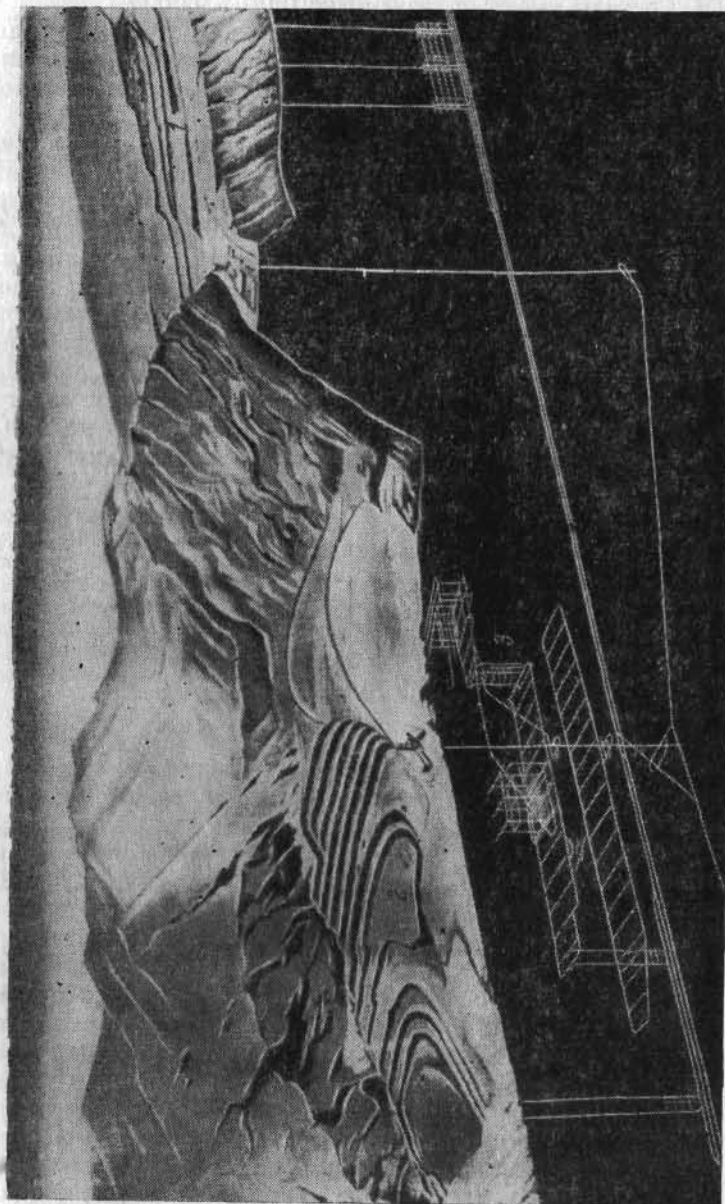


Рис. 85. Схема вскрытия рабочих горизонтов карьера «Расвумчорр-Цирк» комбината «Апатит»

Месторождение разрабатывается двумя карьерами и одним подземным рудником. Центральный карьер 1 имеет годовую производственную мощность 12 млн. т руды (32 млн. т горной массы) и расположен на поверхности столбообразной горы. Карьер Расвумчорр-Цирк расположен на косогоре 2. Подземные работы для извлечения запасов нижней части месторождения производится под карьером Расвумчорр-Цирк 3.

Для вскрытия рудных горизонтов карьера Центральный приняты три вертикальных рудоспуска глубиной 600 м и диаметром 6 м (один из трех рудоспусков — резервный); для вскрытия карьера Расвумчорр-Цирк пройдено два рудоспуска высотой 140 м и диаметром 5,5 м. Все пять рудоспусков выходят на одну общую штольню длиной 5000 м. В карьере до рудоспусков руду транспортируют автосамосвалами МАЗ-525 и МАЗ-540. По штольне и на поверхности до обогатительных фабрик руду транспортируют в 100-тонных думпкарах тяжелыми электровозами ВЛ-22М.

Схемы комбинированного транспорта с рудоспусками имеют следующие преимущества: сокращаются расстояния транспортирования; повышается степень использования погрузочно-транспортного оборудования; капитальные и эксплуатационные затраты относительно невелики. Недостатки: повышенный износ транспортирующих устройств; измельчение полезных ископаемых в процессе транспортиро-

Таблица 12

Показатели использования рудоспусков на карьерах (по Б. П. Боголюбову и Ю. И. Астафьеву)

Показатели	Карьеры								
	Алтай-Топканский	Караганский	Блявинский	Хайдарканский	Наурганский	Каула	Суэливан (Канада)	Вест-Дэйл (США)	Филлис (Финляндия)
Расстояние транспортирования автосамосвалами без подземных выработок, км	12,0	2,2	5,8	6,5	9,0	6,5	6,0	8,2	3,3
То же, при использовании подземных выработок, м	2,4	1,0	2,8	3,04	5,5	4,57	2,2	3,2	1,6
В том числе:									
автотранспортом . .	0,6	0,2	0,8	2,14	0,3	1,5	0,6	1,2	0,3
подземным транспортом	1,8	0,8	2,0	0,9	5,2	3,07	1,6	2,0	1,3
Относительное уменьшение при использовании подземных выработок:									
общего расстояния транспортирования	5	2,2	2,1	2,1	1,6	1,4	2,7	2,5	2,0
объема перевозок . .	0,8	0,55	0,52	0,53	0,39	0,29	0,63	0,62	0,45

вания; зависимость степени использования карьерного оборудования от климатических условий и физико-механических свойств полезного ископаемого.

Основные технико-экономические показатели использования рудоспусков приведены в табл. 12.

§ 4. Выбор рационального варианта вскрытия¹

При выборе рационального варианта вскрытия необходимо учитывать горногеологические условия залегания месторождения, физико-механические свойства разрабатываемых пород, применяемое горно-транспортное оборудование, географическое положение относительно транспортных коммуникаций, промышленных объектов, водоемов и т. д. Влияние одних факторов может быть учтено в количественной форме, другие характеризуют вариант вскрытия с качественной стороны. Необходимой предпосылкой правильного обоснования экономической эффективности способа вскрытия месторождения является приведение сравниваемых вариантов в сопоставимый вид. Условия сопоставимости: одинаковая роль в обеспечении производственной мощности предприятия, взаимозаменяемость сравниваемых вариантов; полный учет элементов затрат по сравниваемым вариантам; строгое соблюдение единства методов стоимостной оценки элементов затрат рассматриваемых вариантов.

При выборе варианта вскрытия по экономическим затратам использование совокупности показателей в качестве критерия не позволяет получить объективную оценку, так как показатели в сравниваемых вариантах могут оказаться несопоставимыми. При сравнении вариантов вскрытия рассматриваются не изолированные производственные процессы, а сложные взаимосвязанные комплексы, отличающиеся капиталовложениями и себестоимостью продукции, а также сроками вложения или распределения капитальных затрат в течение этих сроков.

Экономическая эффективность отдельных способов вскрытия месторождения согласно «Типовой методике определения экономической эффективности капитальных вложений и новой техники» определяется по сумме приведенных строительных и эксплуатационных расходов. Суммарные приведенные затраты рассчитываются на 1 т добычи полезного ископаемого по формуле

$$П = \sum (C_{в}k_{в} + C_{д})E + \sum (\mathcal{E}_{в}k_{в} + \mathcal{E}_{д}), \quad (II,17)$$

где $C_{в}$ — капитальные затраты на транспортирование вскрыши, разработку вскрышных пород, вспомогательные работы в забое, отвалообразование, перегрузку и горнокапитальные работы при каждом из рассматриваемых вариантов вскрытия, руб/м;

$k_{в}$ — коэффициент вскрыши, м³/т;

$C_{д}$ — капиталовложения на транспортирование полезного ископаемого, экскавацию, вспомогательные работы в забое и перегрузку, руб/т;

E — нормативный коэффициент экономической эффективности капиталовложений (для горнорудной промышленности $E = 0,14$);

$\mathcal{E}_{в}$ — эксплуатационные расходы на перевозку вскрыши, погрузку, вспомогательные работы в забое, отвалообразование и перегрузочные работы, с учетом амортизационных отчислений на горнокапитальные работы по каждому из вариантов, руб/м³;

$\mathcal{E}_{д}$ — эксплуатационные расходы на доставку полезного ископаемого, экскавацию, вспомогательные работы в забое и перегрузку по каждому из рассматриваемых вариантов, руб/т.

Технико-экономическое сравнение способов вскрытия производят методом вариантов. Для каждого из них устанавливают капиталовложения и эксплуатационные расходы на транспортирование горной массы, экскаваторные и вспомогательные работы в забоях, горнокапитальные работы и отвалообразование. При проектировании варианта вскрытия нижележащих горизонтов глубокого карьера наряду с вновь рассматриваемыми способами должны включаться существующие. При этом возможны три случая использования технико-экономических показателей варианта вскрытия и свойственной ему горнотранспортной схемы.

1. Включение в проект существующих средств транспорта с той мощностью и на том техническом уровне, которыми они располагают на действующих карьерах. В этом случае приведенные затраты будут равны расчетной себестоимости.

Предстоящие капиталовложения в данном варианте отсутствуют, т. е.

$$П = \sum (C_{в}k_{в} + C_{д}). \quad (II,18)$$

2. Реконструкция с целью повышения технического уровня и увеличения мощности. Расчет приведенных затрат на транспортирование горной массы производится по формуле (II, 19).

3. Ликвидация существующего и замена новым видом транспорта на том же карьере или на вновь проектируемом. Приведенные затраты определяются размером потерь от недополученной суммы амортизационных отчислений на реновацию за период до истечения амортизационного срока

$$П = aK - EK_{л}, \quad (II,19)$$

где a — средний годовой процент амортизационных отчислений на реновацию;

K — размер основных фондов ликвидируемого вида транспорта;

$K_{л}$ — ликвидационная стоимость карьерного транспорта.

¹ В написании данного параграфа принимал участие доц. В. И. Прокопенко.

Как правило, потери от ликвидации предприятия невелики и ими можно пренебречь, приняв их равными нулю. Если эти потери приходится учитывать, то их следует прибавлять к показателям затрат, связанным с переходом на другой вид транспорта. Большие различия природных и экономических условий районов Советского Союза оказывают влияние не только на технико-экономические показатели строительства и эксплуатации карьера, но и на сроки его строительства и освоения производственной мощности, на распределение капитальных затрат в течение всего срока строительства.

Учет влияния разновременности вложения капитальных затрат осуществляется приведением капиталовложений к моменту начала эксплуатации проектируемого карьера с помощью коэффициента приведения

$$B_{пр} = (1 + E)^t, \quad (II,20)$$

где t — время между моментом вложения данных капитальных затрат и моментом приведения (началом эксплуатации).

В соответствии с этим коэффициентом объем капиталовложений в сравниваемых вариантах рассчитывается по формуле

$$K_{\tau} = \sum_{i=1}^T \frac{K_j}{B_{пр_i}}, \quad (II,21)$$

где T — срок строительства (период приведения);

K_j — капитальные вложения в j -й год строительства;

$B_{пр_i}$ — коэффициент приведения в i -й год строительства ($i = 1, 2, 3, \dots, T$).

Таким образом, в удельных приведенных затратах на добычу полезного ископаемого учитываются горнокапитальные работы по проходке разрезных траншей, подготовке новых горизонтов, эксплуатационные затраты на экскавацию и транспортирование при добыче полезного ископаемого и выемке вскрышных пород, непосредственно зависящие от способа вскрытия и вида транспорта. Капиталовложения, связанные с вводом дополнительных мощностей, применением новых средств транспорта и погрузки, вскрытием новых горизонтов относятся к соответствующим вскрытым объемам полезного ископаемого. Аналогично по приведенным затратам на добычу 1 m полезного ископаемого сравниваются способы комбинированного вскрытия глубоко залегающих месторождений.

Для определения капиталовложений и эксплуатационных расходов используются укрупненные стоимостные показатели (единичные стоимости и расходные ставки), составляемые в расчете на принятые измерители.

Капиталовложения по каждому варианту вскрытия могут быть представлены общей структурной формулой

$$C = C_{\tau} + C_{\text{э}} + C_{\text{о}} + C_{\text{п}} + C_{\text{гр}}, \text{ руб}/m. \quad (II,22)$$

где C_{τ} — капитальные затраты на транспорт руды или вскрыши;
 $C_{\text{э}}$ — капиталовложения на добычные или вскрышные экскаваторные и вспомогательные работы в забое;
 $C_{\text{о}}$ — капитальные затраты на отвальные и вспомогательные работы на отвале;
 $C_{\text{п}}$ — капиталовложения на перегрузку руды или вскрыши с одного вида транспорта на другой;
 $C_{\text{гр}}$ — капиталовложения на горнокапитальные работы.
 Эксплуатационные расходы соответственно будут составлять

$$\partial = \partial_{\tau} + \partial_{\text{э}} + \partial_{\text{о}} + \partial_{\text{п}} + \partial_{\text{гр}}, \text{ руб}/m (m^3), \quad (II,23)$$

где ∂_{τ} — стоимость перевозки полезного ископаемого или вскрыши;

$\partial_{\text{э}}$ — стоимость добычных или вскрышных работ, с учетом расходов на вспомогательные работы в забое;

$\partial_{\text{о}}$ — стоимость отвалообразования, с учетом расходов на вспомогательные работы на отвалах;

$\partial_{\text{п}}$ — стоимость перегрузки руды или вскрыши с одного вида транспорта на другой;

$\partial_{\text{гр}}$ — амортизационные отчисления по горнокапитальным работам.

Кроме стоимостных показателей, определяемых по формуле (II,25), в сравнительных расчетах принимаются во внимание натурные показатели — потребность в топливе и электроэнергии, их наличие в рассматриваемом районе строительства карьера, а также производительность труда горнорабочих.

Производительность труда горнорабочих определяется по формуле

$$Q = \frac{Q_{\text{к}}}{12p}, \text{ } m (m^3)/\text{месяц}, \quad (II,24)$$

где $Q_{\text{к}}$ — годовой объем перевозок руды, вскрыши или горной массы, $m (m^3)$;

p — списочный состав рабочих, занятых на транспортировании полезного ископаемого или вскрыши, экскаваторных (вскрышных или добычных) работах, отвалообразовании и перегрузочных работах.

Потребное количество оборудования определяется в зависимости от его производительности и объема работ. Длина наклонных траншей, участков их примыкания к рабочим горизонтам, а также объемы капитальных траншей определяются по известным формулам.

Принципиально могут быть выделены следующие расчетные схемы выбора рационального способа вскрытия: траншейное вскрытие глубоко залегающих месторождений; вскрытие глубоко залегающих месторождений шахтными стволами; один из способов вскрытия пологопадающих месторождений.

Рассмотрим примеры выбора рационального способа вскрытия при каждой расчетной схеме.

Выбор рационального способа трамвайного вскрытия глубоко залегающих месторождений. При оценке способов вскрытия транспортный путь в карьере разделен на три звена: 1 — от экскаватора в забое к пункту разгрузки на горизонте (внутризайный транспорт); 2 — по борту карьера; 3 — по поверхности (от борта карьера к пункту доставки). Погашение подготовительных работ производится относительно имеющихся на горизонте запасов полезного ископаемого.

Внутрикарьерное расстояние откатки для железнодорожного транспорта определяется по формуле

$$L_{\text{ср}} = \left(L_{\text{к}} + \frac{B_{\text{к}}}{2} \right) k_{\text{тр}}, \text{ м}, \quad (\text{II}, 25)$$

для автотранспорта

$$L'_{\text{ср}} = \left(\frac{L_{\text{к}}}{2} + L_{\text{тр}} + \frac{B_{\text{к}}}{2} \right) k_{\text{тр}}, \text{ м},$$

где $L_{\text{к}}$, $B_{\text{к}}$ — длина и ширина карьера по расчетному горизонту, км;

$k_{\text{тр}}$ — коэффициент развития трассы;

$L_{\text{тр}}$ — расстояние транспортирования по поверхности, км.

Объемы горнокапитальных работ рассчитаны соответственно рассматриваемым видам транспорта.

При оценке варианта вскрытия учитывают: геологическую и гидрогеологическую характеристики месторождения; запасы полезного ископаемого и количество вскрышных пород в контуре карьера; систему разработки месторождения; режим горных работ.

Необходимо отметить, что при оценке варианта вскрытия месторождения следует учитывать увеличение расстояния транспортирования и объемов горностроительных работ, связанное с устройством тупиковых и пеглевых съездов, другие особенности подготовки новых горизонтов, работы горнотранспортной схемы, если они имеют место при рассматриваемом способе вскрытия.

Пример. Рассмотрим выбор рационального способа вскрытия для отработки глубоких горизонтов карьера ЮГОК. В связи с успешным применением железнодорожного транспорта на карьере ЮГОК, вскрытие верхних горизонтов комбинированными (спиральными и тупиковыми) траншеями остается без изменения. Рассматриваются способы вскрытия рабочих горизонтов ниже глубины 120 м (гор. — 45 м).

Соответственно принятому критерию оценки — минимальным приведенным затратам на добычу 1 т полезного ископаемого — вариант вскрытия месторождения необходимо рассматривать совместно с применяемой горнотранспортной схемой и принимать во внимание все капитальные и эксплуатационные затраты от момента вскрытия или подготовки нового горизонта до его отработки. Глубокие горизонты карьера ЮГОК могут быть вскрыты следующими способами: комбинированными (спиральными и тупиковыми) траншеями с применением железнодорожного транспорта; скользящими съездами с перегрузкой горной массы из автосамосвалов в средства железнодорожного транспорта; крутыми траншеями с применением конвейерных подъемников; крутыми траншеями с применением конвейерных подъемников для выдачи руды и скользящими съездами с применением для выдачи скальной вскрыши автосамосвалов и желез-

нодорожного транспорта; крутыми траншеями с применением скиповых подъемников.

Анализ суммарных приведенных затрат на добычу 1 т руды при рассмотренных способах вскрытия месторождения ЮГОК (табл. 13) показал, что для отработки глубоких горизонтов экономически целесообразен способ вскрытия крутыми траншеями со скиповыми подъемниками.

Таблица 13

Приведенные затраты на добычу руды с глубоких горизонтов карьера ЮГОК (коп/т)

Глубина разработки, м	Способ вскрытия месторождения				
	комбинированными траншеями	скользящими съездами	крутыми траншеями, оборудованными конвейерными подъемниками	крутыми траншеями и скользящими съездами	крутыми траншеями, оборудованными скиповыми подъемниками
50	20,8	—	—	—	—
100	23,0	—	—	—	—
150	24,2	23,6	38,3	26,5	23,6
200	26,4	26,6	39,0	27,0	24,5
250	27,6	30,0	39,1	27,6	25,0
300	29,2	34,1	39,2	28,4	24,7
350	32,0	37,0	39,5	29,0	24,8
400	33,3	41,3	41,3	31,3	25,0
450	34,9	44,8	50,0	34,0	25,2

Приведенные в табл. 13 результаты расчетов позволяют судить об эффективности отдельных способов вскрытия при различной глубине разработки месторождения.

Вскрытие глубоко залегающих месторождений шахтными стволами. Выбор рационального способа вскрытия глубоких карьеров по приведенным затратам, отнесенным к 1 т добываемого полезного ископаемого, должен отражать ряд горнотехнических факторов и экономических показателей, основными из которых будут шаг переноски концентрационных горизонтов h , угол погашения борта карьера β , угол заложения шахтного ствола α , расстояния от обогатительной фабрики до борта карьера B , запасы полезного ископаемого, выдаваемые по стволу конвейерным подъемником Q , отношение удельных капитальных и эксплуатационных затрат, глубина карьера H и т. д.

При данной схеме вскрытия одна часть запасов полезных ископаемых обрабатывается на промежуточные квершлагаи и подъемные стволы, другая — на наклонные конвейерные подъемники внутреннего заложения, связанные со стволом. Глубокие горизонты карьера с применением комбинированного транспорта могут быть вскрыты следующими способами: траншеями внутреннего заложения по борту карьера; траншеями внутреннего заложения по борту карьера в нижней зоне и наклонным стволом с квершлагами в верхней зоне карьера; наклонным стволом с квершлагами на всю глубину разработки.

Анализ указанных технологических схем производится по условию

$$\sum Z_{\max} \geq \sum Z_{\text{пром}} \geq \sum Z_{\min},$$

где $\sum Z_{\max}$ — сумма всех затрат по варианту с максимальными капитальными затратами;

$\sum Z_{\text{пром}}$ — сумма всех затрат по оптимальному промежуточному варианту;

$\sum Z_{\min}$ — сумма всех затрат по варианту с минимальными капитальными затратами.

Оптимальный способ вскрытия представляет собой комбинацию подземных вскрывающих горных выработок, траншей внутреннего

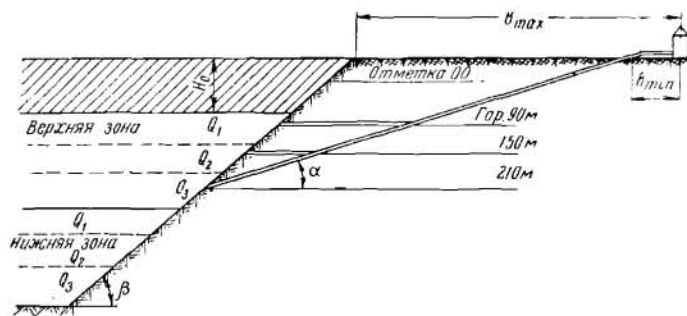


Рис. 86. К расчету вскрытия глубоких горизонтов ЮГОКа

заложения по борту карьера в нижней зоне его и конвейерных галерей по поверхности. Для этого варианта необходимо определить точку выхода ствола на борт карьера и соответственно длину траншей внутреннего заложения (рис. 86).

Задача по установлению рациональной глубины наклонного ствола сводится к отысканию схемы с минимальными приведенными затратами, при которой

$$\Pi = \frac{\sum_{j=1}^k Z_k}{Q} = \min, \quad (\text{II}, 26)$$

где $\sum_{j=1}^k Z_k$ — суммарные капитальные затраты, руб.;

Q — производственная мощность карьера, т.

В сумму затрат на вскрытие входят затраты: на проходку крутых траншей, наклонных стволов и квершлагов, на возведение конвейерных галерей, на оборудование их ленточными конвейерными установками. Они могут быть выражены следующими зависимостями:

затраты на трассировку крутых траншей по борту карьера

$$C_{\text{кт}} = \frac{1,1}{\sin \alpha} (nh + H_0) V_{\text{тр}} K_{\text{тр}}^{\text{п}}, \text{ руб.}; \quad (\text{II}, 27)$$

затраты на проходку наклонных стволов

$$C_{\text{шс}} = \frac{1}{\sin \alpha} (nh + H_0) K_{\text{ст}}^{\text{п}}, \text{ руб.}; \quad (\text{II}, 28)$$

затраты на проведение квершлагов

$$C_{\text{кв}} = \left(\frac{1}{\text{tg } \alpha} - \frac{1}{\text{tg } \beta} \right) \frac{(n-1)n}{2} h K_{\text{кв}}^{\text{п}}, \text{ руб.}; \quad (\text{II}, 29)$$

затраты на возведение галерей по поверхности

$$C_{\text{гп}} = \left[\left(\frac{1}{\text{tg } \alpha} - \frac{1}{\text{tg } \beta} \right) (nh + H_0) + B \right] K_{\text{г}}^{\text{п}}, \text{ руб.}; \quad (\text{II}, 30)$$

затраты на возведение галерей по борту карьера

$$C_{\text{гб}} = \frac{1,1}{\sin \alpha} (nh + H_0 + kh) K_{\text{г}}^{\text{б}}, \text{ руб.}; \quad (\text{II}, 31)$$

затраты на оборудование конвейерного ствола

$$C_{\text{ос}} = \frac{1}{\sin \alpha} (nh + H_0) K_{\text{ст}}^{\text{о}}, \text{ руб.}; \quad (\text{II}, 32)$$

затраты на оборудование конвейерами квершлагов

$$C_{\text{ок}} = \left(\frac{1}{\text{tg } \alpha} - \frac{1}{\text{tg } \beta} \right) \frac{(n-1)n}{2} h K_{\text{кв}}^{\text{о}}, \text{ руб.}; \quad (\text{II}, 33)$$

затраты на оборудование конвейерных галерей по борту карьера составят

$$C_{\text{ог}} = \frac{1,1}{\sin \alpha} (Kh + nh + H_0) K_{\text{г}}^{\text{о(б)}}, \text{ руб.}; \quad (\text{II}, 34)$$

затраты на оборудование конвейерами галерей на поверхности

$$C_{\text{оп}} = \left[\left(\frac{1}{\text{tg } \alpha} - \frac{1}{\text{tg } \beta} \right) (nh + H_0) + B \right] K_{\text{г}}^{\text{о(п)}}, \text{ руб.}, \quad (\text{II}, 35)$$

где $K_{\text{тр}}^{\text{п}}$ — стоимость проведения 1 м³ траншей, руб.;

$V_{\text{тр}}$ — строительный объем по трассировке крутых траншей, м³/м;

$K_{\text{ст}}^{\text{п}}, K_{\text{ст}}^{\text{о}}$ — капитальные затраты на проведение и оборудование 1 м ствола, руб.;

$K_{\text{кв}}^{\text{п}}, K_{\text{кв}}^{\text{о}}$ — капитальные затраты на проведение и оборудование 1 м квершлага, руб.;

$K_{\text{г}}^{\text{о(б)}}, K_{\text{г}}^{\text{о(п)}}$ — затраты на оборудование 1 м конвейерных галерей по борту карьера и на поверхности, руб.;

$K_{\text{г}}^{\text{п}}, K_{\text{г}}^{\text{б}}$ — затраты на возведение 1 м галерей по поверхности и в карьере, руб.;

n — число концентрационных горизонтов;

h — высота концентрационного горизонта, м;

B — расстояние от устья ствола до обогатительной фабрики, м;

H_0 — глубина зоны карьера, обрабатываемой на автотранспорт, м;

α — угол погашения борта;

β — угол заложения ствола, град.

Таким образом, общие капитальные затраты на вскрытие месторождения будут

$$C_{об} = C_{кт} + C_{шс} + C_{кв} + C_{гп} + C_{гб} + C_{ос} + C_{ок} + C_{ог} + C_{оп}, \text{ руб.}$$

Расходы по эксплуатации состоят из затрат на транспортирование горной массы по транспортным коммуникациям (квершлагам, стволу, борту карьера и поверхности) и затрат на поддержание транспортных коммуникаций и оборудования. Затраты на транспортирование наиболее просто можно выразить, исходя из стоимости 1 т·км, которая рассчитывается по всем элементам затрат и может быть выражена следующим образом:

расходы на транспортирование горной массы по борту карьера составят

$$\begin{aligned} \mathcal{E}_{кт} = C_{т.км}^н \frac{1,1}{\sin \alpha} \left[h \sum_{i=1}^n i Q_i + h \sum_{j=1}^k j Q_j + hn \sum_{j=1}^k Q_j + \right. \\ \left. + \left(\sum_{i=1}^n Q_i + \sum_{j=1}^k Q_j \right) H_0 \right], \text{ руб.}, \end{aligned} \quad (\text{II}, 36)$$

расходы на транспортирование по поверхности составят

$$\mathcal{E}_{гп} = C_{т.км}^г \left[\left(\frac{1}{\text{tg } \alpha} - \frac{1}{\text{tg } \beta} \right) (H_0 + nh) + B \right] \left(\sum_{i=1}^n Q_i + \sum_{j=1}^k Q_j \right), \text{ руб.}, \quad (\text{II}, 37)$$

расходы на транспортирование по квершлагам будут

$$\mathcal{E}_{кв} = C_{т.км}^под \left[\left(\frac{1}{\text{tg } \alpha} - \frac{1}{\text{tg } \beta} \right) h \sum_{i=1}^n (n-i) Q_i \right], \text{ руб.}, \quad (\text{II}, 38)$$

расходы на транспортирование по наклонному стволу

$$\begin{aligned} \mathcal{E}_{ис} = C_{т.км}^н \frac{1}{\sin \alpha} \times \\ \times \left[h \sum_{i=1}^n i Q_i + h \sum_{j=1}^k j Q_j + hn \sum_{j=1}^k Q_j + \left(\sum_{i=1}^n Q_i + \sum_{j=1}^k Q_j \right) H_0 \right], \text{ руб.}, \end{aligned} \quad (\text{II}, 39)$$

где $C_{т.км}^н$, $C_{т.км}^г$, $C_{т.км}^под$ — стоимость транспортирования горной массы по наклонным, горизонтальным поверхностным и подземным коммуникациям, руб/т·км.

Общие эксплуатационные расходы составляют

$$\mathcal{E}_{об} = \mathcal{E}_{кт} + \mathcal{E}_{гп} + \mathcal{E}_{кв} + \mathcal{E}_{ис}, \text{ руб.}$$

Величины, входящие в выражение (II, 28), будут изменяться в зависимости от производственной мощности карьера, величины запасов полезных ископаемых, экономически обоснованной конечной глубины карьера, типа применяемого горнотранспортного оборудования, расположения поверхностного комплекса и т. д. Задача по отысканию оптимального варианта вскрытия для конкретных условий сводится к перебору ряда вариантов с учетом изменения горнотехнических и экономических факторов, и при определенном их сочетании может быть получено оптимальное решение. Для решения задачи может быть успешно применена ЭЦВМ.

При решении данной задачи применительно к условиям карьера ИнГОКа использованы исходные технико-экономические показатели, обоснования которых произведены кафедрой открытых горных работ Днепропетровского горного института Кривбасспроект. В табл. 14 приведено сравнение вариантов вскрытия глубоких горизонтов карьера ИнГОКа.

Таблица 14

Сравнение вариантов вскрытия глубоких горизонтов карьера ИнГОК

Рабочие горизонты, м	Вариант вскрытия			
	траншеями		шахтным стволом	
	приведенные затраты, руб/т	капитальные затраты, коп/т	приведенные затраты, руб/т	капитальные затраты, коп/т
-90	0,27	1,12	0,22	0,86
-150	0,32	0,70	0,25	0,59
-210	0,34	0,58	0,28	0,65
-300	0,37	0,63	0,35	0,95

В табл. 14 представлены результаты решения задачи вскрытия глубоких горизонтов карьера ИнГОК с производственной мощностью 30 млн. т сырой руды в год; вскрытие шахтными стволами целесообразно в интервале отметок — 150 и — 210 м. При подземном вскрытии первоначально приведенные и капитальные затраты меньше, чем при вскрытии крутыми траншеями внутреннего заложения, за счет сокращения расстояния транспортирования по поверхности, при увеличении глубины карьера капитальные затраты резко возрастают в связи с увеличением затрат на проведение квершлагов. Таким образом, исследование вариантов вскрытия глубоких горизонтов показывает, что наиболее экономичен комбинированный вариант вскрытия, при котором нижняя зона карьера вскрывается траншеями внутреннего заложения, пройденными по борту карьера, а верхняя зона — наклонным стволом с квершлагами.

При вскрытии подземными наклонными стволами борт карьера освобождается от устройств для пересечения автосъездами и автодорогами трассы конвейерных подъемников; устраняется зигзагообразная трасса ленточных конвейеров и смещение от пункта наиболее выгодного расположения перегрузочных устройств на центральных горизонтах.

Вскрытие пологих месторождений. При разработке пологих месторождений вскрышными породами по транспортно-отвальной или транспортной системам разработки с применением мощных комплексов машин непрерывного действия эффективность работы последних в значительной степени зависит от длины фронта работ, которая определяется способом вскрытия месторождения. В качестве примера определена схема вскрытия Подорожненского месторождения.

Стоимость добычи полезного ископаемого C_d представляет сумму затрат

$$C_d = C_p + C_{тд} + k_b(C_b + C_{тв} + C_o) + C_k + C_s, \text{ руб.}, \quad (\text{II},40)$$

- где $C_{тд}$ — стоимость транспортирования полезного ископаемого;
 C_p — стоимость разработки полезного ископаемого;
 k_b — коэффициент вскрыши;
 C_b — стоимость разработки вскрыши;
 C_o — стоимость отвалообразования вскрыши;
 $C_{тв}$ — стоимость транспортирования вскрыши;
 C_k — стоимость капитальных затрат на строительство карьера;
 C_s — стоимость устройства и содержания различных коммуникаций энергосистем, подсобных линий, водоотлива и т. д.

Из условия минимума добычи 1 т полезного ископаемого определяется оптимальное значение длины фронта работ, исходя из которой устанавливается рациональный способ вскрытия. Стоимость разработки полезного ископаемого C_p определяется затратами на выполнение буровзрывных работ и экскавацию руды; от длины фронта работ C_p не зависит и во всех случаях может быть принята постоянной.

Стоимость разработки вскрыши определяется затратами на обслуживание вскрышного комплекса и его производительностью по формуле

$$C_b = \frac{\sum_{i=1}^m C_i}{Q'_{cp}}, \text{ руб.}, \quad (\text{II},41)$$

где C_i — затраты на обслуживание вскрышного комплекса по m статьям в единицу времени;

Q'_{cp} — средняя производительность вскрышного комплекса за это же время.

Изменение производительности вскрышного комплекса в зависимости от организации работ на карьере можно учесть следующим образом:

$$Q'_{cp} = Q_{cp} k_{\phi}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (\text{II},42a)$$

где k_{ϕ} — коэффициент, учитывающий изменение производительности роторного экскаватора в зависимости от организации работ на карьере.

При обработке торцов карьера производительность роторного экскаватора значительно снижается, что учитывается коэффициентом k_{τ}

$$Q'_{cp} = k_{\tau} Q_{cp} k_{\phi}, \text{ м}^3/\text{ч}. \quad (\text{II},42b)$$

Определив среднюю производительность роторного экскаватора при различной длине фронта работ, возможно оценить различные способы вскрытия карьерного поля.

Стоимость отвалообразования вскрыши C_o на единицу полезного ископаемого можно представить формулой

$$C_o = \frac{\sum_{i=1}^m C_i^o}{Q'_o}, \text{ руб}/\text{м}^3, \quad (\text{II},43)$$

где C_i^o — затраты на обслуживание и содержание отвалообразователя в единицу времени;

Q'_o — производительность отвалообразователя за это же время.

Производительность отвалообразователя определяется производительностью роторного экскаватора и местом установки отвалообразователя в общей технологической цепи. С учетом потерь времени на маневрирование отвалообразователя в торцах при переходе на новую отвальную заходку производительность отвалообразователя будет равна

$$Q'_o = Q_{cp}^o k'_{\tau} k_{\phi}. \quad (\text{II},44)$$

Стоимость транспортирования вскрыши $C_{тв}$ необходимо определять, если вскрышные породы обрабатывают по транспортной системе. В этом случае рост длины фронта работ вызывает такое же увеличение длины забойных и отвальных (при внутренних отвалах) конвейерных линий (при конвейерном транспорте). Вместе с тем улучшается работа отвалообразователя в связи с уменьшением удельного объема маневров в тупиках.

Стоимость транспортирования 1 м³ вскрыши может быть определена по формуле

$$C_{тв} = a_k \gamma [L(1 + k_c) + l_{cp}], \text{ руб}/\text{м}^3, \quad (\text{II},45)$$

где a_k — средняя стоимость 1 т · км конвейерного транспорта, руб.;

L — длина фронта работ, м;

γ — объемный вес горной массы, т/м³;

l_{cp} — средняя за время работы карьера длина транспортирования вскрыши по постоянным конвейерным линиям;

k_c — коэффициент сокращения отвального фронта работ.

Стоимость транспортирования полезного ископаемого $C_{тд}$ зависит от расстояния транспортирования, определяемого размерами карьерного поля и местом заложения выездной траншеи.

При прямоугольной форме карьерного поля и параллельном способе перемещения фронта работа транспорта равна

$$A_n = \int_0^B \left(\frac{L}{2} + x \right) Lm\gamma dx, \quad (II,46)$$

где x — увеличение расстояния транспортирования, м.
Интегрируя, получим

$$A_n = \frac{1}{2} m\gamma LB (L + B), \text{ т} \cdot \text{км}, \quad (II,47)$$

где m — мощность рудного пласта, м;
 L, B — длина и ширина карьерного поля, км.

Формула выведена для случая, когда въездная траншея расположена на фланге карьерного поля. Если въездная траншея расположена в центре, общая работа транспорта будет составлять

$$A_n = \frac{1}{2} m\gamma LB \left(L + \frac{B}{2} \right), \text{ т} \cdot \text{км}. \quad (II,48)$$

Средняя стоимость транспортирования 1 т полезного ископаемого при фланговом вскрытии будет

$$C_{\text{тд}} = \frac{1}{2} a_a (L + B), \text{ руб.}, \quad (II,49)$$

где a_a — средняя стоимость 1 т · км автотранспорта, руб.;
при центральном вскрытии

$$C_{\text{тд}} = \frac{1}{2} a_a \left(L + \frac{B}{2} \right), \text{ руб.} \quad (II,50)$$

При веерном способе перемещения фронта работ работа транспорта определяется по выражению

$$A_n = \int_0^B \frac{1}{3} Lm\gamma \sqrt{x^2 + L^2} dx + \int_0^L \frac{1}{3} Bm\gamma \sqrt{y^2 + B^2} dy. \quad (II,51)$$

Интегрируя выражение (II, 53), после преобразований получим

$$A_n = \frac{1}{3} Lm\gamma B \sqrt{B^2 + L^2} + \frac{1}{6} m\gamma \left[L^3 \ln (B + \sqrt{B^2 + L^2}) + \right. \\ \left. + B^3 \ln (L + \sqrt{B^2 + L^2}) \right], \text{ т} \cdot \text{км}. \quad (II,52)$$

Средняя стоимость транспортирования 1 т полезного ископаемого при веерном способе перемещения фронта работ определится из выражения

$$C_{\text{тд}} = \frac{1}{3} a_a \left[\sqrt{B^2 + L^2} + \frac{L^2}{2B} \ln (B + \sqrt{B^2 + L^2}) + \right. \\ \left. + \frac{B^2}{2L} \ln (L + \sqrt{B^2 + L^2}) \right], \text{ руб}/\text{т}. \quad (II,53)$$

При этом необходимо учесть, что формулу для определения $C_{\text{тд}}$ следует принимать соответственно схеме вскрытия карьерного поля. Определение транспортной работы с помощью интегральной суммы может производиться достаточно точно при небольшой ширине вскрышной заходки относительно размеров карьерного поля. Если ширина и длина карьерного поля соизмеримы с параметрами заходки, то транспортную работу необходимо определять суммой ряда. Тогда формулы для определения транспортной работы по вывозке общих запасов руды из карьера будут иметь вид:

при параллельном перемещении фронта работ

$$A_n = \frac{m_{\text{ср}} B L \gamma}{2} (B + L), \text{ т} \cdot \text{км}; \quad (II,54)$$

при веерном перемещении фронта работ

$$A_n = \frac{m_{\text{ср}} A_{\text{max}} \gamma}{3} \left(\frac{B_k}{\cos \delta_{n_i}} \sum \sqrt{x_i^2 + B^2} + \frac{L}{\cos \delta_{n_i}} \sum \sqrt{y_i^2 + L^2} \right), \text{ т} \cdot \text{км}, \quad (II,55)$$

где переменные составляющие автотранспорта x_i, y_i определяются по формулам

$$x_i = \sum \frac{A_{\text{max}}}{\cos \delta_{n_i}}, \\ y_i = \sum \frac{A_{\text{max}}}{\cos \delta_{n_i}}, \text{ км}. \quad (II,56)$$

Расстояние транспортирования руды зависит от способа перемещения фронта работ и равно:

при параллельном перемещении

$$l_n = x + y;$$

при веерном перемещении

$$l_n = \sqrt{x^2 + y^2}.$$

Анализ различных схем размещения въездной траншеи с помощью приведенных выше формул позволяет установить оптимальный способ вскрытия карьерного поля, обеспечивающий наименьшую работу по транспорту по перевозке полезного ископаемого.

Стоимость единицы полезного ископаемого C_k по капитальным затратам строительства определяется по формуле

$$C_k = \frac{(A + b) a}{Q_{\text{год}}}, \text{ руб}/\text{т}, \quad (II,57)$$

где A — общие затраты на строительство карьера без проходки разрезной траншеи, руб.;

$Q_{\text{год}}$ — годовая производительность карьера по руде, т;

α — процент амортизации капитальных затрат на строительство карьера;

b — затраты на строительство разрезной траншеи, руб.;

$$b = C_1 LS;$$

где C_1 — средняя стоимость выемки 1 м³ вскрыши при проведении разрезной траншеи, руб/м³;

S — средняя площадь сечения разрезной траншеи, м²;

L — длина траншеи, м.

После подстановки исходных данных получим

$$C_k = \frac{(A + C_1 LS) \alpha}{Q_{\text{год}}}, \text{ руб/м.} \quad (\text{II, 58})$$

Стоимость устройства и содержания различных коммуникаций C_3 определяется по выражению

$$C_3 = \frac{(l + k_y L) \sum_1^m C_{\text{год}}}{Q_{\text{год}}}, \text{ руб/м,} \quad (\text{II, 59})$$

где l — общая длина постоянных коммуникаций, км;

k_y — коэффициент увеличения (уменьшения) передвижных коммуникаций относительно вскрышного фронта работ;

$\sum_1^m C_{\text{год}}$ — общие затраты на устройство и содержание коммуникаций, руб/км/год.

Затраты по вскрыше, приходящиеся на 1 т полезного ископаемого, необходимо учитывать коэффициентом вскрыши, представляющим собой отношение

$$k_v = \frac{H_m k_{\text{рб}}}{m \gamma}, \text{ м}^3/\text{т,} \quad (\text{II, 60})$$

где H_m — общая мощность вскрышных пород, м;

$k_{\text{рб}}$ — коэффициент разбортовки (относительно рудного тела);

m — горизонтальная мощность рудного тела;

γ — объемный вес руды, т/м³.

Эти формулы позволяют рассчитывать приведенные затраты на добычу 1 т полезного ископаемого при различной длине фронта работ и расположении въездной и разрезной траншеи. Выполненные на ЭЦВМ расчеты показывают, что оптимальная длина фронта работ в случае применения роторных экскаваторов ЭРГ-1600 и консольных отвалообразователей ОНР-4500/180 на Подорожненском карьере составляет 1600—1800 м. Это обуславливает необходимость вскрытия по длинной стороне карьерного поля. Для достижения меньших транспортных расходов рекомендуется центральное вскрытие.

Системой открытой разработки месторождений называют установленный порядок выполнения комплекса подготовительных, вскрышных и добычных работ, обеспечивающий плановую и безопасную разработку месторождений при рациональном использовании запасов полезных ископаемых.

Рациональная система открытой разработки должна обеспечить добычу полезного ископаемого в объеме, соответствующем государственному плану, по качеству, отвечающему нормативным требованиям, максимальное его извлечение из недр, высокую производительность труда и экономичность при максимальной безопасности работ. Следовательно, правильно выбранная и примененная в конкретных условиях система открытой разработки обеспечивает наивысшую эффективность эксплуатации месторождения и использования природных ресурсов.

Принятая система открытой разработки предопределяет тип горнотранспортного оборудования, главные параметры карьера и его основные элементы, а также технико-экономические показатели работы карьера в целом. Высокие показатели открытой разработки месторождений достигаются внедрением комплексной механизации, соответствующей конкретным условиям применяемой системы разработки, уровню и состоянию технического прогресса в области горного машиностроения. Следовательно, существует тесная взаимосвязь между системой разработки и схемой или структурой комплексной механизации. Система разработки органически объединяет совокупность горных выработок карьера, активная часть которых находится в процессе разработки, и систематически изменяет свое положение в пространстве и схему комплексной механизации, которая является основным содержанием технологии открытой разработки.

Ниже приведена классификация систем открытой разработки месторождений (табл. 15), в которой классификационными признаками приняты: способ транспортирования вскрышных пород в отвалы, способ ведения вскрышных работ и тип применяемого горнотранспортного оборудования. Эта классификация предложена проф. М. Г. Новожиловым [16, 20, 23]; она не является окончательной, в процессе совершенствования техники и технологии открытых горных работ возникают новые системы разработки и их варианты.

Классификация систем открытой разработки месторождений полезных ископаемых

Класс системы	Группа систем разработки
I. Бестранспортные	1. Простая
II. Транспортно-отвальные	2. Усложненная
	3. С применением консольных отвалообразователей
III. Транспортные	4. С применением транспортно-отвальных мостов
	5. С железнодорожным транспортом
	6. С автомобильным транспортом
	7. С конвейерным транспортом
IV. Комбинированные	8. С комбинированным транспортом
	9. Для нижнего уступа — системы разработки I или II класса; для верхнего уступа (уступов) — системы разработки III класса

Ниже рассмотрены основные черты, присущие каждой группе систем открытой разработки.

1 и 2 группы. Вскрышу перемещают в выработанное пространство вскрышными экскаваторами (механическими лопатами или драглайнами). Добычу производят всед за вскрышными работами, опережение которых незначительно. Горизонтальный или слабо наклонный пласт (до 10°) отрабатывают сразу на полную мощность.

3 и 4 группы. Вскрышу перемещают в выработанное пространство консольными отвалообразователями или транспортно-отвальными мостами, оборудованными ленточными конвейерами. Добычные работы ведут с незначительным отставанием. Месторождения горизонтальные, с выдержанными элементами залегания, ограниченной мощности. Отрабатываются сразу на полную мощность.

5 и 6 группы. Вскрышу перемещают железнодорожным или автомобильным транспортом на внешние или внутренние отвалы. По этой системе могут разрабатываться месторождения любого типа (горизонтальные, наклонные, крутопадающие, глубинные и нагорные) с различными условиями залегания, при горных породах любой крепости. При размещении вскрыши на внешних отвалах опережение вскрышных работ значительное. Погрузка, транспортирование и отвалообразование производятся оборудованием различных типов.

7 группа. Вскрышу транспортируют ленточными конвейерами на внутренние или внешние отвалы. Месторождения любой формы и с любым углом падения (от горизонтальных до крутопадающих), вскрышные породы любой крепости — мягкие, полускальные и предварительно разрыхленные скальные.

Месторождения с горизонтальными или слабонаклонными пластами (до 10°) и с мягкой вскрышей разрабатывают экскаваторами непрерывного действия (многоковшовыми цепными или роторными). Месторождения наклонные и крутые со скальной вскрышей разрабатывают техникой циклического действия (механическими лопатами) в комбинации с дробильно-грохотильными установками, позволяющими предварительно отделять крупные, нетранспортабельные фракции взорванной скальной породы с целью измельчения их в механических дробилках до кондиционной крупности кусков, пригодных для транспортирования ленточным конвейером.

8 группа характеризуется применением комбинированного транспорта и внешними отвалами. Используются при разработке месторождений с большой глубиной залегания, когда на нижних уступах применяется автомобильный транспорт, а на верхних — железнодорожный или конвейерный.

9 группа. Мощную толщу пород, покрывающих горизонтальные или слабонаклонные пласты, разбивают по вертикали на две зоны. Нижнюю зону разрабатывают по бестранспортной или транспортно-отвальной системе, а верхнюю — по транспортной (возможно также для ее разработки применение гидромеханизации). Месторождение отрабатывают сразу на полную мощность для возможности размещения внутренних отвалов.

ГЛАВА III

РАСКРОЙКА ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА КАРЬЕРНЫЕ ПОЛЯ И ПОРЯДОК ИХ ОТРАБОТКИ *

§ 1. Общие сведения

При разработке горизонтальных месторождений со значительными запасами полезного ископаемого, расположенными на больших площадях, важное значение имеет вопрос их раскройки на карьерные поля, а также установления порядка и направления перемещения фронта и организации горных работ на отдельных карьерных полях.

Значительные площади и сложная конфигурация месторождений обуславливают необходимость рационального размещения обогатительных комплексов и обоснования технологической схемы транспорта полезного ископаемого, так как порядок разработки карьерных полей, направление развития горных работ и принятый способ вскрытия должны обеспечивать минимальные расстояния транспортирования полезного ископаемого до обогатительной фабрики. На показатели работы транспортирования полезного ископаемого оказывают влияние тип, место заложения и параметры наклонных выездных (капитальных или временных) и разрезных траншей.

* В написании главы принимал участие канд. техн. наук Я. Ш. Ройзен.

Крупные месторождения со значительным распространением полезного ископаемого по площади разрабатываются несколькими границащими между собой (смежными) карьерными полями. В зависимости от потребности в сырье и производственной мощности комбината месторождение может разрабатываться последовательно одним или одновременно двумя и более соприкасающимися (смежными) карьерами.

§ 2. Перемещение фронта горных работ

Перемещение фронта вскрышных и добычных работ может быть параллельным, веерным и смешанным (рис. 87).

Параллельное перемещение фронта достигается при отработке уступов параллельными заходками с постоянной шириной по всей

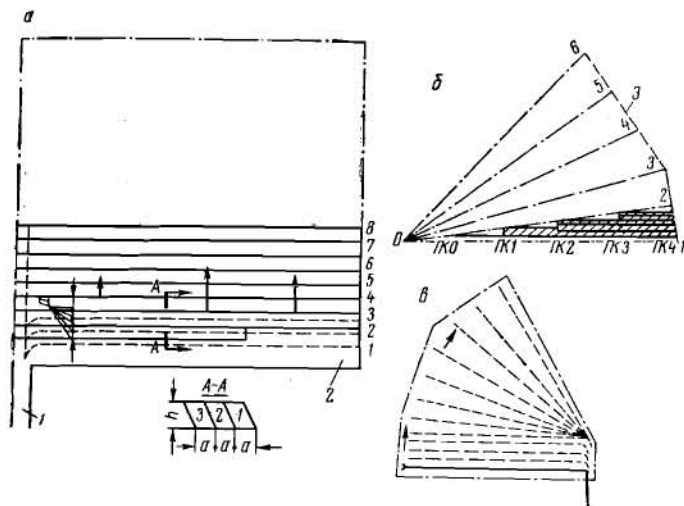


Рис. 87. Схема перемещения фронта работ в карьере: 1 — выездная траншея; 2 — разрезная траншея; 3 — граница карьерного поля

длине (рис. 87, а). Площадки уступов при этом имеют форму прямоугольника, что является преимуществом данного способа, так как при постоянной ширине заходки упрощается ведение буровзрывных экскаваторных и путевых работ. Недостаток параллельного перемещения: необходимость систематического переноса криволинейной части железнодорожных путей.

Веерное перемещение фронта работ достигается отработкой площадок треугольной формы (рис. 87, б). Каждая из них разрабатывается заходками постоянной ширины, при выполнении различного объема работ на отдельных участках фронта в случае использования многоковшовых цепных экскаваторов и в случае использования роторных экскаваторов с конвейерным транспортом — заходками с переменной шириной. Поворот путей на рабочие горизонты осуществля-

ется в постоянном пункте, благодаря чему исключается передвижка криволинейных участков. Это является основным преимуществом способа. Недостаток — переменная ширина заходок. Передвижку путей ведут вслед за подвиганием забоя на отработываемом участке.

Веерное перемещение фронта работ чаще применяют при работе цепных многоковшовых экскаваторов и транспортно-отвалных мостов, когда на рабочих площадках имеется несколько железнодорожных путей, перенос которых на криволинейных участках сложен и трудоемок. Наличие постоянного пункта примыкания путей при веерном способе позволяет удобно располагать промышленные сооружения: тяговую подстанцию, центральный водосборник, обгонные пункты для железнодорожных составов, диспетчерские устройства, мастерские и т. д.

Вскрытые запасы полезного ископаемого при веерном перемещении фронта, в случае одинаковой ширины площадок в торце карьера и одинаковой длине фронта работ, по сравнению с параллельным подвиганием забоев сокращаются в 2 раза.

Смешанное перемещение фронта работ представляет комбинацию параллельного и веерного (рис. 87, в). При этом карьерное поле разбивают на участки, одну часть которых разрабатывают с параллельным подвиганием фронта работ, а другую — с веерным. По такой схеме чаще отработывают карьерные поля с неправильной конфигурацией в плане. Рассмотренные виды перемещения фронта работ применяют также и на отвалах.

§ 3. Раскройка горизонтальных месторождений на карьерные поля

Раскройку карьеров, установление очередности их вскрытия и отработки, а также выбор места расположения обогатительной фабрики методом вариантов нельзя считать рациональным, так как при этом невозможно утверждать, что в число сравниваемых вариантов включен оптимальный. Рациональная схема раскройки месторождений значительной площади и сложной конфигурации на карьерные поля и установление порядка и направления их разработки должны быть основаны на комплексном решении следующих основных вопросов: определение промышленных запасов в контурах месторождения; установление границ карьерных полей по заданным параметрам (длина и ширина карьерного поля, промышленные запасы, качество полезного ископаемого и т. д.); определение объемов вскрышных пород в контурах карьерных полей; определение текущих $k_{вт}$, средних $k_{всп}$ коэффициентов вскрыши и установление границ карьерного поля при $k_{всп} \rightarrow \min$; оценка карьерных полей по качественной характеристике исходного и обогащенного полезного ископаемого α_k и β_k и выходу концентрата γ_k ; выбор места расположения обогатительной фабрики с учетом рациональной схемы и расстояний транспортирования полезного ископаемого.

В качестве критерия оптимальной раскройке месторождения на карьерные поля, порядка и направления их отработки принимается

обеспечение максимальной эффективности открытой разработки месторождения

$$\Pi = \sum_{k=1}^k Q_k C_k \gamma_k - \sum_{k=1}^k \sum_{i=1}^n Z_{ki} \rightarrow \max, \quad (\text{III}, 1)$$

где Q_k — промышленные запасы полезного ископаемого в контурах k -того карьерного поля, m ;
 C_k — отпускная цена 1 m конечного продукта (концентрата) руб.;
 γ_k — выход концентрата, в долях единицы ($\gamma_k = \frac{\epsilon \alpha_k}{\beta_k}$);
 ϵ — извлечение полезного компонента в концентрат, в долях единицы;
 α_k и β_k — содержание полезного компонента соответственно в исходной руде и концентрате, %;
 $\sum_{k=1}^k \sum_{i=1}^n Z_{ki}$ — суммарные затраты по добыче и переработке полезного ископаемого по k -тому карьерному полю и i -тому технологическому процессу.

Критерием выбора первоочередного карьерного поля, предназначенного для открытой разработки месторождения в первые годы его эксплуатации, является минимальный коэффициент вскрыши $k_{ср}$ и максимальный выход концентрата γ_k . Естественно, что при решении такой сложной горнотехнической задачи потребуются применение электронной вычислительной техники.

При раскрытии месторождения и определении координат карьерного поля, подлежащего первоочередной обработке, одним из основных ограничивающих условий принимается условие оконтуривания в его границах определенного объема полезного ископаемого при минимальном среднем коэффициенте вскрыши. Для этого необходимо определить запасы полезного ископаемого в контурах всего месторождения и на отдельных карьерных полях, объемы и средние коэффициенты вскрыши карьеров, качество исходного и обогащенного полезного ископаемого, выход концентрата по отдельным карьерам.

На рис. 88 показана схема к определению порядка освоения месторождения.

Для решения данной задачи на ЭЦВМ контур месторождения $R = \varphi(x)$ задается упорядоченной системой разведочных скважин, характеризующих: поверхность месторождения $z_1 = f_1(x, y)$; поверхность кровли и почвы пласта соответственно $z_2 = f_2(x, y)$ и $z_3 = f_3(x, y)$. Мощность пластов, заключенных между разделяющими их поверхностями, в любой точке месторождения определяют следующим образом:

$$H(i, j) = f_1(x_i, y_j) - f_2(x_i, y_j) \quad (\text{III}, 2)$$

$$h(i, j) = f_2(x_i, y_j) - f_3(x_i, y_j), \quad (\text{III}, 2^1)$$

где H — мощность вскрышных пород между земной поверхностью и кровлей z_1 и z_2 , m ;

h — мощность пласта полезного ископаемого между кровлей z_2 и почвой z_3 , m .

Объемы полезного ископаемого и вскрышных пород в контурах месторождения $R = \varphi(x)$ определяются интегрированием функций (III, 2) и (III, 2¹).

Объем полезного ископаемого Q_k в контурах k -того карьера $r = q(x)$ при заданной длине фронта горных работ карьера L_k в общем виде можно определить следующим образом:

$$Q_k = \int_R \int_{x_i}^{x_{i+p-1}} [f_2(x, y) - f_3(x, y)] dx dy, \quad (\text{III}, 3)$$

где x_{i+p-1} — координата последней скважины по фронту работ карьера (см. рис. 89);

p — количество скважин по ширине карьерного поля L_k ;

y_{i-1} — координата последней скважины по длине карьерного поля.

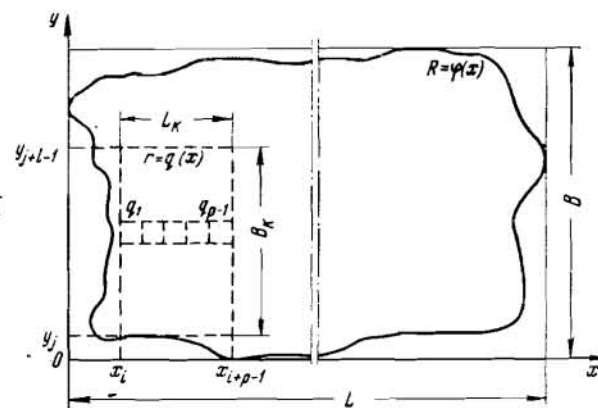


Рис. 88. Схема к определению порядка освоения месторождения

Объем вскрышных пород V_k в контурах k -того карьера $r = q(x)$ при заданном объеме полезного ископаемого Q_k , ограниченном параметром B_k , определяется по формуле

$$V_k = \int_R \int_{x_i}^{x_{i+p-1}} [f_1(x, y) - f_2(x, y)] dx dy. \quad (\text{III}, 4)$$

Средний коэффициент вскрыши определяется из выражений (III, 3) и (III, 4)

$$k_{ср} = \frac{V_k}{Q_k} = \frac{\int_R \int_{x_i}^{x_{i+p-1}} [f_1(x, y) - f_2(x, y)] dx dy}{\int_R \int_{x_i}^{x_{i+p-1}} [f_2(x, y) - f_3(x, y)] dx dy} \quad (\text{III}, 5)$$

На практике результаты геологоразведочных работ, характеризующие месторождения, представляют в виде таблиц. Практические расчеты по определению объемов вскрыши, полезного ископаемого и коэффициентов вскрыши в пределах всего месторождения (карьерного поля) осуществляются маркшейдерскими замерами или методом наименьших квадратов. Для расчетов по последнему методу месторождение делят на элементарные объемы с площадями оснований в форме квадратов, стороны которых равны расстоянию между скважинами. Общие объемы вскрыши или полезного ископаемого в пределах месторождения определяются как сумма элементарных объемов.

При решении задачи по раскройке карьерного поля с применением ЭЦВМ произвольная форма карьерного поля может быть заменена правильной геометрической фигурой (см. рис. 88), что упрощает подготовку задачи к расчету. При этом параллельно линиям скважин описывается контур месторождения минимальным прямоугольником. Стороны прямоугольника условно принимаются за координатные оси, а их пересечение — за начало координат. За пределы контура месторождения по сетке действительных скважин вводятся скважины фиктивные (нулевые); замена истинного контура месторождения фиктивным не влияет на величину запасов и объем вскрышных пород в контурах месторождения.

Для определения карьерного поля с минимальным коэффициентом вскрыши, подлежащего первоочередной разработке, месторождение делят на карьерные поля с заданным объемом полезного ископаемого Q_k в различных направлениях с шагом смещения каждого карьерного поля, равным или кратным расстоянию между скважинами.

Для конкретного карьерного поля определяется длина карьера от 0 до $L - L_k$ или ширина карьера от 0 до $B - B_k$ (см. рис. 88). При этом

$$L_k = pa,$$

где a — расстояние между скважинами.

Объем полезного ископаемого в пределах карьерного поля определяется как сумма объемов полос, состоящих из элементарных объемов q_1, q_2, \dots, q_{p-1} ; объем полезного ископаемого, заключенный между j -тым и $j+1$ -ым рядами скважин по оси ox и i -ым и $i+p-1$ -ым рядами скважин по оси oy , определяется по формуле

$$Q^i = \frac{a^2}{4} \left(h_{i,j} + h_{i+p-1,j} + h_{i+p-1,j+1} + h_{i,j+1} + 2 \sum_{i+1}^{i+p-2} \sum_j^{j+1} h_{i,j} \right), \text{ м}^3. \quad (\text{III}, 6)$$

Определив на $l-1$ шаге объем полезного ископаемого $Q_k = \sum_{j=0}^{l-1} Q^j$, равный заданному Q_k^* , с точностью до ΔQ_k^* , получим длину

карьера $B_k = la$. Зная размеры карьерного поля, объем вскрышных пород определяем по формуле, аналогичной (III, 6).

В общем виде объемы вскрыши и полезного ископаемого в контурах карьерного поля определяются по следующим выражениям:

$$Q_k^* = \sum_{j=0}^{j=1-1} Q^j = \frac{a^2}{4} \sum_{j=0}^{j=1-1} \left[h_{i,j} + h_{i+p-1,j} + h_{i+p-1,j+1} + h_{i,j+1} + 2 \sum_{i+1}^{i+p-2} \sum_j^{j+1} h_{i,j} \right] \quad (\text{III}, 7)$$

$$V_k^* = \sum_{j=0}^{j=1-1} V^j = \frac{a^2}{4} \sum_{j=0}^{j=1-1} \left[H_{i,j} + H_{i+p-1,j} + H_{i+p-1,j+1} + H_{i,j+1} + 2 \sum_{i+1}^{i+p-2} \sum_j^{j+1} H_{i,j} \right]. \quad (\text{III}, 8)$$

Таким образом многократно производят раскройку месторождения на карьеры во всех направлениях. Для каждого варианта ЭЦВМ определяют коэффициенты вскрыши, из которых выбирают минимальные, соответствующие тому или иному карьерному полю, подлежащему первоочередной разработке. Аналогичные рассуждения и вычисления выполняются для оценки качественной характеристики исходного и обогащенного полезного ископаемого, выхода конечного продукта (концентрата) и эффективности обогащения.

Блок-схема решения данной задачи по разработанному алгоритму в кодах машины «Минск-1» показана на рис. 89. Блок-схема выбора первоочередного карьерного поля по критерию $k_{вс,к} \rightarrow \min$ и $\gamma_k \rightarrow \max$ представлена в виде логических и арифметических блоков, блоков ввода и печати.

Логические блоки 1—4 реализуют выбор соответствующего номера скважины в пределах месторождения. Затем в блоках 6, 9, 11, 13, 14 производят проверку $h_{i,j}$ и $H_{i,j} \geq 0$ и логический переход на расчет Q_k по соответствующим составным частям формул. Арифметический блок 20 вычисляет Q_k . Далее в блоках 21 и 22 производят проверку условия $Q_k^* \geq Q_k$ с требуемой точностью. При выполнении этого условия производится (блок 23) вычисления $B_k, V_k^*, Q_k^*, k_{вс,к}, \alpha_k, \beta_k, \gamma_k$ по приведенным выше формулам. Логический блок 25 сравнивает вычисленные значения $k_{вс,к}$ и γ_k с ранее полученными и запоминает все параметры при $k_{вс,к} \rightarrow \min$ и $\gamma_k \rightarrow \max$. После обработки данных по всему месторождению печатаются ранее зафиксированные параметры при $k_{вс,к} \rightarrow \min$ и $\gamma_k \rightarrow \max$.

В результате последующего анализа данных по всему месторождению программно определяются наиболее рациональные для первоочередной разработки карьерные поля по критериям $k_{вс,к} \rightarrow \min$ и

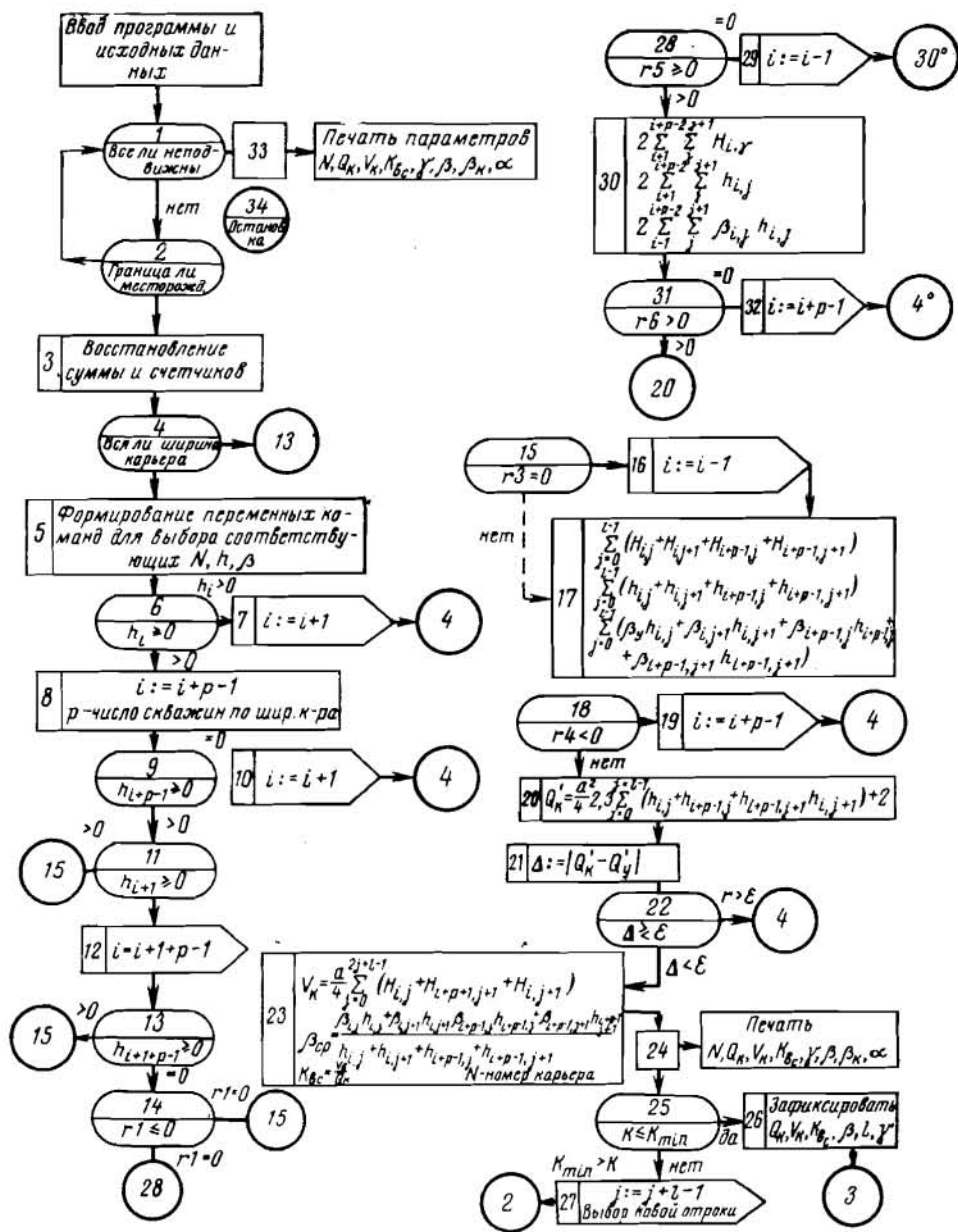


Рис. 89. Блок-схема алгоритма раскладки месторождения на карьерные поля

γ_k → шах в выбранной системе координат. Все параметры по карьерным полям выдаются на печать (блок 33).

Необходимо произвести раскройку карьерного поля, подлежащего первоочередной разработке, Северного участка Больше-Токмакского месторождения марганцевых руд (рис. 90). В данном примере рассмотрены два варианта развития горных работ: в меридиональном и широтном направлениях. Смещение расчетных границ карьерных полей произведено с шагом, равным расстоянию между смежными скважинами. При выполнении расчетов приняты минимальный объем запасов полезного ископаемого в контурах карьерного поля, т. е. $Q_k' = 45 \pm 2$ млн. т при длине фронта работ L_k , равной 2,5 км.

В табл. 16 представлены искомые параметры сопоставляемых карьерных полей.

Приведенные показатели карьерных полей соответствуют минимальным (расчетным) и максимальным объемам полезного ископаемого.

На рис. 90 показаны карьерные поля № 1 и 2, которые подвергаются первоочередной разработке при развитии горных работ в меридиональном направлении. Для решения вопроса места заложения вскрывающих выработок и направления перемещения фронта работ первоочередное карьерное поле делят на ряд полос, параллельных будущему фронту работ карьера. При соизмеримых длине и ширине карьера поле делится на две группы взаимно перпендикулярных полос, параллельных его границам. По приведенной выше программе с применением ЭЦВМ по заданному критерию (коэффициенту вскрыши, содержанию полезных компонентов в руде и др.) определяется полоса, подлежащая первоочередной отработке (место вскрытия карьерного поля), и направление перемещения фронта горных работ.

Характер распределения объемов и мощностей вскрывших пород, полезного ископаемого и его качественная характеристика могут быть приближенно установлены также методом горногеометрического анализа, который способствует выбору технологии горных работ и горнотранспортного оборудования. На рис. 91 приведен горногеометрический анализ Северного участка Больше-Токмакского месторождения.

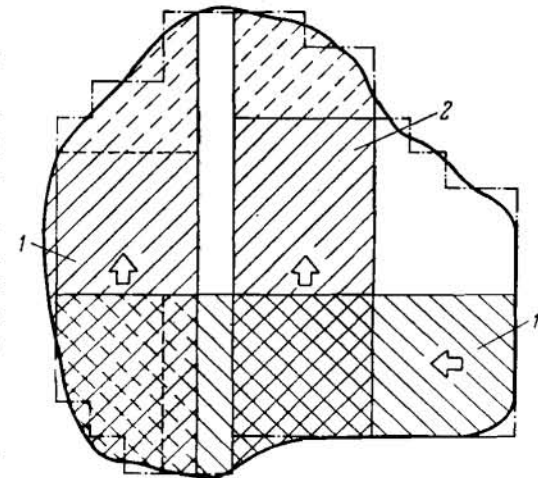


Рис. 90. Схема раскладки месторождения на карьерные поля: 1, 2 — соответственно карьеры № 1 и 2

Таблица 16

Сравнительная оценка карьерных полей

Карьерное поле	Направление развития горных работ карьера							
	Меридиональное				Широтное			
	Запасы в контурах карьера							
	Минимальные		Максимальные		Минимальные		Максимальные	
h_B	$\beta_K, \%$	h_B	$\beta_K, \%$	h_B	$\beta_K, \%$	h_B	$\beta_K, \%$	
№ 1	18,51	29,10	18,77	29,39	16,13	28,41	16,26	28,30
№ 2	18,97	28,48	19,65	29,01	18,38	28,54	18,26	28,32
№ 3	20,18	28,43	20,17	28,89	20,25	28,55	19,64	28,33
№ 4	20,07	28,39	19,52	28,93	21,09	28,78	20,31	28,75
№ 5	18,81	28,83	18,54	29,35	21,29	29,22	20,68	29,31
№ 6	18,91	29,47	19,04	29,93	21,62	29,67	20,78	30,21
№ 7	18,97	29,71	—	—	21,61	30,41	21,14	30,71

Из рис. 91 видно, что мощность покрывающих пород — минимальная в Северной части Больше-Токмакского месторождения, мощность рудного пласта в этой части максимальная. Наиболее рациональны

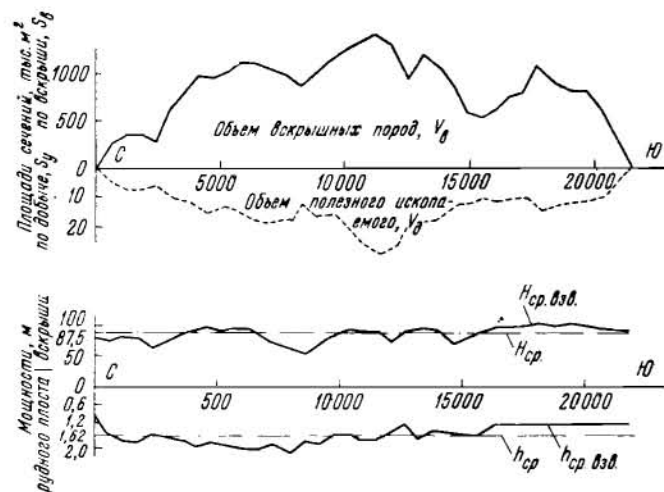


Рис. 91. Горногеометрический анализ Северного участка Больше-Токмакского месторождения

для первоочередной отработки карьерные поля № 1 и 2, несколько худшими показателями характеризуется карьерное поле № 4, разработка которого должна осуществляться во вторую очередь. На рис. 92 показана схема раскрояки Северного участка Больше-Токмакского месторождения.

Большое влияние на порядок и направление развития горных работ в контурах карьерного поля оказывает место размещения обо-

гатительного комплекса. Выбор места его расположения предполагает установление центра тяжести запасов полезного ископаемого в контурах месторождения (карьерного поля) и рациональной грузотранспортной связи добычных горизонтов с поверхностью, обеспечивающей минимальное расстояние транспортирования полезного ископаемого до обогатительной фабрики.

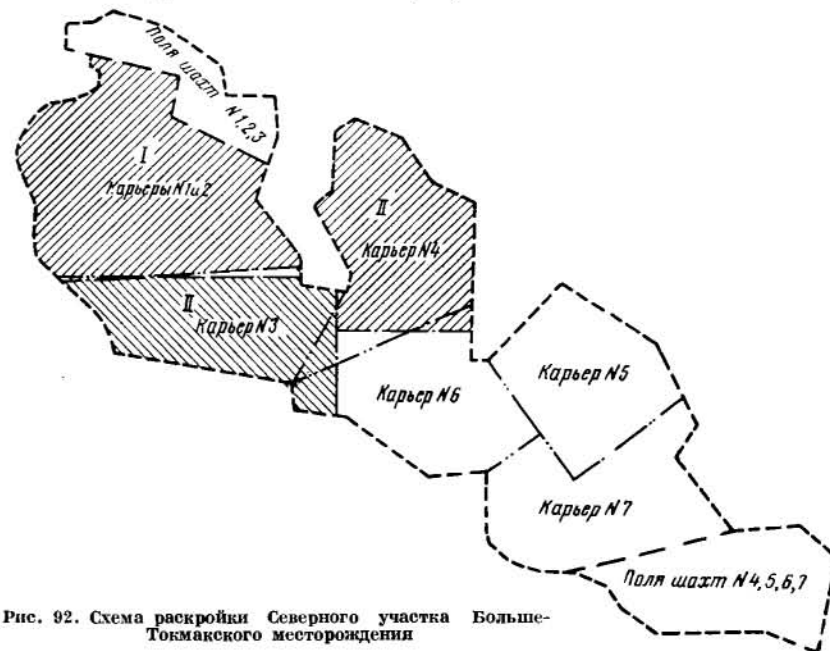


Рис. 92. Схема раскрояки Северного участка Больше-Токмакского месторождения

Для определения центра тяжести месторождения (карьерного поля) в плане рудное тело разбивается вертикальными секущими плоскостями, параллельными координатным осям xoz и yoz (рис. 93). С изменением i и l центры тяжести сечений опишут кривые $x = F_1(y)$ и $y_c = F_2(x)$; точка пересечения кривых является центром тяжести месторождения, который с достаточной степенью точности может быть определен из выражений

$$X_c = \frac{\sum_{i=1}^N \sum_{k=1}^{n+1} f_{k_i} x_{c k_i}}{\sum_{i=1}^N \sum_{k=1}^{n+1} f_{k_i}}, \quad (III, 9)$$

$$Y_c = \frac{\sum_{l=1}^M \sum_{m=1}^{n'+1} f_{m_l} y_{c m_l}}{\sum_{l=1}^M \sum_{m=1}^{n'+1} f_{m_l}}, \quad (III, 10)$$

где f_{k_i} и f_{m_i} — соответственно площадь i -той трапеции l -того сечения;

$x_{ск_i}$ и $y_{см_i}$ — абсцисса и ордината центров тяжести трапеций.

При разработке месторождения очередями варианты расположения обогатительной фабрики устанавливают для каждой очереди.

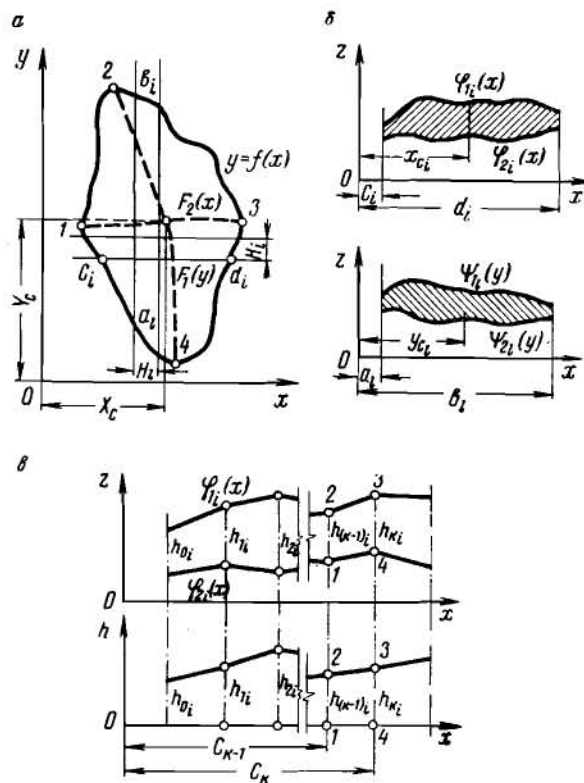


Рис. 93. К определению центра тяжести запасов полезного ископаемого в контурах месторождения (карьерного поля):

a — промышленный контур рудного тела месторождения (карьерного поля); b — к определению центра тяжести геологического разреза месторождения; c — к определению центра тяжести элементарной трапеции и геологического разреза

§ 4. Последовательность отработки карьерных полей

Для систем разработки с применением комплексов машин непрерывного действия с роторными экскаваторами отработка карьерных полей наиболее эффективна при параллельном перемещении фронта работ. Крупные месторождения со значительным распространением по площади обрабатывают несколькими карьерными полями, граничащими между собой. В настоящее время в практике проектирования для отработки каждого из этих полей предусматривается проходка капитальных и разрезных траншей. Это вызывает необходимость выполнять значительные объемы горнокапитальных работ и требует больших капитальных вложений на их выполнение. Поэтому необходимо изыскать пути уменьшения объемов горнокапитальных

работ в масштабах разработки всего месторождения на основе установления наиболее рациональных способов вскрытия и порядка отработки смежных карьерных полей.

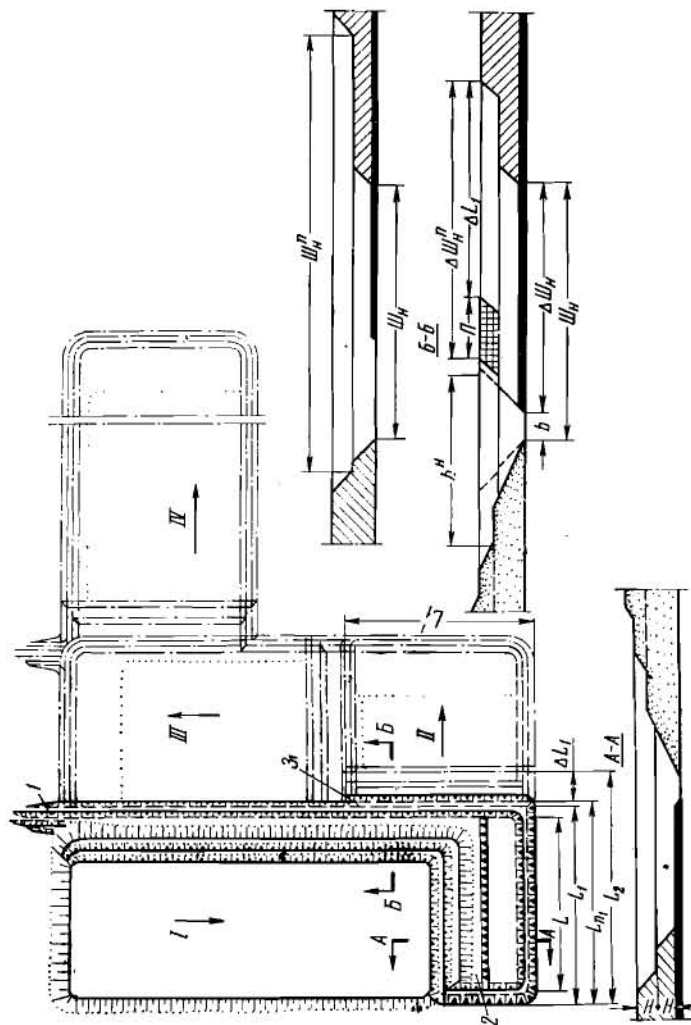


Рис. 94. Схема порядка отработки крупных месторождений: I, II, III, IV — карьерные поля

В принципе рациональный способ вскрытия и порядок отработки месторождений могут заключаться в следующем.

После отработки первого карьерного поля до его проектных контуров (рис. 94) остается выездная траншея 1 и выработанное пространство 2, используемое в дальнейшем для размещения пород вскрыши от проходки разрезной траншеи 3 для отработки смежного карьерного поля. Эту разрезную траншею (в дальнейшем будем

называть ее вспомогательной разрезной траншеей или выработанным пространством для обеспечения отработки смежного карьерного поля) проходят расширением выездной траншеи (со стороны конечного контура первого карьера) до проектных контуров разрезной траншеи. Длина вспомогательной разрезной траншеи соответствует установленной длине фронта работ смежного карьера. Затем отрабатывают этот карьер, причем полезное ископаемое выдают через выездную траншею первого карьера. Таким образом, при отработке второго карьерного поля фронт работ будет перемещаться под углом 90° относительно направления фронта работ первого карьерного поля. После отработки второго карьерного поля в аналогичной последовательности ведут разработку последующих карьерных полей, изменяя направление фронта работ каждого последующего карьерного поля на угол 90° относительно направления предыдущего карьерного поля.

Важным вопросом разработки крупных месторождений при параллельном перемещении фронта работ по предлагаемому порядку отработки карьерных полей является организация перехода на отработку смежного карьера. Это вызвано тем, что для обеспечения непрерывности добычных работ в переходный период смежное карьерное поле следует подготовить к эксплуатации за короткий срок, максимально используя во времени вскрышное горнотранспортное оборудование, задалживаемое на отработке предыдущего карьера.

§ 5. Общая организация горноподготовительных и вскрышных работ при переходе на отработку смежного карьерного поля

Карьерное поле, намеченное к первоочередной разработке (см. рис. 94) вскрывают капитальной и разрезной траншеями и отрабатывают по комбинированной системе разработки с оставлением выездной траншеи для выдачи полезного ископаемого, причем выездную траншею оставляют со стороны смежного карьерного поля. После полной отработки этого карьерного поля остается выработанное пространство между откосом внутреннего отвала и бортом карьера, используемое для размещения пород вскрыши при подготовке смежного карьерного поля к эксплуатации.

Подготовка к разработке смежного карьерного поля предусматривает расширение выездной траншеи, оставляемой в процессе отработки первого карьера, до проектных контуров вспомогательной разрезной траншеи, которая должна соответствовать нормальной расстановке горнотранспортного оборудования к началу отработки этого карьера.

Вспомогательную разрезную траншею (для создания необходимого выработанного пространства) предусматривается проходить горнотранспортным оборудованием, задалживаемым на производстве вскрышных работ первого карьера, с размещением пород вскрыши в выработанном пространстве.

В процессе разработки первого карьера создают рабочую площадку 4, необходимую для обеспечения нормальной работы транспорт-

ного комплекса машин по проходке вспомогательной разрезной траншеи по передовому уступу и для отработки этого уступа на смежном карьере. Длина этой площадки L_1' равна длине фронта работ по передовому уступу смежного карьера. Ширина площадки, которую принимают равной сумме ширины экскаваторной заходки и ширины транспортной бермы, а также бермы безопасности, составляет 60—80 м. Принятая ширина площадки позволяет транспортно-отвальному комплексу машин непрерывного действия беспрепятственно проходить вспомогательную разрезную траншею по основному уступу одновременно с проходкой разрезной траншеи по передовому уступу.

Работы по созданию площадки можно проводить в процессе разработки первого карьера, увеличивая длину фронта работ по передовому уступу на величину ширины рабочей площадки или же создавая эту площадку вспомогательным горнотранспортным оборудованием одновременно с отработкой первого карьера. Создание площадки с помощью эксплуатационного оборудования приводит к уменьшению высоты передового уступа первого карьера для сохранения величины годового подвигания фронта работ при постоянной производительности вскрышного оборудования.

При одинаковом годовом подвигании фронта работ и одинаковой производительности вскрышных комплексов на отработке передового и основного уступов справедливо равенство

$$HL = H_1 L_1, \quad (III, 11)$$

где H и H_1 — высота основного и передового вскрышных уступов, м;
 L и L_1 — длина фронта работ по основному и передовому уступам, м;

При разработке передового уступа первого карьера длина фронта работ увеличится на величину ширины площадки Π и составит $L_1 + \Pi$.

Для этого случая (III, 11) примет вид

$$HL = H_1' (L_1 + \Pi), \quad (III, 12)$$

где H_1' — высота передового уступа первого карьера с учетом создания рабочей площадки, определяемая по формуле

$$H_1' = \frac{HL}{L_1 + \Pi}, \text{ м.} \quad (III, 13)$$

Уменьшение высоты передового уступа за счет создания рабочей площадки можно представить формулой

$$\Delta H_1 = H_1 - H_1', \text{ м,} \quad (III, 14)$$

а объем работ при этом

$$V_{\Pi} = L_1' H_1' \Pi, \text{ м}^3. \quad (III, 15)$$

Годовой объем работ по созданию рабочей площадки составит

$$V_r = S_r H' \Pi, \text{ м}^3 \quad (\text{III}, 16)$$

где S_r — годовое подвигание фронта работ, м.

Параметры передового уступа и объем работ по созданию площадки в зависимости от схемы установки отвалообразователя ОШР-4500/180 и мощности покрывающих пород при соответствующих ей параметрах системы разработки приведены в табл. 17.

Таблица 17

Параметры передового уступа и объем работ по созданию площадки

Средняя мощность вскрыши по карьерному полюю, м	Высота вскрышного уступа, м		Длина фронта работ по добыче, м	Головое понижение фронта работ, м	Длина фронта работ по передовому уступу, м		Высота передового уступа при отработке карьерного поля с учетом создания рабочей площадки, м	Уменьшение высоты передового уступа ввиду создания рабочей площадки, м	Общий объем работ по созданию рабочей площадки, млн. м ³	Годовой объем работ по созданию рабочей площадки, тыс. м ³	Время на создание рабочей площадки, лет
	основного	передового			без учета создания рабочей площадки	с учетом создания рабочей площадки					
Отвалообразователь ОШР-4500/180 установлен на кровле пласта											
70	36,5	33,5	1331	221	1506	1586	31,7	1,8	3,8	560	6,8
60	31,4	28,6	1099	329	1252	1332	26,9	1,7	2,7	710	3,8
50	26,0	24,0	993	453	1124	1204	22,4	1,6	2,0	810	2,2
40	20,8	19,2	898	638	1008	1088	17,8	1,4	1,4	910	1,5
Отвалообразователь ОШР-4500/180 установлен на почве пласта											
70	38,0	32,0	642	414	802	882	29,1	2,9	1,9	960	2,0
60	31,8	28,2	882	426	968	1048	25,9	2,3	2,0	880	2,3
50	26,0	24,0	993	453	1124	1204	22,3	1,6	2,0	810	2,5
40	20,7	19,3	1091	532	1202	1282	18,1	1,2	1,8	760	2,4

Анализ данных, приведенных в табл. 17, показывает, что работы по созданию рабочей площадки должны начинаться за 1,5—6,8 года до окончания отработки первого карьера; ежегодно объем работ при этом возрастает на 560—960 тыс. м³. Поэтому можно рекомендовать для выполнения указанного объема работ вспомогательное горнотранспортное оборудование, причем годовой объем этих работ уменьшится, если увеличить срок их выполнения. Для выполнения указанных работ могут быть применены экскаваторы циклического действия со средствами колесного транспорта или скреперами, которые обеспечивают понижение высоты передового уступа.

Увеличение стоимости разработки 1 м³ вскрыши по первому карьере вследствие выполнения дополнительного объема работ будет незначительным, особенно если весь объем работ по созданию рабочей площадки отнести на более длительный период (например, на срок существования карьера).

Величина необходимого расширения выездной траншеи $\Delta \Pi_n^p$ на уровне передового уступа до проектной ширины разрезной траншеи Π_n^p выражается формулой

$$\Delta \Pi_n^p = \Pi_n^p - b - (H + 0,5H_1)(\text{ctg } \alpha + \text{ctg } \beta) - 0,2H, \text{ м}, \quad (\text{III}, 17)$$

где b — ширина выездной траншеи понизу, м.

По методике, приведенной выше, устанавливают параметры передового уступа и объем работ по проходке вспомогательной разрезной траншеи (табл. 18).

Таблица 18

Объем работ по созданию вспомогательной разрезной траншеи по передовому уступу и параметры этого уступа

Средняя мощность вскрыши по карьерному полюю, м	Параметры вспомогательной разрезной траншеи			Ширина выездной траншеи по передовому уступу, м	Величина разности высот траншеи до проектной ширины разрезной, м	Параметры передового уступа с учетом проходки вспомогательной разрезной траншеи, м		Уменьшение высоты передового уступа, м	Объем работ по проходке вспомогательной разрезной траншеи, млн. м ³	Объем выездной траншеи по передовому уступу, млн. м ³
	ширина понизу, м	длина, м	объем, млн. м ³			длина	высота			
Отвалообразователь ОШР-4500/180 установлен на кровле пласта										
70	489	1506	26,8	272	216	1722	29,3	4,2	10,9	15,9
60	479	1252	18,5	237	242	1494	24,0	4,6	8,7	18,6
50	469	1124	13,4	204	265	1389	19,4	4,6	7,2	13,1
40	459	1008	10,9	164	295	1303	14,8	4,4	5,7	10,4
Отвалообразователь ОШР-4500/180 установлен на почве пласта										
70	489	802	13,6	272	216	1018	25,2	6,8	5,5	8,1
60	479	968	14,2	237	242	1210	22,6	5,6	6,6	7,6
50	469	1124	13,5	204	265	1389	19,4	4,6	7,2	6,3
40	459	1202	11,2	164	295	1497	15,5	3,8	6,8	4,4

При расширении вспомогательной разрезной траншеи по передовому уступу до проектной величины, отработкой его общим с первым карьером фронтом, высота этого уступа должна быть снижена от 3,8 до 6,8 м. При этом возникает необходимость в нарезке дополнительного уступа и его отработке вспомогательным оборудованием. Стоимость 1 м³ вскрыши существенно возрастает.

Выполнение значительного объема горных работ дополнительным оборудованием и комплексами машин непрерывного действия, пока выездную траншею не расширят до проектных контуров вспомогательной разрезной траншеи по основному уступу, ухудшает технико-экономические показатели горных работ в переходный период.

Проходка вспомогательной разрезной траншеи по передовому уступу второго карьера, после окончания работ по передовому уступу на первом карьере, освобождающимся оборудованием обеспечивает выполнение работ в кратчайший срок при наименьшей стоимости разработки 1 м³ вскрыши, высокой производительности труда

и максимальном использовании всего вскрышного эксплуатационного оборудования.

Организация и технология горных работ по переходу на отработку смежного карьера должны предусматривать одновременность окончания работ по разному выездной траншеи до проектной ширины вспомогательной разрезной траншеи по основному и передовому уступам. Объем работ по этим уступам, который должен соответствовать производительности комплексов машин и времени их работы, выражается формулой (см. рис. 95).

$$V = HL_1(\Pi_{\text{н}}^n - b), \text{ м}^3, \quad (\text{III}, 18)$$

где L_1' — длина вспомогательной разрезной траншеи по основному уступу, м.

Уменьшение длины фронта работ по передовому уступу ΔL_1 первого карьера относительно длины фронта работ по этому же уступу с учетом проектной ширины вспомогательной разрезной траншеи L_2 , будет пропорционально объему работ при проходке вспомогательной разрезной траншеи смежного карьера при производстве ее после отработки первого карьера, и величина ее может быть определена решением системы следующих уравнений:

$$\left. \begin{aligned} \frac{VS_r}{L_1} &= S_r \Delta L_1 H \\ Q_{\text{э}1} &= L_1 H_1 S_1 \end{aligned} \right\} \quad (\text{III}, 19)$$

где $Q_{\text{э}1}$ — годовая производительность комплекса машин при отработке передового уступа первого карьера, м³.

После решения системы уравнений (III.19) относительно ΔL_1 , подстановки выражения (III.18) и соответствующих преобразований получим формулу

$$\Delta L_1 = \frac{HL_1'(\Pi_{\text{н}} - b)S_r L_1}{Q_{\text{э}1} L_1'}, \text{ м}. \quad (\text{III}, 20)$$

Необходимая длина фронта работ по передовому уступу первого карьера $L_{\text{п}1}$ с учетом одновременного окончания работ по проходке вспомогательной разрезной траншеи по основному и передовому уступам эксплуатационным оборудованием непрерывного действия выражается формулой

$$L_{\text{п}1} = L_2 - \Delta L_1, \text{ м}. \quad (\text{III}, 21)$$

Высота передового уступа первого карьера на длине участка строительства вспомогательной разрезной траншеи определяется из выражения

$$H_{\text{п}1} = \frac{Q_{\text{э}1}}{L_{\text{п}1} S_r}, \text{ м}. \quad (\text{III}, 22)$$

Если окажется, что ширина площадки по передовому уступу недостаточна для установки оборудования, т. е.

$$\Pi_{\text{н}}^n - (b^y + \Delta L_1) < \Pi,$$

то ее величину нужно довести до необходимой в процессе отработки первого карьера. После отработки передового уступа первого карьера роторный экскаватор ЭРГ-1600 перегоняют на созданную площадку передового уступа смежного карьера и проходят вспомогательную

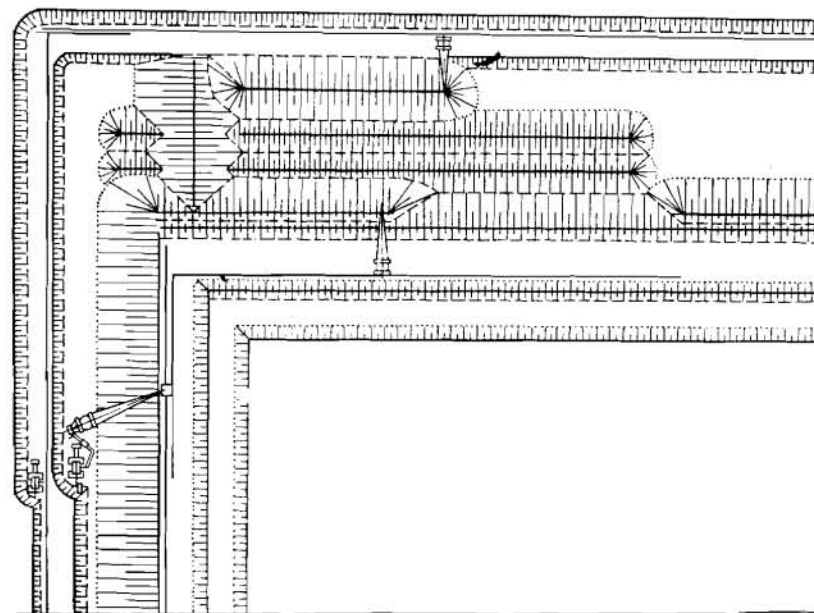


Рис. 95. Схема горных работ при последовательной отработке смежного карьерного поля

разрезную траншею по этому уступу (рис. 95). Породы вскрыши транспортируют ленточными конвейерами и отсыпают отвалообразователем ОП-4500/90 в выработанное пространство.

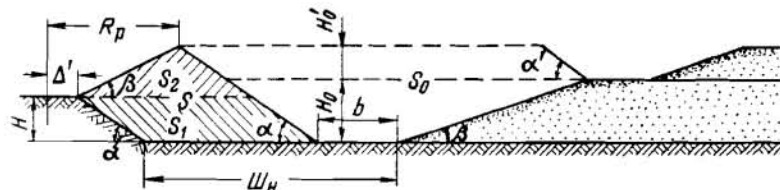


Рис. 96. Схема к определению длины фронта работ для размещения пород вскрыши в выработанном пространстве

Длину фронта отвальных работ L_0^n , необходимую для размещения пород вскрыши от передового уступа, можно определить по выражению (рис. 96)

$$L_0^n = \frac{H_1' L_1' \Delta \Pi_{\text{н}}^n k}{S}, \text{ м}, \quad (\text{III}, 23)$$

где S — сечение отвала, образованного в выработанном пространстве при отсыпке пород от передового уступа смежного карьера, определяется по формуле

$$S = S_1 + S_2, \text{ м}^2. \quad (\text{III}, 24)$$

При $\alpha = \alpha'$

$$S_1 = [R_p - \Delta' + (H_o + H'_o - H) \text{ctg } \alpha] H, \text{ м}^2, \quad (\text{III}, 25)$$

$$S_2 = \frac{1}{2} [R_p - \Delta' + (H_o + H'_o - H) \text{ctg } \alpha] (H_o + H'_o) H, \text{ м}^2, \quad (\text{III}, 26)$$

где R_p — радиус разгрузки, м;

α' — угол естественного откоса отвала, град;

H_o — высота отвала пород основного уступа, м;

H'_o — высота нижнего яруса отвала пород передового уступа, м;

Δ' — расстояние между осью вращения отвалообразователя и верхней бровкой борта основного уступа, м.

Производя соответствующую подстановку выражений (III,25) и (III,26) и сделав преобразования, получим формулу

$$S = \frac{1}{2} [R_p - \Delta' + (H_o + H'_o - H) \text{ctg } \alpha] (H_o + H'_o - H), \text{ м}^2, \quad (\text{III}, 27)$$

Подставив выражение (VI,27) в формулу (VI,23) найдем следующее равенство:

$$L_o^n = \frac{2H'_1 L'_1 \Delta III_{nk}}{[R_p - \Delta' + (H_o + H'_o - H) \text{ctg } \alpha] (H_o + H'_o - H)}, \text{ м}. \quad (\text{III}, 28)$$

Для транспортирования породы по передовому уступу проходной разрезной траншее устанавливается дополнительно к имеющимся 500—1000 м конвейеров.

Транспортно-отвальным комплексом после отработки первого карьера проходят вспомогательную разрезную траншею по основному уступу второго карьера. Первоначально на участке 300—350 м этот комплекс работает по транспортно-отвальной схеме с отсыпкой пород вскрыши в выработанное пространство. В дальнейшем порода на конвейерную линию отвалообразователем ОШ-4500/90 размещается в отвале.

Целесообразно параллельно конвейеру, установленному вдоль выездной траншеи, уложить один став торцового конвейера со стороны выработанного пространства. Это позволит избежать наращивания первого конвейера в процессе проведения вспомогательной разрезной траншеи по основному уступу. Монтаж конвейеров следует совмещать во времени с работой комплекса по транспортно-отвальной схеме, причем за это время достаточно уложить по одному ставу, так как дальнейший монтаж конвейеров можно производить при работе отвалообразователя ОШР-4500/180 на первоначально установленные ставы.

Необходимую длину отвального фронта работ L_o^{ex} для приема пород вскрыши от проходки разрезной траншеи по основному уступу (см. рис. 96) можно установить по формуле

$$L_o^{ex} = \frac{HL' \Delta III_{nk} - (V'_1 + V'_2)}{S_o}, \text{ м}, \quad (\text{III}, 29)$$

где ΔIII_n — необходимая ширина разноса борта выездной траншеи до проектных контуров вспомогательной разрезной траншеи по основному уступу, определяемая по формуле

$$\Delta III_n = III_n - b, \text{ м}. \quad (\text{III}, 30)$$

V'_1 — часть объема пород вскрыши при проходке вспомогательной разрезной траншеи по основному уступу транспортно-отвальным способом, м³;

V'_2 — часть объема пород вскрыши основного уступа от проходки вспомогательной разрезной траншеи, отсыпаемых в нижний ярус отвала для установки на нем отвального конвейера, м³;

S_o — сечение отвала, отсыпаемого в выработанное пространство; м².

Сечение отвала можно представить следующей зависимостью:

$$S_o = \left\{ III_n - [R_p - \Delta' - H \text{ctg } \alpha + (H_o + H'_o) \text{ctg } \alpha'] + \right. \\ \left. + \frac{H'}{2} (\text{ctg } \alpha' + \text{ctg } \beta) \right\} H_o + \left\{ III_n - [R_p - \Delta' - H \text{ctg } \alpha + \right. \\ \left. + (H_o + H'_o) \text{ctg } \alpha'] + H_o (\text{ctg } \alpha' + \text{ctg } \beta) \right\} H'_o, \text{ м}^2, \quad (\text{III}, 31)$$

или после преобразования

$$S_o = (H_o + H'_o) \{ III_n - [R_p - \Delta' - H \text{ctg } \alpha + (H_o + H'_o) \text{ctg } \alpha'] + \\ + H_o (0,5H_o + H'_o) (\text{ctg } \alpha' + \text{ctg } \beta), \text{ м}^2. \quad (\text{III}, 32)$$

Подставив выражение (III,30) в формулу (III,29) получим выражение:

$$L_o^o = \frac{HL' (III_n - b) k - (V'_1 + V'_2)}{S_o}, \text{ м}. \quad (\text{III}, 33)$$

Параметры отвалообразователя ОШ-4500/90, установленного на отвале высотой 30 м и более, не позволяют осуществить отсыпку отвала с устойчивым (проектным) углом откоса. Поэтому при отработке последней экскаваторной заходки по основному уступу первого карьера породы вскрыши от нее необходимо размещать только в предотвалах.

В период проведения вспомогательной разрезной траншеи принятая технология работ не позволяет полностью произвести отсыпку нижнего яруса отвалов без демонтажа отвального конвейера, установленного вдоль выработанного пространства. Демонтированный

отвальный конвейер устанавливается на нижнем ярусе отвалов, а торцовый — на площадке передового уступа для отработки смежного карьера.

Отвалообразователем ОШ-4500/90 отсыпается нижний ярус отвала при съеме грунта непосредственно с отвального конвейера. После проходки вспомогательной разрезной траншеи по основному уступу отвалообразователь ОШ-4500/90 перегоняется на площадку нижнего яруса отвала для обеспечения отработки передового уступа смежного карьера (рис. 97). Конвейерные линии, установленные

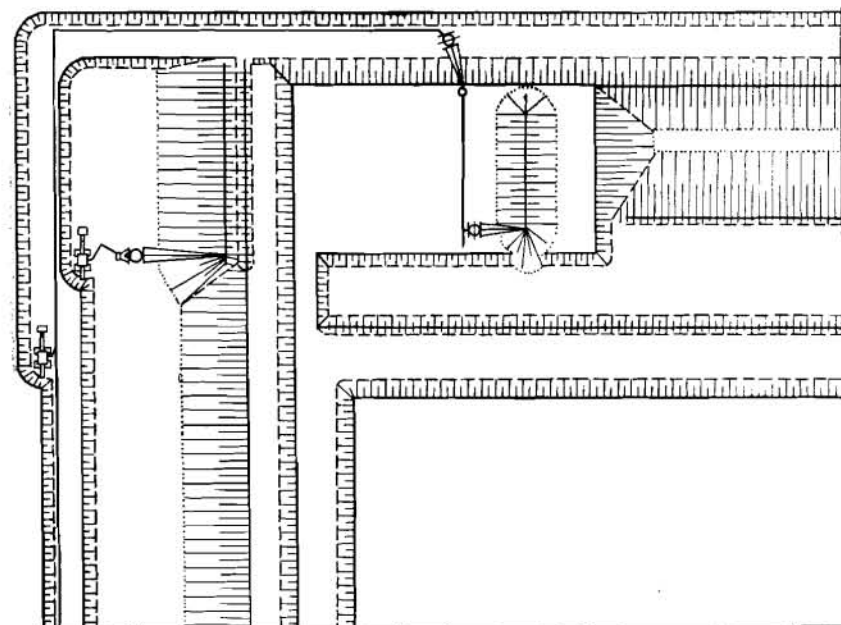


Рис. 97. Состояние горных работ на начало отработки смежного карьера

на отвале основного уступа вдоль выездной траншеи, можно демонтировать и монтировать на первом ярусе отвалов в период отработки смежного карьерного поля.

§ 6. Совместная разработка смежных карьерных полей

Распространение полезного ископаемого на больших площадях обуславливает необходимость отработки месторождений несколькими границами между собой смежными карьерными полями. Для производства больших объемов вскрышных работ широкое распространение получили комбинированные системы разработки с применением мощного оборудования непрерывного и циклического действия. Как правило, нижний (основной) уступ обрабатывается по бес-

транспортной или транспортно-отвальной системе, передовые уступы — по транспортной системе с применением экскаваторов непрерывного действия и ленточных конвейеров, располагаемых по контурам карьеров. При этом поперечные конвейеры на передовых уступах смежных карьеров располагаются на их общей границе или в противоположных торцах.

Порядок и направление развития горных работ при разработке смежных карьерных полей предопределяются: горнотехническими условиями; системой разработки; объемом горнокапитальных работ; содержанием полезных и вредных компонентов в исходной и обогащенной руде; среднегодовыми объемами вскрыши; способом перемещения фронта работ и т. д.

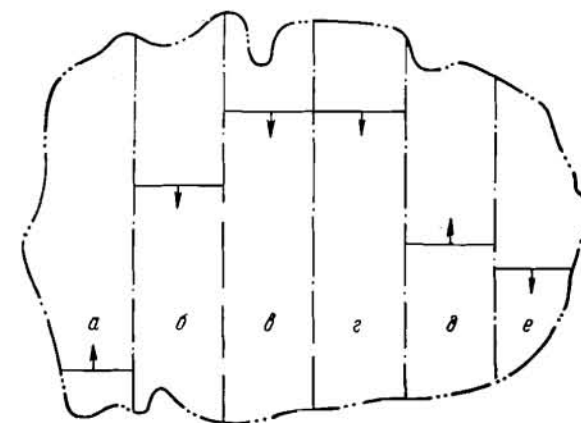


Рис. 98. Направления и порядок развития горных работ на смежных карьерных полях

Строительство и эксплуатация смежных карьеров может осуществляться одновременно или в определенной очередности, с перемещением фронта работ на карьерах в одном либо во встречных направлениях (рис. 98).

При решении вопроса о взаимосвязи вскрышных и добычных работ при разработке смежных карьерных полей *a, б, в, г, д, е*, после установления порядка и направления развития горных работ на каждом из них, возможны следующие варианты.

1. Разработка смежных карьерных полей при перемещении фронта горных работ на карьерах в одном направлении: при одновременном строительстве и эксплуатации карьеров; при поочередном строительстве и эксплуатации карьеров; при изменении очередности эксплуатации действующих карьеров.

2. Разработка смежных карьерных полей при встречном направлении перемещения фронта работ.

При одновременном и поочередном строительстве и вводе в эксплуатацию группы смежных карьеров, с перемещением фронта горных работ в одном направлении, возможны следующие технологические схемы расположения торцовых конвейеров (рис. 99). Схема,

показанная на рис. 99, а, предполагает размещение двух торцовых конвейеров на смежной границе карьерных полей при вскрытии карьеров фланговыми выездными траншеями. Схема, показанная на рис. 99, б, предполагает размещение одного из торцовых конвейеров на смежной границе карьерных полей и одного на фланге карьера.

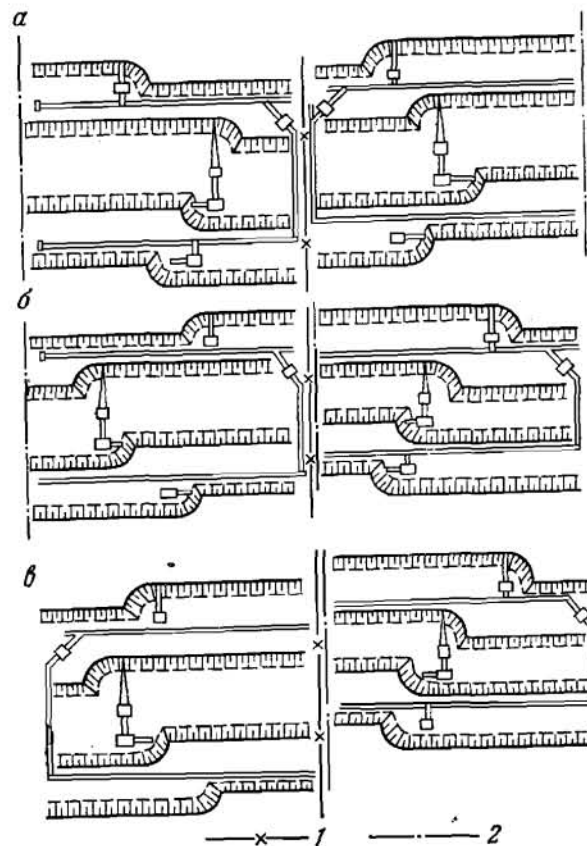


Рис. 99. Технологические схемы размещения торцовых конвейеров при разработке смежных карьерных полей: 1 — граница карьерного поля; 2 — ось выездной траншеи

При этом каждое карьерное поле вскрывается выездной траншеей флангового расположения. Схема, показанная на рис. 99, в, предполагает размещение поперечных конвейеров в торцах карьеров противоположных их смежной границе. При этом карьерные поля вскрываются общей выездной траншеей.

Расположение поперечных конвейеров в смежных торцах карьеров при одновременной эксплуатации двух или более карьеров и перемещении фронта работ в одном направлении вызывает значительные технологические и организационные трудности и потери полезного ископаемого в целике под поперечными конвейерами. Его объем обуславливается горнотехническими условиями залегания

месторождения, параметрами системы разработки, интенсивностью горных работ на каждом из них и определяется по формуле

$$q_{ц} = b_{ц} \Pi_{г} h \gamma k_{из}, \text{ т/год}, \quad (III.34)$$

где $b_{ц}$ — ширина целика полезного ископаемого, м;
 $\Pi_{г}$ — годовое подвигание фронта работ, м/год;
 h — мощность пласта, м;
 γ — объемный вес полезного ископаемого, т/м³;
 $k_{из}$ — коэффициент извлечения полезного ископаемого.

При одновременной отработке в одном направлении смежных карьеров (например, действующего Шевченковского и строящегося Северного карьеров в Никопольском марганцеворудном бассейне) в недрах будет оставаться до 170—180 тыс. т руды в год, что составит около 7—8% сверхнормативных потерь. Это недопустимо при ведении открытых горных работ. При поочередной разработке карьерных полей в одном направлении возможно полное извлечение полезного ископаемого у смежной границы карьеров. При этом предусматривается частичная переэкскавация отвалов первого карьера.

При освоении смежных карьерных полей в определенный период времени появляется необходимость в интенсификации горных работ на одном из них, что является следствием изменения качества и мощности полезного ископаемого, спроса на продукцию, а также применения более производительного вскрышного оборудования. Существенные затруднения при этом возникают при интенсификации горных работ на карьере второй очереди, выраженные в увеличении его годового подвигания и необходимости обгона карьера первой очереди. Это сопряжено с необходимостью оставления на границе смежных карьеров рудного целика значительной протяженности для размещения поперечных конвейеров.

Объем полезного ископаемого, оставляемого в целике у смежной границы карьеров, зависит от горнотехнических условий и параметров системы разработки

$$q = \left[\frac{(l_2 + l_1) \Pi_{г2}}{\Pi_{г2} - \Pi_{г1}} + a \right] b_{ц} h \gamma k_{из}, \text{ т}, \quad (III.35)$$

где l_1 и l_2 — длины поперечных конвейеров первой и второй очередей, м;
 $\Pi_{г1}$ и $\Pi_{г2}$ — годовое подвигание фронта карьеров первой и второй очередей, м;
 a — безопасное расстояние между торцовыми конвейерами, м.

Для условий марганцевых месторождений при данной схеме отработки смежных карьерных полей оставляется целик руды шириной 200—250 м и более. Потери руды в недрах составляют 550—700 тыс. т, или 6—8% и более запасов двух карьерных полей. Полный обгон одного карьера другим может быть осуществлен в течение 10—20 лет. Последующее извлечение целика руды сопряжено со

значительными трудностями и требует задалживания дополнительного горнотранспортного оборудования.

Технология разработки смежных карьерных полей при встречном направлении перемещения фронта их работ усложняется только в период соприкосновения горных выработок карьеров, разрабатывающих смежные поля. Потери полезного ископаемого в целике, оставляемом под торцовыми конвейерами, в этом случае определяются по формуле

$$q_p = 0,5(l_1 + l_2 + a)b_{ц}h\gamma k_{из}, m \quad (III,36)$$

при $l_1 = l_2 = l_n$, формулу (III,36) можно представить в следующем виде:

$$q_p = (l_n + 0,5a)b_{ц}h\gamma k_{из}, m. \quad (III,37)$$

Анализ формулы (III,37) показывает, что величина подвигания фронта работ каждого из карьеров не влияет на параметры целика полезного ископаемого у смежной границы карьерных полей. Потери полезного ископаемого в целике при встречном перемещении фронтов работ карьеров составляют около 0,06—0,1% общих запасов руды в пределах двух карьерных полей. Следует отметить, что в момент соприкосновения горных выработок при встречном перемещении фронтов работ смежных карьеров и расположении одного или двух торцовых конвейеров на их общей границе, разминировка карьеров возможна только при условии осуществления грузотранспортной связи добычных горизонтов с поверхностью по скользящим съездам. Анализ различных вариантов технологии горных работ на смежных карьерах по объемам потерь полезного ископаемого в недрах показывает, что наиболее рациональны следующие варианты: поочередная разработка смежных карьеров при развитии горных работ в одном направлении; развитие горных работ во встречном направлении.

ГЛАВА IV

БЕСТРАНСПОРТНАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ*

§ 1. Общие сведения

Горизонтальные и пологие месторождения полезных ископаемых разрабатывают обычно по бестранспортной системе с применением мощных экскаваторов (механические лопаты и драглайны). В качестве основного вскрышного оборудования при этой системе применяют драглайны и механические лопаты. В зависимости от порядка перемещения вскрышных пород на внутренний отвал различают простую и усложненную бестранспортные системы разработки.

* В подготовке главы принимал участие канд. техн. наук Г. Я. Корсунский.

При простой бестранспортной системе разработки (рис. 100, а) породы размещаются вскрышным экскаватором в выработанном пространстве карьера за пределами транспортной площадки (а), оставляемой для доставки полезного ископаемого. После отработки вскрышной заходки на данном участке фронта работ производится выемка полезного ископаемого. При расчете параметров бестранспортной системы разработки и линейных размеров вскрышного оборудования исходят из условия равенства вскрышной и отвальной заходок 1, 2, 3, 4 и 1', 2', 3', 4'.

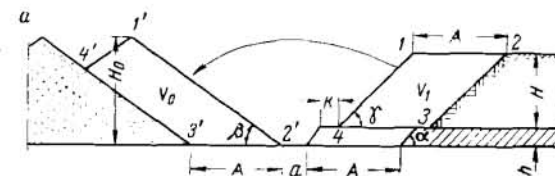
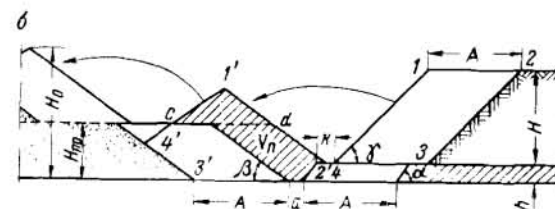


Рис. 100. Схемы бестранспортной системы:
а — простая; б — усложненная



Выход породы из вскрышной заходки V_1 и емкость отвала V_0 на единицу длины фронта работ определяют по формулам

$$V_1 = k_p A H, m^3, \quad (IV,1)$$

$$V_0 = H_0 A - 0,25 A^2 \operatorname{tg} \beta, m^3, \quad (IV,2)$$

где H — высота вскрышного уступа, м;

H_0 — высота отвала, м;

k_p — коэффициент разрыхления породы в отвале;

A — ширина заходки, м;

β — угол откоса отвала, град.

Высота отвала может быть определена из равенства $V_1 = V_0$ и составит

$$H_0 = H k_p + 0,25 A \operatorname{tg} \beta, m. \quad (IV,3)$$

Предельную высоту отвала при простой бестранспортной системе определяют линейными параметрами экскаваторов: максимальной высотой разгрузки H_p и радиусом разгрузки R_p . При работе механической лопаты (рис. 101, а) или драглайна (рис. 101, б) зависимость между рабочими параметрами оборудования и параметрами системы устанавливают по формулам

$$H_p \geq k_p H + 0,25 A \operatorname{tg} \beta - h - (H - H_p), m, \quad (IV,4)$$

$$R_p \geq L_1 + h \operatorname{ctg} \alpha + H_0 \operatorname{ctg} \beta + a, m, \quad (IV,5)$$

где L_1 — расстояние от оси экскаватора до верхней бровки добычного уступа, м;

H_b — высота верхнего подступа при работе механической лопаты $H_b = H$ (при работе драглайна $H_b = 0,5 - 0,7H_0$).

Усложненная бестранспортная система разработки характеризуется кратной переэкскавацией вскрышных пород в выработанном пространстве и применяется при недостаточных параметрах оборудования или при увеличении мощности вскрыши (см. рис. 100, б).

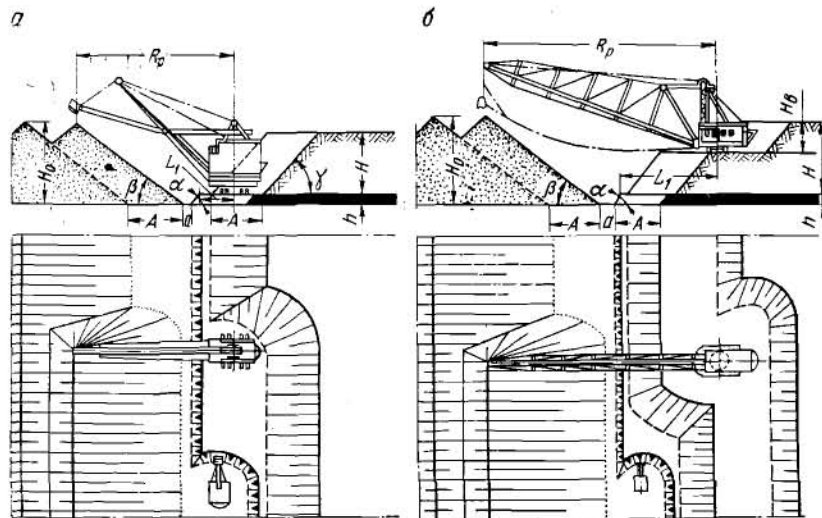


Рис. 101. Простая бестранспортная система разработки:
а — с применением механической лопаты; б — с применением драглайна

При этом порода не может быть размещена экскаватором за пределами транспортной площадки в выработанном пространстве и частично или полностью подваливает добычный уступ. Для освобождения добычного уступа и транспортной площадки от навала породы часть вскрыши (заштрихована) переэкскавируется и укладывается в нижний и верхний ярусы отвала.

Для переэкскавации породы применяются драглайны, располагаемые на рабочей площадке отвала, для чего нижний ярус отвала планируется переэкскавацией породы из треугольника с $1' d$. Объем переэкскавации при создании рабочей площадки в отвале зависит от схемы установки драглайна на отвале (высоты предотвала $H_{пр}$).

Объем переэкскавации V_n при одном и том же оборудовании возрастает с увеличением мощности разрабатываемой вскрыши, однако эффективность усложненной бестранспортной системы при различных технологических схемах зависит не от абсолютного объема переэкскавации пород вскрыши, а от относительного.

Относительный объем переэкскавации вскрышных пород, т. е. переэкскавируемый объем, приходящийся на единицу объема породы в пределах вскрышной заходки, называется коэффициентом переэкскавации и выражается формулой

$$k_n = \frac{V_n}{V_1 k_p} \quad (IV,6)$$

Обычно коэффициент переэкскавации меньше единицы. В отдельных случаях порода на отвале подвергается переэкскавации несколько раз (при $k_n > 1$). Коэффициент переэкскавации имеет определенный предел экономической целесообразности и определяется сопоставлением со стоимостью транспортирования породы во внутренние отвалы по формуле

$$C_T \geq C_0 (1 + k_n), \text{ руб.} \quad (IV,7)$$

где C_T и C_0 — себестоимость разработки 1 м^3 вскрыши соответственно по транспортной и бестранспортной системам, руб.

Применение усложненных бестранспортных схем позволяет расширить область применения бестранспортной системы, отличающейся более высокой эффективностью. Установление рациональных параметров системы разработки с переэкскавацией породы на отвалах для конкретных условий производится графическим или расчетным методом.

Технологические схемы бестранспортной системы различаются в зависимости от типа вскрышных экскаваторов, схем их размещения на уступе или отвале и порядка отработки вскрышной заходки. Для создания общих методик определения оптимальных параметров бестранспортной системы целесообразно все технологические схемы классифицировать на три группы по общему признаку — месту установки экскаваторов (рис. 102).

Методика определения рациональных параметров системы разработки основана на соблюдении основного положения — объем породы вскрышной заходки должен быть размещен по фронту работ в выработанном пространстве. Протяженность фронта работ по вскрыше часто превышает длину отвального фронта ($L > L_0$), что вызвано созданием выездных траншей или съездов для грузотранспортной связи добычного горизонта с поверхностью. Это заставляет уменьшать высоту вскрышного уступа по всему фронту, увеличивать коэффициент переэкскавации на участках размещения

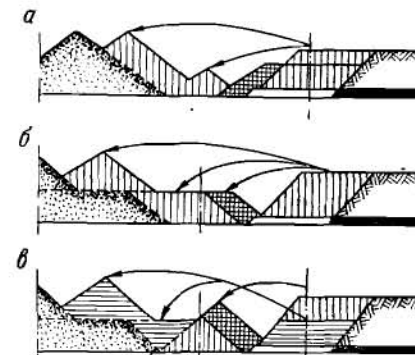


Рис. 102. Схемы усложненной бестранспортной системы:
а — экскаватор установлен на вскрышном уступе (Черноморская схема); б — экскаватор установлен на предотвале (Райчихинская схема); в — экскаватор установлен на вскрышном уступе (Украинская схема)

выездных траншей или применять специальные методы для отработки торцовых участков.

В настоящее время нет единых рекомендаций по рациональному способу и схеме отработки торцовых участков при бестранспортных системах разработки. На ряде карьеров торцы полностью или частично обрабатывают дополнительным горнотранспортным оборудованием по транспортной системе или драглайном, перемещающим породу за пределы карьерного поля. Во всех случаях параметры системы и организации работы оборудования на основном участке фронта работ и в торце карьера различны.

Средневзвешенный коэффициент переэкскавации определяется по формуле

$$k_{п\text{ ср}} = k_{п} + (0,1 - 0,15)(k_{пт} - k_{п}), \quad (IV,8)$$

где $k_{п}$ и $k_{пт}$ — коэффициенты переэкскавации соответственно на основной и торцовой частях фронта работ карьера.

В формуле (IV,8) второе слагаемое по удельному весу не превышает 5—10%, хотя объемы переэкскавации на единицу длины фронта работ в торце карьера почти в 2 раза могут превышать объемы переэкскавации на основном участке фронта. Учитывая отсутствие единой схемы организации работ, сложность расчета параметров системы в торце карьера и несущественное влияние порядка отработки торцов на показатели эффективности системы — рациональные параметры системы и коэффициент переэкскавации определяют для основного участка фронта работ. Для определения рациональных параметров бестранспортной системы разработки необходимым условием является максимальное использование лимитирующего линейного размера экскаваторов ($R_{в}$ или $H_{р}$), полная загрузка экскаваторов по производительности и равномерное перемещение машин вдоль фронта работ.

§ 2. Бестранспортная система разработки при установке экскаваторов на вскрышном уступе

При небольшой мощности вскрыши на горизонтальных месторождениях и благоприятных гидрогеологических условиях применяют бестранспортную систему разработки с установкой одного экскаватора-драглайна на вскрышном уступе¹ (рис. 103).

Необходимость переэкскавации породы при данной схеме определяется линейными размерами применяемого экскаватора и горнотехническими условиями месторождения. При рассматриваемой схеме часть уступа впереди экскаватора обрабатывается верхним черпанием с размещением породы в предотвал, примыкающий непосредственно к откосу вскрышного уступа и частично

¹ Эту схему называют «Черемховской», так как ее впервые применили на Храмцовском карьере № 3 и Южном карьере Черемховского бурогольного бассейна.

в основной отвал. Нижняя часть уступа обрабатывается нижним черпанием и вместе с породой переэкскавируемого предотвала размещается в основном отвале. Основной задачей при бестранспортной системе разработки является установление рациональных параметров технологической схемы, обеспечивающих минимальные объемы переэкскавации и, как следствие, максимальную производственную мощность карьера по полезному ископаемому.

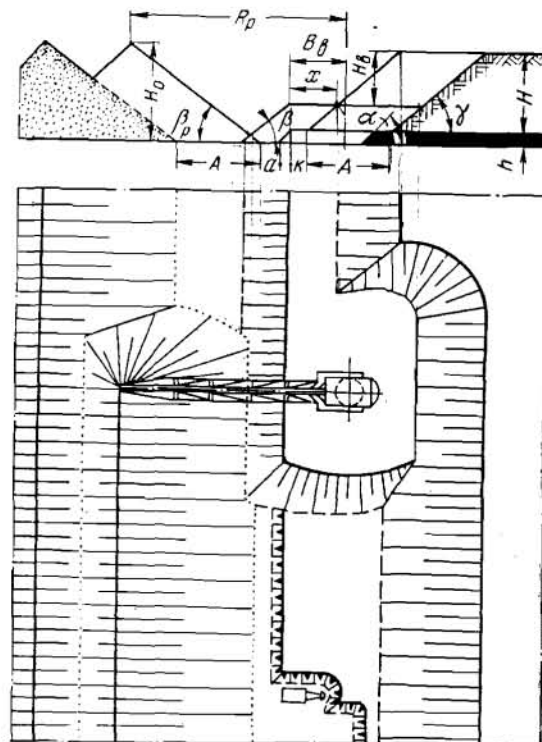


Рис. 103. Усложненная бестранспортная система при установке драглайна на вскрышном уступе

Решение этой задачи осуществляется по следующим расчетным формулам.

Максимальная высота верхнего подступа проверяется по ограничивающему условию

$$H_{р} \geq Hk_{р} + 0,5A \frac{\text{tg } \beta \text{ tg } \beta_{р}}{\text{tg } \beta + \text{tg } \beta_{р}} - h - (H - H_{в}). \quad (IV,9)$$

Для соблюдения данного условия возможно изменение значений высоты верхнего подступа, ширины заходки или мощности обрабатываемой вскрыши.

Расстояние от оси экскаватора до верхней бровки добычного уступа, обеспечивающее отсыпку отвала под заданным устойчивым углом откоса, определяется по условию:

$$y = R_b - \left(H k_p + 0,5 A \frac{\operatorname{tg} \beta \operatorname{tg} \beta_p}{\operatorname{tg} \beta + \operatorname{tg} \beta_p} \right) \operatorname{ctg} \beta_p - a - h \operatorname{ctg} \alpha, \text{ м, (IV,10)}$$

где дополнительно a — безопасное расстояние от отвала до нижней бровки добычного уступа или ширина транспортной площадки на почве выработанного пространства, м.

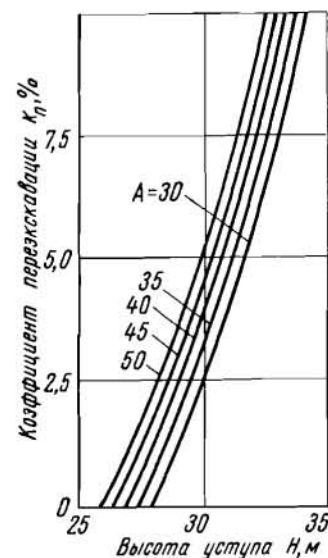


Рис. 104. Зависимость коэффициента переэкскавации от высоты уступа при установке на вскрышном уступе драглайна ЭШ-15/90.

Основной показатель технологической схемы — коэффициент переэкскавации — определяется по выражениям при $x < K + (H - H_b) (\operatorname{ctg} \gamma - \operatorname{ctg} \beta)$

$$k_n = \frac{x (H - H_b) + 0,5 (H - H_b)^2 (\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \gamma)}{H A k_p}, \quad (\text{IV,14})$$

при $x > K + (H - H_b) (\operatorname{ctg} \gamma - \operatorname{ctg} \beta)$

$$k_n = \frac{x (H - H_b + h) + 0,5 (H - H_b + h)^2 (\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \gamma) - K h + 0,5 h^2 (\operatorname{ctg} \gamma - \operatorname{ctg} \alpha) - 0,5 [x + (H - H_b) (\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \gamma) + h (\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \alpha) - A - a - K]^2 \frac{\operatorname{tg} \beta \operatorname{tg} \beta_p}{\operatorname{tg} \beta + \operatorname{tg} \beta_p}}{H A k_p}. \quad (\text{IV,15})$$

В конкретных горнотехнических условиях данная технологическая схема приемлема при выполнении условия $y > 0$. В противном случае разработка пород должна осуществляться по другой схеме (при установке экскаватора на предотвале или вскрышном уступе и предотвале).

Ширина навала породы, переэкскавируемой в основной отвал, определяется по формуле

$$x = B_b - [y - (H - H_b) \operatorname{ctg} \gamma], \text{ м, (IV,11)}$$

где B_b — безопасное расстояние от оси экскаватора до верхней бровки рабочей площадки на уступе, м.

После определения величины x ее проверяют по граничным условиям

$$x \leq (H - H_b) \operatorname{ctg} \gamma + K + h \operatorname{ctg} \alpha - a + (H - H_b + h) \operatorname{ctg} \beta_p, \quad (\text{IV,12})$$

$$x \leq R_b - H_b \operatorname{ctg} \gamma - A + B_b. \quad (\text{IV,13})$$

При несоблюдении данных условий обработка вскрыши должна производиться по другой технологической схеме.

На рис. 104 приведены результаты расчета зависимости коэффициента переэкскавации от высоты вскрышного уступа, выполненных на ЭЦВМ «Минск-1» для горнотехнических условий Никопольского марганцевого бассейна ($\gamma = 40^\circ$; $\beta = 35^\circ$; $\alpha = 60^\circ$; $h = 2 \text{ м}$; $k_p = 1,25$) при работе экскаватора ЭШ-15/90.

§ 3. Бестранспортная система разработки при установке экскаваторов на предотвале

Бестранспортная система разработки при установке экскаваторов на предотвале (рис. 105) впервые была применена в условиях Райчихинских бурогольных карьеров. Схема предусматривает работу экскаватора верхним черпанием при экскавации верхней части вскры-

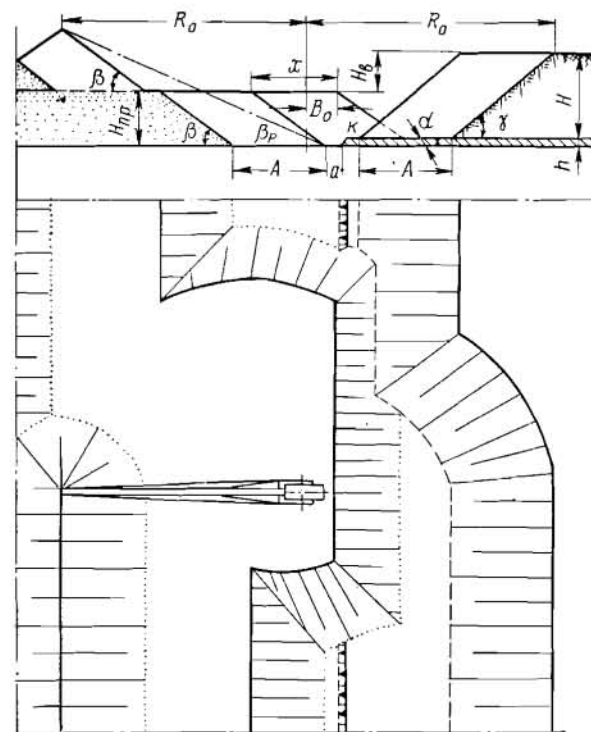


Рис. 105. Усложненная бестранспортная система при установке драглайна на временном отвале

шной заходки с укладкой породы во временный предотвал для устройства рабочей площадки и частично во второй ярус отвала. После отсыпки рабочей площадки драглайн экскавирует породу нижней части заходки и из временного отвала, размещая ее во второй ярус.

Особенностью рассматриваемой схемы является жесткая взаимосвязь линейных размеров экскаваторов с параметрами обрабатываемого вскрышного уступа. Поэтому данную систему разработки с установкой драглайна на временном отвале применяют в горно-технических условиях, характеризующихся высокой устойчивостью пород вскрыши в целике (до 45–50°) и в отвалах (до 26–35°). Рациональные параметры системы, обеспечивающие минимальные

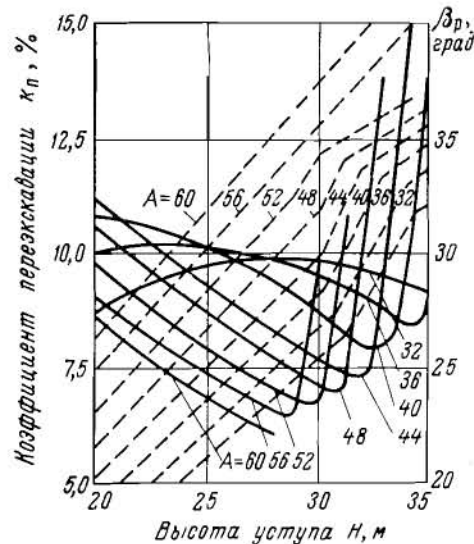


Рис. 106. Зависимость коэффициента переэкскавации от высоты уступа при установке драглайна на временном отвале

где R_0 — радиус разгрузки (черпания) драглайна, располагаемого на предотвале, м.

3. Результирующий угол откоса отвала определяется по формуле

$$\arctg \beta_p = \frac{Hk_p + 0,25A \operatorname{tg} \beta}{2R_0 - H \operatorname{ctg} \gamma - A - K - a - h \operatorname{ctg} \alpha}, \text{ град.} \quad (\text{IV}, 19)$$

4. Коэффициент переэкскавации будет при $x \leq a$

$$k_n = \frac{xH_{np}}{Ak_p}, \quad (\text{IV}, 20)$$

при $a + h(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) \geq x > a$

$$k_n = \frac{xH_{np} - 0,5(x-a)^2 \frac{\operatorname{tg} \alpha \operatorname{tg} \beta}{\operatorname{tg} \alpha + \operatorname{tg} \beta}}{AHk_p}, \quad (\text{IV}, 21)$$

объемы переэкскавации, следует определять по следующим формулам.

1. Определяется максимальная допустимая высота предотвала при условии $H_b = \max$

$$H_{np} = H + h - H_b, \text{ м} \quad (\text{IV}, 16)$$

и проверяется по ограничивающему условию

$$H_p \geq Hk_p + 0,25A \operatorname{tg} \beta - H_{np}. \quad (\text{IV}, 17)$$

2. Ширина навала породы, переэкскавируемой в верхний ярус отвала, составит

$$x = H \operatorname{ctg} \gamma + A + K + a + H_{np} \operatorname{ctg} \beta + h \operatorname{ctg} \alpha + B_0 - R_0, \text{ м}, \quad (\text{IV}, 18)$$

при $a + K + h(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) \geq x > a + h(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)$

$$k_n = \frac{xH_{np} - 0,5(x-a)^2 \frac{\operatorname{tg} \alpha \operatorname{tg} \beta}{\operatorname{tg} \alpha + \operatorname{tg} \beta} + 0,5[(x-a) - h(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)]^2 \frac{\operatorname{tg} \alpha \operatorname{tg} \beta}{\operatorname{tg} \alpha + \operatorname{tg} \beta}}{AHk_p}, \quad (\text{IV}, 22)$$

при $x > h(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)$

$$k_n = \frac{xH_{np} - 0,5(x-a)^2 \frac{\operatorname{tg} \alpha \operatorname{tg} \beta}{\operatorname{tg} \alpha + \operatorname{tg} \beta} + 0,5[(x-a) - h(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)]^2 \times \times \frac{\operatorname{tg} \alpha \operatorname{tg} \beta}{\operatorname{tg} \alpha + \operatorname{tg} \beta} - 0,5[(x-a) - h(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) - K]^2 \frac{\operatorname{tg} \gamma \operatorname{tg} \beta}{\operatorname{tg} \gamma + \operatorname{tg} \beta}}{AHk_p}. \quad (\text{IV}, 23)$$

На рис. 106 показаны зависимости коэффициента переэкскавации от высоты уступа при значениях: $\gamma = 40^\circ$, $\beta = 35^\circ$, $\alpha = 60^\circ$, $h = 5$ м, $k_p = 1,25$, $R_0 = 90$ м.

§ 4. Бестранспортная система разработки

при установке экскаваторов на вскрышном уступе и предотвале

Для разработки горизонтальных месторождений с большой толщиной мягких покрывающих пород, определяющих малое значение углов откосов отвалов и вскрышных уступов, применяют оборудование с большими линейными параметрами, при установке экскаваторов одновременно на вскрышном уступе и предотвале (рис. 107). При данной технологической схеме одновременно могут работать два и более экскаваторов, механические лопаты и драглайны.

Один экскаватор, реже два (механическая лопата или драглайн), устанавливаемые на рабочей площадке вскрышного уступа, разрабатывают его верхнюю часть и укладывают породу в нижний ярус отвала (первичный отвал).

Порода из нижней части вскрышного уступа перемещается непосредственно во вторичный отвал одним или двумя экскаваторами, располагаемыми на предотвале, вместе с объемами переэкскавируемой породы из первичного отвала, расположенного вне контура отвальной заходки.

В случае применения разнотипного оборудования в данной схеме целесообразно на вскрышном уступе устанавливать экскаватор с меньшими линейными параметрами, а на предотвале с большими. Это обеспечит минимальный коэффициент переэкскавации и меньший результирующий угол откоса отвала. Анализом работы драглайнов установлено, что на предотвале они, как правило, работают со средними углами поворота в горизонтальной плоскости, равными 135–165°, и перемещают породы вскрыши на расстояние, в 1,5 раза превышающее радиус разгрузки. Экскаватор, устанавливаемый на вскрыше, работает со средним углом поворота (в плане), равным 90–100°. Существенным для данной технологической схемы является создание «вруба». Это как бы приближает ось установки экскаватора, располагаемого на предотвале, к наиболее удаленной точке его забоя и обеспечивает снижение коэффициента переэкскавации.

Определение параметров усложненной бестранспортной системы разработки сводится к рациональному распределению объемов вскрышных пород между экскаваторами, работающими в одной технологической схеме. Горнотехнические условия месторождения, где возможно применение данной схемы, изменяются в широких пределах (высота вскрышного уступа до 40 м, мощность пласта полезного ископаемого до 20 м). Параметры усложненной бестранспортной системы разработки определяют по аналитическим выражениям,

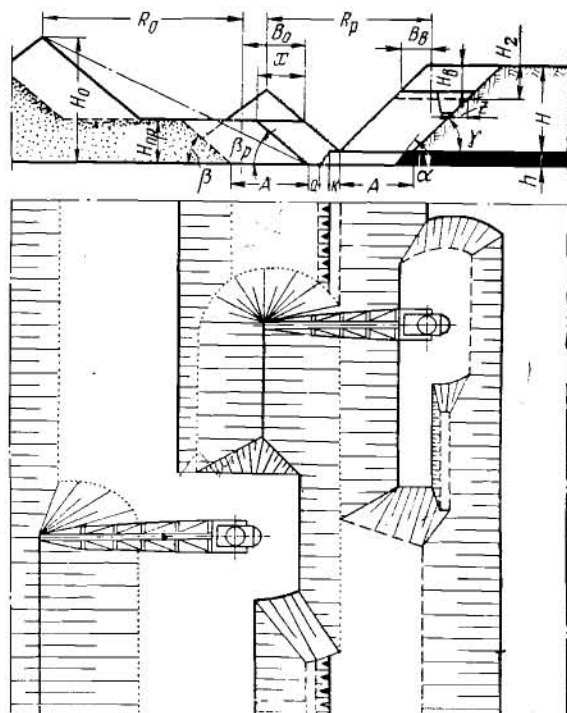


Рис. 107. Усложненная бестранспортная система при установке экскаваторов на вскрышном уступе и предотвале

отражающим технологический процесс (рис. 108) и сложную взаимозависимость параметров системы, линейных размеров и производительности оборудования (табл. 19).

Определение рациональных параметров бестранспортной системы в конкретных горнотехнических условиях в случае применения различных типоразмеров оборудования целесообразно осуществлять с применением ЭЦВМ по стандартным программам, разработанным и апробированным в Днепропетровском горном институте (рис. 109).

Для наиболее часто встречающихся на практике горнотехнических условий создана упрощенная методика расчета параметров усложненной системы при работе двух экскаваторов в одной технологической схеме. Основным условием при составлении методики является получение расчетных параметров схемы, обеспечивающих

максимальную загрузку оборудования по производительности и линейным параметрам.

Диапазоны изменения горнотехнических условий месторождений, типичных для применения усложненной бестранспортной системы разработки, приведены ниже.

Высота вскрышного уступа, м	20—40
Ширина вскрышной заходки, м	25—50
Высота предотвала, м	10—25
Мощность добычного уступа, м	1—10
Площадка, оставляемая на почве выработанного пространства, м	0—5
Площадка, оставляемая на кровле добычного уступа, м	0—5
Угол откоса, град:	
вскрышного уступа	35—45
отвала	30—40
добычного уступа	40—60

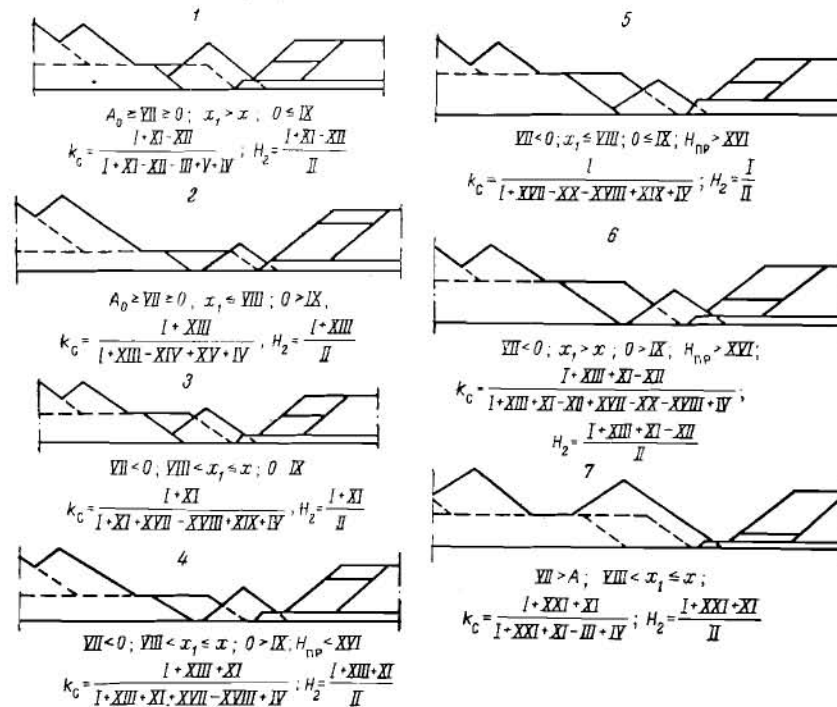


Рис. 108. Схемы размещения пород в выработанном пространстве в зависимости от параметров бестранспортной системы разработки

Максимальное использование параметров вскрышного оборудования определяется следующим равенством (см. рис. 108):

$$H_2 k_p A = (A + a + x) [R_p - B_b - (H - H_b) \operatorname{ctg} \gamma - h \operatorname{ctg} \alpha - K + x] \operatorname{tg} \beta - 0,25 (A + a + x)^2 \operatorname{tg} \beta - 0,5x^2 \frac{\operatorname{tg} \gamma \operatorname{tg} \beta}{\operatorname{tg} \gamma + \operatorname{tg} \beta}. \quad (IV, 24)$$

Зависимости параметров системы разработки, линейных размеров и производительности оборудования

№ пп.	Показатели	Расчетные формулы	Граничные условия
1	Величина площади верхнего яруса отвала	$У = A_0 - \sqrt{A_0^2 - 4A_0 \left(H_{kp} \frac{A_b}{A_0} + 0,25A_0 \operatorname{tg} \beta - H_{np} - H_p \right) \operatorname{ctg} \beta}$	$H_{kp} \frac{A_b}{A_0} H_{np} \leq$
2	Величин верхней части вскрышной заходки, отрабатываемой экскаваторами, установленными на уступе, ж	$H_2 = (III - IV) \frac{1}{A_{Bkp}}$ $H_2 = (III - IV + V) \frac{1}{A_{Bkp}}$ $H_2 = (III - IV + V - VI) \frac{1}{A_{Bkp}}$ $H_2 = (III + VII - IV) \frac{1}{A_{Bkp}}$ $H_2 = (III + VII - IV + V) \frac{1}{A_{Bkp}}$ $H_2 = (III + VII - IV + V - VI) \frac{1}{A_{Bkp}}$ $H_2 = (III + VIII - IV) \frac{1}{A_{Bkp}}$ $H_2 = (III + VIII - IV + V) \frac{1}{A_{Bkp}}$	$2I - A_0 - a + x_1 \geq 0;$ $x_1 \leq II$ $2I - A_0 - a + x_1 \geq 0;$ $II < x_1 \leq II + k$ $2I - A_0 - a + x_1 \geq 0;$ $x_1 > II + k$ $2I - A_0 - a + x_1 < 0;$ $x_1 \leq II$ $2I - A_0 - a + x_1 < 0;$ $II < x_1 \leq II + k$ $2I - A_0 - a + x_1 < 0;$ $x_1 > II + k$ $2I - A_0 - a + x_1 < 0;$ $x_1 > II + k$ $2II - H_{np} \operatorname{ctg} \beta + x_1 - a \leq A_0;$ $x_1 \leq II$ $2II - H_{np} \operatorname{ctg} \beta + x_1 - a \leq A_0;$ $II < x_1 \leq II + k$
3	Максимальная величина вруса	$H_2 = (III + VIII - IV + V - VI) \frac{1}{A_{Bkp}}$ $z_m = -IX + \sqrt{(IX)^2 - X}$ $z_m = XI - \sqrt{(XI)^2 - XII}$	$2II - H_{np} \operatorname{ctg} \beta + x_1 - a \leq A_0;$ $x_1 > II + k$ $(z \operatorname{tg} \gamma + H_2 - H_b) \times (\operatorname{ctg} \gamma + \operatorname{ctg} \beta) + n \leq A_b$ $(z \operatorname{tg} \gamma + H_2 - H_b) \times (\operatorname{ctg} \gamma + \operatorname{ctg} \delta) + n > A_b$
4	Величина вторичной подсыпки, ж	$x_2 = H \operatorname{ctg} \gamma + A_b + k + h \operatorname{ctg} \alpha + H_{np} \operatorname{ctg} \beta - B_{01} - R_0 - H_2 \operatorname{ctg} \gamma - z - x_1$	$x_1 > 0$
5	Дополнительный объем, обусловленный вторичной подсыпкой, м ³	$V_{\text{доп}} = x_2 H_{np} - XIII + IV$ $V_{\text{доп}} = x_2 H_{np} - XIII + XIV + IV$ $V_{\text{доп}} = x_2 H_{np} - XIII + XIV - XV + IV$ $V_{\text{доп}} = x_2 H_{np} - XIII + XIV + IV + V$ $V_{\text{доп}} = x_2 H_{np} - XIII + XIV - XV + IV - V$ $V_{\text{доп}} = x_2 H_{np} - XIII + XIV - XV + IV - V$	$x_1 < II;$ $x_2 - x_1 \leq II$ $x_1 < II;$ $II < x_1 + x_2 \leq II + k$ $x_1 \leq II;$ $x_1 + x_2 > II + k$ $II < x_1 \leq II + k;$ $II < x_1 + x_2 \leq II + k$ $II < x_1 \leq II + k;$ $x_1 + x_2 > II + k$ $x_1 > II + k;$ $x_1 + x_2 > II + k$

№ пп.	Показатели	Расчетные формулы	Граничные условия
6	Коэффициент, учитывающий нагрузку экскаваторов	$k_c = \frac{H_2 A_{в.кp}}{H A_{в.кp} + (x_1 + a) H_{np} - IV + V_{дон}}$ $k_c = \frac{H_2 A_{в.кp}}{H A_{в.кp} + (x_1 + a) H_{np} - IV + V + V_{дон}}$ $k_c = \frac{H_2 A_{в.кp}}{H A_{в.кp} + (x_1 + a) H_{np} - IV + V - VI + V_{дон}}$ $k_c = \frac{H_2 A_{в.кp}}{H A_{в.кp} + (x_1 + a) H_{np} + [(1 + x_1) \operatorname{tg} \beta - H_{np}]^2 \operatorname{ctg} \beta - IV + V_{дон}}$ $k_c = \frac{H_2 A_{в.кp}}{H A_{в.кp} + (x_1 + a) H_{np} + [(1 + x_1) \operatorname{tg} \beta - H_{np}]^2 \operatorname{ctg} \beta - IV + V + V_{дон}}$ $k_c = \frac{H_2 A_{в.кp}}{H A_{в.кp} + (x_1 + a) H_{np} + [(1 + x_1) \operatorname{tg} \beta - H_{np}]^2 \operatorname{ctg} \beta - IV + V - VI + V_{дон}}$	$H_{np} \geq (1 + x_1) \operatorname{tg} \beta;$ $x_1 \leq l$ $H_{np} \geq (1 + x_1) \operatorname{tg} \beta;$ $l < x_1 \leq l + k$ $H_{np} \geq (1 + x_1) \operatorname{tg} \beta;$ $x_1 > l + k$ $H_{np} < (1 + x_1) \operatorname{tg} \beta;$ $x_1 \leq l$ $H_{np} \geq (1 + x_1) \operatorname{tg} \beta;$ $l < x_1 \leq l + k$ $H_{np} \geq (1 + x_1) \operatorname{tg} \beta;$ $x_1 > l + k$
7	Величина верхнего черпания второго (верхнего) вскрышного экскаватора, установленного на вскрышном	$H_{в1} = \frac{A_{в} H_3 k_p - XVI + IV - V_{дон}}{(A_0 + a + x_1) \operatorname{tg} \beta \operatorname{ctg} \gamma}$ $H_{в1} = \frac{A_{в} H_3 k_p - XVI + IV - V - V_{дон}}{(A_0 + a + x_1) \operatorname{tg} \beta \operatorname{ctg} \gamma}$ $H_{в1} = \frac{A_{в} H_3 k_p - XVI + IV - V + VI - V_{дон}}{(A_0 + a + x_1) \operatorname{tg} \beta \operatorname{ctg} \gamma}$	$x_1 \leq h (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)$ $h (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) \leq x_1;$ $h (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) + k > x_1$ $x_1 > h (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) + k$

8	Часть заходки, вынимаемая вторым экс-ром, ж	$H_3 = H_2 k_{св}$	$H_3 > 0$
9	Коэффициент переэкскавации	$k_n = \frac{H_2 - H k_c}{H k_c}$	$k_n > 0$

Условные обозначения к табл. 19

$$I - [H_n - B_n - (H - H_n) \operatorname{ctg} \gamma - k - h \operatorname{ctg} \alpha]$$

$$II - h (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)$$

$$III - (A_0 + a + x_1) [1 + 0,75x_1 - 0,25a - 0,25A_0] \operatorname{tg} \beta$$

$$IV - 0,5x_1^2 \frac{\operatorname{tg} \alpha \cdot \operatorname{tg} \beta}{\operatorname{tg} \alpha + \operatorname{tg} \beta}$$

$$V - 0,5 [x_1 - h (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)] \frac{\operatorname{tg} \alpha \cdot \operatorname{tg} \beta}{\operatorname{tg} \alpha + \operatorname{tg} \beta}$$

$$VI - 0,5 [x_1 - h (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) - k]^2 \frac{\operatorname{tg} \beta \operatorname{tg} \alpha}{\operatorname{tg} \alpha + \operatorname{tg} \beta}$$

$$VII - [B_n + (H - H_n) \operatorname{ctg} \gamma + k + h \operatorname{ctg} \alpha - R_n + 0,5 \times \\ \times (A_0 + a - x_1)]^2 \operatorname{tg} \beta$$

$$VIII - [R_n - B_n - (H - H_n) \operatorname{ctg} \gamma - k - h \operatorname{ctg} \alpha - \\ - H_{np} \operatorname{ctg} \beta - 0,5 (A_0 + a - x_1)] \operatorname{tg} \beta$$

$$IX - \frac{n \operatorname{tg} \gamma + (H_2 - H_n) (1 - \operatorname{tg} \gamma \cdot \operatorname{ctg} \delta) \operatorname{tg} \gamma}{(1 + \operatorname{tg} \gamma \cdot \operatorname{ctg} \delta) \operatorname{tg} \gamma}$$

$$X - \frac{(H_2 - H_n)^2 (\operatorname{ctg} \gamma + \operatorname{ctg} \beta) - 2 (A_n - n) (H_2 - H_n)}{(1 + \operatorname{tg} \gamma \cdot \operatorname{ctg} \delta) \operatorname{tg} \gamma}$$

$$XI - \frac{(A_n - n) \operatorname{tg} \delta + 0,5 (\operatorname{tg} \gamma + \operatorname{tg} \alpha)}{(1 + \operatorname{tg} \gamma \cdot \operatorname{ctg} \delta) \operatorname{tg} \delta}$$

$$XII - \frac{(A_n - n)^2 - 2n \frac{\operatorname{tg} \alpha + \operatorname{tg} \delta}{\operatorname{tg} \delta}}{(1 + \operatorname{tg} \gamma \operatorname{ctg} \delta)^2}$$

$$XIII - 0,5 (x_1 + x_2)^2 \frac{\operatorname{tg} \alpha \operatorname{tg} \beta}{\operatorname{tg} \alpha + \operatorname{tg} \beta}$$

$$XIV - [x_1 + x_2 - h (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)]^2 \frac{\operatorname{tg} \alpha \cdot \operatorname{tg} \beta}{\operatorname{tg} \alpha + \operatorname{tg} \beta}$$

$$XV - [x_1 + x_2 - h (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) - k]^2 \frac{\operatorname{tg} \gamma \cdot \operatorname{tg} \beta}{\operatorname{tg} \gamma + \operatorname{tg} \beta}$$

$$XVI - (A_0 + a + x_1) (R_{в1} - B_{в1} - H \operatorname{ctg} \gamma - k - h \operatorname{ctg} \alpha + \\ + 0,75x_1 - 0,25a - 0,25A_0) \operatorname{tg} \beta$$

Решив выражение (IV, 24) относительно величины H_2 , после преобразования получим

$$H_2 = \frac{(A + a + x) [R_p - B_a - (H - H_b) \operatorname{ctg} \gamma - h \operatorname{ctg} \alpha - K - 0,75x - 0,25A] \operatorname{tg} \beta - 0,5x^2 \frac{\operatorname{tg} \beta \operatorname{tg} \gamma}{\operatorname{tg} \beta + \operatorname{tg} \gamma}}{k_p A} \quad (\text{IV}, 25)$$

Решив выражение (IV, 26) относительно величины H_2 , после преобразования получим

$$H_2 = \frac{A H k_p + \{ [R_p - B_a - (H - H_b) \operatorname{ctg} \gamma - h \operatorname{ctg} \alpha - K + x] \times \operatorname{tg} \beta - H_{np} \}^2 \operatorname{ctg} \beta - H_{np} - 0,5x^2 \frac{\operatorname{tg} \beta \operatorname{tg} \gamma}{\operatorname{tg} \beta + \operatorname{tg} \gamma}}{k_p A} \quad (\text{IV}, 27)$$

где H_2 — высота верхней части вскрышной заходки, обрабатываемой вскрышным экскаватором, м;
 B_a — расстояние от оси экскаватора до бровки рабочей площадки на вскрыше, м;

$k_c = \frac{V_b}{V + V_0}$ — коэффициент, учитывающий отношение производительности вскрышного и отвального экскаваторов;
 V_b и V_0 — производительность соответственно вскрышного и отвального драглайнов.

Решение поставленной задачи (максимальное использование линейных параметров и максимальная загрузка оборудования по производительности) достигается при совместном решении выражений (IV, 25) и (IV, 27) относительно величины x , действительное значение которой получим при выполнении условия:

$$M = \frac{A H k_p k_c + (B \operatorname{tg} \beta - H_{np})^2 \operatorname{ctg} \beta k_c - A (B - 0,25A) \operatorname{tg} \beta}{\left[(0,75 - k_c) \operatorname{tg} \beta - 0,5 (1 - k_c) \frac{\operatorname{tg} \beta \operatorname{tg} \gamma}{\operatorname{tg} \beta + \operatorname{tg} \gamma} \right]} \geq 0, \quad (\text{IV}, 28)$$

$$B = (R_p - B_a - H \operatorname{ctg} \gamma + H_b \operatorname{ctg} \gamma - h \operatorname{ctg} \alpha - K).$$

При несоблюдении условия (IV, 28) увеличивают ширину заходки A или высоту верхнего подступа H_b (или одновременно A и H_b). Если после предельного увеличения ширины заходки и высоты верхнего подступа условие (IV, 28) не выполняется, от рассматриваемой методики следует отказаться, и расчеты параметров системы в данных условиях производить с применением ЭЦВМ.

Значение ширины навала породы, переэкскавируемой в верхний ярус отвала, определяется по формуле

$$x = -N + \sqrt{N^2 + M}, \quad \text{м} \quad (\text{IV}, 29)$$

$$N = \frac{H_{np} k_c + 0,5 \operatorname{tg} \beta - B (2k_c - 1) \operatorname{tg} \beta}{2 \left[(0,75 - k_c) \operatorname{tg} \beta - 0,5 (1 - k_c) \frac{\operatorname{tg} \beta \operatorname{tg} \gamma}{\operatorname{tg} \beta + \operatorname{tg} \gamma} \right]}$$

При решении выражений (IV, 28) и (IV, 29) необходимо использовать горнотехнические данные конкретного месторождения, значения которых не выходят из диапазонов, указанных выше. Выражение (IV, 29) показывает, при какой величине подсыпки пласта полез-

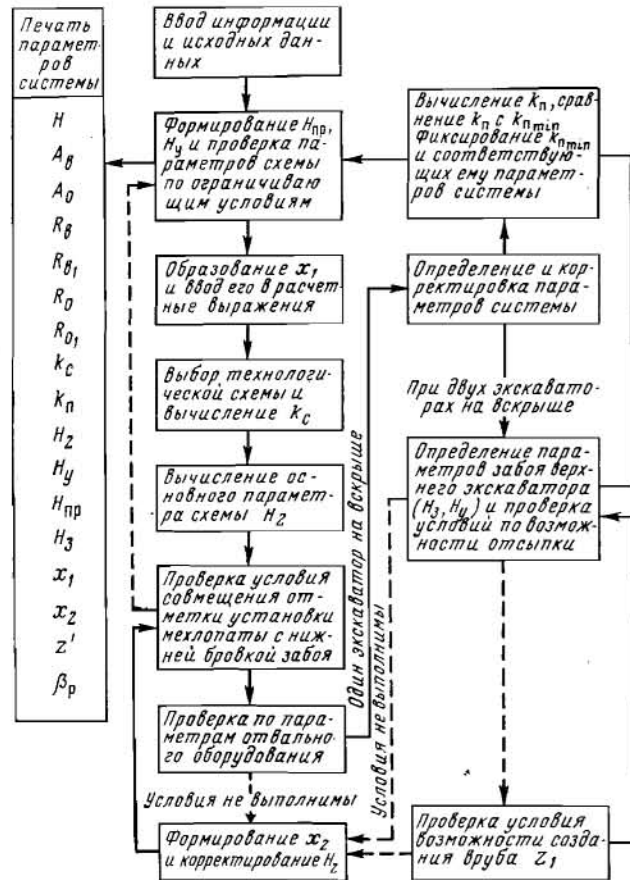


Рис. 109. Блок-схема параметров системы разработки на ЭЦВМ «Минск-1» при установке экскаваторов на вскрышном уступе и предотвале

При пропорциональном распределении объемов вскрышной заходки с учетом переэкскавируемых объемов между вскрышным и отвальным экскаваторами максимальная загрузка их по производительности достигается при условии, что

$$\frac{V_b}{V_0} = \frac{H A k_p}{(H - H_2) A k_p + \{ [R_p - B_a - (H - H_b) \operatorname{ctg} \gamma - h \operatorname{ctg} \alpha - K + x] \times \operatorname{tg} \beta - H_{np} \}^2 + x H_{np} - 0,5x^2 \frac{\operatorname{tg} \beta \operatorname{tg} \gamma}{\operatorname{tg} \beta + \operatorname{tg} \gamma}} \quad (\text{IV}, 26)$$

ного ископаемого достигается максимальная загрузка оборудования по производительности и линейным параметрам. В свою очередь

$$x \geq H \operatorname{ctg} \gamma + A + h \operatorname{ctg} \alpha + H_{\text{пр}} \operatorname{ctg} \beta + B_0 + a - R_0 - H_2 \operatorname{tg} \gamma - z, \quad (\text{IV},30)$$

где z — горизонтальная величина «вруба» ($z = 0-12$ м), м.

Величина H_2 определяется из выражений (IV,25) или (IV,27). Условие (IV,30) проверяют первоначально при $z = 0$ и при невыполнении условия значение z постепенно увеличивают. В конкретных горнотехнических условиях заданной мощности вскрыши соответствует

определенный максимально допустимый угол откоса внутренних отвалов $\beta_{\text{доп}}$, величину которого учитывают при расчетах, т. е. $\beta_{\text{доп}} \geq \beta_p$.

$$\beta_p = \arctg \times \frac{k_p H + 0,25 A \operatorname{tg} \beta}{R_0 + B_0 + H_{\text{пр}} \operatorname{ctg} \beta - x}, \quad \text{град.} \quad (\text{IV},31)$$

После выполнения ограничивающих условий (IV,28) и (IV,30) определяется основной показатель технологической схемы

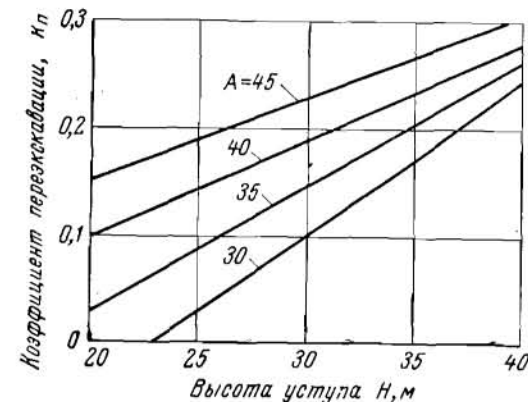


Рис. 110. Влияние высоты уступа на коэффициент переэкскавации при работе двух экскаваторов ЭШ-15/90

мы — коэффициент переэкскавации k_n по выражению

$$k_n = \frac{H_2 - H k_c}{H k_c}. \quad (\text{IV},32)$$

Порядок расчета параметров усложненной бестранспортной системы разработки по указанной методике следующий: 1) устанавливается возможность применения технологической схемы по выражению (IV,28); 2) определяется ширина переэкскавируемого навала породы x по выражению (IV,29); 3) определяется величина верхней части заходки, обрабатываемой вскрышным экскаватором H_2 , по выражениям (IV,25) или (IV,27); 4) проверяется величина x по ограничивающему условию (IV,30); 5) определяется результирующий угол откоса отвала по выражению (IV,31) и сравнивается с допустимым; 6) определяется значение коэффициента переэкскавации по выражению (IV,32).

Приведенная методика определения рациональных параметров усложненной бестранспортной системы разработки при установке экскаваторов на рабочей площадке вскрышного уступа и предотвале наиболее полно отражает сложную взаимосвязь параметров системы,

линейных размеров и производительности различного оборудования.

На рис. 110 показан график, отражающий взаимосвязь параметров системы и их влияние на коэффициент переэкскавации при работе двух драглайнов ЭШ-15/90.

§ 5. Область применения бестранспортной системы разработки

Различие рассмотренных технологических схем усложненной бестранспортной системы по типоразмерам оборудования, месту его установки и числу одновременно применяемых в схемах машин усложняет их сравнительную оценку. Конструктивные и технологические особенности механических лопат в отличие от драглайнов препятствуют возможности их применения на предотвале. Поэтому сравнение различных технологических схем производят следующим образом: схемы с применением драглайнов следует рассматривать при установке оборудования на вскрышном уступе, на предотвале и одновременно на вскрышном уступе и предотвале; схемы с применением механических лопат и драглайнов рассматривают только при установке оборудования на вскрышном уступе (механических лопат) и предотвале (драглайнов).

Рациональные параметры системы разработки для различных технологических схем в случае применения драглайнов определяются по представленным выше методикам из условия обеспечения минимальных объемов переэкскавации при максимальном использовании оборудования по линейным параметрам и производительности. Критерием установления рациональной области применения различных технологических схем усложненной бестранспортной системы является обеспечение минимальных объемов переэкскавации при работе однотипного оборудования. Кроме сравнения технологических схем по коэффициенту переэкскавации, весьма важным фактором является возможность обеспечения минимального угла откоса внутреннего отвала.

Для рассматриваемых схем угол откоса отвала возрастает с увеличением мощности вскрыши. В то же время с увеличением высоты отвалов для обеспечения их устойчивости необходимо снижать величину допустимого угла откоса, что обуславливает наличие объективных технологических пределов применения схемы. Вследствие большого разнообразия горнотехнических условий залегания полезного ископаемого, где применяется бестранспортная система разработки, установление области применения рассматриваемых технологических схем необходимо решать для конкретного участка карьерного поля или месторождения.

В табл. 20 приведены технологические пределы применения бестранспортной системы разработки при работе драглайнов для горнотехнических условий Никопольского марганцевого бассейна. Мощность пласта полезного ископаемого h составляет 2 м.

Таблица 20

Технологические пределы применения бестранспортной системы разработки при работе драглайнов

Схемы при установке оборудования	Тип драглайна			
	ЭШ-10/70	ЭШ-15/90	ЭШ-25/100	ЭШ-50/125
На вскрышном уступе . . .	15—17	20—22	25—27	31—33
На предотвале	22—24	27—29	29—31	35—39
На вскрышном уступе и предотвале	27—28	31—33	33—35	39—42

Технологические пределы применения бестранспортной системы разработки при работе разнотипного оборудования приведены в табл. 21.

Таблица 21

Технологические пределы применения бестранспортной системы разработки при работе механических лопат и драглайнов

Оборудование				Мощность обрабатываемой вскрыши, м
На вскрышном уступе		На предотвале		
Модель механической лопаты	Число	Модель драглайна	Число	
ЭВГ-6	1	ЭШ-10/70	2	25,0
		ЭШ-15/90	2	
ЭВГ-15	1	ЭШ-15/90	2	28,0
		ЭШ-25/100	2	
ЭВГ-3585	1	ЭШ-25/100	2	33,2
		ЭШ-50/125	2	

Сравнение приведенных выше значений максимальной высоты вскрышного уступа при работе механических лопат и драглайнов показывает, что технологические пределы различных схем зависят от параметров драглайнов, располагаемых на предотвале. Параметры экскаватора, устанавливаемого на вскрышном уступе, на максимально допустимую высоту вскрышного уступа влияют несущественно. Данные технологические пределы применения технологических схем по мощности разрабатываемой вскрыши справедливы при перемещении оборудования по одной оси вдоль фронта работ карьера. На практике для снижения результирующего угла откоса отвала часто применяют схемы работы оборудования со смещением осей движения экскаваторов на предотвале при отработке одной заходки.

Расширение области применения бестранспортной системы разработки возможно: отработкой заходки при последовательном расположении экскаватора на двух параллельных трассах (рис. 111); применением вспомогательного экскаватора-драглайна, устанавливаемого на отвале (рис. 112).

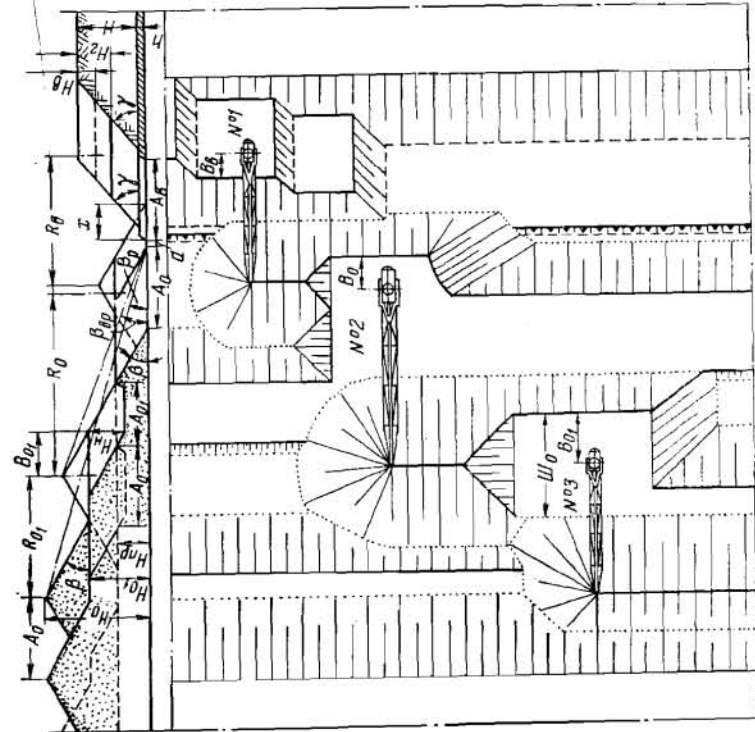


Рис. 112. Схема применения вспомогательного экскаватора-драглайна для переработки пород в отвале

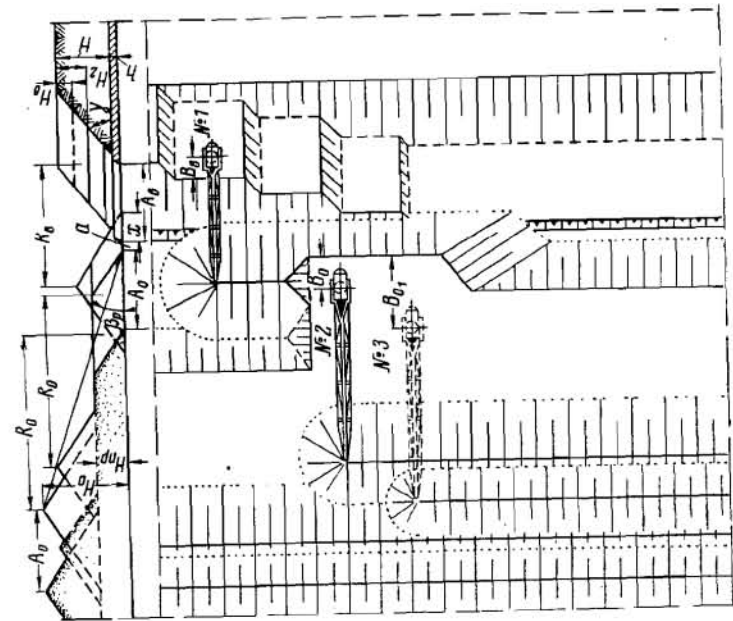


Рис. 111. Схема отработки заходки при перемещении экскаватора, располагаемого на предотвале, по двум параллельным трассам

Первый способ характеризуется усложнением организации работы оборудования при отработке рабочего блока нижней части вскрышной заходки по двум параллельным трассам. Такой способ работы обеспечивает снижение результирующего угла отвала путем отсыпки породы в верхнюю часть отвала при максимальном удалении экскаватора от забоя. Результирующий угол откоса отвала, при указанной схеме работы оборудования, из условий полного обзора площади забоя и возможности зачистки пласта полезного ископаемого определяется по формуле

$$\beta_p = \frac{Hk_p + 0,25A \operatorname{tg} \beta}{R_o + H_{np} \operatorname{ctg} \beta + k_k \operatorname{ctg} \beta + \frac{h_k}{H_{np}} (a + K + h \operatorname{ctg} \alpha)}, \text{ град.} \quad (\text{IV},33)$$

где h_k — высота подвески кабины экскаватора, м.

В случае применения вспомогательного драглайна, задалживаемого для переэкскавации породы, временный угол откоса отвала $\beta_{вп}$ снижается за счет создания дополнительной емкости в них. При этом значительно уменьшается результирующий угол отвала β_p по сравнению со схемами бестранспортной системы разработки без применения вспомогательного экскаватора. Введение вспомогательного драглайна для переэкскавации обеспечивает гарантированную устойчивость внутренних отвалов в слабоустойчивых породах при заданной мощности обрабатываемой вскрыши или, в относительно устойчивых породах, позволяет увеличить высоту вскрышного уступа при сохранении угла откоса, допустимого по условиям безопасной работы оборудования. Ниже приведена методика расчета рассматриваемой технологической схемы.

Параметры забоя вспомогательного драглайна (ширина заходки и высота верхнего черпания) определяются по формуле

$$A_{01} = \frac{mH(1+k_n)A_0k_p - \mathcal{M}_o H_{ов} + 0,25\mathcal{M}_o^2 \operatorname{tg} \beta}{H_n}, \text{ м.} \quad (\text{IV},34)$$

- A_{01} — ширина заходки вспомогательного драглайна, м;
 $H_{ов}$ — высота верхнего черпания вспомогательного драглайна, м;
 \mathcal{M}_o — ширина рабочей площадки на отвалах, м;
 H_n — глубина нижнего черпания вспомогательного драглайна при боковом проходе, м;
 m — коэффициент, учитывающий соотношение производительности экскаваторов

$$m = \frac{V_{01}}{V_b + V_o},$$

где V_{01} — производительность вспомогательного драглайна $\text{м}^3/\text{ч}$;
 V_b и V_o — производительность драглайнов, установленных соответственно на вскрышном уступе и предотвале, $\text{м}^3/\text{ч}$.

Коэффициент переэкскавации k_n без учета объемов пород, переэкскавируемых вспомогательным драглайном, определяется для кон-

кретной технологической схемы в зависимости от линейных размеров экскаваторов и параметров системы.

Коэффициент, учитывающий использование дополнительной емкости в отвалах по отношению к общему объему пород, переэкскавируемому вспомогательным драглайном, определяется по уравнению

$$k_n = \frac{A_{01}(H_{ов} + H_n - 0,5A_0 \operatorname{tg} \beta) - 0,25A_{01}^2 \operatorname{tg} \beta}{mH(1+k_n)A_0k_p}. \quad (\text{IV},35)$$

Подставив в выражение (IV,35) значение ширины заходки и приняв в конкретных горнотехнических условиях значения H_n , \mathcal{M}_o , A_0 , A_{01} , H , k_p , m и β постоянными, получим уравнение, связывающее величину коэффициента использования дополнительной емкости отвала и высоту верхнего черпания вспомогательного драглайна $H_{ов}$.

Взяв производную $\frac{\partial(k_n)}{\partial(H_{ов})}$ и приняв ее равной нулю, после ряда преобразований получим выражение для определения оптимальной высоты верхнего черпания, обеспечивающей максимальную эффективность работы вспомогательного драглайна.

$$H_{ов} = \frac{[mH(1+k_n)A_0k_p + 0,25\mathcal{M}_o^2 \operatorname{tg} \beta] \left(1 + 0,5 \frac{\mathcal{M}_o}{H_n} \operatorname{tg} \beta\right) - \mathcal{M}_o(H_n - 0,5A_0 \operatorname{tg} \beta)}{2\mathcal{M}_o + 0,5 \frac{\mathcal{M}_o^2}{H_n} \operatorname{tg} \beta}. \quad (\text{IV},36)$$

Расчеты по определению оптимальных параметров забоя вспомогательного драглайна в конкретных горнотехнических условиях производятся в следующем порядке: по формуле (IV,36) определяется высота верхнего черпания экскаватора; по формуле (IV,34) устанавливается ширина заходки.

Полученные параметры забоя проверяют по граничным условиям: по возможности работы драглайна по допустимой конструктивной высоте черпания $0 \leq H_{ов} \leq H_{ов \max}$; по размещению переэкскавируемой драглайном породы в верхнем ярусе отвалов

$$A_{01}(H_{ов} - H_n) - 0,25A_{01}^2 \operatorname{tg} \beta \leq H_p A_0 - 0,25A_0^2 \operatorname{tg} \beta, \quad (\text{IV},37)$$

где H_p — максимальная высота разгрузки вспомогательного драглайна, м.

Временный угол откоса отвала, образуемый при отсыпке вскрышных пород в средней ярус отвала основным экскаватором, определяют по формуле

$$\beta_{вп} = \operatorname{arctg} \frac{Hk_p [1 - m(1+k_n)] + 0,25(A_0 + 2A_{01}) \operatorname{tg} \beta}{R_o + B_o - x + H_{np} \operatorname{ctg} \beta - a}, \text{ град.} \quad (\text{IV},38)$$

Результирующий угол откоса отвала, получаемый после переэкскавации части отвалов вспомогательным драглайном, определяется по выражению

$$\beta_p = \operatorname{arctg} \frac{Hk_p + 0,25A_0 \operatorname{tg} \beta}{R_{01} + B_{01} + H_{ов} \operatorname{ctg} \beta + R_o + B_o - x + H_{np} \operatorname{ctg} \beta - a}, \text{ град.} \quad (\text{IV},39)$$

где R_{01} — радиус разгрузки (черпания) вспомогательного драглайна;

B_{01} — безопасное расстояние от верхней бровки рабочей площадки до оси вспомогательного драглайна, м.

Суммарный коэффициент переэкскавации будет

$$k_{п.общ} = k_{п} + k_{п1}, \quad (IV, 40)$$

где $k_{п1}$ — коэффициент переэкскавации, учитывающий отношение переэкскавируемого объема, вынимаемого вспомогательным экскаватором, к объему пород во вскрышной заходке.

Основным критерием оценки эффективности бестранспортной системы разработки является себестоимость разработки 1 м³ вскрыши

$$C_v = \frac{Z_0(1+k_{п})}{\Sigma V_3}, \text{ руб.}, \quad (IV, 41)$$

где Z_0 — затраты на содержание оборудования, руб;

ΣV_3 — суммарная производительность вскрышных экскаваторов, м³.

Возможность увеличения области применения бестранспортной системы разработки показана на примере горнотехнических условий Никопольского марганцевого бассейна (табл. 22).

Таблица 22

Область применения бестранспортной системы разработки при различных схемах управления отвалами

Схема управления внутренними отвалами	Модель драглайна	Предельная высота вскрышного уступа, м
Перемещение экскаватора при отсыпке отвалов только вдоль фронта работ	ЭШ-8/60	25,0
	ЭШ-15/90	32,0
	ЭШ-25/100	34,0
Отработка заходки при последовательном расположении экскаватора на двух параллельных трассах	ЭШ-8/60	27,3
	ЭШ-15/90	33,0
	ЭШ-25/100	34,8
Применение вспомогательного драглайна для переэкскавации отвалов	ЭШ-8/60	30,8
	ЭШ-15/90	40,0
	ЭШ-25/100	44,5

§ 6. Организация вскрышных и добычных работ

Основным оборудованием на карьерах является вскрышной экскаватор, к которому подбирают соответствующий добычный, а при усложненных схемах и драглайн для переэкскавации. Организация работ на карьерах с бестранспортной системой возможна при одном или нескольких комплектах машин. Общий фронт карьера делится на блоки, каждый из которых является самостоятельным участком и должен быть обеспечен обособленным выездом.

Возможны несколько вариантов организации работ на карьерах при бестранспортной системе.

1. Одним блоком с одним выездом (рис. 113, а). Вскрышной экскаватор следует перед добычным с опережением, величина которого регламентируется условиями безопасности. Работа производится с обязательным холостым ходом экскаваторов.

2. Одним блоком с двумя выездами (рис. 113, б и в). Рабочий ход вскрышного и добычного экскаваторов осуществляется в обоих направлениях, но после окончания отработки очередной заходки имеет место простой экскаваторов. Разработка полезного ископаемого при этом может производиться по двум схемам: добычной экскаватор следует за вскрышным (рис. 113, б); добычной экскаватор идет впереди вскрышного экскаватора (рис. 113, в). Рассмотренные варианты применимы при разработке месторождений по простой и по усложненной бестранспортным системам.

После отработки каждой заходки оба экскаватора переводят вхолостую в исходное положение.

3. Двумя блоками с одним центральным выездом (рис. 113, г). Выездная траншея по фронту делит карьер на два блока, в которых поочередно осуществляются вскрышные и добычные работы.

Вскрышной экскаватор осуществляет рабочий ход от центрального выезда к флангам карьерного поля, возвращаясь холостым ходом после отработки вскрышной заходки на одном крыле карьера в исходное положение (к центральному выезду) с тем, чтобы перейти для отработки заходки во второй блок. При работе на вскрыше механическая лопата перемещается по вскрытой заходке (полосе) полезного ископаемого. Добычной экскаватор разрабатывает вскрытую полосу полезного ископаемого двумя заходками, работая в обоих направлениях. Готовые к выемке запасы полезного ископаемого определяются подготовленной его полосой на полную длину одного блока. Рассматриваемый вариант наиболее приемлем при простой бестранспортной системе разработки; при усложненной системе драглайн, занятый на переэкскавации, в момент перехода через траншею должен временно засыпать ее породой. Общая длина фронта работ для мощных машин при этой схеме рекомендуется не менее 2000 м.

4. Двумя блоками с двумя фланговыми выездами (рис. 113, д). При этом варианте карьерное поле разбивают на два крыла, в которых попеременно ведут вскрышные и добычные работы. Вскрышной экскаватор имеет рабочий ход в одном направлении — от центра к флангам (к выездам) и холостой ход — в обратном направлении. Добычной экскаватор имеет рабочий ход в прямом и обратном направлениях. Этот вариант при простой и усложненной бестранспортных системах разработки требует общей длины фронта не менее 2000 м.

5. Двумя блоками с тремя выездами (два фланговых и один центральный). Этот вариант предусматривает возможность поточного движения транспорта (рис. 113, е) и поэтому особенно удобен при автомобильном транспорте. Добычной экскаватор имеет рабочий ход в прямом и обратном направлениях; вскрышной экскаватор

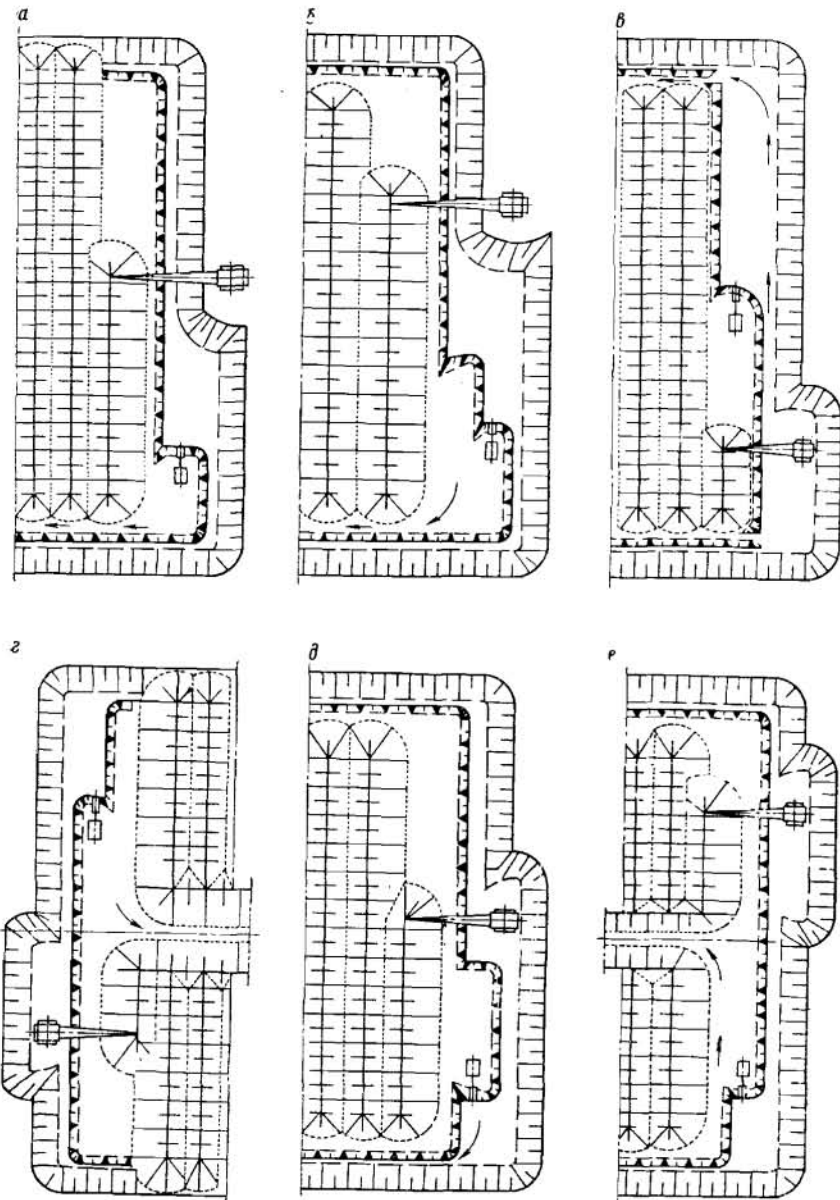


Рис. 113. Схемы организации вскрышных и добычных работ при бестранспортной системе разработки

от центра карьерного поля к флангам движется рабочим ходом и от флангов к центру — холостым. Общая длина фронта работ должна быть не менее 2000 м. Из рассмотренных вариантов организации работ предпочтительны те, при которых возможна независимая работа вскрышных и добычных машин. Добыча полезного ископаемого, опережающая работу вскрышного экскаватора, имеет преимущества благодаря наличию большого объема подготовленных запасов.

Вариант разработки карьера одним блоком следует принимать, только если общая длина фронта работ недостаточна для деления его на два блока. Разработку полезного ископаемого при бестранспортных системах разработки предпочтительно производить одним уступом на полную мощность, хотя не исключена возможность деления пласта на два уступа или подступа.

Максимальная высота добычного уступа по полезному ископаемому ограничивается величиной 30 м при условии ведения взрывных работ. При их отсутствии высота добычного уступа ограничивается рабочими параметрами экскаватора. В табл. 23 приведены предельные значения высоты добычных уступов.

Таблица 23

Предельные значения высоты добычных уступов

Экскаватор на добыче	Высота черпания, м	Высота погрузки, м	Высота добычного уступа, м	
			при нижней погрузке	при верхней погрузке
ЭКГ-4	10,0	6,6	10—12 *	3,0
ЭКГ-8	13,0	8,4	13—15 *	5,0
ЭВГ-4	20,9	16,0	—	12,5
ЭВГ-6	26,8	22,2	—	18,5

* В отдельных случаях до 20 м.

В качестве добычных экскаваторов применяют: при транспортировании полезного ископаемого по почве пласта — механические лопаты ЭКГ-4, а при транспортировании по кровле пласта — механические лопаты ЭВГ-4 с удлиненным рабочим оборудованием; при высокой производительной мощности карьеров не исключена возможность применения более мощного экскаватора ЭКГ-8. При селективной выемке полезного ископаемого можно применять роторные экскаваторы, позволяющие производить отгрузку пород внутренней вскрыши в отвал. Вывозить полезное ископаемое можно любым видом транспорта, однако предпочтение следует отдавать автомобильному или конвейерному. Конвейерные установки имеют преимущества перед автомобильным транспортом при большой производительной мощности карьера. При железнодорожном транспорте затруднена организация работ у границ карьера, где требуется искривление фронта работ или осуществление погрузки с расцепкой

вагонов, для чего необходима укладка выставочного тушика. Когда рабочие параметры экскаватора не позволяют обрабатывать добычную заходку на полную ее ширину, вскрытую полосу полезного ископаемого разрабатывают двумя и даже тремя заходками.

При автомобильном и конвейерном транспорте можно принимать максимально возможную ширину заходки (для крупных драглайнов около 90—110 м), при этом добычу следует вести поперечными заходками, что упрощает организацию работ.

При разработке скальных пород с применением взрывных работ ширина заходки согласуется с условиями рационального их ведения. Для бестранспортных систем разработки характерна жесткая зависимость между вскрышными и добычными работами, что проявляется в возможности создания подготовленных запасов только по длине фронта работ на ширину не более одной вскрышной заходки.

При наличии в карьере одного блока с расположением добычного экскаватора позади вскрышного (см. рис. 113, а) опережение должно быть минимальным с целью сокращения простоев экскаваторов при окончании работ в заходке. Опережение не должно быть меньше величин, указанных в Правилах безопасности.

При наличии в карьере двух блоков с двумя выездами (см. рис. 113, б) опережение может быть большим при условии перегона вскрышного экскаватора вхолостую в исходное положение. Если в карьере имеются два блока, в каждом из которых попеременно работают вскрышной и добычной экскаваторы (см. рис. 113, г, д), опережение составляет половину общей длины фронта работ. Наличие двух выездов из карьера (см. рис. 113, е) обеспечивает опережение на всю длину фронта, за вычетом необходимого расстояния между вскрышным и добычным экскаваторами.

§ 7. Планирование и управление вскрышными работами при бестранспортной системе разработки

Планирование и управление вскрышными работами в процессе обработки заходки при бестранспортной системе осуществляется по паспортам ведения горных работ. Согласно паспортам назначают параметры системы и производят распределение вскрышных объемов между отдельными экскаваторами. Контроль за их работой в процессе обработки заходки осуществляется маркшейдерской службой с периодичностью 10—15 суток. Такая организация контроля за работой оборудования не обеспечивает достижения максимальной эффективности бестранспортной системы разработки вследствие больших отклонений фактических параметров от расчетных. Это объясняется влиянием большого числа факторов, которые можно объединить в три основные группы: горнотехнические, технологические и организационные.

Горнотехнические факторы включают изменения в технологической схеме, обусловленные физико-механическими свойствами и структурой залегания рудного пласта и пород вскрыши, устой-

чивостью пород уступа и в отвалах, оползневыми явлениями и т. д. К технологическим факторам относятся изменения параметров системы разработки и распределения объемов работ между отдельными экскаваторами, обусловленные выравниванием фронта работ в карьере, корректировкой производственной мощности предприятия, перераспределением отметок рабочих площадок вскрышных уступов, существенным изменением технологической схемы работы оборудования при обработке тушиковых участков фронта работ карьера и т. д. К организационным факторам следует отнести влияние плано-предупредительных и аварийных ремонтов оборудования, характера планирования, учета и контроля за работой оборудования, квалификации обслуживающего персонала.

Влияние этих факторов на технологию горных работ при бестранспортной системе разработки различно. Горнотехнические и неразрывно связанные с ними технологические факторы обычно приводят к отклонениям параметров технологической схемы, что необходимо учитывать при планировании вскрышных работ. Так, изменение мощности рудного пласта или пород вскрыши учитывается составлением дифференцированных паспортов горных работ с определением для каждого конкретного случая параметров системы разработки и распределения объемов работ между отдельными экскаваторами. Оползни в отвалах и на уступе также обуславливают изменения паспортов горных работ, которые корректируются с учетом дополнительных объемов работ, вызванных этими явлениями.

Организационные факторы следует разделить на две подгруппы. К первой подгруппе относят изменения в технологии производства вскрышных работ, вызванные совершенствованием оборудования, находящегося в работе, при плано-предупредительных или аварийных ремонтах большой продолжительности. На данный период разрабатывают новые паспорта горных работ с учетом количества и продолжительности ремонтов экскаваторов.

Организационные факторы второй подгруппы, зависящие от степени загрузки оборудования в технологической схеме, способов учета и контроля за работой экскаваторов, квалификации обслуживающего персонала и т. д., приводят на практике только к изменению объемов работ, осуществляемых каждым экскаватором в схеме. Учет текущих показателей работы оборудования осуществляется визуально машинистом экскаватора или с помощью специальных телеметрических систем, определяющих количество рабочих циклов экскаватора, вес грунта в ковше и т. д. Периодичность поступления информации о работе в этом случае может составлять 1 ч или смену. Однако проверка и корректировка показателей учета телеметрической системы на практике осуществляется также маркшейдерской службой карьера.

При периодичности контроля 10—15 суток паспорта горных работ, учитывающие изменение параметров системы и распределение объемов работ между отдельными машинами, должны составляться на основе указанных выше методик по определению рациональных

параметров бестранспортной системы разработки при различных технологических схемах.

Для определения эффективности текущего планирования при бестранспортной системе разработки ниже будут приведены результаты анализа влияния комплекса организационных факторов на показатели технологической схемы работы экскаваторов ЭШ-14/75 и ЭШ-15/90. Для данной схемы определены рациональные параметры системы разработки на ЭЦВМ «Минск-1» (рис. 114) при различном распределении объемов между экскаваторами. Зависимость $k_n = f(\Delta k_c)$ (показано сплошной линией) рассмотренной схемы представлена кривой с четко выраженной областью оптимальных значений k_n в определенном интервале изменения величин k_c . В общем случае область

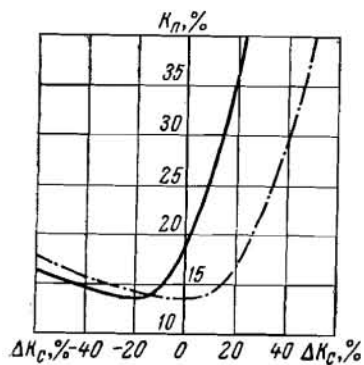


Рис. 114. Влияние распределения объемов работ между экскаваторами на коэффициент переэкскавации

производительности всех машин в схеме. Так как в практических расчетах паспортов горных работ величина k_c определяется как отношение производительности экскаваторов и приравнивается к отношению объемов работ, выполняемых экскаваторами в заходке, то предлагается следующий порядок оптимизации расчетной технологической схемы. По расчетной величине k_c составляют график $k_n = f(\Delta k_c)$ и определяют $k_{c, \text{опт}}$, соответствующее наиболее рациональному распределению объемов работ между отдельными экскаваторами (минимальные значения коэффициента переэкскавации).

Учитывая различие в технологии вскрышных работ в тупиках и по фронту карьера, что приводит к различному объему работ, приходящемуся на каждую машину и равному соответственно $k_{c, \text{ст}}$ и $k_{c, \text{ф}}$, основным направлением по оптимизации k_n в расчетной схеме следует считать увеличение величины $k_{c, \text{ст}}$, предельная величина которой составляет

$$k_{c, \text{ст, max}} = \frac{k_c V_{\text{общ}} - k_{c, \text{опт}} V_{\text{ф}}}{V_{\text{т}}}, \quad (\text{IV}, 42)$$

где $V_{\text{т}}$ и $V_{\text{ф}}$ — соответственно объем вскрышных пород в тупиках по фронту работ карьера, м^3 .

$V_{\text{общ}}$ — общий объем вскрыши в заходке, м^3 .

Затем определяется $k'_n = f(\Delta k_{c, \text{опт}})$ (показано штрихпунктирной линией).

Сопоставление полученного графика с зависимостью (сплошная линия) показывает, что изменение распределения объемов работ в заходке между отдельными экскаваторами обеспечивает более устойчивые показатели технологической схемы.

§ 8. Управляемое обрушение пород вскрыши при бестранспортной системе разработки

Способы управляемого обрушения уступов в горной практике пока не нашли применения при разработке мягких покрывающих пород. В отличие от применяющихся способов разработки, когда горные породы отделяются от массива по всей высоте разрабатываемого уступа, при управляемом обрушении производится подработка основания уступа для создания критического напряженного состояния, обеспечивающего отделение подработанной массы горных пород под силой собственного веса.

При бестранспортной системе разработки эффект обрушения может быть использован для смещения горной массы к отвалам (рис. 115).

Технологическая схема с управляемым обрушением допускает применение одного экскаватора-драглайна, располагаемого на предотвале. Для обрушения горных пород экскаватор подрабатывает основание уступа по фронту работ участка или карьера. При слабоустойчивых, легкообрушаемых породах блок вскрыши обрушается после подработки основания уступа. Порода из основания уступа размещается в предотвале. Обрушенные породы располагают в предотвал и верхний ярус отвала, чем достигается отработка уступа на ширину заходки при одном проходе экскаватора вдоль фронта работ карьера.

При более устойчивых породах вскрыши, когда для их обрушения необходимо подрабатывать уступ на определенную величину по фронту работ, характеризуемую шагом обрушения, экскаватор дважды перемещается вдоль фронта работ карьера. При первом проходе экскаватор подрабатывает основание уступа с размещением пород вскрыши в предотвал. Второй проход экскаватора для отработки основной массы пород вскрыши после обрушения осуществляется по ранее отсыпанному предотвалу или, при недостаточной высоте разгрузки и относительно больших параметрах верхнего яруса отвала, производится увеличение высоты предотвала с созданием на нем второй рабочей площадки.

Рациональные параметры данной схемы можно установить по расчетным формулам с применением ЭЦВМ. Программой (рис. 116) предусмотрена возможность определения параметров системы разработки при многократном изменении исходных данных в опреде-

ленной последовательности. Для однократного решения задачи в конкретных условиях расчеты можно выполнить вручную. Эффективность применения бестранспортной системы разработки с управляемым обрушением приведена в табл. 24.

Таблица 24

Эффективность бестранспортной системы разработки с управляемым обрушением

Схема бестранспортной системы разработки	Величина коэффициента перезкавации при высоте вскрышного уступа, м					
	20	25	30	35	40	45
<i>Украинская схема</i>						
С управляемым обрушением . . .	0	0	0	0	2,5	9,5
При установке экскаваторов на вскрышном уступе и предотвале	18,0	22	26	28	31,0	32,0
<i>Райчихинская схема</i>						
При установке экскаваторов на предотвале	18,5	28	40	60	—	—

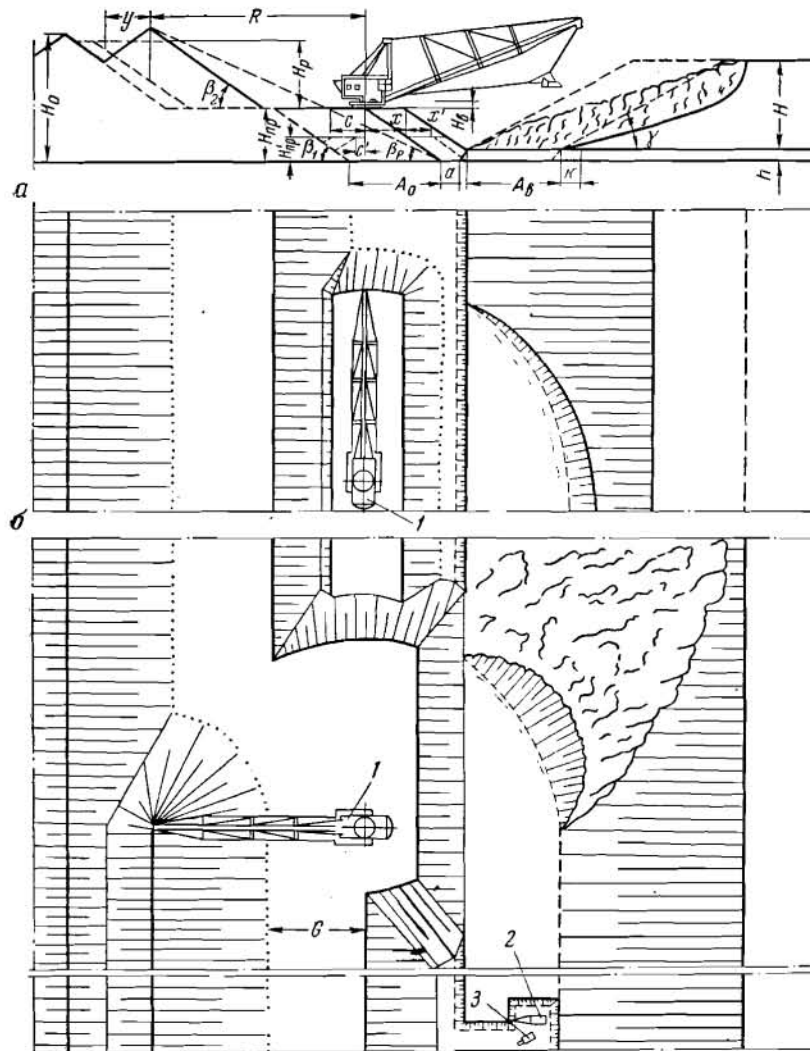


Рис. 115. Схема бестранспортной системы с управляемым обрушением: а — при первом проходе; б — при втором проходе; 1 — драглайн; 2 — добычной экскаватор; 3 — автомобильный транспорт

В качестве горнотранспортного оборудования принят экскаватор-драглайн ЭШ-15/90 и следующие усредненные горнотехнические параметры: мощность пласта полезного ископаемого, равная

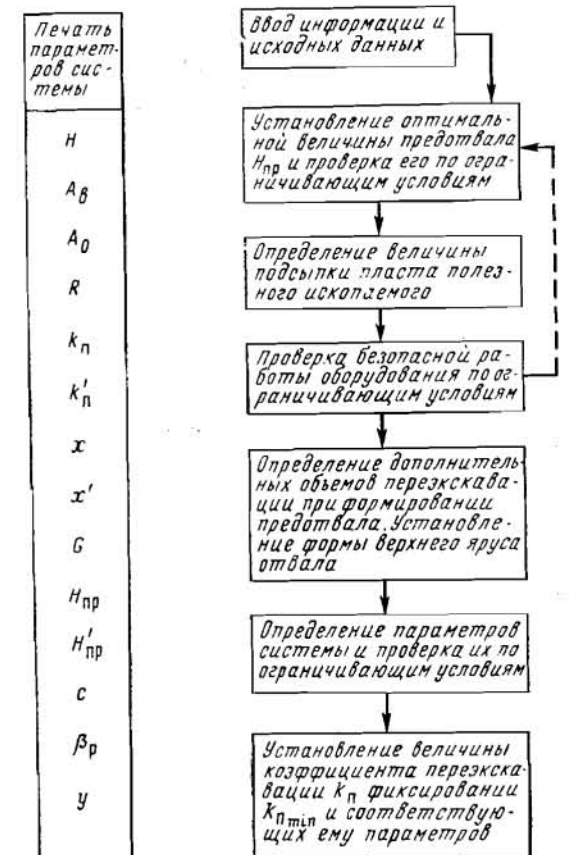


Рис. 116. Блок-схема расчета параметров бестранспортной системы с управляемым обрушением

5 м; ширина вскрышной заходки 45 м; углы откосов вскрышного уступа, предотвала и угольного пласта соответственно 28°, 35° и 60°; коэффициент разрыхления пород вскрыши в отвалах 1,2.

Максимальная эффективность технологической схемы с управляемым обрушением достигается при увеличении мощности обрабатываемой вскрыши, что увеличивает вероятность обрушения пород вскрыши.

§ 9. Примеры применения бестранспортной системы разработки

Условия, характерные для применения бестранспортной системы разработки, имеются на месторождениях Восточной Сибири (Черемховское, Черновское, Азейское, Назаровское, Харанорское и др.), Приднепровском и Подмосковском — угольных, Дальнего Востока (Райчихинское), Никопольском марганцевом, Предкарпатском сероносном и др. В ближайшие годы объем вскрышных работ в отечественной горнодобывающей промышленности, выполняемый по бестранспортной системе разработки, увеличится в 3—3,5 раза.

По горнодобывающей промышленности удельный вес этой системы в общем объеме вскрышных работ, несмотря на внедрение техники непрерывного действия, сохранится на уровне 20%.

Особенно распространена бестранспортная система разработки в угольной промышленности и на марганцеворудных карьерах УССР. Так, в Никопольском бассейне 40% вскрышных пород обрабатывают бестранспортной системой.

В угольной промышленности удельный вес вскрыши, обрабатываемой по бестранспортной системе, составляет 35%, а по отдельным предприятиям превышает 90% (Райчихинское бурогольное).

Западно-Богородицким карьером обрабатываются горизонтально залегающие угольные пласты средней мощностью 2,51 и 2,03 м, выявленные на двух изолированных участках. Мощность вскрышных пород, представленных песчано-глинистыми отложениями с двумя прослойками известняков, составляет в среднем по каждому из участков 30,8 и 25,2 м.

На карьере применяют усложненную бестранспортную систему разработки (рис. 117). Обработку основной части толщи покрывающих пород ведут драглайнами ЭШ-10/60 на каждом участке. Передовой уступ обрабатывают экскаваторами ЭКГ-4,6 с погрузкой в автосамосвалы. Добычные работы производят механическими лопатами ЭКГ-4,6 с удлиненным рабочим оборудованием при транспортировании угля автосамосвалами.

Фронт работ карьера условно делят на два блока. В одном блоке производят вскрышные работы от центра карьера к торцам; во втором — добычные работы. Предусматриваются холостые переходы вскрышного оборудования от торца к центру карьера после отработки одной заходки в блоке. При данной технологии вскрышные и добычные работы разделяются в пространстве, обеспечивая независимую организацию работ.

На Назаровском угольном карьере обрабатывается горизонтальный пласт угля средней мощностью 14 м.

Для удаления вскрыши принята усложненная бестранспортная система разработки при работе двух мощных экскаваторов ЭШ-80/100 (рис. 118). Верхнюю часть вскрышного уступа (30 м) обрабатывают

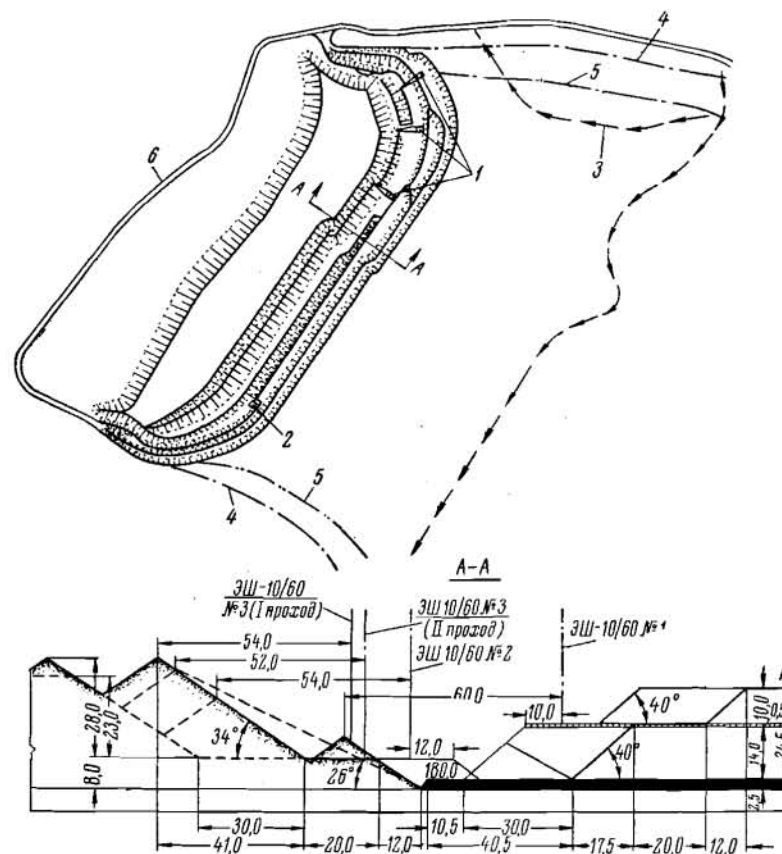


Рис. 117. Горные работы на Западно-Богородицком угольном карьере (участок № 1):

1 — драглайны; 2 — добычной экскаватор; 3 — нагорные капаны; 4 — контур карьерного поля; 5 — контуры залежи; 6 — автодорога

одним экскаватором при двух проходах машины вдоль фронта работ карьера. При первом проходе экскаватор устанавливают на расстоянии 25 м выше кровли добычного уступа и обрабатывают верхним черпанием вскрышную уступ высотой 15 м с укладкой вскрыши в отвал. При втором проходе обрабатывают оставшуюся часть вскрышного уступа высотой 15 м. Второй экскаватор ЭШ-80/100, двигаясь по предотвалу, обрабатывает оставшуюся часть вскрышного уступа совместно с переэкскавируемыми объемами и размещает породу

в верхний ярус отвала. Схема работы оборудования предусматривала оставление части полезного ископаемого в целике. Недостатки данной схемы: значительный коэффициент переэксплуатации, достигаю-

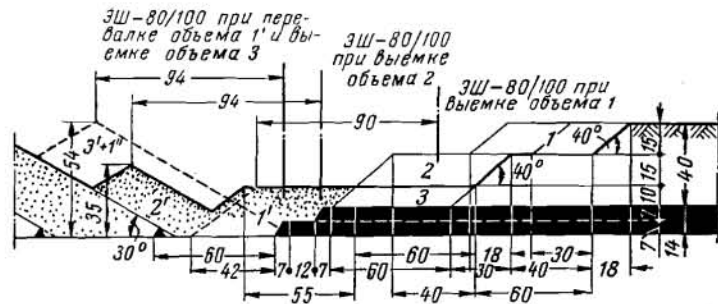
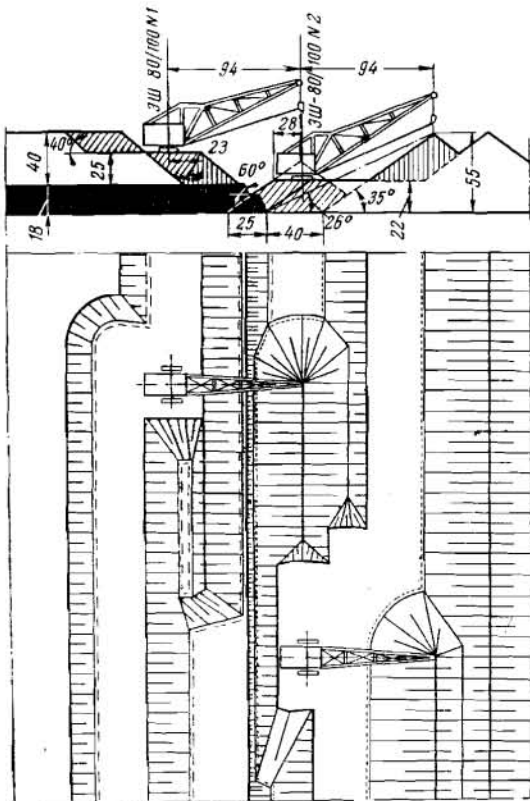


Рис. 118. Бестранспортная система разработки при работе двух экскаваторов ЭШ-80/100

щий 35%; завышенный результирующий угол откоса отвала, равный 30°; значительные потери полезного ископаемого в целике (2,5%); наличие двух проходов одного драглайна вдоль фронта работ, что снижает его производительность. По методике, приведенной в § 4, были определены рациональные параметры усложненной бестранспортной системы в данных условиях двух экскаваторов ЭШ-80/100 (рис. 119).



В отличие от проектных выбор рациональных параметров системы позволит снизить объемы переэксплуатации с 35 до 32%, уменьшить результирующий угол откоса с 30 до 26°, исключить потери ископаемого в целике при снижении ширины заходки с 60 до 40 м.

Рис. 119. Усложненная бестранспортная система разработки

Положский карьер разрабатывает горизонтально залегающий пласт каолиновых и огнеупорных глин средней мощностью 4,5 м. Вскрыша мощностью 28 м представлена песчано-глинистыми породами. Проектом предусматривалось породы вскрыши отрабатывать двумя уступами. Нижний (основной) уступ высотой 18 м отработывают по усложненной бестранспортной системе экскаваторами ЭШ-5/45 и ЭШ-10/60 (рис. 120, а); передовой уступ высотой 10 м — по транспортной системе с применением экскаваторов ЭКГ-4,6 с погрузкой в автосамосвалы и размещением вскрыши во внутренних отвалах.

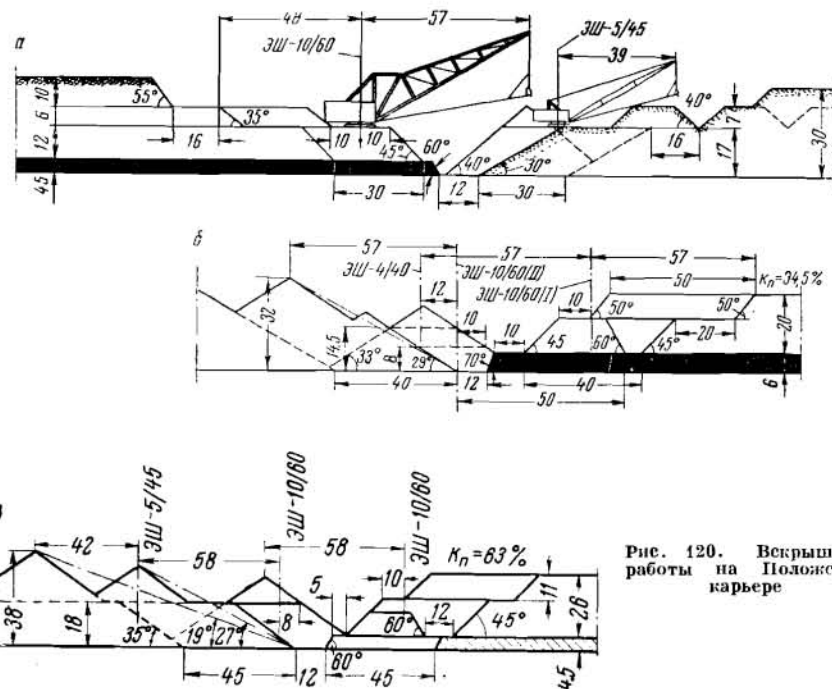


Рис. 120. Вскрышные работы на Положском карьере

Добычные работы ведут экскаваторами ЭКГ-4,6 с погрузкой на железнодорожный транспорт.

Месторождение вскрыто выездной траншеей центрального расположения, которая делит фронт работ карьера на западный и восточный участки. В период строительства карьера были выявлены следующие недостатки технологической схемы работ драглайнов на основном уступе: высокий коэффициент переэксплуатации (63,8%) и большой результирующий угол внутреннего отвала (30°), способствующий образованию оползней. Система разработки на Положском карьере — усложненная бестранспортная (рис. 120, б). При первом проходе драглайн ЭШ-10/60, перемещаясь по вскрышному уступу, отработывает верхнюю часть заходки с образованием вруба до пласта полезного ископаемого и размещением вскрышных пород в первичный

ярус отвала. Второй проход драглайна ЭШ-10/60 происходит по предотвалу вместе с экскаватором ЭШ-4/40, осуществляя выемку нижней части вскрышной заходки и частичную переэкскавацию отвала.

Достоинства этой схемы: снижение коэффициента переэкскавации до 34,5%; уменьшение числа переукладок железнодорожных путей для транспортирования полезного ископаемого с увеличением ширины заходки с 30 до 50 м и увеличение высоты основного уступа с 18 до 20 м при снижении результирующего угла откоса отвала до 29°.

Дальнейшее совершенствование вскрышных работ на Положском карьере будет происходить путем увеличения удельного веса экономической усложненной бестранспортной системы разработки. Для сохранения проектной производственной мощности карьера по полезному ископаемому с увеличением высоты нижнего уступа до 26—28 м (рис. 120, в) потребуется введение в работу второго экскаватора ЭШ-10/60. Отличительная особенность данной схемы работы оборудования — применение экскаватора ЭШ-4/40 (ЭШ-5/45) только для переэкскавации породы в отвале. При этом временный угол откоса отвала составляет 27° при результирующем угле до 19°. Коэффициент переэкскавации увеличивается до 63%. Увеличение мощности вскрыши до 26 м, обрабатываемой по бестранспортной схеме, позволит снизить себестоимость разработки 1 м³ вскрыши на 25% по сравнению с применяемой схемой вскрышных работ.

Алексеевским марганцеворудным карьером Приднепровского бассейна разрабатывается горизонтальный рудный пласт средней мощностью 1,6 м. Покрывающие породы, представленные песками и суглинками, мощностью до 33 м в соответствии с проектом обрабатывались двумя уступами: нижний высотой 26 м по бестранспортной системе экскаваторами ЭШ-10/60, ЭШ-10/70 и ЭШ-15/90 (рис. 121) и передовой — экскаваторами ЭЖГ-4,6 с вывозкой вскрыши во внутренние отвалы автосамосвалами по специальным насыпям (перемычкам), что сокращает расстояние перевозки пустых пород. Карьерное поле шириной 1800 м вскрыто тремя выездными траншеями внешнего заложения. Центральная выездная траншея разделяет фронт работ карьера на два участка: северный и южный.

Нижний (основной) уступ по всему фронту карьера делят на четыре блока — по два на каждом участке. Экскаваторы ЭШ-10/60 всегда находятся на вскрышном уступе и работают от центра участка к торцу карьера, обрабатывая верхнюю часть подступа. Вруб производят при обратном ходе. Экскаваторы ЭШ-10/70 и ЭШ-15/90, располагаясь только на предотвале, обрабатывают нижний подступ и переэкскавируют породы вскрыши с зачисткой рудного пласта от выездных траншей к центральной части участка.

С 1966 г. на карьере всю толщу покрывающих пород обрабатывают по усложненной бестранспортной системе экскаваторами ЭШ-15/90. Технология вскрышных работ на карьере следующая. Существующее разделение фронта работ на блоки остается без изменения.

В каждом из четырех блоков работает один драглайн ЭШ-15/90. После окончания выемки руды в заходке блока драглайн от перемычки, разделяющей фронт работ каждого участка на два блока, верхним черпаньем при высоте забоя 10 м начинает обрабатывать вскрышную уступ и одновременно нижним черпаньем производит вруб. При обработке заходки в торце карьера экскаватор отсыпает перемычку, переходит по ней на предотвал, переэкскавирует породу из перемычки, производит выемку нижней части заходки и зачистку рудного пласта. В центре участка экскаватор холостым ходом переходит через центральную перемычку и цикл работы повторяется.

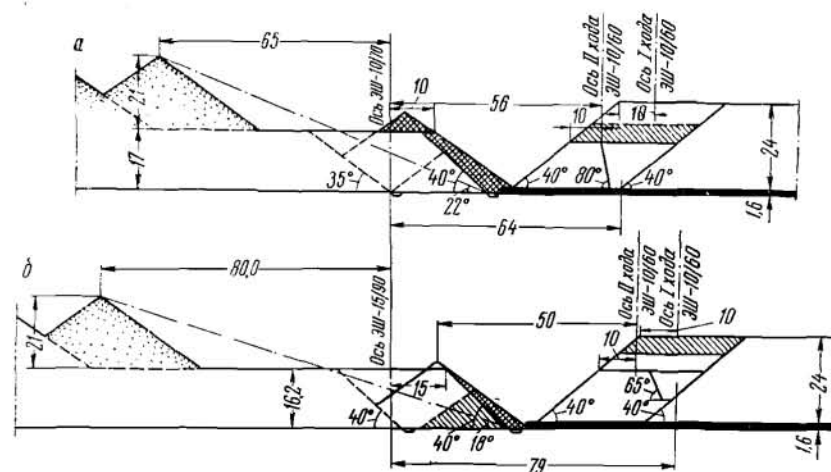


Рис. 121. Отработка нижнего уступа по бестранспортной системе на Алексеевском карьере
а — северный участок; б — южный участок

Для уменьшения объемов вскрыши в торцах и центральной части карьера, где емкость внутренних отвалов сокращается с целью сохранения выездных траншей для транспортирования полезного ископаемого, одним экскаватором ЭЖГ-4,6 производится выемка ниш.

Совершенствование горных работ на Алексеевском карьере, достигнутое ликвидацией передового уступа и максимальной оптимизацией параметров бестранспортной системы, показано в табл. 25.

На Богдановском карьере Приднепровского марганцевого бассейна пласт руды имеет мощность 1,8—2,0 м и залегает почти горизонтально. Вскрыша средней мощностью 65 м представлена суглинками и песками.

Вскрытие рудного уступа (по проекту) предусмотрено тремя траншеями внешнего заложения. Центральная траншея делит фронт работ на два участка длиной 1800 и 2300 м. Нижний вскрышной уступ высотой 30 м обрабатывают двумя подступами (на восточном участке драглайнами ЭШ-8/60, ЭШ-14/75 и ЭШ-15/90, на западном — ЭШ-10/60, ЭШ-14/75 и ЭШ-25/100) (рис. 122).

Технико-экономические показатели работы Алексеевского карьера

Показатели	Годы эксплуатации		
	1965	1966	1967
Объем вскрышных работ по бестранспортной системе, %	67,10	75,40	86,0
То же, по транспортной системе с автомобильным транспортом, %	32,9	24,60	14,0
Коэффициент вскрыши, м ³ /т	12,80	10,76	9,89
Себестоимость разработки вскрыши, руб/м ³	0,18	0,18	0,16
Себестоимость добычи руды, руб/т	3,64	3,55	3,21

Верхние четыре вскрышных уступа обрабатывают механическими лопатами ЭКГ-4 и ЭКГ-8 с погрузкой в средства железнодорожного транспорта. Выемку руды ведут экскаваторы Э-2005 с погрузкой в автосамосвалы.

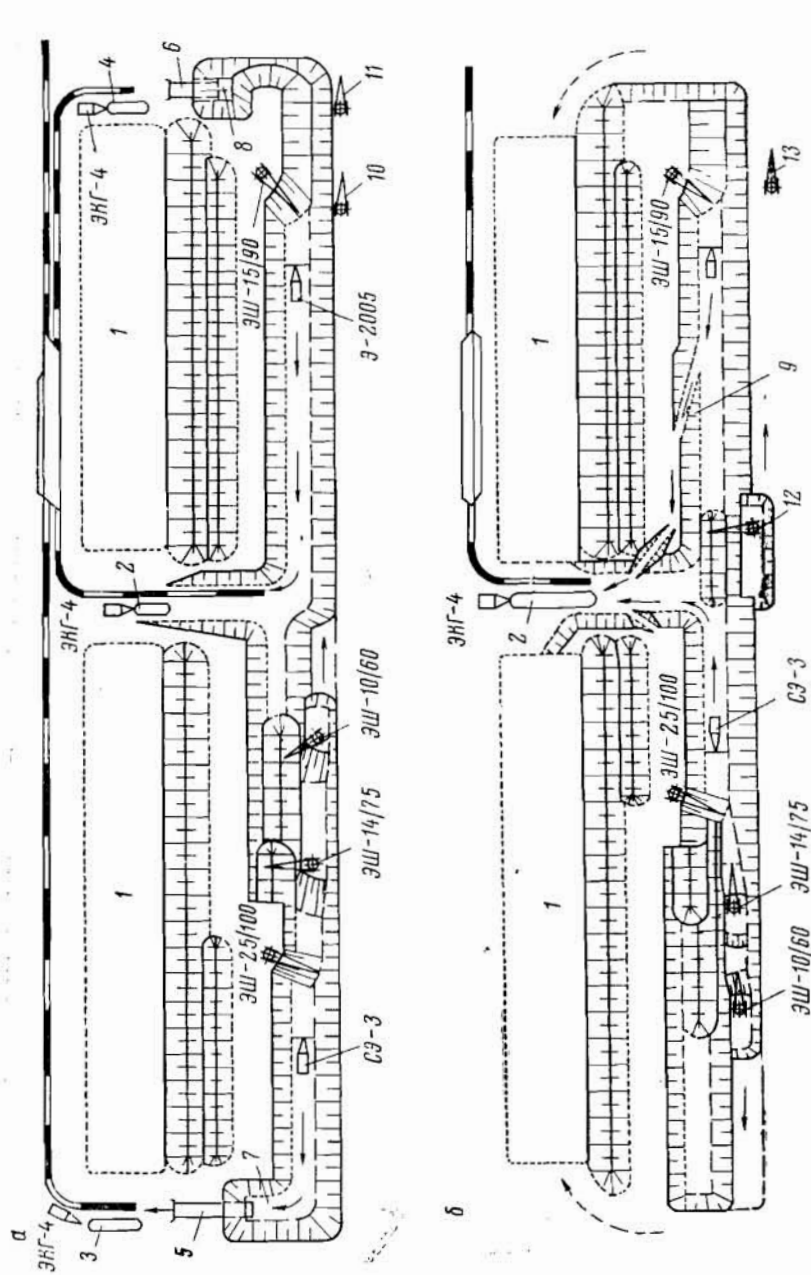


Рис. 122. Схема разработки нижнего (основного) уступа по усложненной бестранспортной системе на Богдановском карьере: а — без холостых переходов; б — с холостыми переходами; 1 — внутренние переходы; 2, 3 и 4 — центральные, западный и восточный рудные склады; 5, 6 — западный и восточный туннели для транспортирования руды; 7, 8 — западная и восточная капитальные траншеи; 9 — временный съезд на предотвале; 10, 11 — драглайны ЭШ-8/60 и ЭШ-14/75 в окладина фронта работ; 12 — врезка драглайна ЭШ-8/60 в новую заходку; 17 — холостой переход драглайна ЭШ-14/75

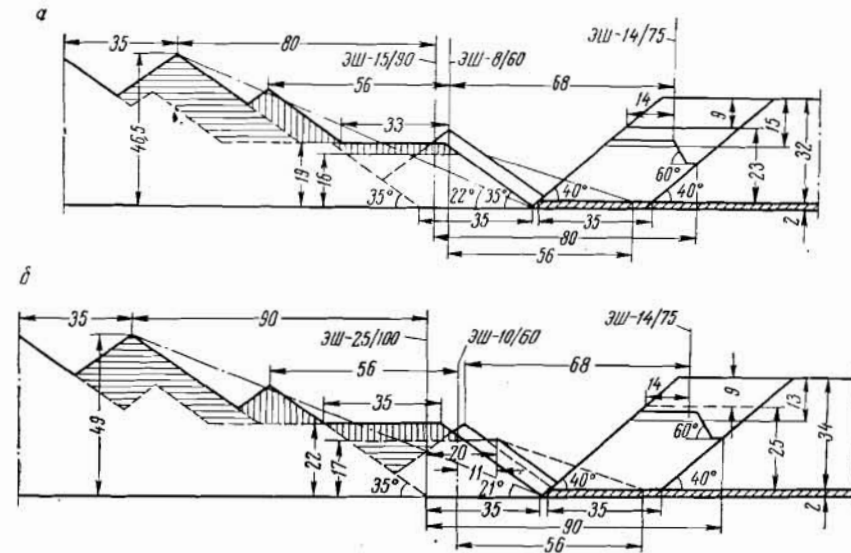


Рис. 123. Рекомендуемые схемы отработки нижнего (основного) уступа на Богдановском карьере:
а, б — восточный и западный участки

Схема отработки вскрышной заходки без холостых переходов мощных драглайнов, расположенных на одном подуступе (рис. 122, а), приводит к длительным их простоям при работе в торцах карьера из-за отсутствия фронта работ. Снижение простоев достигнуто за счет ликвидации фланговых траншей и работы вскрышных

и отвальных драглайнов с холостыми переходами вдоль фронта (рис. 122, б). Это осуществляется от торцов к середине карьерного поля. В период засыпки почвы залежи около центральной траншеи, когда добычные экскаваторы работают в приторцовых участках, транспортирование руды происходит по выездам на предотвалы, которые создаются отвальными драглайнами и бульдозерами. Несмотря на перегоны мощных драглайнов, вторая схема более экономична в связи со снижением простоев вскрышного и добычного оборудования.

Анализ организации вскрышных работ при второй схеме с холостыми переходами оборудования, выполненный ДГИ, показал, что наиболее рационально расположение на каждом участке двух экскаваторов на предотвале и одного на вскрыше (рис. 123). Такая схема работ была апробирована на восточном участке Богдановского карьера. Полученные положительные результаты обеспечивают дальнейшее снижение объемов работ по переэкскавации и увеличение производительной мощности карьера по руде.

Отсутствие звена транспорта поруч в технологической цепочке производства горных работ при бестранспортной системе обеспечивает получение высоких технико-экономических показателей. Так, в угольной промышленности себестоимость 1 м^3 вскрыши составляет при простой бестранспортной системе 11—12 коп., при усложненной — 23—25 коп., в то время как при системе с железнодорожным транспортом она равна 2,3—2,5 руб. Производительность труда рабочих на карьерах при бестранспортной системе также в 4—5 раз выше, чем при транспортной.

ГЛАВА V

ТРАНСПОРТНО-ОТВАЛЬНЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

А. ТРАНСПОРТНО-ОТВАЛЬНАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ С ПРИМЕНЕНИЕМ КОНСОЛЬНЫХ ОТВАЛООБРАЗОВАТЕЛЕЙ

§ 1. Взаимосвязь элементов системы разработки и параметров горнотранспортного оборудования

Транспортно-отвальная система с использованием консольных отвалообразователей для перемещения вскрыши от экскаватора на уступе во внутренний отвал применяется при разработке горизонтальных пластов месторождений.

Для производства вскрышных работ обычно применяются многоковшовые экскаваторы (главным образом роторные) и иногда одноковшовые (рис. 124 а, б).

В последнем случае погрузка вскрыши на отвалообразователь производится через приемный бункер или бункер-питатель (рис. 124, в). Консольные отвалообразователи применяют и при разработке вскрышных пород наклонными слоями, а также при работе с обру-

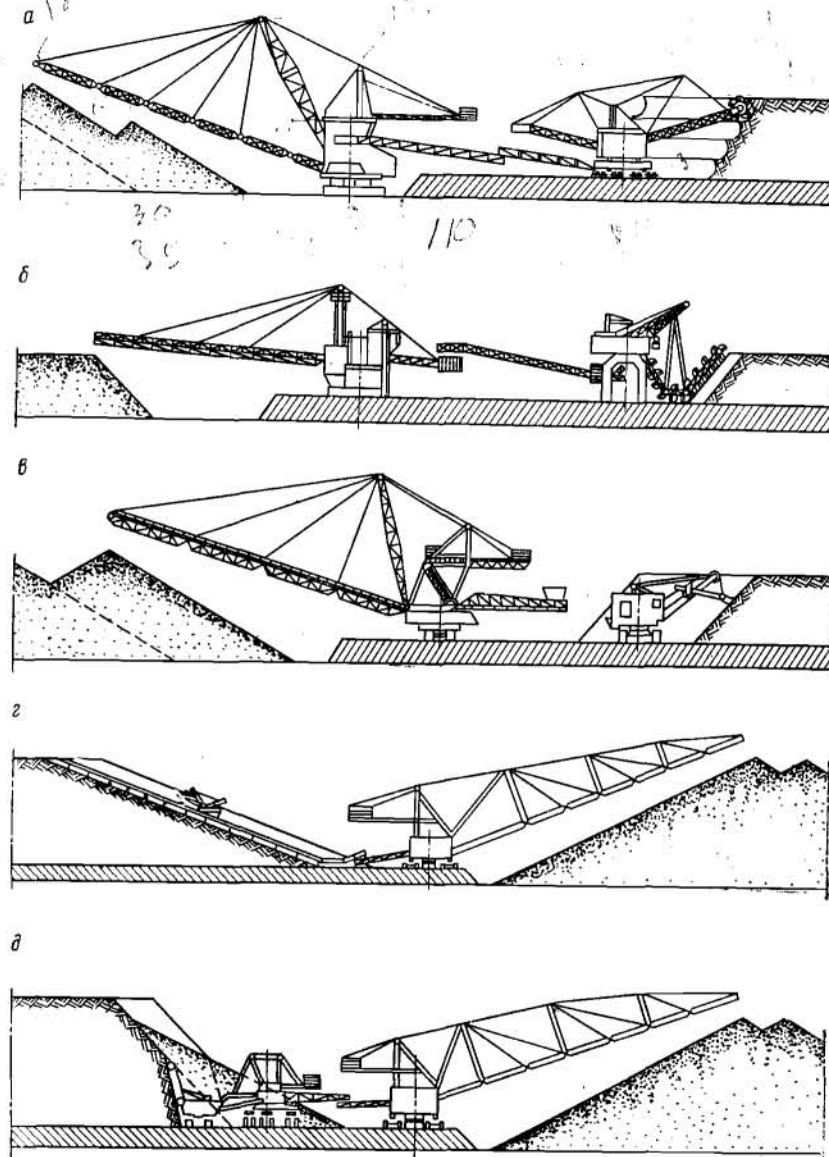


Рис. 124. Технологические схемы применения транспортно-отвальной системы разработки с отвалообразователями

пением пород (рис. 124, г, д). С выпуском роторного экскаватора ЭРГ-1600 и консольных отвалообразователей ОШР-4500/180 и ОШ-4500/90 область применения транспортно-отвальной системы разработки на карьерах значительно расширилась.

При работе роторного экскаватора в сочетании с отвалообразователем большое значение для определения основных параметров системы имеет схема установки отвалообразователя, характеризующаяся в первую очередь наличием вскрытых запасов полезного ископаемого, необходимых для нормальной работы карьера в зимний период времени при остановке вскрышного комплекса.

Классификация основных технологических схем транспортно-отвальной системы, в основу которой положен основной признак — наличие и место расположения вскрытых запасов полезного ископаемого (рис. 125) разработана ДГИ [29].

При проектировании транспортно-отвальной системы для различных технологических схем работы комплекса необходимо уста-

Классификация основных технологических схем транспортно-отвальной системы разработки

Наличие и место расположения вскрытых запасов полезного ископаемого, подготовленных на зиму	Место установки отвалообразователя относительно пласта полезного ископаемого	Характерные особенности работы по схеме
1. Под отвальной консолью отвалообразователя	А. На кровле пласта	1. Ширина заходки по вскрыше и на отвале равна; на величину запасов не влияет ширина заходки по добыче
2. Под приемной консолью отвалообразователя и разгрузочной консолью экскаватора	А. На кровле пласта Б. На почве пласта	1. Ширина заходки по вскрыше превышает отвальную и равную ей добычную; зимние запасы создаются за счет отставания отвальных и добычных работ. 2. Ширина заходки по вскрыше и на отвале равны; зимние запасы создаются за счет уменьшения ширины заходки по добыче
3. Под отвальной и приемной консолью отвалообразователя	А. На кровле пласта	1. Ширина заходки по вскрыше превышает отвальную и равную ей добычную; зимние запасы создаются за счет отставания отвальных и добычных работ
4. Отсутствуют (сезонная работа по добыче или круглогодичная по вскрыше)	А. На кровле пласта Б. На почве пласта	1. Равномерное продвижение вскрышного и отвального фронтов работ, равенство заходок по вскрыше и на отвале

новить основные технологические параметры: минимальное расстояние от оси поворота отвалообразователя до гребня отвала, максимально возможную высоту вскрышного уступа, минимальную длину фронта работ карьера по вскрыше или по добыче.

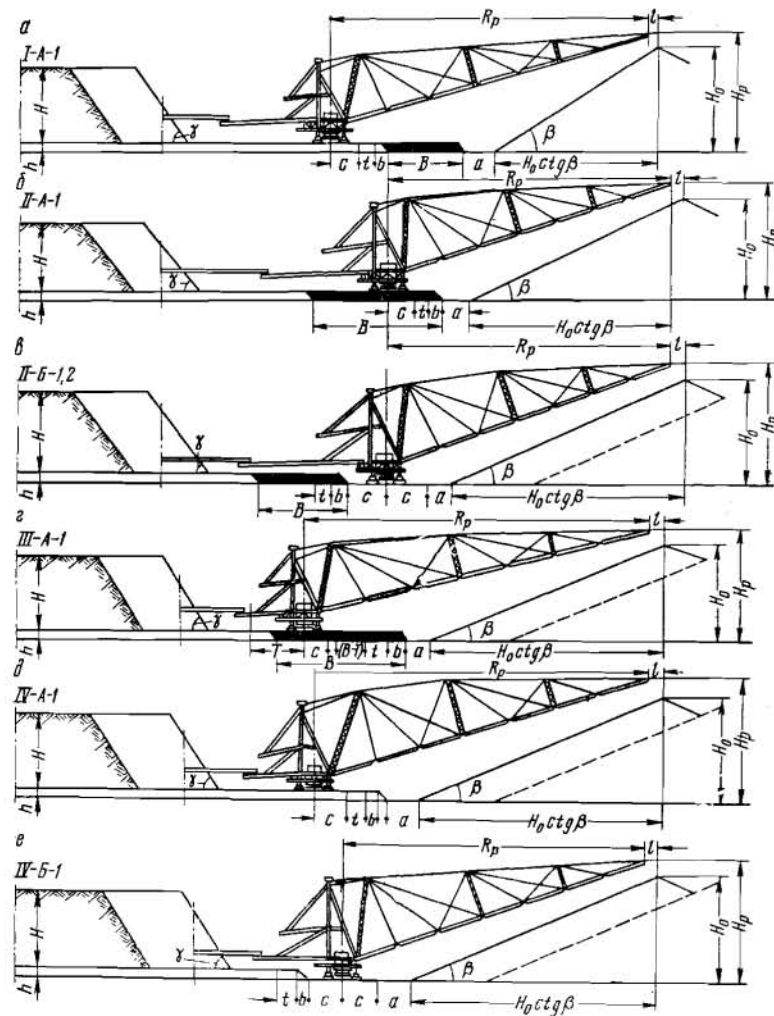


Рис. 125. Технологические схемы транспортно-отвальной системы разработки с отвалообразователями

В различных горнотехнических условиях параметры системы разработки следует определять на основе максимального использования длины консоли отвалообразователя с проверкой возможности работы по высоте разгрузки H_p при устойчивых породах. Расстояние от оси поворота отвалообразователя до гребня отвала определяется

рабочими размерами и схемой установки консольного отвалообразователя. При наличии определенного горнотранспортного оборудования (консольный отвалообразователь и роторный экскаватор) все остальные параметры системы разработки определяются в зависимости от горнотехнических условий месторождения и производительности комплекса.

Схема I-A-I. При расположении зимних запасов полезного ископаемого под отвальной консолью отвалообразователя минимальное расстояние от оси поворота отвалообразователя до верхнего гребня отвала или необходимый радиус разгрузки отвалообразователя составляет (см. рис. 125).

$$R_p = H_o \operatorname{ctg} \beta + B + l, \text{ м}, \quad (V,1)$$

$$l = a + t + b + h \operatorname{ctg} \alpha + c,$$

где t — ширина транспортной площадки на кровле или почве пласта полезного ископаемого, м;
 b — величина безопасного расстояния между нижней бровкой уступа и транспортной площадкой, м;
 c — половина ширины площадки, необходимой для безопасного движения и поворота отвалообразователя, м;
 B — ширина полосы зимних запасов полезного ископаемого, м.
 Остальные обозначения приведены на рис. 118, a и выше.

Выразив высоту отвала через значения ширины вскрышной заходки и высоту вскрышного уступа, получим

$$R_p = c_{\phi} k_p H \operatorname{ctg} \beta + 0,25A \operatorname{ctg} \beta \operatorname{tg} \beta_1 + l, \text{ м}, \quad (V,2)$$

где c_{ϕ} — коэффициент, учитывающий соотношение длин вскрышного L_v и отвального L_o фронтов работ, т. е. $c_{\phi} = \frac{L_v}{L_o}$;

β_1 — угол откоса отвального яруса при отсыпке его по гребню, град.

Значение коэффициента, учитывающего соотношение длин вскрышного и отвального фронтов работ при транспортно-отвальной системе разработки, зависит от наличия, числа, ширины и места расположения въездных траншей, высоты отвала и угла его откоса и определяется по графику, приведенному на рис. 126. Ширина полосы зимних запасов полезного ископаемого под отвальной консолью, исходя из потребности обогатительной фабрики, определяется по выражениям:

при челноковой работе (рабочий ход в обоих направлениях) вскрышного оборудования по фронту карьера

$$B = \frac{Q_{\text{год}}}{L h k_{\text{извл}} \gamma} \cdot \frac{n_3}{N}, \text{ м}, \quad (V,3)$$

при отработке вскрышной заходки в одном направлении и холостых переходах оборудования вдоль фронта работ

$$B = \frac{Q_{\text{год}}}{L h k_{\text{извл}} \gamma} \cdot \frac{n_3}{N} - Ak, \text{ м}, \quad (V,4)$$

где $Q_{\text{год}}$ — годовая производительность карьера по добыче, т;
 L — длина фронта работ по добыче, м;
 h — мощность полезного ископаемого, м;
 $k_{\text{извл}}$ — коэффициент извлечения;
 n_3 — время простоя комплекса машин из-за климатических условий в зимний период, месяцев;
 γ — объемный вес руды, т/м³;
 N — число месяцев в году;
 k — коэффициент сокращения ширины заходки, учитывающий безопасное расстояние между вскрышным и добычным оборудованием, определяется по графику, приведенному на рис. 127.

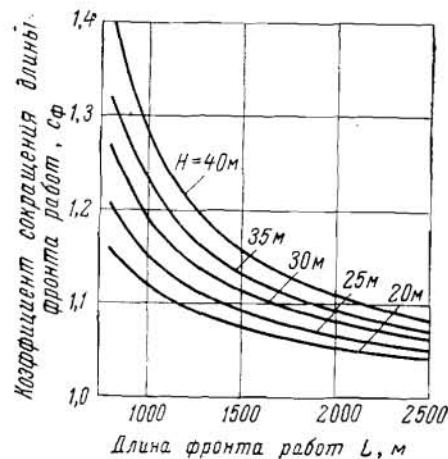


Рис. 126. Зависимость коэффициента сокращения длины фронта работ на отвале от длины фронта работ на вскрыше и высоты вскрышного уступа

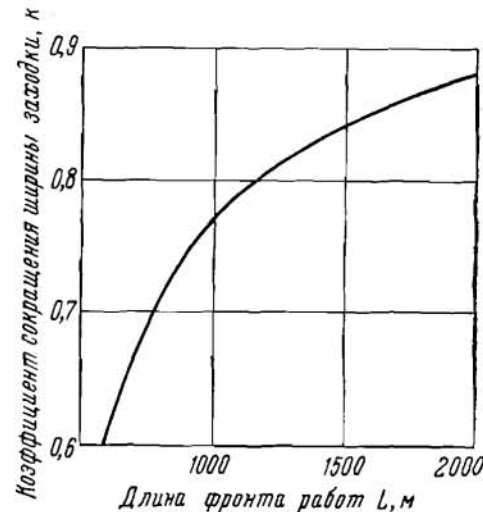


Рис. 127. Зависимость коэффициента сокращения ширины заходки от длины фронта работ

В зависимости от производительности вскрышного оборудования ширина полосы зимних запасов под отвальной консолью отвалообразователя определяется по выражениям:

при челноковой работе вскрышного оборудования по фронту карьера

$$B = \frac{V}{H L_v} \cdot \frac{n_3}{N}, \text{ м}, \quad (V,5)$$

при отработке вскрышной заходки в одном направлении и холостых переходах оборудования вдоль фронта работ

$$B = \frac{V}{H L_v} \cdot \frac{n_3}{N} - Ak, \text{ м}, \quad (V,6)$$

где V — годовая производительность вскрышного комплекса, м^3 ;
 $L_{\text{в}}$ — длина фронта работ по вскрыше, м .

В дальнейших расчетах необходимо использовать только положительные значения B , определяемые по формулам (V,4) и (V,6); отрицательные значения величины B характеризуют наличие значительных запасов полезного ископаемого в последней добычной заходке в конце вскрышного сезона, превышающих потребный объем зимних запасов для равномерной работы карьера.

Выражения для определения основных параметров системы разработки можно записать следующим образом;

при челноковой работе вскрышного оборудования по фронту карьера

$$R_p = c_{\phi} k_p H \operatorname{ctg} \beta + 0,25A \operatorname{tg} \beta_1 \operatorname{ctg} \beta + \frac{V}{HL_{\text{в}}} \cdot \frac{n_3}{N} + l, \text{ м}, \quad (\text{V},7)$$

или

$$H = \frac{B - \sqrt{B^2 - 4c_{\phi} k_p \frac{V n_3}{L_{\text{в}} N} \operatorname{ctg} \beta}}{2c_{\phi} k_p \operatorname{ctg} \beta}, \text{ м}, \quad (\text{V},8)$$

$$B = R_p - 0,25A \operatorname{tg} \beta_1 \operatorname{ctg} \beta - l,$$

$$L_{\text{в}} = \frac{V n_3}{H (B - c_{\phi} k_p H \operatorname{ctg} \beta) N}, \text{ м}; \quad (\text{V},9)$$

при отработке вскрышной заходки в одном направлении и холостых переходах оборудования вдоль фронта работ

$$R_p = c_{\phi} k_p H \operatorname{ctg} \beta + 0,25A \operatorname{tg} \beta_1 \operatorname{ctg} \beta + \frac{V}{HL_{\text{в}}} \cdot \frac{n_3}{N} - kA + l, \text{ м}, \quad (\text{V},10)$$

$$H = \frac{B_1 - \sqrt{B_1^2 - 4c_{\phi} k_p \frac{V n_3}{L_{\text{в}} N} \operatorname{ctg} \beta}}{2c_{\phi} k_p \operatorname{ctg} \beta}, \text{ м}, \quad (\text{V},11)$$

$$B_1 = R_p - 0,25A \operatorname{tg} \beta_1 \operatorname{ctg} \beta + kA - l,$$

$$L_{\text{в}} = \frac{V n_3}{H (B_1 - c_{\phi} k_p H \operatorname{ctg} \beta) N}, \text{ м}. \quad (\text{V},12)$$

Так как длина вскрышного фронта зависит от высоты вскрышного уступа, то при его определении по формулам (V, 8) и (V, 11) в формуле

$$L_{\text{в}} = L + h \operatorname{ctg} \alpha + H (\operatorname{ctg} \gamma + 0,4),$$

можно принимать, что $H = (0,7-0,8) H_{\text{ч max}}$ ($H_{\text{ч max}}$ — максимальная высота черпания роторного экскаватора, м).

Схема II-A-1 (рис. 125, б) характеризуется расположением зимних запасов под приемной консолью отвалообразователя и разгрузочной консолью экскаватора при установке отвалообразователя на кровле пласта полезного ископаемого. Максимальное расстояние от центра поворота отвалообразователя до гребня отвала для этой схемы определяется по формуле

$$R_p = H_0 \operatorname{ctg} \beta + l, \text{ м}. \quad (\text{V},13)$$

Действительная высота внутреннего отвала для данной схемы работ — величина переменная. Это происходит потому, что созданные за летний период зимние запасы располагаются под приемной консолью отвалообразователя; отвалообразователь находится на кровле пласта полезного ископаемого и после отработки зимних запасов в начале летнего периода место расположения его должно находиться от предыдущего положения (конец летнего сезона) на величину полосы зимних запасов. Разность между максимальным и минимальным расстояниями от роторного экскаватора до оси отвалообразователя условно называется телескопичностью вскрышного комплекса T .

При создании зимних запасов за счет телескопичности вскрышного комплекса и установке отвалообразователя на кровле пласта полезного ископаемого ширина заходки по вскрыше и по отвалу неодинакова.

Высота отвала при работе по данной схеме определяется по формуле

$$H_0 = c_{\phi} k_p H \frac{A}{A_0} + 0,25A_0 \operatorname{tg} \beta_1, \text{ м}, \quad (\text{V},14)$$

где A_0 — ширина заходки на отвале, м .

Параметры систем разработки при данной технологической схеме определяются по выражениям:

при челноковой работе вскрышного оборудования по фронту работ

$$A_0 = A \frac{N - n_3}{N}, \text{ м}, \quad (\text{V},15)$$

$$R_p = c_{\phi} k_p H \frac{N}{N - n_3} \operatorname{ctg} \beta + 0,25A \frac{N - n_3}{N} \operatorname{tg} \beta_1 \operatorname{ctg} \beta + l, \text{ м}, \quad (\text{V},16)$$

$$L_{\text{в}} = \frac{V \frac{n_3}{N}}{TH}, \text{ м}; \quad (\text{V},17)$$

при отработке вскрышной заходки в одном направлении и холостых переходах оборудования вдоль фронта работ

$$A_0 = \frac{AT (N - n_3)}{NT - kAn_3}, \text{ м}, \quad (\text{V},18)$$

$$R_p = c_{\phi} k_p H \frac{NT - kAn_3}{T (N - n_3)} \operatorname{ctg} \beta + 0,25A \frac{T (N - n_3)}{NT - kAn_3} \operatorname{tg} \beta_1 \operatorname{ctg} \beta + l, \text{ м}, \quad (\text{V},19)$$

$$L_{\text{в}} = \frac{V \frac{n_3}{N}}{HT \left[1 + \frac{kA (N - n_3)}{NT - kAn_3} \right]}, \text{ м}. \quad (\text{V},20)$$

Схема II-B-1 (рис. 125, в). Работа осуществляется аналогично схеме II-A-1, но отвалообразователь располагается на почве пласта. После создания зимних запасов в конце летнего сезона вскрышной

комплекс останавливается на ремонт; зимние запасы погашаются при круглогодичной работе по добыче. Начало вскрышных работ в весенний период характеризуется переходом отвалообразователя в сторону экскаватора на расстояние $T + A_0$.

Параметры системы разработки определяются аналогично схеме II-A-1 по выражениям (V, 15), (V, 17) (V, 18) и (V, 20), за исключением величины минимального расстояния между осью поворота отвалообразователя и гребнем отвала, определяемой по выражениям:

при челноковой работе вскрышного оборудования по фронту работ

$$R_p = c_\phi k_p H \frac{N}{N-n_3} \operatorname{ctg} \beta + 0,25A \frac{N-n_3}{N} \operatorname{tg} \beta_1 \operatorname{ctg} \beta + a + c, \text{ м}; \quad (\text{V}, 21)$$

при отработке вскрышной заходки в одном направлении и холостых переходах оборудования вдоль фронта работ

$$R_p = c_\phi k_p H \frac{NT - kAn_3r}{T(N-n_3)} \operatorname{ctg} \beta + 0,25A \frac{T(N-n_3)}{NT - kAn_3r} \operatorname{tg} \beta_1 \operatorname{ctg} \beta + a + c, \text{ м}. \quad (\text{V}, 22)$$

Схема II-B-2 (рис. 125, в) отличается от схемы II-B-1 тем, что отвалообразователь не перемещается к экскаватору после отработки зимних запасов. Ширина заходки по вскрыше и на отвале равна. Зимние запасы создаются за счет отставания добычного фронта работ в летний период. Для определения минимального расстояния от оси поворота отвалообразователя до гребня отвала при отработке вскрышной заходки в одном направлении и при челноковой работе вскрышного оборудования по фронту работ справедливо выражение

$$R_p = c_\phi k_p H \operatorname{ctg} \beta + 0,25A \operatorname{tg} \beta_1 \operatorname{ctg} \beta + a + c, \text{ м}. \quad (\text{V}, 23)$$

Длина фронта работ вскрышного комплекса определяется по выражениям (V, 17) и (V, 20).

Схема III-A-1 (рис. 125, г) характеризуется наличием зимних запасов полезных ископаемых, располагаемых под отвальной и приемной консолями отвалообразователя. Работа по данной схеме позволяет иметь ширину полосы зимних запасов полезных ископаемых, превышающую телескопичность комплекса ($B > T$). Аналогично схеме II-A-1 параметры системы разработки при данной технологической схеме определяются по следующим выражениям:

при челноковой работе вскрышного оборудования по фронту работ

$$A_0 = A \frac{N-n_3r}{N}, \text{ м}, \quad (\text{V}, 24)$$

$$R_p = c_\phi k_p H \frac{N}{N-n_3r} \operatorname{ctg} \beta + 0,25A \frac{N-n_3r}{N} \operatorname{tg} \beta_1 \operatorname{ctg} \beta + l, \text{ м}, \quad (\text{V}, 25)$$

где $r = \frac{T}{B}$ — коэффициент, учитывающий распределение полосы зимних запасов под отвальной и приемной консолями отвалообразователей;

при отработке вскрышной заходки в одном направлении и холостых переходах оборудования вдоль фронта работ

$$A_0 = \frac{AT(N-n_3r)}{NT - kAn_3r}, \text{ м}, \quad (\text{V}, 26)$$

$$R_p = c_\phi k_p H \frac{NT - kAn_3r}{T(N-n_3r)} \operatorname{ctg} \beta + 0,25A \frac{T(N-n_3r)}{NT - kAn_3r} \operatorname{tg} \beta_1 \operatorname{ctg} \beta + l, \text{ м}, \quad (\text{V}, 27)$$

$$L_B = \frac{V \frac{n_3}{N}}{H \frac{T}{r} \left[1 + \frac{kA(N-n_3r)}{NT - kAn_3r} \right]}, \text{ м}. \quad (\text{V}, 28)$$

Схема IV-A-1 (рис. 125, д). Основным отличием данной схемы от предыдущих является отсутствие зимних запасов полезного ископаемого. Имеется в виду сезонная работа по вскрыше и добыче (A-A₀-A_л). Минимальное расстояние от оси поворота отвалообразователя до гребня отвала независимо от способа отработки заходки вдоль фронта работ определяется по формуле (V, 2)

Длину фронта работ вскрышного комплекса необходимо принимать максимальной, ограничение ее производится из условия сокращения объемов горнокапитальных работ или применения на передовых уступах транспортной системы разработки.

Схема IV-B-1 (рис. 125, е) отличается от предыдущей только установкой отвалообразователя на почве пласта. Параметры системы разработки определяют по формуле (V, 23). Длину фронта работ устанавливают так же, как и для схемы IV-A-1.

Для определения основных параметров транспортно-отвальной системы необходимо знать ширину заходки по вскрыше, которую следует принимать максимальной или близкой к ней, исходя из рабочих параметров роторного экскаватора. Для всех технологических схем приводятся выражения для определения минимального расстояния между осью вращения отвалообразователя и гребнем отвала, которые используются для определения высоты вскрышного уступа. Величину минимального расстояния между осью вращения отвалообразователя и верхним гребнем отвала устанавливают в зависимости от параметров консольного отвалообразователя и схемы отработки торцовых участков карьерного фронта работ.

На рис. 128 показаны схемы отработки торцового участка карьерного фронта работ у выездной траншеи. Наличие выездной траншеи приводит к максимальному увеличению расстояния от забоя экскаватора до места отсыпки породы в отвал.

На схеме, показанной на рис. 128, а, отвальная консоль отвалообразователя составляет с нормалью к фронту работ некоторый угол, величина которого определяется по формуле

$$\theta = \arcsin \frac{H_0 \operatorname{ctg} \beta + a + 0,2M + H \operatorname{ctg} \gamma - R_{\max} - \sqrt{\tau^2 + 2M\tau}}{L_k \cos \delta + u + e}, \text{ град}, \quad (\text{V}, 29)$$

- где M — минимальное расстояние между осями движения экскаватора и отвалообразователя, м;
- τ — величина телескопичности между экскаватором и отвалообразователем, необходимая для обеспечения относительной свободы перемещения обрудования вдоль фронта работ в комплексе, м;
- l_k — длина отвальной консоли отвалообразователя, м;
- δ — угол подъема отвальной консоли, град;
- u — расстояние от оси поворота отвалообразователя до пяты отвальной консоли, м;
- e — величина свободного полета породы от отвальной консоли до гребня отвала, м.

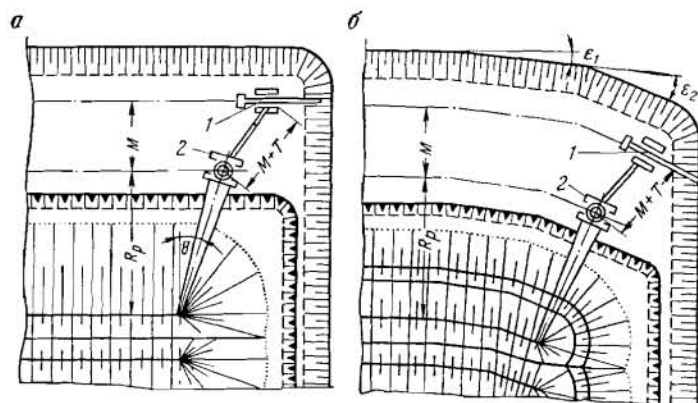


Рис. 128. Схемы обработки тупиков:
1 — роторный экскаватор; 2 — консольный отвалообразователь

После определения угла Θ минимальное расстояние от оси поворота отвалообразователя до верхнего гребня отвала составит

$$R_p = \frac{l_k \cos \delta + u + e}{\cos \theta}, \text{ м.} \quad (\text{V}, 30)$$

Данная схема обработки торцовых участков карьерного фронта работ приемлема в случае применения отвалообразователя относительно небольших размеров, когда отвал отсыпается в один ярус, и если высота вскрышного уступа лимитируется параметрами роторного экскаватора.

Вторая схема обработки торцовых участков (рис. 128, б) предусматривает искривление фронта работ карьера, чтобы приблизить крайнюю точку тустика к отвалу. Это делается для обеспечения передачи вскрышных пород из тустика в отвал при тех же параметрах горнотранспортного оборудования, которые приняты для прямолинейного участка фронта работ. Искривление фронта работ карьера в зависимости от конструкции ходового устройства вскрышного обо-

рудования может быть в виде кривой или ломаной линии. В случае применения шагающего рельсового хода искривление торцевой части карьера по ломаной линии, состоящей из участков длиной 150—300 м, упрощает условия работы роторного экскаватора в заходке постоянной ширины. Радиус кривизны или угла поворота, число и длина участков ломаной линии определяются графическим построением, учитывающим возможность полного размещения пород вскрыши в отвал.

Данная схема обработки торцовых участков позволяет максимально использовать полноповоротный консольный отвалообразователь для производства смещения отвалов относительно вскрышного забоя по фронту работ при отсыпке многоярусных отвалов. Схему применяют при недостаточных параметрах отвалообразователя, сложных горнотехнических условиях месторождения или при небольшой длине карьерного поля.

§ 2. Выбор эффективной технологической схемы и определение рациональных параметров системы

Для выявления наиболее рациональной схемы установки отвалообразователя по приведенным выше формулам определяется минимально допустимая величина радиуса разгрузки для различных схем работы. Применение шагающе-рельсового ходового устройства для мощного отечественного вскрышного оборудования позволяет предусматривать работу транспортно-отвального комплекса с холостыми переходами вдоль фронта работ после обработки каждой заходки. При этом возможно создание части или всех зимних запасов полезного ископаемого в последней добычной заходке. Количество зимних запасов полезного ископаемого в добычной заходке зависит от длины фронта работ карьера, параметров системы разработки, производительности вскрышного оборудования и не оказывает влияния на радиус разгрузки отвалообразователя.

Для разработки вскрыши одинаковой мощности при челноковом способе работы оборудования радиус разгрузки отвалообразователя должен быть значительно больше, чем при работе в одном направлении и холостых переходах в противоположном.

Поэтому наиболее эффективными являются схемы, предусматривающие холостые переходы оборудования вдоль фронта карьера с оставлением части или всех зимних запасов полезного ископаемого в последней заходке. Из всех схем работы наиболее рациональна по условию обеспечения минимального радиуса разгрузки схема IV-B-1 (II-B-2).

Однако ее применение возможно только при достаточной устойчивости подстилающих пород и небольшой мощности пласта полезного ископаемого. При недостаточной устойчивости подстилающих пород и значительной мощности пласта применима схема IV-A-1.

После выбора наиболее эффективной схемы работы транспортно-отвального комплекса для получения максимального технико-эко-

номического эффекта необходимо определить наиболее рациональные параметры системы разработки, при которых полностью используются линейные размеры оборудования. Для транспортно-отвального комплекса рациональная высота вскрышного уступа и ширина заходки в определенных горнотехнических условиях определяются при совместном решении поставленной задачи относительно параметров экскаватора и отвалообразователя.

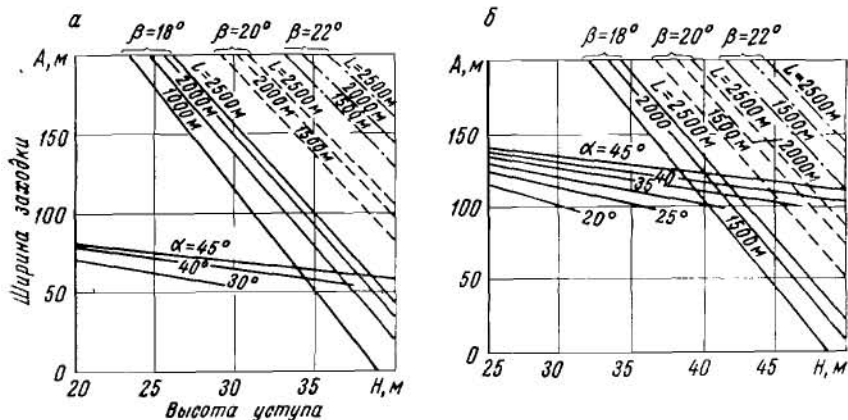


Рис. 129. Номограмма для определения рациональных значений высоты уступа и ширины заходки:

а — для комплекса машин производительностью 3000 м³/ч (экскаватор ЭРГ-1600 с выдвинутой роторной стрелой); б — для комплекса машин производительностью 8000 м³/ч (экскаватор ЭРШР-2600 с невыдвигаемой роторной стрелой)

При работе роторного экскаватора в тупиковом забое ширина заходки находится в определенной зависимости от высоты вскрышного уступа, а максимальная ширина заходки роторного экскаватора зависит от его конструктивных размеров. При этом важное значение имеет конструкция роторной стрелы. Рациональные значения высоты вскрышного уступа и ширины заходки для определенных транспортно-отвальных комплексов можно определить по номограммам, на которые нанесены графики $A = f_1(H)$ для рассматриваемого типа отвалообразователя и $A = f_2(H)$ для роторного экскаватора с учетом горнотехнических условий залегания месторождения и принятой схемы работы (рис. 129).

Для конкретных горнотехнических условий устанавливаются максимально допустимые значения углов откосов вскрышного уступа α и отвала β . На основании этих данных с помощью номограммы определяют рациональные значения ширины заходки и высоты уступа, чему соответствуют координаты точки пересечения двух графиков, выражающих зависимости ширины заходки от высоты

вскрышного уступа при максимальном использовании рабочих параметров экскаватора и отвалообразователя. Длина фронта работ при транспортно-отвальной системе разработки зависит от горногеологических условий залегания месторождения и типа применяемого горнотранспортного оборудования.

Минимальная длина фронта работ (M) в зависимости от производительности вскрышного оборудования приведена ниже.

Производительность вскрышного оборудования, м ³ /ч	
500—700	700—1000
1000—2000	900—1200
3000—5000	1000—1500
7000—8000	1200—1800

Рациональные значения длины фронта работ для транспортно-отвальной системы разработки могут быть определены на основании анализа взаимосвязи технологических параметров оборудования и элементов системы разработки.

§ 3. Управление внутренними отвалами при работе консольных отвалообразователей

Устойчивость внутренних отвалов обеспечивается при соблюдении следующих мероприятий: обоснованного выбора параметров системы разработки; правильного установления угла откоса отвала; распределения породных масс в отвале, обеспечивающего их устойчивость; предохранения отвалов от обводнения; предотвращения деформаций основания отвала.

Современные поворотные консольные отвалообразователи позволяют управлять устойчивостью отвалов приданием их откосам необходимого угла наклона в зависимости от горногеологических условий залегания и физико-механических свойств пород. Так как разгрузка грунта с отвалообразователя в отвал осуществляется только с конца отвальной консоли, отсыпку каждого яруса при образовании отвалов можно осуществлять поворотом отвалообразователя. Поворот отвалообразователя, как правило, связан с остановкой работы экскаватора и отвалообразователя, поэтому с увеличением числа мест отсыпки уменьшается производительность всего комплекса.

Отвалообразователи с длиной отвальной консоли до 90—105 м производят образование отвала высотой до 30—35 м, при которой обеспечивается устойчивость отвала при отсыпке его в один ярус. Высокие отвалы отсыпаются в несколько ярусов с поворотом отвалообразователя. Число ярусов отсыпки зависит от суммарной высоты отвала, необходимого результирующего угла откоса и принятых технологических схем работы комплекса машин.

Для большинства месторождений с мягкими покрывающими породами отсыпка отвала в один ярус высотой более 40 м не может

быть осуществлена по условиям устойчивости. Отвал высотой до 60—80 м из условий устойчивости делится на два-три яруса. Отсыпка отвалов более чем в два-три яруса нерациональна, так как значительно снижается производительность оборудования, усложняется технология работ. Высота каждого яруса назначается в пределах 15—25 м в зависимости от физико-механических свойств пород, суммарной высоты отвала, принятых мер по предохранению отвалов от обводнения и т. д.

Ориентировочно можно указать, что наиболее целесообразным при образовании устойчивых отвалов в два-три яруса является отсыпка нижнего яруса до отметки $0,25 H_0$, и второго яруса (при трехъярусных отвалах) — до $0,5 H_0$ (если H_0 — общая высота отвала).

§ 4. Производственная мощность карьера и технико-экономические показатели системы разработки

После определения основных параметров системы производственная мощность карьера, при полной загрузке вскрышного оборудования и равновеликом годовом подвигании вскрышного и добычного фронтов работ, устанавливается по выражению

$$Q = \frac{V}{H} \cdot \frac{hk_{извл}}{\frac{L_B}{L}}, \text{ м}^3, \quad (V, 31)$$

где L_B — длина фронта по вскрыше, м;
 L — длина фронта по добыче, м.

Для технологических схем с круглогодичной работой по добыче и наличием зимних запасов полезного ископаемого производственная мощность карьера по добыче может быть определена по формулам (V, 3) и (V, 4). При определении производственной мощности карьера необходимо учитывать способ перемещения фронта работ. Так, производительность вскрышного оборудования при веерном перемещении фронта работ снижается по сравнению с параллельным на 6—10%. Технико-экономические показатели транспортно-отвальной системы разработки зависят от мощности покрывающих пород и пласта полезного ископаемого, технологической схемы работы, типа и производительности вскрышного и добычного горнотранспортного оборудования, конфигурации и запасов карьерного поля.

Расчетные значения себестоимости разработки вскрыши отечественными транспортно-отвальными комплексами приведены в табл. 26.

Достоинства технологии с применением отвалообразователей: транспортирование пород в отвал по кратчайшему расстоянию; простая организация вскрышных работ и отсутствие специального оборудования на отвалах; улучшение условий устойчивости отвалных откосов за счет возможности изменения генерального угла откоса.

Таблица 26

Расчетные значения себестоимости 1 м³ вскрыши при транспортно-отвальной системе с консольными отвалообразователями

Тип оборудования		Годовая производительность комплекса, млн. м ³	Расчетная себестоимость разработки 1 м ³ вскрыши, коп.
Экскаватор	Отвалообразователь		
ЭР-500	ОГ-76/850	1,6	7,2
ЭРГ-400	ОШ-1500/105	3,2	7,4
ЭРГ-1600	ОШ-4500/180	9,5	10,4
ЭРШР-1600	ОШР-5000/185	10,5	9,4
ЭРШР-2600	ОШР-11000/220	24,0	10,2

Применение консольных ленточных отвалообразователей в сочетании с роторными экскаваторами обеспечивает: непрерывность технологического процесса; эффективное использование экскаваторов во времени (производительность вскрышных экскаваторов на 20—35% выше, чем при железнодорожном транспорте); высокую производительность труда. Недостатком рассматриваемой технологии вскрышных работ по транспортно-отвальной системе является ограниченность условий применения по геологическим и гидрогеологическим факторам, а также по физико-механическим свойствам покрывающих пород.

§ 5. Схемы усложненной транспортно-отвальной системы разработки

При разработке вскрышных пород большой мощности наиболее сложным является обеспечение устойчивости внутренних отвалов, что не всегда возможно осуществить увеличением линейных размеров

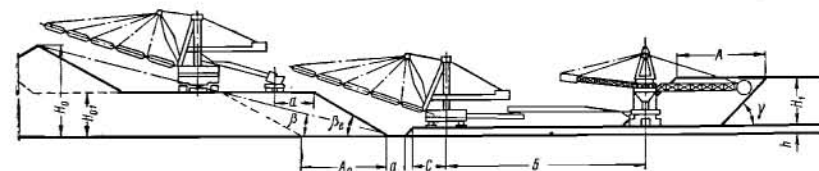


Рис. 130. Схема транспортно-отвальной системы разработки с двумя отвалообразователями

применяемого отвального оборудования. Устойчивость отвалов при неизменных линейных параметрах оборудования возможно увеличить при усложненной транспортно-отвальной системе разработки. Сущность этой системы заключается в том, что при разработке пород вскрыши, кроме основного выемочного и отвального оборудования, задлживается дополнительное (отвалообразователи, перегрузочные мосты, драглайны) оборудование. Примером такой схемы работы является использование одного роторного экскаватора ЭРШР-1600 или ЭРШР-2600 и двух отвалообразователей, осуществляющих отсыпку отвала в два яруса при установке их последовательно один за другим по нормали к фронту работ (рис. 130). Первый отвалообра-

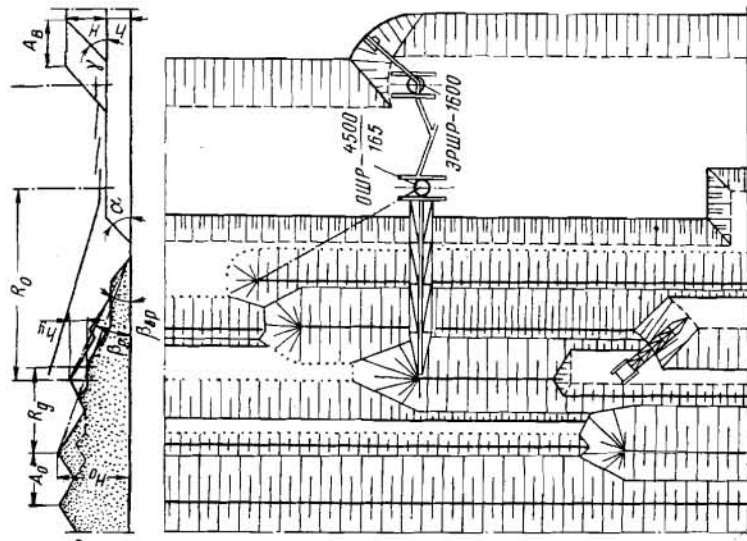


Рис. 132. Схема использования на отвале драглайна при транспортно-отвальной системе разработки

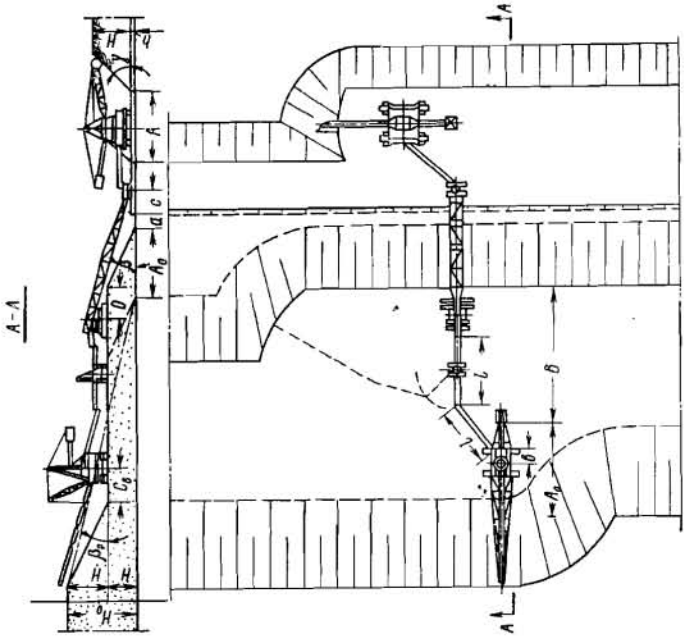


Рис. 131. Схема транспортно-отвальной системы разработки при использовании наклонного перегрузочного моста и консольного отвалообразователя

зователь располагается на отметке кровли пласта полезного ископаемого и транспортирует породу на отметку кровли первого яруса внутренних отвалов, где устанавливается второй отвалообразователь, который располагает породу, поступающую с первого отвалообразователя, в нижний и во второй ярусы отвала. Отсыпка нижнего яруса производится с некоторым опережением по фронту работ.

Для максимального использования емкости отвалов и сокращения планировочных работ отсыпка верхнего и нижнего ярусов производится серповидными полосами на ширину заходки. При сложных гидрогеологических условиях залегания месторождения и большой высоте яруса (до 30—45 м) отсыпку их производят с образованием

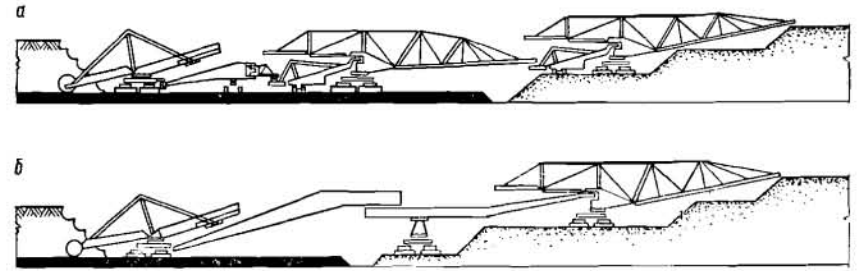


Рис. 133. Технологические схемы усложненной транспортно-отвальной системы, применяемые в ГДР: а — экскаватор и два отвалообразователя; б — экскаватор, промежуточный мост и отвалообразователь

устойчивого угла откоса для обеспечения безопасной работы оборудования. Применение наклонных перегрузочных мостов позволяет видоизменить технологическую схему (рис. 131). При этой схеме вскрышные породы от роторного экскаватора поступают на перегрузочный мост и передаются самоходным перегружателем на отвалообразователь, который производит отсыпку верхнего и нижнего ярусов отвала.

При недостаточных параметрах отвального оборудования или недостаточной устойчивости отвалов может применяться схема с использованием драглайнов для изменения конфигурации отвала (рис. 132).

На рис. 133 показаны две схемы работы по усложненной транспортно-отвальной системе, нашедшие применение в ГДР.

Б. ТРАНСПОРТНО-ОТВАЛЬНАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ С ПРИМЕНЕНИЕМ ТРАНСПОРТНО-ОТВАЛЬНЫХ МОСТОВ

§ 6. Особенности применения транспортно-отвальных мостов

Особенность данной системы разработки — перемещение вскрыши в выработанное пространство по нормали к фронту работ с помощью транспортно-отвального мостового комплекса, объединяющего

в единый производственный процесс экскавацию, транспортирование и укладку породы в отвал. Основная составная часть комплекса — транспортно-отвальный мост.

Основные горнотехнические и инженерно-геологические условия эффективного применения транспортно-отвальных мостов: выдержанное (без больших нарушений) горизонтальное или близкое к нему залегание пласта полезного ископаемого; относительно правильные контуры карьерного поля в плане; устойчивость породных масс в целике и отвале, исключающая опасность деформации металлоконструкции моста; хорошая разведанность месторождения; достаточные запасы полезного ископаемого, обеспечивающие продолжительность разработки участка месторождения не менее 10—15 лет и экономически целесообразное использование моста при заданной проектной производительности.

Транспортно-отвальные мосты применяют при разработке горизонтальных пластов различных полезных ископаемых (бурого угля, марганцевой и железной руды, фосфоритов и др.), покрытых рыхлыми отложениями мощностью до 40—60 м.

Достоинства технологии горных работ с применением мостовых комплексов: поточность разработки, возможность селективной отсыпки внутренних отвалов, размещение значительных запасов полезного ископаемого под пролетом моста для работы карьера при остановке вскрышного комплекса в зимний период. Как и при консольных отвалообразователях, применение транспортно-отвальных мостовых комплексов в благоприятных горнотехнических условиях обеспечивает достижение высокой производительности труда рабочих и небольших затрат на разработку 1 м³ вскрыши. Недостатки транспортно-отвальных мостов: ограниченность условий применения; громоздкость и значительная стоимость применяемого оборудования; большой объем горнокапитальных работ по созданию разрезной траншеи для ввода моста в эксплуатацию; сезонность работы оборудования.

Перерыв в зимнее время в работе мостов на практике используют для капитальных ремонтов всех механизмов комплекса. Транспортно-отвальные мосты на открытых разработках применяют уже с 1923 г. В настоящее время их применяют в ГДР и ФРГ при разработке бурого углей месторождений. В СССР кроме разработок бурого углей месторождений Днепровского бассейна их применяют для отработки железорудных залежей под Керчью и марганцевых месторождений в Никопольском бассейне.

Типовые технологические схемы с транспортно-отвальными мостами, применяемые на карьерах Советского Союза, показаны на рис. 134. Транспортно-отвальный мост представляет собой самоходную металлическую конструкцию с комплектом ленточных конвейеров, устанавливаемую в карьере поперек фронта работ и связывающую вскрышную и отвальную стороны карьера по кратчайшему расстоянию. С мостом соединяется передаточными конвейерами один или несколько вскрышных многоковшовых экскаваторов, которые во время работы передвигаются вместе с ним по рельсовым

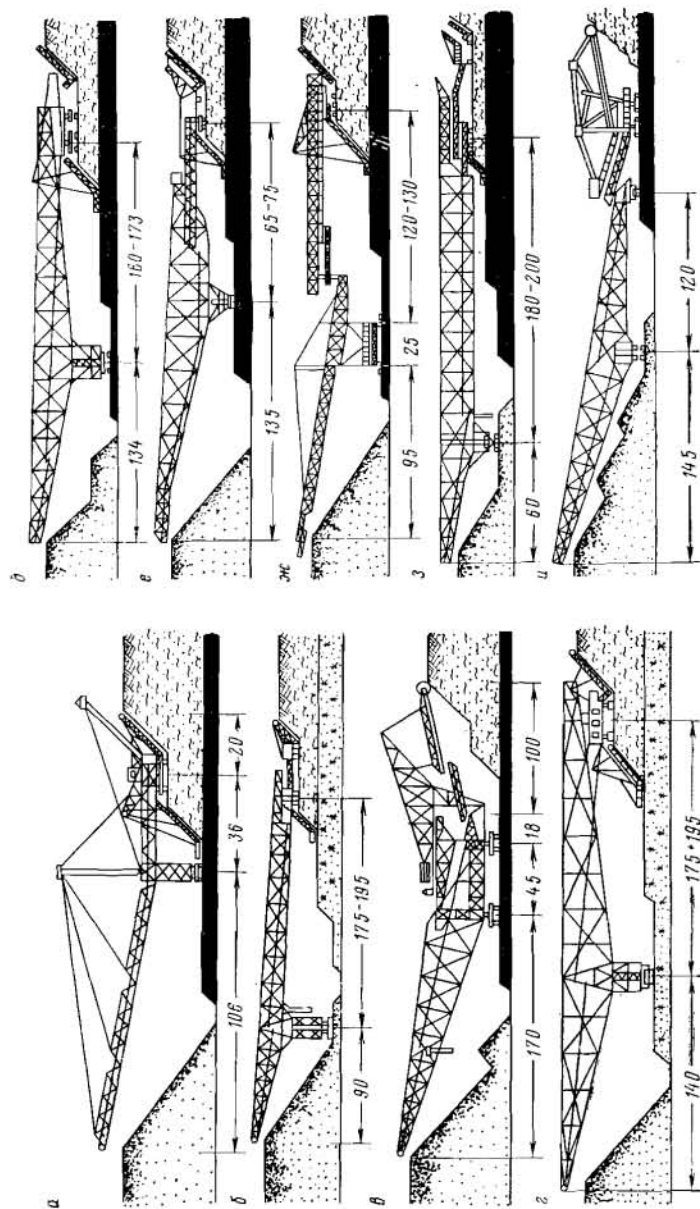


Рис. 134. Технологические схемы с транспортно-отвальными мостами, применяемые на карьерах Советского Союза: а — Стрингенском; б — Камышбурунском I; в — Юрковском; г — Камышбурунском II; д — Семёновско-Головиновском; е — Байдакском; ж — Бандуровском; з — Балаховском; и — Шевченковском

путям или на гусеницах вдоль вскрышных уступов. Эксплуатируемая порода перемещается в выработанное пространство карьера ленточным конвейером, установленным на ферме отвальной моста.

Транспортно-отвальный мост обычно конструируется применительно к конкретным горнотехническим условиям месторождения. Вскрышные экскаваторы подбирают соответственно производительности транспортно-отвального моста. Основное отличие транспортно-отвального моста от консольного отвалообразователя — наличие двух (забойной и отвальной), а иногда трех опор. Это обеспечивает значительную устойчивость конструкции и позволяет иметь большую общую длину моста, достигающую в отдельных случаях 400 м. Наличие опор делает мост менее мобильным, вызывает большой объем горноподготовительных работ и предъявляет жесткие требования к соблюдению отметок рабочих уступов. Расположение опор транспортно-отвального моста может быть различным.

При работе с цепными многоковшовыми экскаваторами забойная опора транспортно-отвального моста, как правило, располагается на рабочей площадке вскрышного уступа (рис. 134, а—з). Совместная работа с роторным экскаватором обуславливает расположение забойной опоры моста на кровле добычного уступа (рис. 134, в, и). Отвальная опора транспортно-отвального моста может быть расположена на предотвале (рис. 134, б, з, и) или на добычном уступе (рис. 134, а, в, г, д, е, ж).

В случае расположения обеих опор на рабочей стороне карьера вскрытые запасы полезного ископаемого меньше, но работа моста более надежна, так как обе опоры устанавливаются на более устойчивом основании. Расположение одной опоры моста на отвале допустимо, если образующие отвал породы имеют достаточную устойчивость. Опоры моста обычно передвигают вдоль карьера по рельсовым многониточным путям. По мере отработки уступа пути перемещаются путепередвижателями непрерывного действия, встроенными в мост или имеющими собственный ход. Имеются конструкции моста с гусеничным ходом опор.

Высота отвальной опоры моста зависит от мощности вскрыши и пласта полезного ископаемого. Под основной фермой моста должен свободно проходить работающий на добыче экскаватор.

Высота отсыпки породы колеблется от 25 до 75 м и определяет вместе с длиной консоли возможную высоту отвала, а следовательно, и мощность обрабатываемой вскрыши. Транспортно-отвальный мост должен быть приспособлен к изменчивым условиям работы, т.е. иметь пространственную подвижность. С этой целью главная ферма опирается на отвальную и экскаваторную опоры посредством центральных шаровых пят, которые позволяют осуществлять поворот моста в горизонтальной плоскости на угол до 30° в обе стороны относительно оси моста.

Транспортно-отвальные мосты могут преодолевать подъемы пути в продольном и поперечном направлениях в пределах 30°/100. Отсыпка породы мостом может производиться в одном пункте, т.е. в конце

отвальной консоли, или в нескольких пунктах (раздельная отсыпка). Экскаваторы могут иметь независимый ходовой механизм и быть встроенными в транспортно-отвальный мост, т.е. иметь общий с ним ходовой механизм. При первом способе можно использовать от одного до четырех экскаваторов. Наиболее удобны в эксплуатации мосты с одним или двумя мощными полноповоротными экскаваторами, имеющими независимый ход. При таком соединении экскаваторов с мостами достигается большая гибкость в работе комплекса.

§ 7. Взаимосвязь параметров транспортно-отвальных мостов и элементов системы разработки

Общие технологические схемы расположения транспортно-отвальных мостов в карьере, обусловленные их конструктивными особенностями, показаны на рис. 135. Основные геометрические размеры транспортно-отвальных мостов определяются технологическими особенностями горных работ, устойчивостью откосов и шириной полосы зимних запасов полезного ископаемого.

Длина консоли L_k транспортно-отвального моста зависит от высоты отвала H_o и места расположения отвальной опоры, величина пролета между опорами L_n — от ширины полосы полезного ископаемого, подготовляемого на зимний период.

При расположении забойной опоры на вскрышном уступе и отвальной на предотвале (рис. 135, а) длина консоли составляет

$$L_k = (H_o - H_{np}) \operatorname{ctg} \beta + m, \quad \text{м}, \quad (\text{V}, 32)$$

$$L_n = m_1 + H_{np} \operatorname{ctg} \beta + a + b_1 + h \operatorname{ctg} \alpha + H \operatorname{ctg} \beta_1 + \Pi + B, \quad \text{м}. \quad (\text{V}, 33)$$

Высоту отвала для мостов с циклической передвижкой подмостовых путей (рис. 135, в, г) определяют по формуле

$$H_o = k_p H + 0,25A \operatorname{tg} \beta, \quad \text{м}, \quad (\text{V}, 34)$$

где A — ширина заходки или шаг передвижки подмостовых путей, м.

В случае непрерывной передвижки путей (рис. 135, а, б) $A \approx 0$, поэтому

$$H_o = k_p H. \quad (\text{V}, 35)$$

При расположении забойной опоры на вскрышном уступе и отвальной на пласте полезного ископаемого (рис. 135, б) длину консоли определяют по формуле

$$L_k = H_o \operatorname{ctg} \beta + a + h_1 \operatorname{ctg} \alpha + n, \quad \text{м}, \quad (\text{V}, 36)$$

$$L_n = n_1 + h_2 \operatorname{ctg} \alpha + b_1 + H \operatorname{ctg} \beta_1 + \Pi + B, \quad \text{м}, \quad (\text{V}, 37)$$

где b_1 — ширина полосы полезного ископаемого, подготовленного на зимний период, м;

$$b_1 = \frac{Q}{L \gamma k_{извл} t}, \quad (\text{V}, 38)$$

где Q — объем добычи в зимний период, m ;
 L — длина фронта работ по добыче, m ;
 γ — объемный вес полезного ископаемого, m/m^3 ;
 h — мощность пласта полезного ископаемого, m .

При расположении забойной опоры на добычном уступе, а отвальной на предотвале (рис. 135, в) длину консоли определяют по формуле

$$L_k = H_o \operatorname{ctg} \beta_p - H_{np} \operatorname{ctg} \beta - m_1, \text{ м}, \quad (V,39)$$

$$L_n = m_1 + H_{np} \operatorname{ctg} \beta + a + A + h \operatorname{ctg} \alpha + B, \text{ м}. \quad (V,40)$$

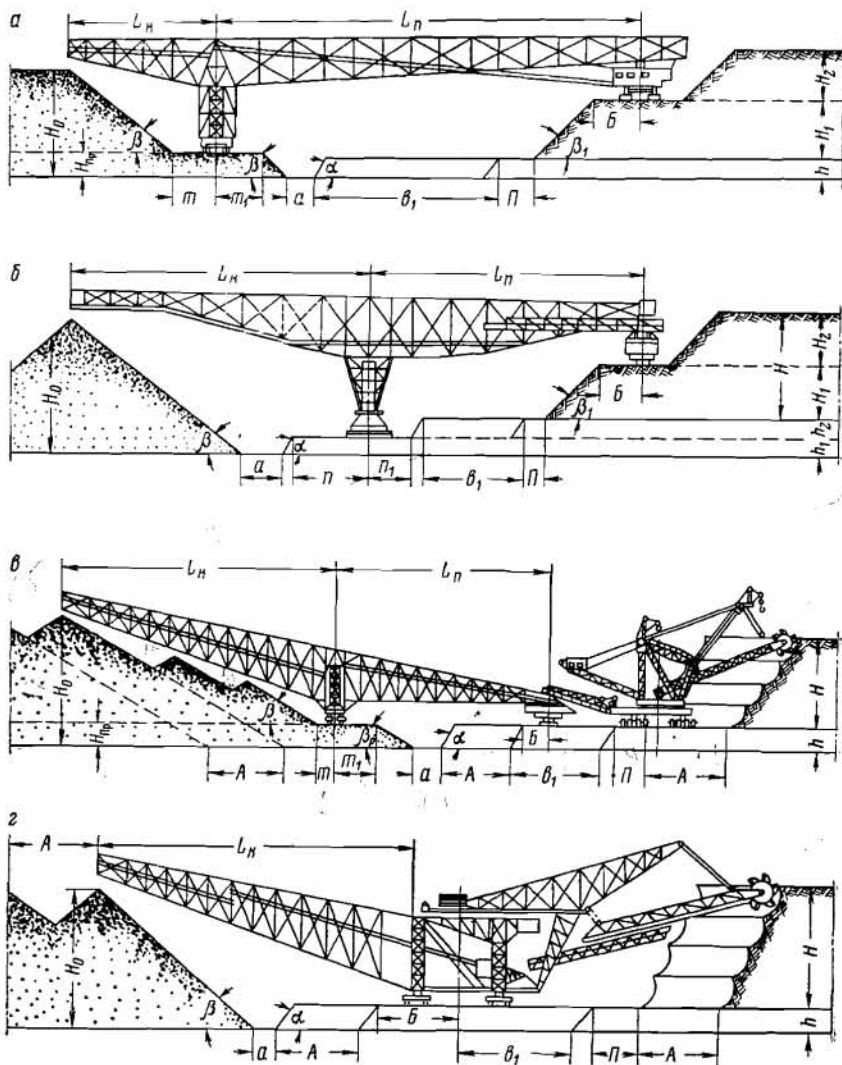


Рис. 135. Схемы расположения транспортно-отвальных мостов в карьере

Для моста, аналогичного применяемому на Юрковском карьере (рис. 135, в), длина консоли при сближенных опорах, расположенных на кровле добычного уступа, определяется по формуле

$$L_k = H_o \operatorname{ctg} \beta + a + h \operatorname{ctg} \alpha + A + B, \text{ м}. \quad (V,41)$$

§ 8. Отработка тупиков

При работе транспортно-отвальных мостов большое значение имеет величина угла, образуемого фронтом работ и границей поля карьера. Положение фронта работ по отношению к границам поля карьера определяется величиной угла λ . При этом может быть три случая: $\lambda = 90^\circ$; $\lambda < 90^\circ$ и $\lambda > 90^\circ$. На рис. 136 показано положение фронта работ по отношению к границам карьерного поля. При

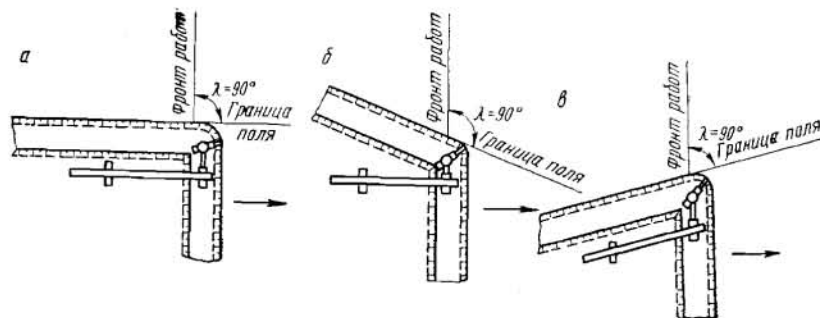


Рис. 136. Положение фронта работ по отношению к границам карьерного поля:
а — при $\lambda = 90^\circ$; б — при $\lambda > 90^\circ$; в — при $\lambda < 90^\circ$

$\lambda > 90^\circ$ затруднений по размещению пород в выработанном пространстве не возникает. Наибольшие трудности при работе транспортно-отвальных мостов возникают при $\lambda \leq 90^\circ$, что определяет разную длину железнодорожного пути экскаваторной и отвальной опор (рис. 137). Путь отвальной опоры моста короче пути экскаваторной опоры на сумму расстояний площадок: между верхним и нижним вскрышными уступами $ж$, между нижним вскрышным и добычными уступами $д$, горизонтальных проекций откосов нижнего вскрышного и угольного уступов $е$ и $г$, длины консольного путепередвигателя $е$ и половины длины ходовой тележки отвальной опоры моста $б$.

Опережение между экскаваторной и отвальной опорами составляет

$$A = a \operatorname{tg} \varphi = a_1 \sin \varphi, \text{ м}, \quad (V,42)$$

где a — длина пролета моста до поворота на угол φ ;

a_1 — то же, после поворота на угол φ .

Величины a и a_1 определены для данной конструкции моста, поэтому A также является величиной, определяемой для конкретной конструкции. Угол поворота моста φ при работе в тупике опреде-

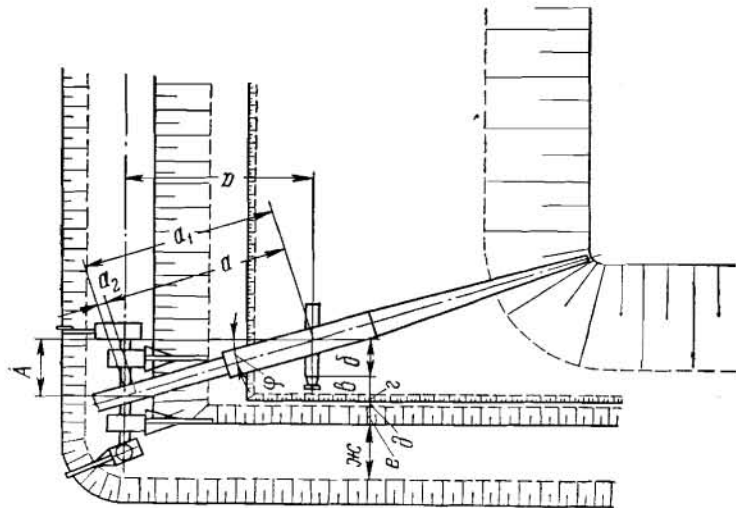


Рис. 137. Схемы возможных вариантов расположения поворотного пункта и порядка отработки карьерного поля при вращательном перемещении фронта работ

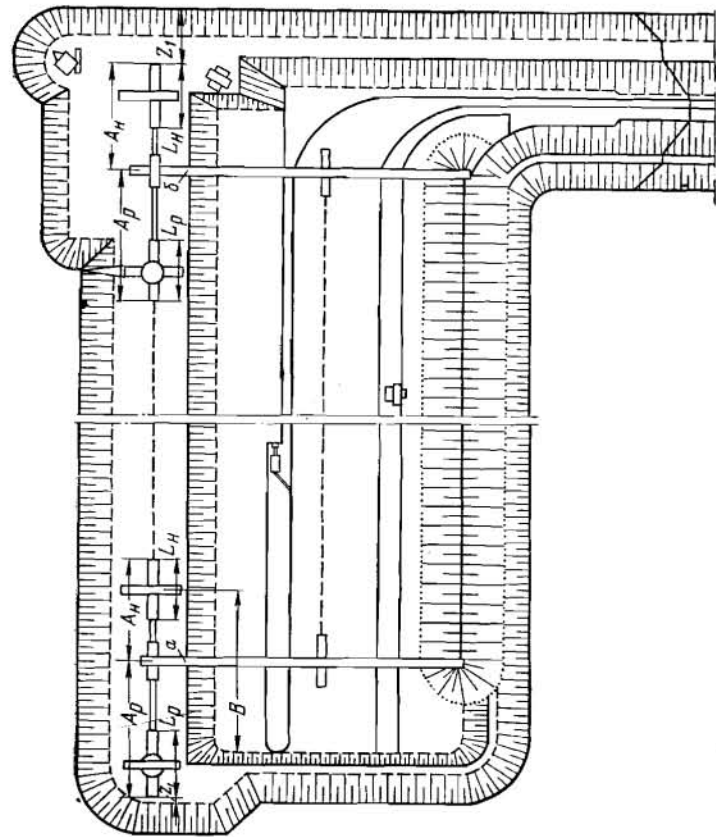


Рис. 138. Общая схема карьера, оборудованного транспортно-отвальным мостом: а — положение мостового комплекса у торца карьера; б — положение мостового комплекса у выездной траншеи

ляется углом, который образует граница поля карьера с фронтом работ.

Наиболее просто использование моста при параллельном перемещении фронта работ, хотя оно сопряжено с трудностями по отработке торцов карьера, где примыкают капитальные траншеи.

На рис. 138 показана общая схема карьера, оборудованного транспортно-отвальным мостом с симметричным расположением по отношению к оси моста двух экскаваторов. При этом полноповоротный экскаватор устанавливается со стороны торца карьера, а неповоротный — со стороны выездной траншеи. Такое расположение полноповоротного экскаватора позволяет легко производить отработку торца карьера, а также осуществлять наращивание и сокращение фронта работ в соответствии с изменением конфигурации карьерного поля. Торец карьера со стороны неповоротного экскаватора не может быть отработан им, что вызывает необходимость использования вспомогательного оборудования (обычно одноковшовых экскаваторов с применением автомобильного транспорта).

Длина участка фронта карьера со стороны выездной траншеи по верхнему уступу, подлежащему отработке вспомогательным экскаватором, составит

$$L_{\phi} = A_p + A_n + z_1 - L_p, \text{ м.} \quad (V, 43)$$

§ 9. Технология горных работ при транспортно-отвальных мостах

Характер размещения вскрыши во внутренний отвал при работе транспортно-отвального моста зависит от схемы выемки и отсыпки пород. В случае применения цепных многоковшовых экскаваторов верхнего и нижнего черпания селективная разработка толщи вскрышных пород, как правило, приводит к снижению их производительности. Роторным экскаватором возможно производить селективную разработку вскрыши без снижения его производительности. При селективной разработке раздельная укладка песчаных и глинистых пород в отвал осуществляется с помощью промежуточных разгрузочных пунктов на отвальной консоли моста. При этом удается образовать в основании отвала более устойчивый песчаный подступ — подушку. Промежуточные пункты отсыпки позволяют также регулировать генеральный угол откоса отвала.

Определение устойчивого угла откоса отвалов представляет большие трудности ввиду неоднородности грунтов, различия физико-механических свойств их и водообильности.

Устойчивость отвалов кроме селективной укладки породы в отвал зависит от расположения опор моста и схемы отработки заходки. Так, при установке отвальной опоры на предотвале требования к стабильности отвалов должны быть повышены, так как деформация последних угрожает сохранности моста. При отвальной опоре, расположенной на добычном уступе, смещение насыпных пород менее опасно. В малоустойчивых породах неравномерная загрузка отвальной

ными массами подстилающих пород в выработанном пространстве вызывает их выдавливание, оползни отвалов, потери полезного ископаемого и разрушение металлоконструкций моста. Поэтому при веерном перемещении фронта работ и отработке в одном из торцов карьера заходок большой ширины устойчивость отвалов будет худшей, чем при равномерной по всему фронту отработке заходки небольшой ширины.

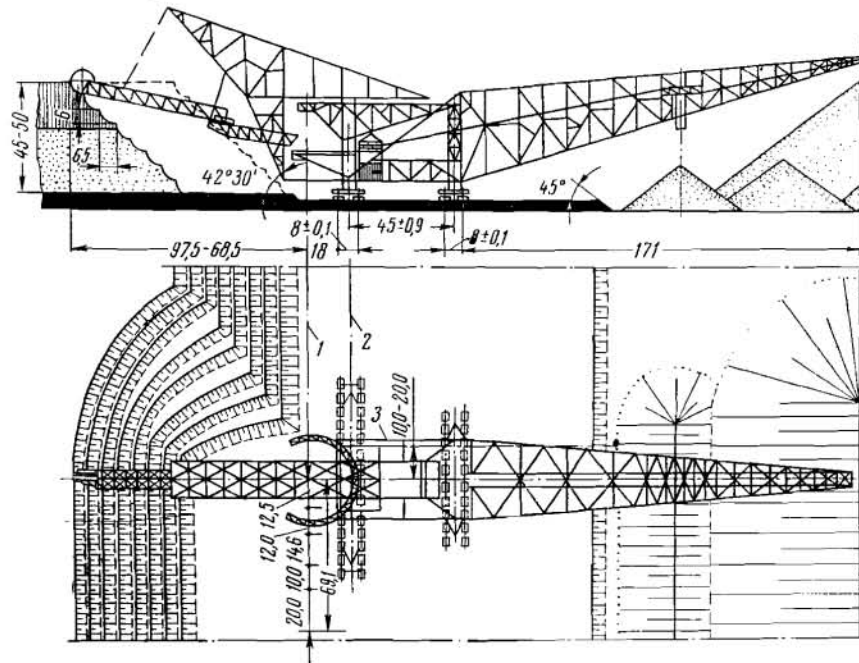


Рис. 139. Система разработки с применением транспортно-отвального моста на Юрковском карьере:

1 — ось поворота; 2 — ось экскаваторной опоры моста; 3 — ось моста при отработке трех верхних подступов соседнего блока

В последнее время технология горных работ с применением транспортно-отвальных мостов все более совершенствуется. Исследованиями доказана целесообразность применения двух мостовых комплексов, расположенных на одних рельсовых путях. Преимуществом такой схемы является обеспечение надежности работы карьера, а также возможность интенсификации подвигания фронта работ, а следовательно, увеличение производительной мощности карьера и снижение себестоимости вскрыши и полезного ископаемого.

Схема работы с двумя транспортно-отвальными мостами легкой конструкции отличается высокой производительностью мостов при сравнительно низком их весе; надежной устойчивостью отвалов с пониженной высотой; улучшением условий эксплуатации и ремонта мостовых комплексов.

Типовой мост весом 2650 т имеет теоретическую производительность 6000 м³/ч. Пролет между опорами равен 180 ± 6 м, длина консоли 75 м. Отвальная опора располагается на предотвале. Высота отсыпки 45 м. Сравнение показывает, что вес моста прежней конструкции той же производительности в 2,5 раза больше суммарного веса двух типовых мостов.

Ниже приведены примеры применения транспортно-отвальных мостов на некоторых отечественных и зарубежных карьерах.

На Юрковском бурогольном карьере (рис. 139) разрабатывают горизонтальный пласт угля мощностью от 5 до 9 м. Вскрыша — песчано-глинистые породы мощностью до 56 м. Средний коэффициент вскрыши 5,5 м³/м. Карьерное поле разделено на Западный и Восточный участки. На Западном участке применялась комбинированная система разработки с веерным перемещением фронта работ. С 1959 г. в связи с уменьшением мощности наносов вскрыша отрабатывается только с применением транспортно-отвального моста с встроенным в него роторным экскаватором, емкость ковша которого составляет 1200 л. Высота мостового уступа достигает 45—48 м. Угольный пласт разделен на два уступа с одним общим откаточным горизонтом на кровле нижнего уступа. Средняя высота верхнего уступа равна 2,3 м нижнего — 5,5 м.

Верхний угольный уступ отрабатывается роторными экскаваторами RSh-350 и RSh-150, нижний — цепными экскаваторами R-300 и R-250. Уголь транспортируют железнодорожным транспортом по узкой колее.

На рис. 140 показана схема разработки с применением транспортно-отвального моста на карьере Эспенхайн (ГДР). В эксплуатации находятся два пласта бурого угля: нижний — мощностью 7,5 м и верхний 7,8 м при мощности междупластья 8,2 м. Суммарная мощность вскрыши в среднем составляет 42 м. Породы представлены в основном песками. Геологический коэффициент вскрыши на площади, предназначенной для разработки, равен 3,1 м³/м. Вес моста Эспенхайн равен 10 тыс. т, его часовая производительность 5,5 тыс. м³, общая длина 582,5 м. Пролет между опорами 230 + 20 м, длина отвальной консоли 170 м, угол поворота главного моста 22°. Ширина конвейерных лент 1,8—2,5 м, скорость их движения 4,25 м/сек. Суммарная установленная мощность электродвигателей моста составляет 9000 квт.

На карьере Северный-Формовочный Часов-Ярского комбината огнеупорных изделий

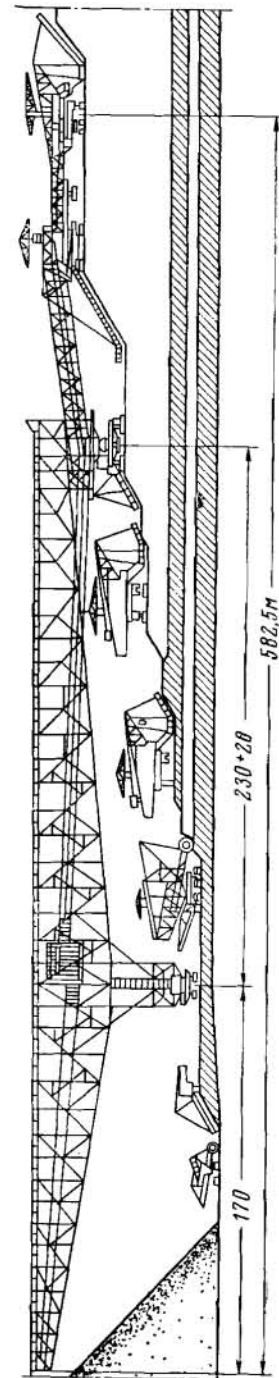


Рис. 140. Система разработки с применением транспортно-отвального моста на карьере Эспенхайн

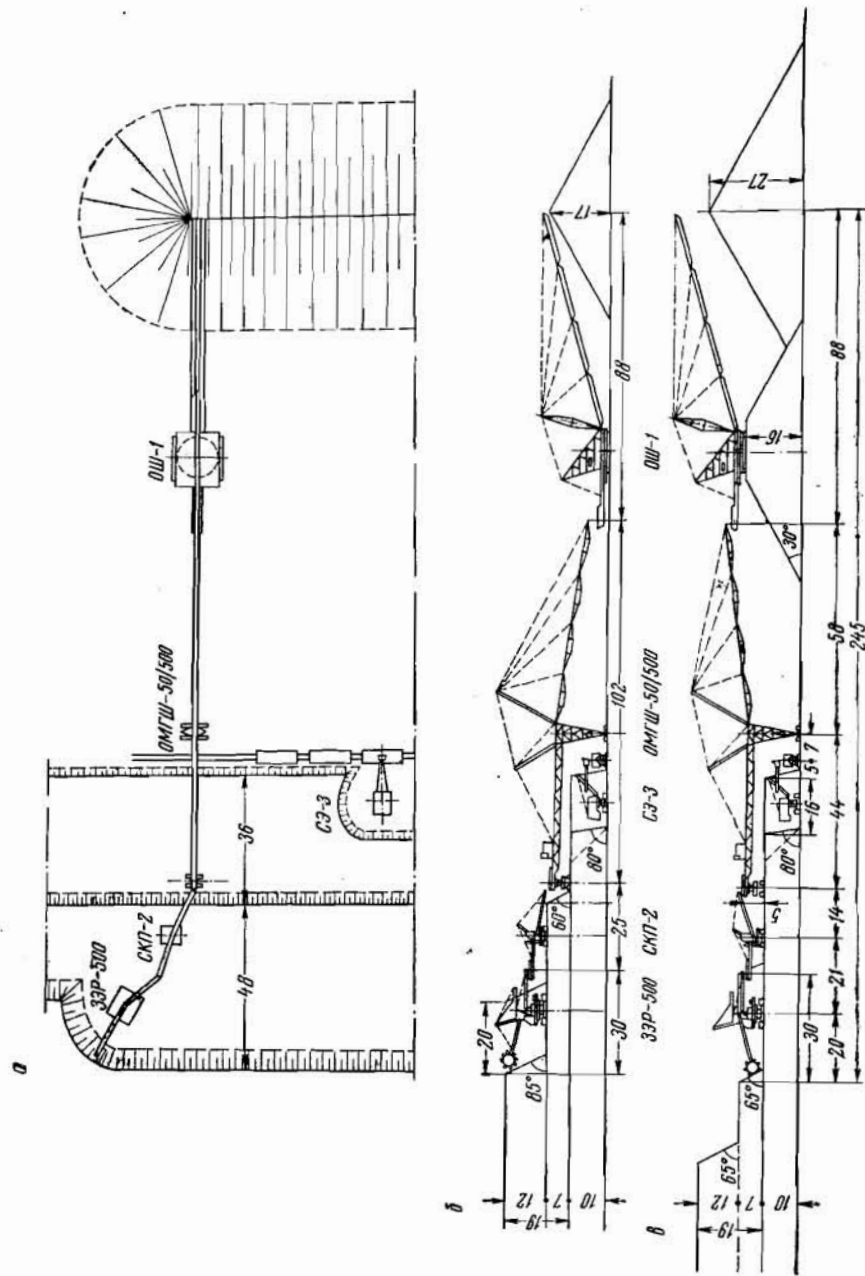


Рис. 141. Параметры транспортно-отвальной системы разработки на карьере Северный Формовочный: а — план; б — схема отработки верхнего вскрышного уступа; в — схема отработки нижнего вскрышного уступа

(Донбасс) работает оригинальный гусенично-шагающий отвальный мост ОМГШ-50/500 собственной конструкции, имеющий весьма малый вес. Мост может работать в сочетании с роторным или одноковшовым экскаватором. Наличие шагающего хода и гусеничной тележки исключает надобность в рельсовом пути. Мост имеет большую маневренность и может быть использован при разработке месторождений разной конфигурации и с различными условиями залегания пласта полезного ископаемого.

Схема работы и параметры системы разработки с применением моста ОМГШ-50/500 на карьере Северный Формовочный показаны на рис. 141.

Роторный экскаватор ЗЭР-500 в комплексе с самоходным конвейером-перегрузчиком СКП-2 длиной 33 м производит разработку первого и второго вскрышных уступов общей высотой 19 м.

Применение этого моста позволило получить весьма высокие технико-экономические показатели работы и низкую себестоимость вскрышных работ.

В Дании транспортно-отвальные комплексы эксплуатируются на буровугольных карьерах Весткрафт, Фишбек и др. (Ютландский полуостров). Комплекс состоит из моста, питателя с перегрузочным конвейером и драглайна (рис. 142). Все мосты и питатели имеют одинаковую конструкцию, производительность их 1000 м³/ч; различаются они только длиной главной фермы. Ленточный питатель оборудован гидравлическим шагающим механизмом и пилоном для подвески перегрузочного конвейера, который может опускаться и подниматься с помощью канатных подвесок и гидроцилиндра. Равномерная подача породы питателем обеспечивается щитом; зазор между щитом и лентой питателя регулируют гидроцилиндрами.

Перемещение питателя происходит периодически — через каждые 5 м. Мост перемещается в новое положение, согласующееся с перегрузочным конвейером, и работа возобновляется. Отвальная и экскаваторная (забойная) опоры моста оборудованы гусеничными ходовыми механизмами. Главная ферма моста подвешена на канатах к отвальной опоре и может менять наклон в вертикальной плоскости. Длина главной фермы в зависимости от горнотехнических условий

Таблица 27
Технико-экономические показатели транспортно-отвальной системы

Карьеры	Годовой объем вскрыши, тыс. м ³	Среднемесячная производительность труда рабочего по вскрыше, м ³	Себестоимость 1 м ³ вскрыши, коп.
<i>Днепровский буровугольный бассейн</i>			
Семеновско-Головковский	13 656	5 200	15,5
Балаховский	5 146	3 180	25,8
Бандуровский	4 684	3 450	24,3
Стрижевский	3 305	3 080	11,6
Юрковский	9 297	7 800	9,2
<i>Керченский железорудный бассейн</i>			
Карьер «Е»	2 626	51 234	31,2
<i>Никопольский марганцевый бассейн</i>			
Шевченковский	4 705	5 350	48,0
Часов-Ярское месторождение огнеупорных глин и каолинов Северный формовочный	1 700	5 000	20,0

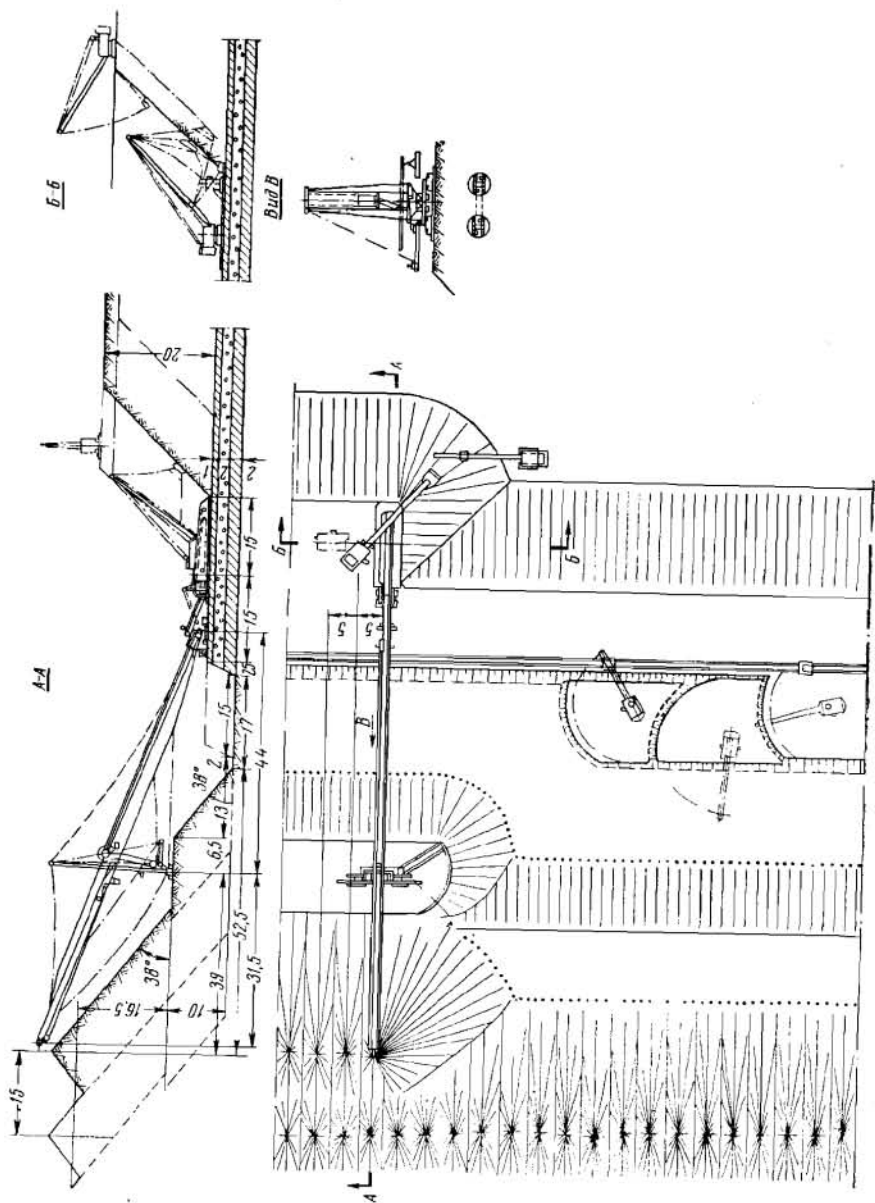


Рис. 142. Комплекс, состоящий из моста, питателя с перегрузочным конвейером и драглайна (Дания)

варьирует в пределах 60—100 м. Между главным и отвальным конвейерами моста предусмотрены устройства для промежуточной разгрузки. Через поворотный желоб порода поступает на поперечный конвейер и далее на поворотный разгрузочный конвейер, предназначенный для отсыпки предотвала, и размещается по направлению движения моста.

Ширина лент на всех конвейерах 1,2 м, скорость от 2 до 2,5 м/сек. Мост карьера Весткрафт имеет главную ферму длиной 95 м, вес 180 т и установленную мощность 430 квт. На карьере при суточной добыче угля 1000 т и объеме вскрышных работ 4500 м³ занято 24 человека, работающих в одну смену. Производительность труда составляет 40 т/чел-смену.

Технико-экономические показатели транспортно-отвальной системы разработки с мостами на действующих карьерах приведены в табл. 27.

§ 10. Способы перемещения фронта работ при транспортно-отвальной системе разработки

При транспортно-отвальной системе разработки применяют верное, параллельное и смешанное перемещение фронта работ. При верном перемещении фронта работ в месте разворота веера соору-

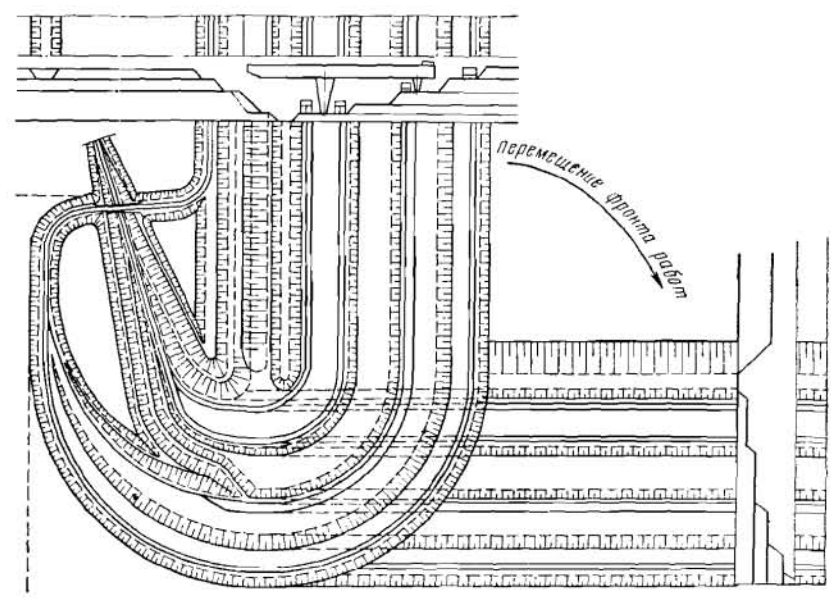


Рис. 143. Конструкция поворотного пункта

жается поворотный пункт (рис. 143). Конкретное оформление поворотного пункта, схема разворота веера и условия укладки вскрышных пород в районе поворотного пункта зависят от расположения центра разворота.

На рис. 144 показаны характерные схемы расположения центров разворота: со стороны отвалов (рис. 144, а) при $R > r$; посередине

разрезной траншеи (рис. 144, б) при $R = r$; со стороны вскрыши (рис. 144, в) при $R < r$ (R — радиус поворота вскрышного фронта, r — отвального).

При размещении вскрыши в отвалы у поворотного пункта наиболее неблагоприятна схема, показанная на рис. 144, а, и наиболее рациональна схема, показанная на рис. 144, в.

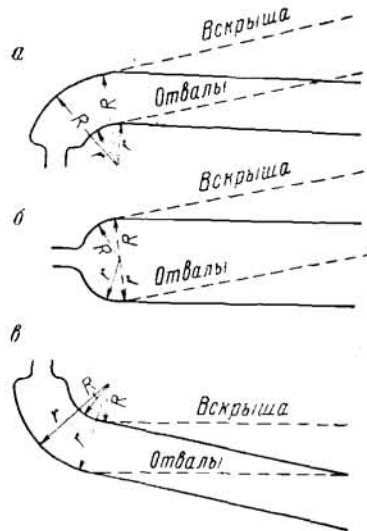


Рис. 144. Схема расположения центров поворота при сезонном перемещении фронта работ

вают параллельно фронту работ, имеющему место на начало вскрышного сезона.

Длину части заходки с переменной шириной определяют по формуле

$$l_{\text{пер}} = A \operatorname{ctg} \varphi, \text{ м}, \quad (\text{V}, 44)$$

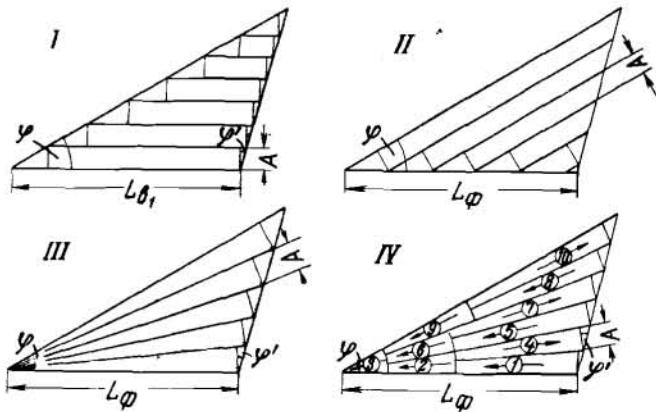


Рис. 145. Способы образования веера при работе роторных экскаваторов

Возможные способы образования веера при работе роторных экскаваторов, обрабатывающих заходки значительной ширины, показаны на рис. 145.

Первый способ образования веера (рис. 145, I). Для образования веера задаются углом разового поворота, который необходимо принимать таким, чтобы объем вскрыши в пределах угла разового поворота соответствовал годовой производительности вскрышного комплекса.

Вскрышной экскаватор обрабатывает заходку, состоящую из двух частей: одна, большая часть — с постоянной шириной, другая, меньшая — с переменной. Таким образом экскаватор работает с постоянной производительностью на большей длине фронта. Заходки обрабатывают

где A — максимальная ширина вскрышной заходки на данном участке, м;

φ — угол разового поворота фронта работ, град.

Длина части заходки с постоянной шириной определяется по формуле

$$L_{\text{пост}} = L - A \operatorname{ctg} \varphi, \text{ м}, \quad (\text{V}, 45)$$

где L — общая длина экскаваторной заходки, м.

Длина вскрышного фронта работ первой заходки $L_{\text{в1}}$ равна длине разрезной траншеи на начало вскрышного сезона.

Длина второй заходки определяется по выражению

$$L_{\text{в2}} = L_{\text{в1}} - A (\operatorname{ctg} \varphi + \operatorname{ctg} \varphi'), \text{ м}, \quad (\text{V}, 46)$$

Длина n -й вскрышной заходки

$$L_{\text{вn}} = L_{\text{в1}} - A (\operatorname{ctg} \varphi + \operatorname{ctg} \varphi') \times (n - 1), \text{ м}, \quad (\text{V}, 47)$$

где φ' — угол сопряжения границы карьерного поля и фронта работ, град;

n — порядковый номер заходки, обрабатываемой с начала года.

Из выражения (V, 46) видно, что наращивание длины вскрышной заходки со стороны торца происходит при $\varphi' < 90^\circ$, а укорачивание при $\varphi > 90^\circ$. Обработка части заходки с переменной шириной приводит к искривлению фронта работ. Это вызывает затруднения в случае применения конвейеров на передовых уступах, так как при этом необходимо или иметь некоторое опережение передовых уступов по отношению к основному уступу, или применять конвейерные стawy длиной $l = A \operatorname{ctg} \varphi$, позволяющие работать на криволинейном фронте работ. Необходимая длина конвейерного стawa в зависимости от ширины заходки и угла разового поворота веера показана на рис. 146.

Второй способ образования веера (рис. 145, II) аналогичен предыдущему, но обработка заходок начинается с торцевой части карьера. Экскаваторные заходки обрабатывают параллельно фронту работ, имеющему место на конец вскрышного сезона; при этом длина заходки постепенно увеличивается. Угол сопряжения границы карьерного поля с фронтом работ всегда меньше, чем при первом способе образования веера.

Третий способ образования веера (рис. 145, III) характерен тем, что ширина заходки по всей длине фронта работ изменяется от ми-

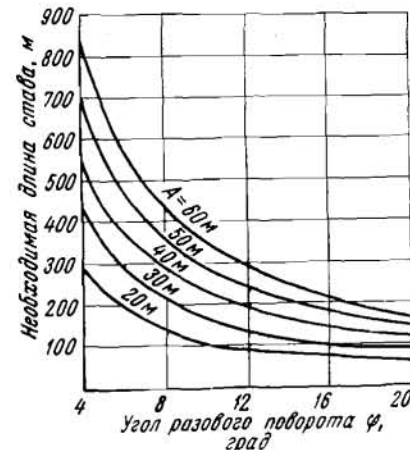


Рис. 146. Необходимая длина конвейерного стawa в зависимости от ширины заходки при I и II способах образования веера

разрезной траншеи (рис. 144, б) при $R = r$; со стороны вскрыши (рис. 144, а) при $R < r$ (R — радиус поворота вскрышного фронта, r — отвального).

При размещении вскрыши в отвалы у поворотного пункта наиболее неблагоприятна схема, показанная на рис. 144, а, и наиболее рациональна схема, показанная на рис. 144, в.

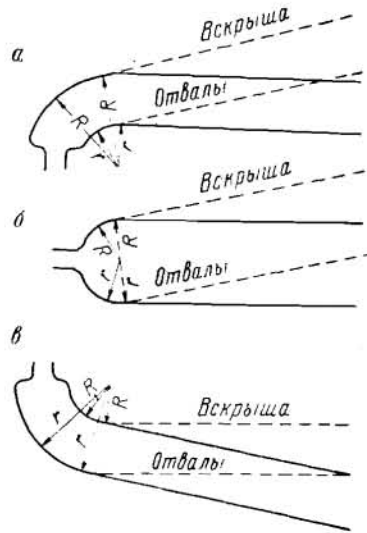


Рис. 144. Схема расположения центров поворота при веерном перемещении фронта работ

вают параллельно фронту работ, имеющему место на начало вскрышного сезона.

Длину части заходки с переменной шириной определяют по формуле

$$l_{\text{пер}} = A \operatorname{ctg} \varphi, \text{ м}, \quad (\text{V}, 44)$$

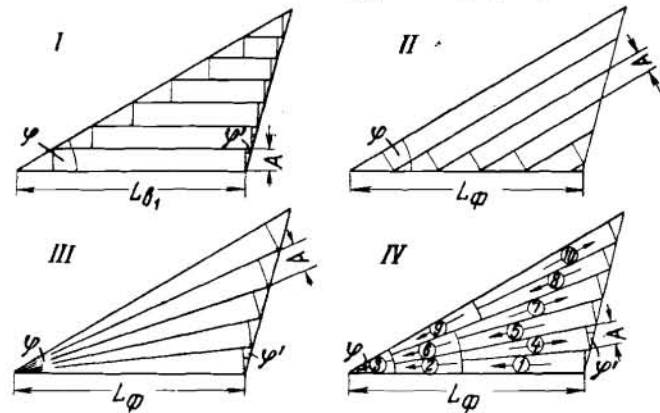


Рис. 145. Способы образования веера при работе роторных экскаваторов

Возможные способы образования веера при работе роторных экскаваторов, отрабатывающих заходки значительной ширины, показаны на рис. 145.

Первый способ образования веера (рис. 145, I). Для образования веера задаются углом разового поворота, который необходимо принимать таким, чтобы объем вскрыши в пределах угла разового поворота соответствовал годовой производительности вскрышного комплекса.

Вскрышной экскаватор отрабатывает заходку, состоящую из двух частей: одна, большая часть — с постоянной шириной, другая, меньшая — с переменной. Таким образом экскаватор работает с постоянной производительностью на большей длине фронта. Заходки отрабаты-

где A — максимальная ширина вскрышной заходки на данном участке, м;

φ — угол разового поворота фронта работ, град.

Длина части заходки с постоянной шириной определяется по формуле

$$L_{\text{пост}} = L - A \operatorname{ctg} \varphi, \text{ м}, \quad (\text{V}, 45)$$

где L — общая длина экскаваторной заходки, м.

Длина вскрышного фронта работ первой заходки $L_{\text{в1}}$ равна длине разрезной траншеи на начало вскрышного сезона.

Длина второй заходки определяется по выражению

$$L_{\text{в2}} = L_{\text{в1}} - A (\operatorname{ctg} \varphi + \operatorname{ctg} \varphi'), \text{ м}, \quad (\text{V}, 46)$$

Длина n -й вскрышной заходки

$$L_{\text{вn}} = L_{\text{в1}} - A (\operatorname{ctg} \varphi + \operatorname{ctg} \varphi') \times (n - 1), \text{ м}, \quad (\text{V}, 47)$$

где φ' — угол сопряжения границы карьерного поля и фронта работ, град;

n — порядковый номер заходки, отрабатываемой с начала года.

Из выражения (V, 46) видно, что наращивание длины вскрышной заходки со стороны торца происходит при $\varphi' < 90^\circ$, а укорачивание при $\varphi' > 90^\circ$. Отработка части заходки с переменной шириной приводит к искривлению фронта работ. Это вызывает затруднения в случае применения конвейеров на передовых уступах, так как при этом необходимо или иметь некоторое опережение передовых уступов по отношению к основному уступу, или применять конвейерные ставы длиной $l = A \operatorname{ctg} \varphi$, позволяющие работать на криволинейном фронте работ. Необходимая длина конвейерного става в зависимости от ширины заходки и угла разового поворота веера показана на рис. 146.

Второй способ образования веера (рис. 145, II) аналогичен предыдущему, но отработка заходок начинается с торцевой части карьера. Экскаваторные заходки отрабатывают параллельно фронту работ, имеющему место на конец вскрышного сезона; при этом длина заходки постепенно увеличивается. Угол сопряжения границы карьерного поля с фронтом работ всегда меньше, чем при первом способе образования веера.

Третий способ образования веера (рис. 145, III) характерен тем, что ширина заходки по всей длине фронта работ изменяется от ми-

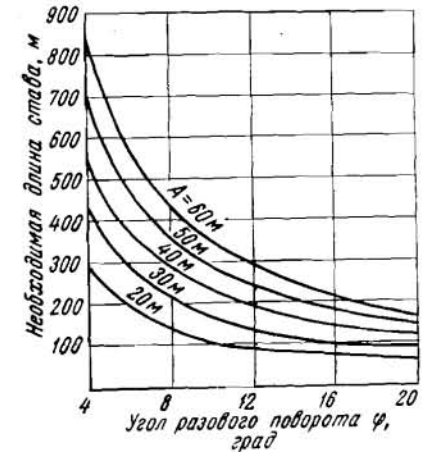


Рис. 146. Необходимая длина конвейерного става в зависимости от ширины заходки при I и II способах образования веера

нимальной (у поворотного пункта) до максимальной (в торце карьера) величины. Преимущество этого способа — сохранение прямолинейного фронта работ, что особенно важно в случае применения конвейерного транспорта на передовых уступах, недостаток — переменная ширина экскаваторной заходки по всей длине фронта работ.

Четвертый способ образования веера (рис. 145, IV) характеризуется тем, что экскаватор в течение вскрышного сезона обрабатывает блоки переменной ширины по фронту работ. Ширина экскаваторной заходки изменяется от максимума до минимума. Минимальная ширина заходки в обрабатываемом блоке может иметь следующие значения: $A_{\max}/2$, $A_{\max}/3$, $A_{\max}/4$.

Длину первого блока со стороны торца карьера определяют по формуле

$$L_G = \frac{A_{\max}}{2} \operatorname{ctg} \frac{\varphi}{n}, \text{ м}, \quad (\text{V}, 47)$$

где n — число заходов в год в торце карьера.

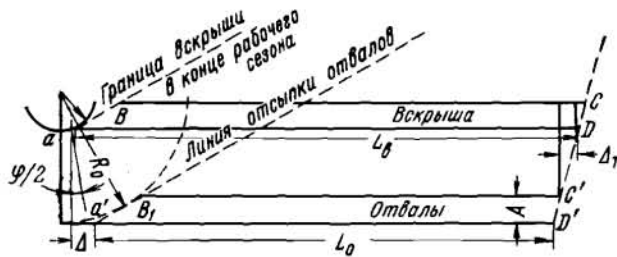


Рис. 147. Схема к определению длины отвального фронта работ при I и II способах образования веера

Длина последующих блоков равна половине длины предыдущих. Преимущество этого способа — вскрышной экскаватор работает при большей средней ширине заходки, чем при третьем способе образования веера; недостаток — искривление фронта работ и некоторое количество холостых переходов оборудования.

Первый и второй способы образования веера по характеру размещения породы вскрыши во внутренние отвалы вдоль всей длины фронта работ сходны с параллельным перемещением фронта. Для обеспечения полного размещения пород вскрыши во внутренних отвалах необходимо соблюдение равенства объемов пород во вскрышной и отвальной заходках, т. е.

$$V_{\text{в}} k_p = V_{\text{о}}.$$

Длину отвального фронта работ определяют по формуле

$$L_o = L_{\text{в}} - (\Delta + \Delta_{\text{т}}), \text{ м},$$

где Δ и $\Delta_{\text{т}}$ — уменьшение длины отвального фронта работ по сравнению с вскрышным со стороны поворотного пункта и торца карьера, м.

На рис. 147 показана расчетная схема к определению длины отвала при работе роторного экскаватора с консольным отвалообразователем. На схеме за направление вскрышного фронта принята

линия нижней бровки вскрышного уступа, а за направление фронта отвалов — верхняя бровка отвала. Из рис. 147 видно, что точка a' смещена относительно точки a на величину Δ , которая равна

$$\Delta = (R_o - r_{\text{вск}}) \operatorname{tg} \frac{\varphi}{2}, \text{ м}, \quad (\text{V}, 48)$$

где R_o — радиус поворота отсыпки отвала, м;
 $r_{\text{вск}}$ — радиус поворота центра тяжести вскрышной заходки, м;
 $(R_o - r_{\text{вск}})$ — расстояние между гребнем отвала и нижней бровкой вскрышного уступа, м.

Тогда

$$\Delta = (m' + O + R_p) \operatorname{tg} \frac{\varphi}{2}, \text{ м}, \quad (\text{V}, 49)$$

где m' — минимальное расстояние от оси экскаватора до нижней бровки вскрышного уступа, м;

O — расстояние между осями движения экскаватора и отвалообразователя, м;

R_p — радиус разгрузки забойного отвалообразователя (моста), м. Величина уменьшения длины отвального фронта работ по сравнению со вскрышным со стороны торца определяется

$$\Delta_{\text{т}} = (m' + O + R_p) \operatorname{ctg} \varphi', \text{ м}. \quad (\text{V}, 50)$$

Таким образом, длина отвального фронта работ

$$L_o = L_{\text{в}} - (m' + O + R_p) \left(\operatorname{tg} \frac{\varphi}{2} + \operatorname{ctg} \varphi' \right), \text{ м}. \quad (\text{V}, 51)$$

Следовательно, коэффициент удлинения вскрышного фронта работ относительно отвального определяется по формуле

$$k_y = \frac{L_{\text{в}}}{L_o - (m' + O + R_p) \left(\operatorname{tg} \frac{\varphi}{2} + \operatorname{ctg} \varphi' \right)}. \quad (\text{V}, 52)$$

Длина вскрышного и отвального фронтов работ по мере отработки заходки будет уменьшаться на величину $A \operatorname{ctg} \varphi$ после каждой заходки. Следовательно, коэффициент удлинения увеличится и в какой-то момент вскрышного сезона будет так велик (табл. 28), что размещение пород вскрыши в выработанном пространстве при принятой высоте вскрышного уступа окажется невозможным или высота основного вскрышного уступа будет значительно меньше эффективной высоты для данного горнотранспортного оборудования.

Из табл. 28 видно, что коэффициент удлинения вскрышного фронта относительно отвального возрастает с увеличением угла разового поворота фронта работ и с уменьшением угла сопряжения фронта с границей карьерного поля, а также с уменьшением рабочей длины вскрышного фронта работ.

Таблица 28

Значение коэффициента удлинения вскрышного фронта работ по отношению к отвальному

Угол разового поворота веера φ	Начальная длина вскрышного фронта работ на осевом уступе, м	При рабочей длине вскрышного фронта работ (м) и угле сопряжения фронта работ с границей карьерного поля, град														
		800					600					400				
		90	80	70	60	50	90	80	70	60	50	90	80	70	60	50
34°16'	1000	1,14	1,23	1,36	1,53	1,81	1,19	1,34	1,54	1,85	2,48	1,32	1,61	2,11	3,23	9,56
25°16'	1200	1,10	1,19	1,30	1,46	1,71	1,13	1,26	1,44	1,72	2,24	1,21	1,46	1,85	2,67	5,87
18°16'	1400	1,07	1,16	1,26	1,41	1,65	1,10	1,22	1,38	1,64	2,10	1,15	1,37	1,71	2,40	4,69
14°50'	1600	1,06	1,14	1,23	1,38	1,61	1,07	1,19	1,35	1,58	2,02	1,12	1,32	1,63	2,24	4,12
11°50'	1800	1,04	1,12	1,22	1,36	1,58	1,06	1,17	1,32	1,55	1,96	1,09	1,28	1,58	2,14	3,79
9°40'	2000	1,03	1,11	1,21	1,35	1,56	1,05	1,16	1,30	1,52	1,92	1,07	1,25	1,54	2,07	3,58

Увеличение расстояния между осями движения отвалообразователя и экскаватора уменьшает длину отвального фронта работ и тем самым увеличивает коэффициент k_y . Величина Δ уменьшается по мере отработки заходок и при отработке последней заходки

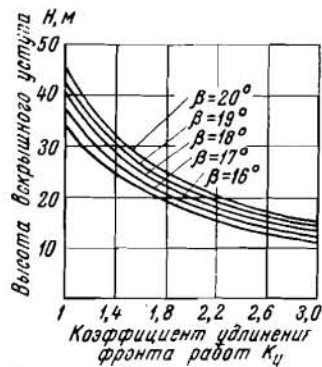


Рис. 148. График изменения высоты вскрышного уступа в зависимости от коэффициента удлинения фронта работ относительно отвального моста

$$\Delta = (m' + O + R_p) \operatorname{tg} \frac{\varphi}{2} - R_{\text{ч min}}, \text{ м}, \quad (\text{V}, 53)$$

где $R_{\text{ч min}}$ — минимальный радиус черпания роторного экскаватора на уровне стояния, м.

На рис. 148 показан график изменения высоты основного вскрышного уступа в зависимости от коэффициента удлинения для первого и второго способов образования веера. Из рис. 148 видно, что с увеличением k_y высота вскрышного уступа уменьшается, следовательно, высота основного уступа различна для каждой заходки: в начале сезона она имеет максимальное значение, в конце — минимальное. Это

влечет за собой неполное использование рабочих параметров оборудования.

Для оценки третьего и четвертого способов образования веера в работе рассмотрены карьерные поля, имеющие форму круга и прямоугольника. При карьерном поле, имеющем форму круга или его части, длина фронта работ постоянна. Величина коэффициента удли-

нения вскрышного фронта работ по отношению к отвальному для этого случая рассчитывается по выражению

$$k_y = \frac{L_B^2}{L_0^2}. \quad (\text{V}, 54)$$

Значения k_y в зависимости от длины фронта вскрышных работ, радиуса разворота или угла сопряжения фронта работ с границей карьерного поля приведены в табл. 29 и 30.

Таблица 29

Значение коэффициента удлинения вскрышного фронта работ относительно отвального при карьерном поле в форме круга ($A = 40$ м)

Радиус фронта разворота вскрышных работ, м	Коэффициент удлинения k_y при длине фронта вскрышных работ, м					
	1000	1200	1400	1600	1800	2000
50	1,223	1,139	1,098	1,071	1,052	1,043
100	1,275	1,168	1,117	1,088	1,064	1,050
150	1,331	1,197	1,141	1,104	1,077	1,057
200	1,390	1,259	1,166	1,122	1,090	1,064
250	1,454	1,273	1,191	1,140	1,103	1,072

Таблица 30

Значение коэффициента удлинения вскрышного фронта работ относительно отвального при прямоугольной форме карьерного поля ($A = 40$ м)

Длина вскрышного фронта работ, м	Коэффициент удлинения k_y при угле сопряжения фронта работ и границ, град				
	90	80	70	60	50
1000	1,230	1,390	1,600	1,925	2,430
1200	1,130	1,245	1,390	1,595	1,910
1400	1,082	1,173	1,285	1,440	1,650
1600	1,060	1,130	1,225	1,350	1,525
1800	1,035	1,100	1,190	1,335	1,440
2000	1,025	1,088	1,165	1,245	1,365
2400	1,017	1,068	1,120	1,190	1,290

Угол сопряжения фронта работ с границей карьерного поля зависит от его конфигурации. Рассмотрим две из них, когда карьерное поле имеет форму круга или его части, а также форму прямоугольника (рис. 149).

В первом случае длина фронта работ постоянна и φ' рассчитывается по формуле

$$\varphi' = \operatorname{arccctg} \frac{L_B - \sqrt{L_B^2 - 2r_B m - m^2}}{m}, \text{ град}, \quad (\text{V}, 55)$$

где m — расстояние между верхней бровкой вскрышного уступа и гребнем отвала, м.

Во втором случае (карьерное поле имеет форму прямоугольника) угол сопряжения фронта работ с границей карьерного поля при отработке поля уменьшается и достигает минимального значения в точке поворота границы карьерного поля. При последующей отработке карьерного поля φ' увеличивается.

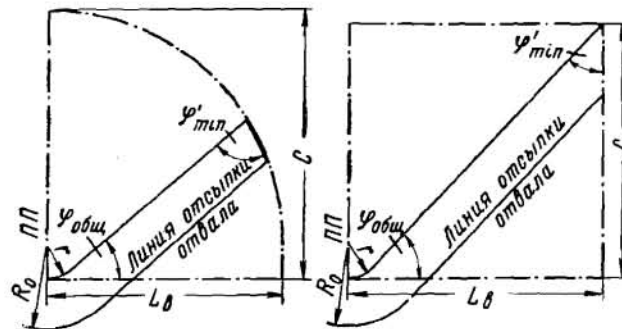


Рис. 149. Изменение угла сопряжения фронта работ с границей при прямоугольной и круглой форме карьерного поля

Минимальное значение угла φ' определится из выражения

$$\varphi' = 90 - \arctg \frac{C}{L_в}, \text{ град}, \quad (V, 56)$$

где C и $L_в$ — размеры карьерного поля в плане.

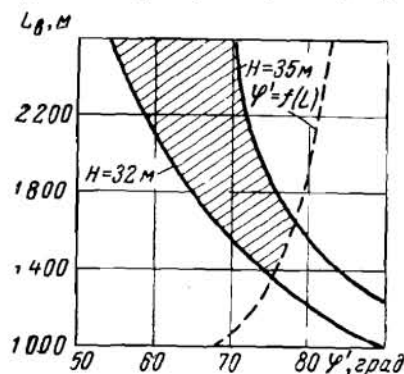


Рис. 150. Минимальная длина фронта работ, обеспечивающая полное размещение вскрышных пород во внутренние отвалы при веерном перемещении фронта работ

Так как величина коэффициента удлинения увеличивается при уменьшении значения φ' , а следовательно, при этом ухудшаются условия размещения пород вскрыши в отвале, то все расчеты необходимо вести для минимальных значений угла φ' . На рис. 150 показана минимальная длина фронта работ, обеспечивающая полное размещение вскрышных пород во внутренние отвалы при веерном перемещении фронта работ. Сплошными линиями показана зависимость длины фронта работ от угла φ' для высоты вскрышного уступа 32 и 35 м из условия размещения всего объема вскрышных пород во внутренних отвалах. Характер изменения кривых указывает на то, что с уменьшением угла необходимая по условиям размещения пород вскрыши в отвале длина фронта работ резко увеличивается. Штриховой линией показана зависимость длины фронта работ от угла φ' для круглой формы карьерного поля. Точки пересечения этой кривой с двумя сплошными линиями определяют минимально возможные по условиям размещения пород вскрыши в отвале длины фронтов работ.

При всех значениях длины фронта работ, находящихся выше этих точек, возможна отработка карьерного поля круглой формы при веерном перемещении фронта.

При параллельном перемещении фронта работ содержание внутренних отвалов надежнее и проче, чем при веерном, так как отсыпка их производится более равномерно. Недостаток параллельного перемещения фронта работ — систематическое увеличение длины транспортирования полезного ископаемого.

При этом способе соблюдается постоянство ширины вскрышной и отвальной заходок. Однако со стороны въездной траншеи значительная емкость отвала не используется. Поэтому длина вскрышного фронта работ всегда больше длины отвального фронта. При расчетах высоты вскрышного уступа эта разность учитывается коэффициентом удлинения вскрышного фронта работ относительно отвального. Угол сопряжения фронта работ и границы поля при параллельном способе перемещения зависит только от формы карьерного поля. В большинстве случаев при параллельном перемещении фронта работ угол сопряжения равен 90° . При одинаковой форме карьерного поля угол сопряжения при параллельном перемещении фронта работ всегда больше, чем при веерном.

Выше рассматривались параметры системы разработки при максимально возможной высоте основного вскрышного уступа и отсутствии зимних запасов полезного ископаемого в карьере. При эксплуатации комплекса машин непрерывного действия не всегда возможна его работа с максимальной высотой вскрышного уступа. Горногеологические условия месторождения не позволяют экскаватору обрабатывать вскрышной уступ максимально возможной высоты из-за низкой устойчивости пород вскрыши (малый устойчивый угол откоса рабочего уступа) либо из-за необходимости создания зимних запасов полезного ископаемого в карьере.

ГЛАВА VI

ТРАНСПОРТНЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И ПОЛОГОПАДАЮЩИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ *

§ 1. Общие сведения

При транспортных системах разработки экскавация, перемещение и размещение горной массы в выработанном пространстве (при внутренних отвалах) или за контуром карьерного поля (при внешних отвалах) осуществляются железнодорожным, автомобильным, конвейерным, а также их комбинацией в различном сочетании. По условиям применения транспортная система разработки универсальна. Ее можно применять при любых условиях залегания месторождений и при любой мощности предприятий.

* В написании главы принимал участие канд. техн. наук Я. Ш. Ройзен.

Основные отличительные особенности системы: независимость вскрышных и добычных работ; возможность интенсификации подготовки к выемке больших запасов полезного ископаемого; рассредоточенность горных работ; наличие транспортных коммуникаций на рабочих горизонтах.

На эффективность ведения горных работ при транспортной системе разработки оказывают влияние длина фронта работ, число забоев и их рассредоточение, размещение отвалов, интенсивность использования фронта вскрышных и отвальных работ, направления грузопотоков и расстояния транспортирования пород в отвалы, организация вскрышных и добычных работ и т. д.

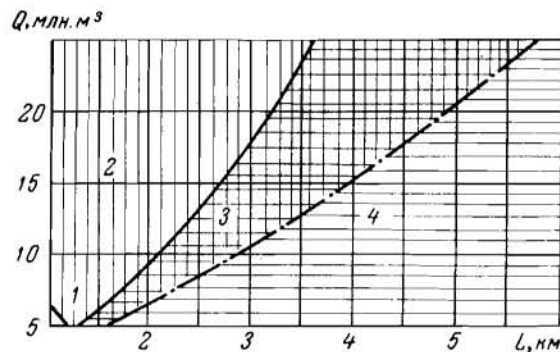


Рис. 151. Области эффективного применения транспортных систем разработки с автомобильным, железнодорожным и конвейерным транспортом в условиях мягких пород Украины:
1 — автомобильный транспорт; 2 и 3 — конвейерный транспорт при стоимости металлоконструкций соответственно 1100 и 450 руб/т; 4 — железнодорожный транспорт

Одним из наиболее трудоемких и дорогостоящих процессов транспортной системы разработки является собственно транспортирование вскрышных пород и полезного ископаемого. Выбор вида карьерного транспорта производится с учетом горнотехнической характеристики месторождения, объемов и интенсивности производства горных работ.

Целесообразность применения того или иного вида транспорта устанавливается на основании технико-экономических расчетов. В отдельных случаях вид транспорта обуславливается конкретными горнотехническими условиями месторождения. Области эффективного применения транспортных систем разработки с автомобильным (автосамосвалы весом 40 т, экскаваторы ЭКГ-8 и бульдозеры), железнодорожным (электровозы сцепным весом 180 т, думпкары грузоподъемностью 180 т, экскаваторы ЭКГ-8) и конвейерным (ротаторный экскаватор ЭРШР-1600, система ленточных конвейеров и отвалообразователь) транспортом на карьерах Укр. ССР с мягкими вскрышными породами показаны на рис. 151.

При годовой производственной мощности карьера 5—5,5 млн. м³ и дальности транспортирования 1—1,15 км целесообразно применение автомобильного транспорта. При расстоянии транспортирования от 1,3 до 5,8 км и производственной мощности соответственно от 5,5 до 25 млн. м³ эффективно применение конвейерного транспорта.

Применение железнодорожного транспорта рационально при дальности транспортирования свыше 3—3,5 км.

При условии снижения стоимостных показателей конвейерного транспорта область его применения значительно расширяется. Так, при стоимости металлоконструкций 1100 руб/т применение конвейерного транспорта эффективно при расстоянии транспортирования до 3,5 км; при стоимости 1 т металлоконструкций 450 руб эффективная дальность транспортирования вскрышных пород конвейерами увеличивается до 5,8 км.

С ростом объемов производства вскрышных работ резко снижаются удельные приведенные затраты при конвейерном транспорте. При увеличении производительности карьера по вскрыше с 5 до 25 млн. м³ удельные затраты при конвейерном транспорте уменьшаются в 2,1—2,5 раза, при железнодорожном транспорте — на 18—21%, при автомобильном транспорте — на 2—7%.

§ 2. Система разработки с конвейерным транспортом *

Транспортная система разработки с применением ленточных конвейеров применяется при разработке горизонтальных и пологих месторождений с мягкими покрывающими породами.

Преимущества этого вида транспорта: поточность процесса и отсюда высокая производительность оборудования; возможность транспортировать горные породы под углом подъема до 18°; высокая производительность труда и относительно низкая себестоимость разработки. Система применяется для отработки всей толщи покрывающих пород или только верхней части вскрыши при комбинированной системе, когда нижняя часть толщи пород разрабатывается по бестранспортной или транспортно-отвальной системе разработки. В Советском Союзе созданы комплексы машин непрерывного действия производительностью 500, 1000 и 5000 м³/ч. Эти комплексы включают роторные экскаваторы, систему ленточных конвейеров и консольные отвалообразователи для приема пород вскрыши с отвальных конвейеров и укладки их в отвал. В состав комплексов оборудования входят также ленточные перегружатели, загрузочные и разгрузочные устройства, самоходные кабельные барабаны и т. д.

При разработке горизонтальных и пологих пластов по транспортной системе с применением ленточных конвейеров порода размещается во внешние или внутренние отвалы.

На рис. 152 и 153 показаны схемы транспортной системы с внешним отвалообразованием при разработке вскрышных пород роторными и одноковшовыми экскаваторами.

Транспортную систему разработки с перемещением пород во внешние отвалы конвейерами применяют на действующих и запроектированных железорудных карьерах ГМА (Михайловский, Лебединский,

* Написан совместно кандидатами техн. наук Я. Ш. Ройзеном и В. С. Эскиным.

Стойленский, Чернинский, Погремецкий и др.), где удельный вес вскрышных работ, выполняемых роторными комплексами производительностью 1000, 1500 и 4500 м³/ч, достигает 60% от общего объема вскрыши. Эту систему применяют также на Грушевском карьере Никопольского марганцеворудного бассейна для транспортирования пород с верхних уступов при комбинированной системе разработки.

Порода на горизонтальных месторождениях обрабатывается одним или несколькими уступами с доставкой вскрышных пород ленточными конвейерами на внутренние отвалы (рис. 154).

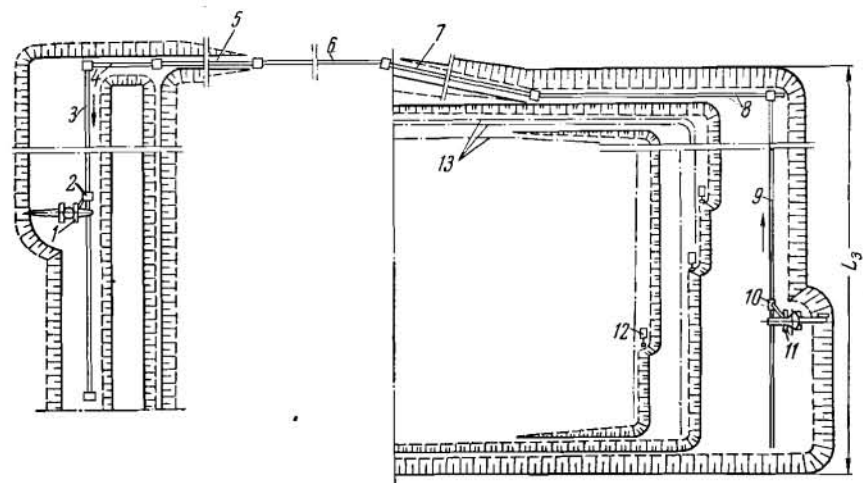


Рис. 152. Транспортная система разработки с конвейерной доставкой породы на внешние отвалы:

1 — консольный отвалообразователь; 2 — разгрузочная тележка; 3 — отвальный конвейер; 4 — поперечный конвейер на отвале; 5 — наклонный конвейер на отвале; 6 — магистральный конвейер; 7 — наклонный конвейер в карьере; 8 — поперечный конвейер в карьере; 9 — забойный конвейер; 10 — загрузочный бункер; 11 — роторный экскаватор; 12 — добычные экскаваторы; 13 — оси транспортных коммуникаций для доставки полезного ископаемого

Тип и производительность горнотранспортного оборудования устанавливается в соответствии с производственной мощностью карьера, мощностью пласта и величиной коэффициента вскрыши. Исходя из технологических параметров вскрышного оборудования определяют высоту вскрышных и отвальных уступов и необходимую высоту подъема породы от отметки рабочей площадки по вскрыше до уровня отвального конвейера. Отвалы, как правило, отсыпаются в два яруса, что позволяет использовать консольные отвалообразователи для верхней и нижней отсыпки породы.

Система разработки с внутренними отвалами эффективна при разработке месторождений с большой мощностью вскрыши; она допускает комплексную механизацию и автоматизацию всех основных производственных процессов на карьере и позволяет получить высокую производительность труда.

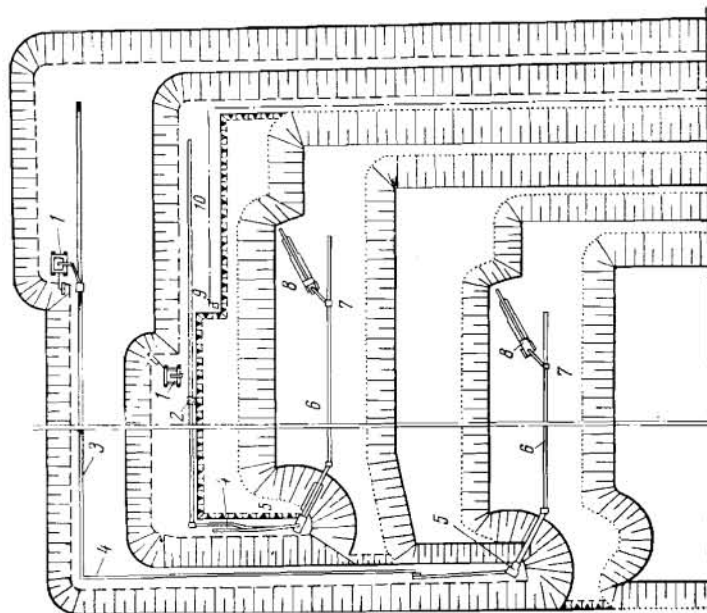


Рис. 154. Транспортная система разработки с конвейерной доставкой породы на внутренние отвалы:

1 — роторный экскаватор; 2 — загрузочная тележка; 3 — отвальный конвейер; 4 — поперечный конвейер; 5 — консольный отвалообразователь; 6 — поперечный конвейер в карьере; 7 — забойный конвейер; 8 — поперечный конвейер в карьере; 9 — загрузочный бункер; 10 — ось транспортной коммуникации для доставки полезного ископаемого

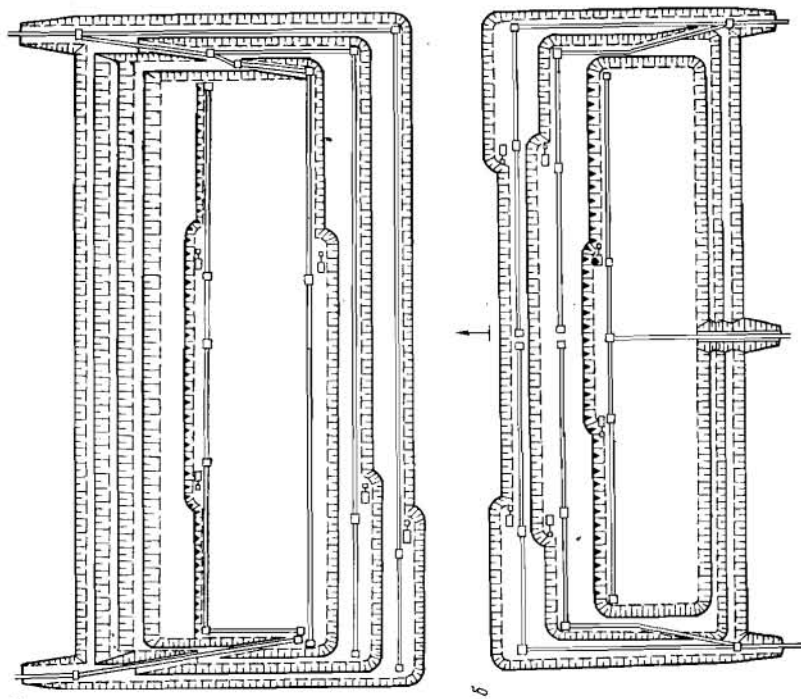


Рис. 153. Схемы транспортной системы разработки с конвейерной доставкой породы и полезного ископаемого при работе в забоях одноковшовых экскаваторов (при угле падения пласта, не превышающем подъемов, преодолеваемых конвейерным транспортом):

а — с двумя отдельными фланговыми траншеями для транспорта полезного ископаемого и вскрыши; б — с центральной траншеей для транспорта полезного ископаемого

Ниже приводится методика определения основных параметров системы разработки при условии полной отработки вскрыши одним или несколькими уступами с конвейерным транспортом породы на внутренние отвалы.

Для приведенной на рис. 155 транспортной системы взаимосвязь отметок рабочих площадок в забое и на отвале определяется с учетом параметров вскрышных, отвальных и добычных уступов согласно следующей системе уравнений:

$$h + H_1 = H_{o_1} + H_{o_2} - H_o^s - h_{n_2}, \quad (VI,1)$$

$$h = H_{o_1} - H_{o_1}^s - h_{n_1},$$

где h — мощность пласта полезного ископаемого, м;
 H_1 — высота нижнего вскрышного уступа, м;
 H_{o_1} и H_{o_2} — высота отвала соответственно для нижнего и верхнего вскрышных уступов, м;
 $H_{o_1}^s$ и $H_{o_2}^s$ — высота верхнего яруса отвала соответственно для нижнего и верхнего вскрышных уступов, м;
 h_{n_1} и h_{n_2} — высота перегрузки породы с отметки рабочей площадки по вскрыше на отвальный конвейер соответственно для нижнего и верхнего уступов, м.

При использовании однотипного выемочного и отвального оборудования на обоих уступах справедливо равенство $H_{o_1}^s = H_{o_2}^s = H_o^s$, а система уравнения (VI,1) может быть преобразована следующим образом:

$$H_{o_2} - H_1 = h_{n_2} - h_{n_1}. \quad (VI,2)$$

Так как на практике в большинстве случаев величина $H_{o_2} > H_1$, следовательно, $h_{n_1} \geq h_{n_2}$. В расчетах при выборе однотипных перегружателей для обоих уступов необходимо ориентироваться на величину перегрузки

$$h_{n_2} = H_{o_1} + H_{o_2} - H_1 - H_o^s - h, \quad (VI,3)$$

где $(H_{o_1} + H_{o_2} - H_1) = f(H_1)$ — величина, зависящая от параметров выемочного оборудования, м;

$H_o^s = f_1(R_p)$ — величина, зависящая от типа и параметров (радиуса разгрузки) консольного отвалообразователя, м.

В случае применения однотипных отвалообразователей для перегрузки и размещения пород в отвале высоту его верхнего яруса можно представить в виде

$$H_o^s = h_{n_2} + \Delta h, \quad \text{м},$$

где Δh — превышение отвальной консоли отвалообразователя над рабочей площадкой на отвале при погрузке на конвейер, м.

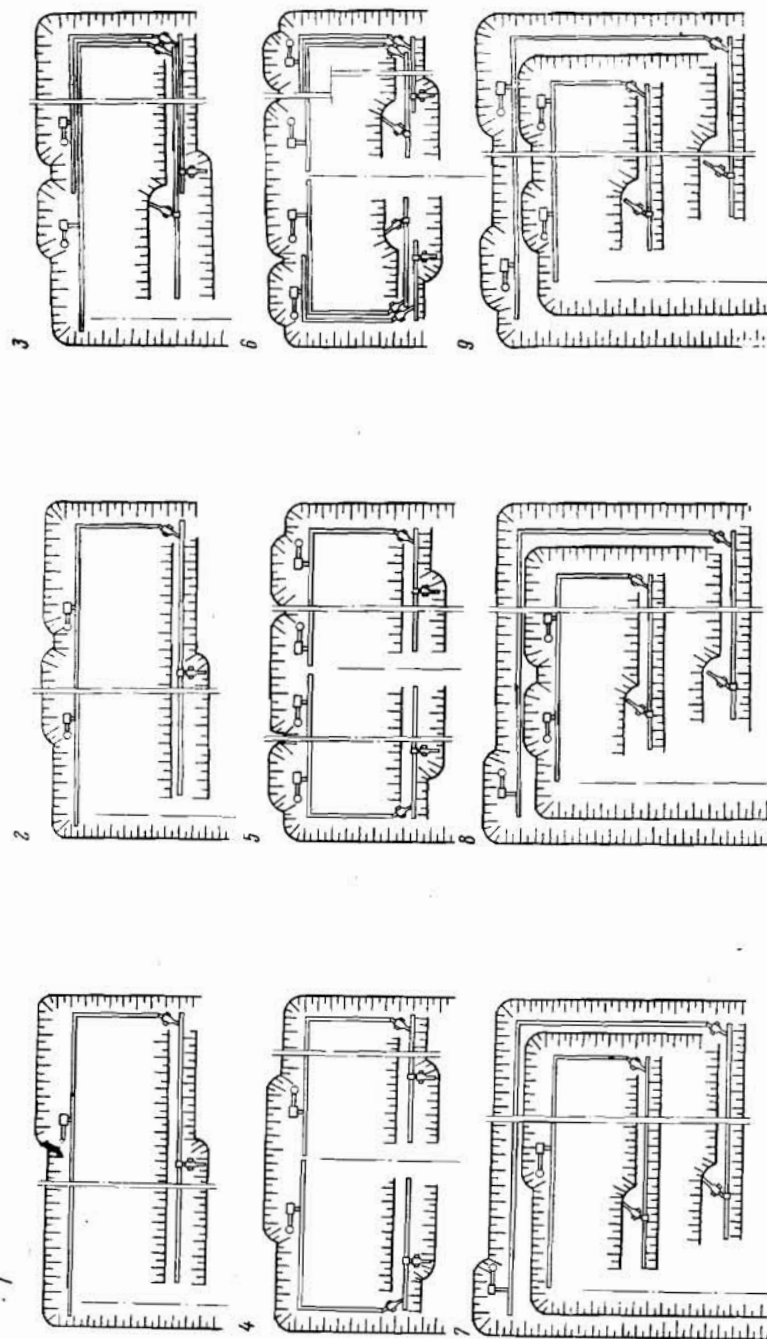


Рис. 155.

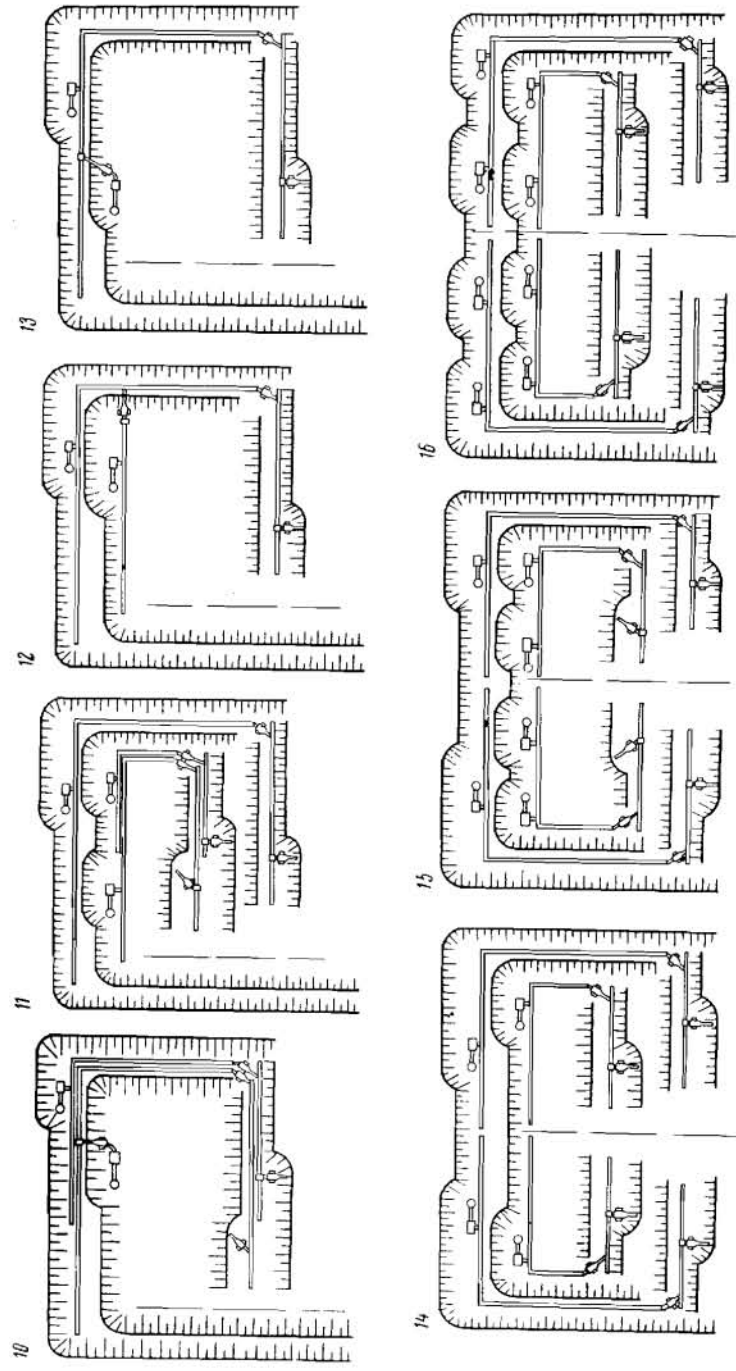


Рис. 155.

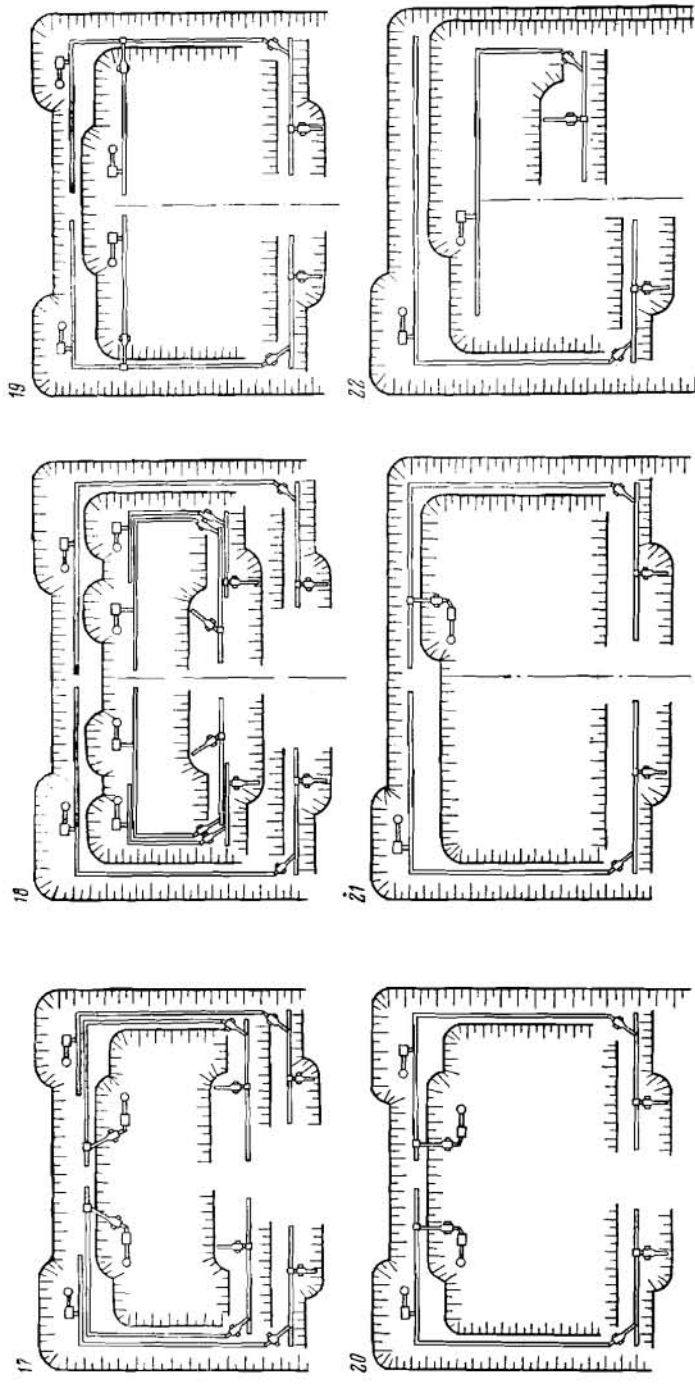


Рис. 155. Схема транспортирования породы во внутренние отвалы конвейерами: 1, 2, 3 — отнокрылая разработка покрывающих пород одним уступом; 4, 5, 6 — то же, двукрылая; 7—13 — отнокрылая разработка покрывающих пород двумя уступами; 14—22 — то же, двукрылая

Высота отвала в зависимости от параметров вскрышных уступов будет

$$H_{o_1} = k_p c_\phi H_1, \text{ м},$$

$$H_{o_2} = k_p c'_\phi H_2, \text{ м},$$

где k_p — коэффициент разрыхления пород вскрыши в отвале;
 c_ϕ и c'_ϕ — коэффициент сокращения фронта работ на отвале по сравнению со вскрышным соответственно по нижнему и верхнему уступам.

Тогда выражение (VI,3) можно представить в следующем виде:

$$h_{п_2} = \frac{k_p (c_\phi H_1 + c'_\phi H_2) - H_1 - \Delta h - h}{2}, \text{ м}. \quad (\text{VI},4)$$

На основании полученной потребности высоты подъема грунта выбирают тип и параметры перегружателя, в качестве которого могут применяться консольный отвалообразователь или наклонный двухопорный конвейерный мост. При транспортной системе разработки удельный вес транспортных расходов в себестоимости вскрыши при мягких породах составляет 60—80%. Поэтому второй основной задачей при проектировании системы является выбор рациональной схемы и установление оптимальных параметров конвейерного транспорта.

Технологические схемы транспортирования вскрыши ленточными конвейерами на внутренние отвалы определяются количеством вскрышных уступов, схемой вскрытия карьерного поля, типом и производительностью выемочного, транспортного и отвального оборудования.

На рис. 155 приведены схемы однокрылой и двукрылой отработки карьерного поля. Все схемы могут быть разделены на следующие группы.

Первая группа (1, 2, 4, 5, 7—9, 14—16) характеризуется расположением выемочного и транспортного оборудования на одном горизонте, установкой забойных и отвальных конвейеров по всей длине фронта работ. Производительность выемочного транспортного и отвалообразовательного оборудования подбирается соответственно.

Вторая группа (3, 6, 10, 11, 17, 18) характеризуется наличием на уступе, отвале и в торце двух конвейерных линий. При этом вторая линия укладывается на половине длины фронта и предусматривается разработка двумя блоками.

Третья группа схем (12, 19) отличается установкой забойных конвейерных линий на каждом транспортном горизонте при одной конвейерной линии удвоенной производительности в торце карьера и на отвале. Производительность выемочного оборудования принимается равной производительности забойного конвейера.

В четвертой группе схем (13, 20 и 21) имеется одна конвейерная линия для отработки двух уступов. При этом каждый уступ отра-

батывается с помощью установленного на его рабочей площадке оборудования. Порода при разработке верхнего уступа попадает на забойный конвейер непосредственно от экскаватора. Порода с нижнего уступа подается перегружателем на вышерасположенный горизонт.

В схеме 22 на каждом вскрышном уступе предусматривается конвейерная линия по всей длине фронта работ, а отвалообразование пород от каждого уступа осуществляется только на половине длины фронта. Эффективность применения той или иной схемы зависит от конкретных условий карьера и наличия определенного типа горнотранспортного оборудования. Максимальная эффективность принятой схемы транспортирования может быть достигнута при оптимальных параметрах конвейерных линий.

При внутреннем отвалообразовании конвейерная линия состоит из забойных, поперечных и отвальных конвейеров, суммарная длина которых определяется параметрами карьера. Так как фронт работ на отвале перемещается вслед за вскрышным, то длина поперечных конвейеров практически постоянна и изменяется в пределах величины телескопичности, т. е. в пределах (1,25—1,5) A (A — ширина заходки, м).

Степень использования каждой конвейерной установки в общей цепи зависит от числа установок и учитывается коэффициентом использования конвейерной линии

$$k_d = \frac{n+1}{2n}, \quad (\text{VI},5)$$

где n — число установок в линии при погрузке породы одним экскаватором (или съеме породы с конвейерной линии одним отвалообразователем).

Стоимость транспортирования 1 м³ породы забойным или отвальным конвейером определяется по формуле

$$C = C_y + k_d C_x, \text{ руб.}, \quad (\text{VI},6)$$

где C_y и C_x — соответственно постоянные и переменные затраты, руб/м³.

К первым относятся затраты на амортизацию, ко вторым — затраты на ленту, электроэнергию, материалы, текущий ремонт и заработную плату обслуживающего персонала. В развернутом виде стоимость транспортирования 1 м³ породы конвейером можно представить по выражению

$$C = \frac{a}{100} \left\{ \frac{d_m [G_1 + G_2 + P(l-l_1-l_2)]}{Ql} + \frac{C_d}{Q} \right\} + \frac{L+l}{2L} C_x, \text{ руб.}, \quad (\text{VI},7)$$

где d_m — стоимость 1 т металлоконструкций конвейера с учетом монтажа, руб.;

G_1 и G_2 — вес соответственно приводной и натяжной станции конвейерной установки, м;

l_1 и l_2 — длина соответственно приводной и натяжной станций, м;

l — длина одной конвейерной установки (става), м;

P — вес 1 м пролетной части ленточного конвейера, т;

L — длина всей конвейерной линии, м;

$C_{л}$ — стоимость 1 м конвейерной ленты, руб.;

Q — годовая производительность конвейерной линии, м³;

a — годовая амортизация ($a = 20\%$), %.

Исследование выражения (VI,7) на экстремум позволяет установить, что функция $C = f(l)$ имеет минимальное значение при условии

$$l = \sqrt{\frac{ad_m[G_1 + G_2 - P(l_1 + l_2)2L]}{100QC_x}}, \text{ м.} \quad (\text{VI,8})$$

Рассмотрим зависимость оптимальных значений длины конвейерной установки НКМЗ производительностью 5000 м³/ч разрыхленной породы от общей длины забойной или отвальной конвейерной линии (согласно технической характеристике конвейера $G_1 = 264,7 \text{ т}$; $G_2 = 9,7 \text{ т}$; $l_1 = 29 \text{ м}$; $l_2 = 8,6 \text{ м}$; $P = 0,29 \text{ т/м}$; $Q = 12,6 \text{ млн. м}^3 \text{ в год}$). Ниже приведены оптимальные длины конвейерной установки в зависимости от длины конвейерной линии.

Длина конвейерной линии, м	500 ...	1000 ...	1500 ...	2000 ...	2500 ...	3000
Оптимальная длина конвейерной установки, м	310 ...	430 ...	525 ...	605 ...	690 ...	750

Для конкретных условий проектируемого карьера оптимальные значения длины одной конвейерной установки корректируются с учетом общей длины фронта работ карьера.

При транспортной системе разработки с внешним отвалообразованием параметры отвалов не ограничиваются параметрами карьера. Основной при данной системе является схема транспортирования, состоящая из забойного, поперечного и наклонного конвейеров в карьере, магистрального — на поверхности, наклонного, поперечного и отвального — на отвале.

Оптимальная длина фронта вскрышных и отвальных работ определяется из условия минимальной стоимости транспортирования 1 м³ породы от забоя до поверхности и от карьера до места укладки в отвал. Если порода от забоя до поверхности транспортируется по схеме, показанной на рис. 154, то общая стоимость транспортирования складывается из стоимости транспортирования 1 м³ породы по забойным, поперечным и наклонным конвейерам

$$C_{\text{общ}} = C_y L_3 + \frac{L_3 + l_3}{2} C_x + C_n \frac{B}{2} + C_{x_1} L_n + \frac{3}{HBL_3}, \text{ руб.} \quad (\text{VI,9})$$

где L_3 — суммарная длина забойной конвейерной линии, м;

l_3 — длина одной забойной конвейерной установки, м;

C_n — себестоимость транспортирования 1 м³ породы поперечным конвейером, руб.;

B — длина карьерного поля, м;

$\frac{3}{HBL_3}$ — стоимость амортизации собственно конвейера и погашения

горнокапитальных работ по устройству наклонного съезда с поверхности до отметки вскрышного горизонта за время его отработки при мощности вскрыши H ;

L_n — длина наклонного конвейера, м;

C_{x_1} — переменные эксплуатационные затраты на транспортирование 1 м³ вскрыши наклонными конвейерами, руб.

Исследование выражения (VI,9) на экстремум позволяет установить, что функция $C_{\text{общ}} = f(L_3)$ имеет минимальное значение при условии

$$L_3 = \sqrt{\frac{3}{(C_y + \frac{C_x}{2}) HB}} \quad (\text{VI,10})$$

Эта длина вскрышного фронта работ отвечает условию обеспечения минимальной стоимости транспортирования 1 м³ породы от забоя до поверхности. Выражение (VI,10) используют также для определения рациональной длины фронта работ. При этом в затраты по амортизации стационарного оборудования включаются затраты по магистральному и наклонному конвейерам и затраты на устройство пионерной насыпи на отвале.

Длина фронта работ на один роторный экскаватор при работе в сочетании с конвейерным транспортом составляет 700—1500 м в зависимости от числа рабочих смен в году, производительности экскаватора и продолжительности сезона. При продолжительности сезона 600—700 смен (200—230 дней) длина карьерного поля может быть увеличена до 1600—3200 м.

При работе одного экскаватора в карьере длина карьерного поля сокращается на 25—30%.

Перемещение фронта работ. Важным условием эффективной эксплуатации конвейерного транспорта является обеспечение постоянной длины забойной и отвальной конвейерных линий. При карьерном поле, имеющем форму прямоугольника, и параллельном перемещении фронта работ это условие соблюдается.

Ниже рассматривается отработка с верным перемещением фронта работ карьерного поля прямоугольной формы (рис. 156). Длина

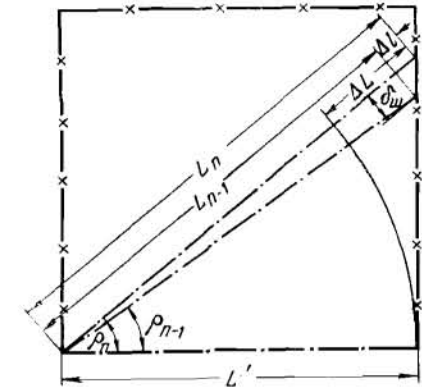


Рис. 156. Схема передвижки ленточных конвейеров при прямоугольной форме карьерного поля

конвейерной линии при первоначальной длине L' для n -й заходки будет

$$L_n = \frac{L'}{\cos \rho_n}, \text{ м.} \quad (\text{VI,11})$$

Таким образом, величина наращивания конвейерной линии после каждой передвижки определяется

$$\Delta l = L_n - L_{(n-1)}, \text{ м,} \quad (\text{VI,12})$$

или

$$\Delta l = L_1 \left(\frac{1}{\cos \rho_n} - \frac{1}{\cos \rho_{(n-1)}} \right), \text{ м,} \quad (\text{VI,13})$$

где ρ_n — суммарный угол поворота конвейера после передвижки, град;

ρ_{n-1} — суммарный угол поворота конвейера до передвижки, град.

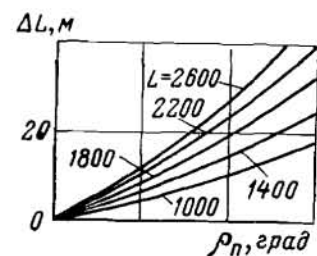


Рис. 157. Приращение длины забойной и отвальной конвейерных линий в зависимости от первоначальной длины и угла поворота веера

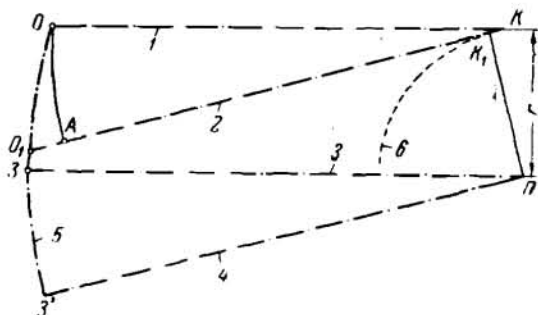


Рис. 158. Схема передвижки конвейерных линий при круглой форме карьерного поля:

1, 2 — ось отвального конвейера соответственно до передвижки и после; 3, 4 — ось забойного конвейера соответственно до передвижки и после; 5 — ось движения торцового конвейера; 6 — граница нерабочей зоны отвального конвейера

Общее приращение конвейерной линии с начала отработки карьера будет составлять

$$\Delta L = L_1 \left(\frac{1}{\cos \rho_{(n-1)}} - 1 \right), \text{ м.} \quad (\text{VI,14})$$

На рис. 157 приведены значения приращения длины забойных и отвальных конвейеров в зависимости от первоначальной длины и угла поворота веера. При карьерном поле, имеющем форму круга или его части, когда центр поворота веера расположен на оси забойного конвейера, при их передвижке удлинения конвейерной линии не требуется (рис. 158). Отвальный конвейер из положения OK после передвижки займет положение O_1K_1 . Следовательно, необходимо отвальный конвейер сократить со стороны поворотного пункта на длину KK_1 и удлинить со стороны торца на величину O_1A , при этом $O_1A = KK_1$.

Смещение отвального конвейера можно определить из выражения

$$\Delta L_o = \frac{\pi M \varphi}{180}, \text{ м,} \quad (\text{VI,15})$$

где M — расстояние между забойным и отвальным конвейером со стороны поворотного пункта, м;

$$M = C + H \operatorname{ctg} \alpha + Am + O + R_p + M' + e, \text{ м,} \quad (\text{VI,16})$$

где C — расстояние от оси забойного конвейера до верхней бровки основного уступа, м;

M' — расстояние между осью отвального конвейера и верхней бровкой отвала основного вскрышного уступа, м.

Минимальная величина M в случае применения комплекса машин НКМЗ производительностью $3000 \text{ м}^3/\text{ч}$ на передовом уступе составит около 500 м , что будет соответствовать длине наращивания конвейеров $14,5 \text{ м}$.

При веерном перемещении фронта работ даже в карьерном поле, имеющем форму круга, не удастся избежать наращивания конвейерных линий. Выпускаемые в настоящее время торцовые (магистральные) конвейеры могут работать только на прямолинейных участках, что уменьшает длину става торцовых конвейеров при криволинейной форме борта карьера и усложняет технологию их передвижки (кроме продольных передвижек необходимы поперечные для сохранения криволинейности линии борта карьера).

Годовая производительность вскрышного комплекса на передовом уступе составляет

$$Q_2^n = Q_3 T_2' t_c k_c \eta_T', \text{ м}^3, \quad (\text{VI,17})$$

где T_2' — число дней работы вскрышного оборудования на передовом уступе;

η_T' — технологический коэффициент использования оборудования во времени.

Как при параллельном перемещении фронта работ, так и при веерном технологический коэффициент может быть принят равным $0,965$, поскольку сокращение объема работ в заходке вдвое при веерном перемещении по сравнению с параллельным уменьшает соответственно и затраты времени на передвижку конвейерных линий.

В табл. 31 приведены значения производительности вскрышного оборудования при ширине заходки 40 м в зависимости от длины фронта работ.

Сумма эксплуатационных затрат на экскавацию, транспортирование и отвалообразование пустых пород, отнесенная к 1 м^3 годовой производительности вскрышного оборудования на передовом уступе в зависимости от длины фронта работ, показана на рис. 159.

Стоимость разработки 1 м^3 вскрыши по транспортной системе разработки при параллельном и веерном перемещении фронта работ для заданного значения длины фронта карьера изменяется незначительно. Так, при изменении длины фронта работ с 1000 до 1600 м

Таблица 31

Производительность вскрышного оборудования

Способ перемещения фронта работ	Производительность оборудования (тыс. м ³ /год) при длине фронта работ, м			
	1200	1600	2000	2400
Параллельный	11 749	11 764	11 773	11 783
Веерный:				
третий способ образования веера	9 987	9 999	10 007	10 015
четвертый способ образования веера	10 849	10 832	10 841	10 850

стоимость разработки 1 м³ вскрыши при веерном перемещении фронта работ всего на 4% при четвертом способе и на 10% при третьем способе образования веера больше, чем при параллельном. Менее

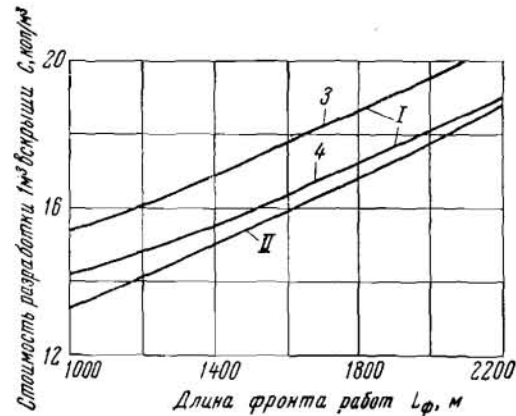


Рис. 159. Зависимость стоимости разработки 1 м³ вскрыши на передовых уступах от способов перемещения фронта работ:
1 — веерное; 2 — параллельное; 3 — третий способ; 4 — четвертый способ

экономично веерное перемещение фронта работ при третьем способе образования веера, хотя с точки зрения технологии горных работ данный способ при транспортной системе разработки более прост.

§ 3. Система разработки с железнодорожным транспортом

Система разработки с железнодорожным транспортом эффективна при больших грузооборотах и значительных расстояниях транспортирования. На карьерах при грузообороте 20—25 млн. м³ в год эффективное расстояние транспортирования горной массы достигает 10—15 км, а иногда и более. Экономическая эффективность применения железнодорожного транспорта возрастает с ростом грузооборота и снижается с увеличением глубины карьера. С увеличением расстояния транспортирования стоимость перевозки 1 т горной массы

растет, а стоимость 1 т·км снижается. При электровозном транспорте стоимость 1 т·км перевозок обычно составляет 0,9—2,0 коп. В калькуляции стоимости 1 т·км перевозок 40—50% приходится на заработную плату, около 35% — на амортизационные отчисления и затраты на материалы и 15—20% — расходы на ремонт.

Так как экскаваторы в ожидании обмена составов простаивают до 20—30%, а иногда и более рабочего времени, при выборе схем развития путей следует исходить из требований максимального обеспечения их забоев железнодорожными составами путем устройства независимых забойных путей и обменных пунктов. Для погрузки в средства железнодорожного транспорта применяют как одноковшовые экскаваторы (обычно механические лопаты, иногда — драглайны) с емкостью ковша 4,6—12 м³, так и многоковшовые цепные и роторные экскаваторы соответствующей производительности.

Отвалы на карьерах могут быть оборудованы плугами, одноковшовыми экскаваторами или специальными отвалообразователями — абзетцерами. Железнодорожные пути могут иметь уклон до 30—40‰. Большинство эксплуатируемых, строящихся и проектируемых карьеров имеет широкую колею размером 1524 мм. В качестве локомотивов на карьерном транспорте используются электровозы со сцепным весом от 75 до 150 т, думпкары грузоподъемностью от 60 до 180 т. Вес составов достигает 1000—1200 т.

Основные элементы системы разработки: высота уступа, ширина заходки, длина блока, длина фронта работ, углы откосов рабочих уступов и другие элементы устанавливают с учетом горногеологических и технических условий разработки. При разработке мягких пород высоту уступа принимают обычно равной высоте черпания экскаватора. Применительно к различным моделям карьерных экскаваторов ЭКГ-4,6, ЭКГ-8 и ЭКГ-12,5 допустимые значения высоты уступов составляют соответственно 10; 13 и 16,5 м.

Размеры рабочих площадок предопределяются: шириной заходки; шириной транспортных полос; шириной полосы для размещения дополнительного оборудования и проезда вспомогательного транспорта; шириной бермы безопасности и шириной резервной полосы. Резервную полосу оставляют в каждом конкретном случае в соответствии с условиями и режимом работы карьеров. Ширина заходки для экскаваторов ЭКГ-4,6 и ЭКГ-8 составляет соответственно 14—16 и 16—20 м.

Для отечественных роторных экскаваторов ЭРГ-400 и ЭРГ-1600 ширину заходки принимают равной соответственно 15—20 и 40—80 м. Ширину транспортной полосы рассчитывают и устанавливают в соответствии с применяемым видом транспорта и схемой путевого развития, числом путей или полос движения, а также величиной междупутья. Расстояние между осями смежных погрузочных путей определяется схемой расположения опор контактной сети и составляет 6—7 м. Полоса для размещения дополнительного оборудования (размещение электросети, прокладка трубопроводов, проезд автотранспорта и бульдозера) принимается при железнодорожном транспорте

равной 6 м. Минимальная ширина рабочих площадок в случае применения экскаваторов ЭКГ-4,6 и ЭКГ-8 составляет соответственно 24—28 и 29—33 м.

При разработке мягких пород на каждом вскрышном горизонте располагается 1—2 экскаватора. Длина фронта горных работ при железнодорожном транспорте существенно влияет на использование горнотранспортного оборудования. Выбор этого параметра осуществляется с учетом горнотехнических условий месторождения и производственной мощности карьера. Длина фронта работ обычно составляет 1500—2000 м, длина блока 600—1000 м. При разработке уступов высотой до 20 м экскаваторами ЭКГ-8 и локомотиво-составами грузоподъемностью 900 т длина фронта на уступе должна быть не менее 1600 м при руководящем подъеме $20^{\circ}/_{00}$; 1300 м — при $30^{\circ}/_{00}$ и 1100 м — при $40^{\circ}/_{00}$. Наиболее эффективны схемы разработки с одним экскаватором на вскрышном горизонте. Установка на вскрышном горизонте двух экскаваторов приводит к увеличению эксплуатационных затрат на 15—20%, а при трехблоковой разработке уступов — на 30—40% по сравнению с одноблоковой.

Годовое подвигание фронта работ при разработке горизонтальных и пологих месторождений с применением железнодорожного транспорта составляет 100—250 м, достигая в отдельных случаях 450—500 м. Система разработки с применением колесного транспорта характеризуется направлением перемещения вскрышных пород от забоев в отвалы и делится на три группы: с перевозкой пород во внешние, с перевозкой пород во внутренние отвалы, а также одновременно во внешние и внутренние.

Систему разработки с размещением пород вскрыши во внутренние отвалы применяют при разработке пласта полезного ископаемого на полную его мощность (рис. 160). При системе разработки с перевозкой пород на внутренние отвалы предварительно создается выработанное пространство необходимого объема. Поэтому в первоначальный период строительства и эксплуатации карьера породу транспортируют на внешние отвалы.

Грузопотоки породы и полезного ископаемого рассредоточены. Породные пути для транспортирования полезного ископаемого пересекаются на различных горизонтах с помощью путепровода. Железнодорожные пути, соединяющие забойные и отвальные передвижные пути, располагаются на транспортных бермах в торцах карьера или могут проходить через путепровод, пересекающий капитальную траншею. Экономичность перевозок и системы разработки в целом обеспечивается при минимальных подъемах и расстояниях транспортирования от забоев до пунктов разгрузки. Отвальные горизонты целесообразно располагать ниже соответствующих им вскрышных горизонтов, так как это позволяет иметь уклон путей в грузовом и подъем в порожняковом направлениях. Для этого на отвалах кроме нижней отсыпки следует осуществлять и верхнюю отсыпку (рис. 161), регулируя высоту вскрышных подступов. Такое решение способствует максимальному увеличению грузоподъемности докомо-

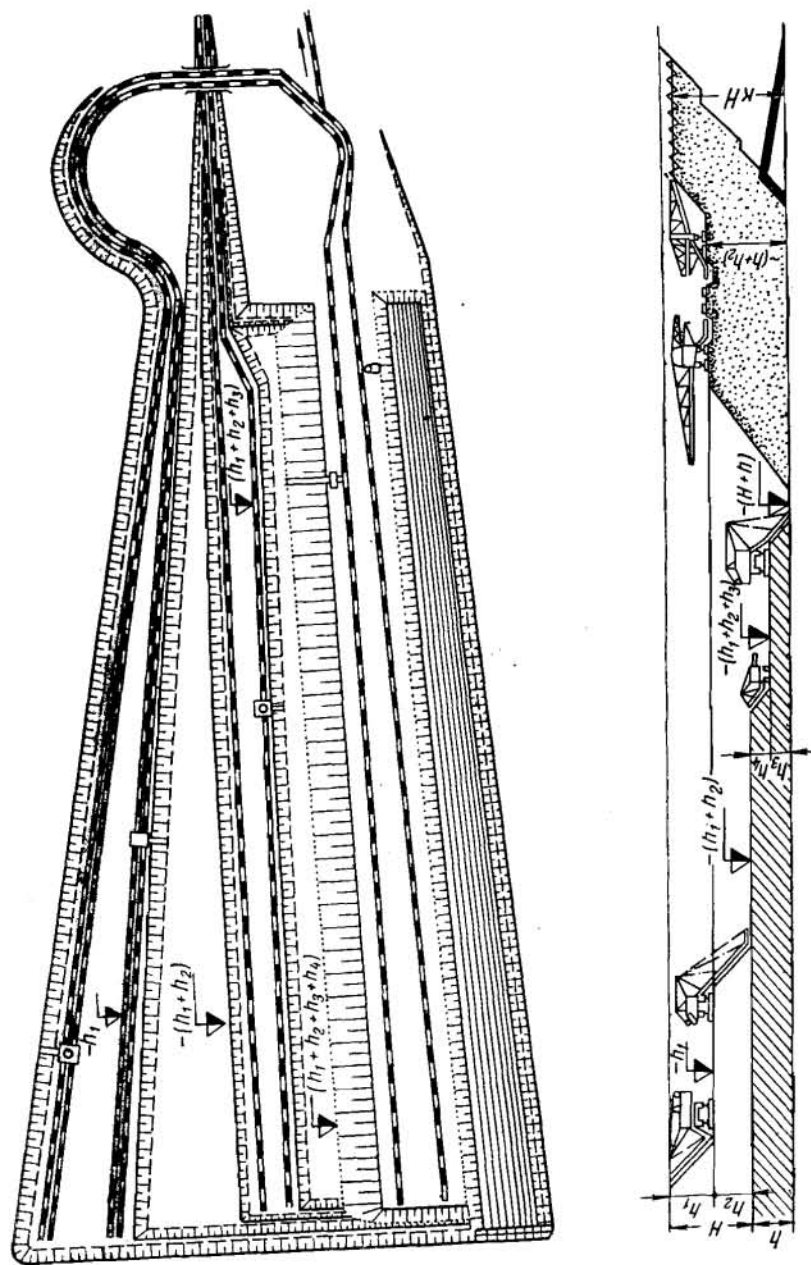


Рис. 160. Транспортная система разработки с перевозкой пород во внутренние отвалы железнодорожным транспортом при вскрывном перемещении фронта работ

тиво-составов, сокращению расходов электроэнергии и получению более высоких технико-экономических показателей работы карьерного транспорта.

Рассматриваемую систему применяют при разработке бурогольных месторождений с помощью цепных или роторных экскаваторов. На рис. 162 показана система разработки с перевозкой породы на внутренние отвалы при веерном перемещении фронта работ.

Систему разработки с вывозкой пород вскрыши железнодорожным транспортом на внешние отвалы (рис. 162) применяют, если вскрышные породы невозможно размещать в выработанном пространстве карьера. При горизонтальных месторождениях это может быть в случае оставления в почве карьера неотработанных пластов полезного ископаемого,

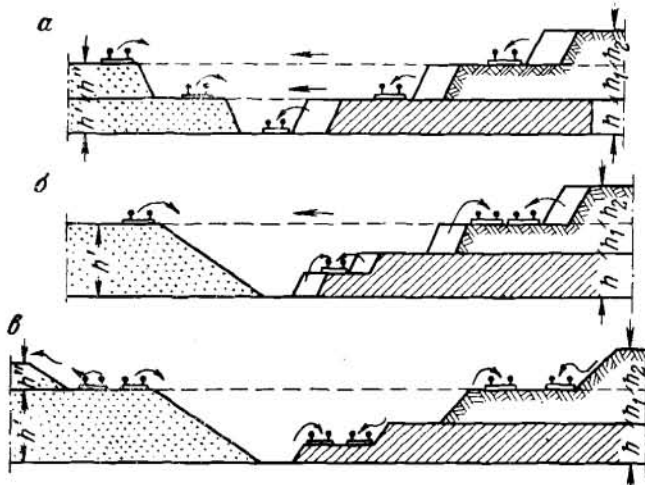


Рис. 161. Схема транспортной связи вскрышных и отвальных горизонтов при железнодорожном транспорте горных пород;

а — с выходом путей со вскрышных уступов на соответствующие горизонты отвала; б — с выходом путей со вскрышных уступов на один горизонт отвала; в — с комбинированной отсыпкой

а также при неблагоприятных горнотехнических, геологических и гидрогеологических условиях.

Система разработки с перемещением вскрыши на внешние отвалы менее экономична, чем система с внутренним отвалообразованием, так как преодоление больших подъемов и расстояний транспортирования снижает пропускную способность транспортных коммуникаций и производительность оборудования.

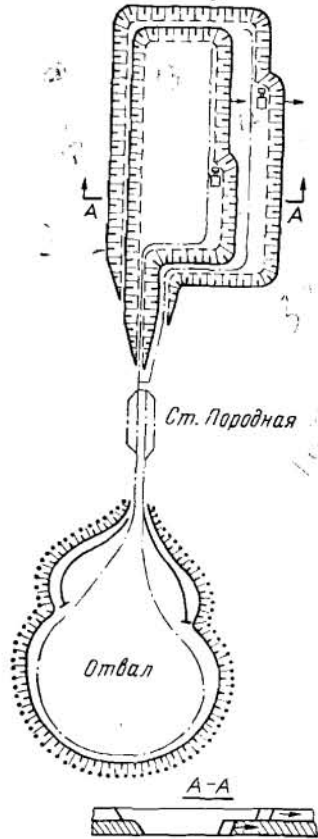


Рис. 162. Система разработки с вывозкой пород вскрыши железнодорожным транспортом на внешние отвалы

Мощность локомотивов, тип и грузоподъемность вагонов для транспортирования пустых пород на внешние отвалы, а в зависимости от этого и верхнее строение железнодорожного пути определяются на общих основаниях в зависимости от масштаба работ.

Мощность экскаваторов также зависит от горнотехнических условий и масштаба производства. При разработке мягких пород применяются экскаваторы типа механической лопаты (ЭКГ-4,6, ЭКГ-12), а иногда драглайны (ЭШ-5/40, ЭШ-8/60), многоковшовые цепные или роторные экскаваторы. Основные элементы системы — высоту уступа, ширину заходки, длину блока и фронта работ, углы откоса рабочих уступов устанавливаются с учетом горногеологических и технологических условий.

Отвальные работы должны быть механизированы в соответствии с принятой механизацией вскрышных работ, масштабом работ и физико-механической характеристикой размещаемых в отвалах пород. Затраты на отвалообразование составляют до 15—25% общих затрат на вскрышные работы, а число рабочих, занятых на отвалах, достигает 25—30% всех трудящихся вскрышного участка.

На рис. 163 показана транспортная система разработки с перевозкой вскрышных пород железнодорожным транспортом на внешние отвалы на Кумертауском разрезе. В границах месторождения уголь залегают в виде горизонтальной залежи мощностью до 40 м. Мощность вскрышных пород достигает 65 м. На карьере девять уступов. Выемку и погрузку вскрышных пород в думпкары осуществляют экскаваторами ЭКГ-4,6 и ЭКГ-8. На контакте вскрывающих пород с кровлей угольной залежи применяют верхнюю погрузку вскрыши экска-

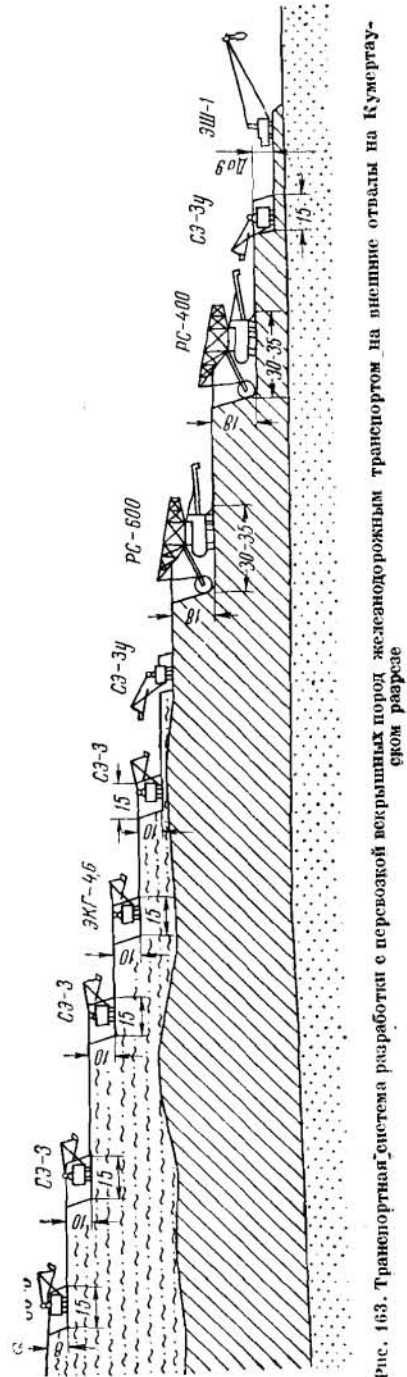


Рис. 163. Транспортная система разработки с перевозкой вскрышных пород железнодорожным транспортом на внешние отвалы на Кумертауском разрезе

ваторами СЭ-3у. Вскрышные экскаваторы осуществляют попутную зачистку и выемку угля. Высота вскрышных уступов при работе экскаваторов ЭКГ-4,6 и ЭКГ-8 принята соответственно равной 6—10 и 13 м. Для выемки угля на добычных уступах используют роторные экскаваторы РС-600 и РС-400, а также СЭ-3у, производящие погрузку угля непосредственно в железнодорожные вагоны. При работе роторных экскаваторов высота уступа достигает 18 м, а ширина заходки 30 м. Работа добычных экскаваторов регламентируется строением угольного пласта и требованиями к качеству угля, что обуславливает наряду с валовой селективную выемку пласта. Средняя ширина рабочих площадок и длина фронта работ экскаватора на угольных и вскрышных уступах составляет соответственно 59,3 и 66 м; 600—1500 и 700—900 м. Транспортирование вскрышных пород и угля осуществляют электровозами со сцепным весом 150 т в думпкарах грузоподъемностью 100 т и частично 50 т. На карьере поезда работают по открытому графику. Грузопотоки угля и вскрыши разобщены.

Внешние отвалы, оборудованы экскаваторами типа механическая лопата. Укладку пород в отвалы осуществляют в два яруса. Транспортная система разработки с доставкой вскрышных пород на внешние отвалы железнодорожным транспортом успешно применяется на железорудных карьерах КМА (Михайловский, Лебединский).

Систему разработки с перевозкой породы на внешние и внутренние отвалы применяют, если по каким-либо причинам вся порода не может быть размещена во внутренних отвалах. При разработке глубоко залегающих горизонтальных месторождений, представленных несколькими пластами, порода с верхних вскрышных горизонтов транспортируется на внешние отвалы, порода междупластий — на внутренние отвалы.

§ 4. Система разработки с автомобильным транспортом

Автомобильный транспорт по технологическим и эксплуатационным условиям обеспечивает высокую производительность погрузочного оборудования; независимость работы вскрышного и добычного оборудования при работе по фронту и в торцовых участках карьера; полноту выемки; возможность усреднения качества полезного ископаемого; раздельную выемку по сортам и т. д.

При системе разработки с внешними отвалами (рис. 164) погрузку породы в автомобильный транспорт производят механическими лопатами и реже экскаваторами-драглайнами. Емкость ковшей экскаваторов должна согласовываться с емкостью кузова автосамосвалов. Эффективность работы экскаваторов и автотранспорта зависит от принятой схемы заездов автомобилей под погрузку к экскаватору и правильной организации маневров автомобилей при погрузке и разгрузке породы. При работе механических лопат и драглайнов применяют нижнюю и верхнюю погрузку автомашин; наиболее производительна нижняя погрузка с расположением автомобилей на одном

горизонте с экскаватором. Верхняя погрузка может быть оправдана только при небольшой высоте уступов и хорошо спланированной площадке для подъезда автомашин.

Различают подъезды сквозные, с петлевым разворотом и с тупиковым разворотом. В зависимости от числа автомашин, одновременно находящихся под погрузкой, принимают одиночную (рис. 165, а, б) и спаренную (рис. 165, в, г) установку автосамосвалов. Продолжительность рабочего цикла и техническая производительность экскаваторов зависят от правильности выбора элементов экскаваторных забоев: ширины заходки и высоты уступа.

В табл. 32 приведены значения средней продолжительности маневров в зависимости от схемы подъезда автосамосвалов и минимальной ширины площадки для автосамосвалов. Длина блоков в мягких породах в случае применения экскаваторов ЭКГ-4,6 и автомобильного транспорта рекомендуется от 120—150 до 600 м.

Систему разработки с внутренними отвалами при автотранспорте применяют при наличии пород, обладающих достаточной несущей способностью, благоприятствующей нормальной проходимости автотранспорта.

Технико-экономические показатели работы автотранспорта определяются грузоподъемностью автомашин, дальностью транспортирования, грузооборотом и глубиной карьера, а также организацией

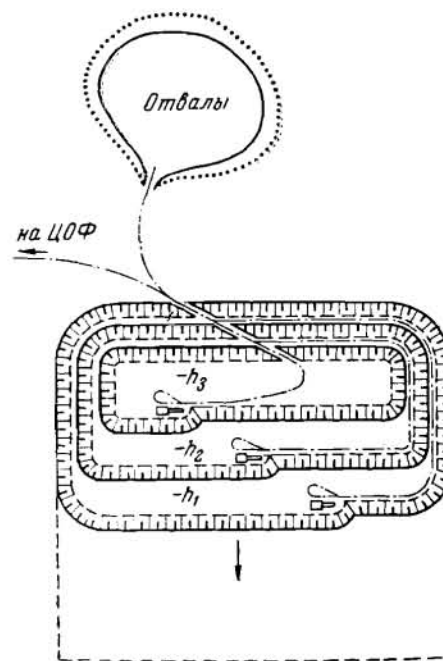


Рис. 164. Система разработки с вывозкой вскрышных пород автомобильным транспортом на внешние отвалы

Таблица 32
Величины, характеризующие схемы подъезда автосамосвалов к экскаватору

Ширина площадки, м, при автосамосвалах			Схема подъездов	Время на маневры, сек
МАЗ-205	ЯАЗ-222	МАЗ-525		
11	12	15	Сквозная Петлевая Тупиковая	До 10 20—25 50—60
20	30	30		
12	15	47		

горных работ. В калькуляции себестоимости 1 *т*·км автоперевозок зарплата водителей и обслуживающего персонала машин составляет 25—30%, текущий ремонт самосвалов 25—30%, амортизация около 20%. Опыт работы отечественных предприятий показал, что с увеличением грузоподъемности автосамосвалов повышается их производительность и сокращается себестоимость транспортирования.

Комбинированный транспорт горных пород применяют при разработке горизонтальных месторождений с мягкими горными породами.

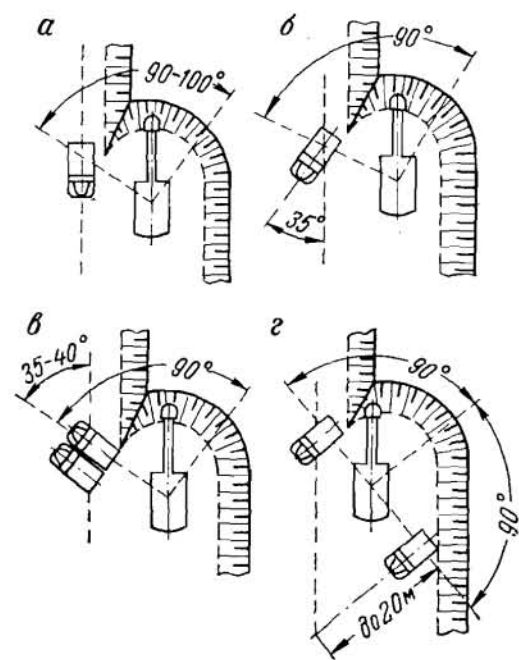


Рис. 165. Схемы установки автосамосвалов под погрузку

ископаемого от перегрузочного пункта до породных отвалов или обогатительной фабрики. При таком сочетании различных видов транспорта обеспечивается использование каждого вида транспорта в пределах рациональной области его применения.

На карьере «Фортуна» (ФРГ) применяют комбинированный транспорт. Железнодорожный транспорт используют в качестве внутрикарьерного и доставляет породу к стационарному перегрузочному пункту, откуда порода поступает на торцовый конвейер и с него передается на отвальный конвейер. С отвального конвейера порода с помощью перегрузочного устройства передается на отвалообразователь и последним размещается в отвале.

На Лебединском и Стойленском карьерах КМА применяют комбинированный автомобильно-железнодорожный, автомобильно-кон-

вейерно-железнодорожный и конвейерно-гидравлический транспорт вскрышных пород. Применение этого вида транспорта пород или полезного ископаемого обусловливается сложными горнотехническими условиями и значительным удалением отвалов или обогатительной фабрики от карьера. Данную систему применяют в следующих сочетаниях: автомобильный и железнодорожный транспорт; автомобильный и конвейерный; конвейерный и железнодорожный; конвейерный и гидравлический. Обычно автомобильный и конвейерный транспорт применяют для доставки породы или полезного ископаемого от забоя до перегрузочного бункера, эстакады или склада полезного ископаемого; железнодорожный — используют для доставки породы или полезного

вейерно-железнодорожный и конвейерно-гидравлический транспорт вскрышных пород. Применение конвейерно-гидравлического транспорта на Лебединском карьере позволило получить значительный технико-экономический эффект. Порода от роторного экскаватора ЭРГ-400/1000 системой ленточных конвейеров подается в промежуточное устройство емкостью 1,5 тыс. *м*³, где размывается гидромониторами, и гидросмесь по уклону 8—10° самотеком поступает в зумпф стационарно установленного землесоса. Затем по пульпопроводу диаметром 700 *мм* и протяженностью 3,9 *км* пульпу транспортируют в гидроотвал.

Производительность труда при такой организации транспорта в 1,8 раза выше, чем при работе механических лопат с погрузкой соответственно на железнодорожный и в 3 раза выше, чем на автомобильный транспорт. Себестоимость разработки вскрышных пород при конвейерно-гидравлическом виде транспорта на Лебединском карьере меньше, чем при железнодорожном транспорте в 1,3 и 1,6 раза, чем при автотранспорте.

На Стойленском железорудном карьере КМА применялся комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт. На перегрузке породы работал экскаватор ЭКГ-4,6. Затем в связи с углублением горных работ и увеличением расстояния транспортирования автосамосвалами на карьере был внедрен комбинированный автомобильно-конвейерно-железнодорожный транспорт, а с 1968 г. там применяли комбинированный автомобильно-гидравлический транспорт. Применение комбинированного транспорта позволило увеличить производительность автосамосвалов.

Эффективность комбинированного вида транспорта, особенно при внутрикарьерном автомобильном транспорте, который применяют в сочетании с железнодорожным для транспортирования полезного ископаемого, обусловливается технологической схемой транспорта. В конкретных горнотехнических условиях месторождения для оценки эффективности технологической схемы транспорта полезного ископаемого устанавливается степень согласованности теоретического и действительного расстояний транспортирования от карьера до разгрузочных устройств обогатительной фабрики.

Степень согласованности теоретического направления движения запасов в пределах месторождения с действительным направлением грузопотока полезного ископаемого внутри карьера и по поверхности может быть выражена коэффициентом

$$k_c = \frac{L_d}{L_T} = \frac{R}{Q_k L_T}, \quad (VI,18)$$

где *R* — действительная работа по транспортированию полезного ископаемого, выполняемая за весь срок службы карьера при принятой схеме вскрытия, *т*·*км*;

Q_к — запасы полезного ископаемого в пределах карьерного поля, *т*;

L_d — действительное расстояние транспортирования от карьера до пункта разгрузки (обогащительной фабрики), км;
 L_t — теоретическое расстояние транспортирования от центра тяжести запасов полезного ископаемого в пределах карьерного поля до обогащительной фабрики, км.

Определение теоретического расстояния транспортирования полезного ископаемого сводится к установлению кратчайшего расстояния между центром тяжести запасов полезного ископаемого месторождения (карьерного поля) и обогащительной фабрикой. Большая эффективность принятой схемы транспорта обуславливается уменьшением действительного расстояния транспортирования (работы транспорта). При осуществлении грузотранспортной связи добычных горизонтов с поверхностью схема транспорта включает доставку полезного ископаемого внутри карьера (автотранспортом) L_k и по поверхности до обогащительной фабрики железнодорожным транспортом $L_{пов}$, т. е.

$$L_d = L_k + L_{пов}, \text{ м.} \quad (\text{VI,19})$$

Расстояние транспортирования полезного ископаемого внутри карьера зависит от схемы вскрытия карьерного поля, числа и вида вскрышных выработок. При наличии стационарной вскрывающей выработки длина транспортирования внутри карьера составляет

$$L_k = l_t + l_n + \frac{L+B}{2} k_{тр}, \text{ м,} \quad (\text{VI,20})$$

где l_t — расстояние транспортирования по выездной траншее, м;
 l_n — то же, по поверхности, м;
 $k_{тр}$ — коэффициент развития трассы;
 L и B — длина и ширина карьерного поля, м.

При временных вскрывающих выработках длина транспортирования внутри карьера составляет

$$L_k = l_c + l_n + \frac{L + \Pi_r t}{2} k_{тр}, \text{ м,} \quad (\text{VI,21})$$

где l_c — расстояние транспортирования по съездам, м;
 Π_r — годовое подвигание фронта работ карьера, м;
 t — срок службы, лет.

При стационарных съездах, проводимых на весь срок существования карьера, стоимость транспортирования 1 т полезного ископаемого складывается из расходов на транспорт внутри карьера и на поверхности. При временных съездах к стоимости транспортирования следует прибавить удельные затраты на проведение съездов по мере перемещения борта карьера, дополнительный разнос борта карьера по вскрыше и учесть изменение стоимости транспортирования на поверхности при переносе складов (или пункта перегрузки) вслед за переносом временного съезда.

При обосновании параметров временных (скользящих) съездов и установлении оптимальной частоты их проведения, обеспечива-

ющих максимальную экономичность транспортирования полезного ископаемого, необходимо учитывать ряд факторов, к основным из которых относятся: место заложения выработки и направление транспортирования по наклонному съезду; объем вскрышных работ при проведении внутренних съездов; объем дополнительного разноса борта карьера.

Основные технико-экономические показатели работы различных видов транспорта при разработке мягких вскрышных пород на отечественных карьерах приведены в табл. 33.

Таблица 33

Основные технико-экономические показатели работы роторных экскаваторов и ленточных конвейеров на отечественных карьерах

Показатели	Карьер					
	Шевченковский	Запорожский	Грушевский	Михайловский	Стойленский	Лебединский
Объем годовой вскрыши, тыс. м ³	7676,2	9926,7	10790,9	1429	1103	556
Отработано часов (фактич.), ч . . .	3740,0	6096,0				1348
Среднечасовая производительность, м ³	2650	1628,4		590	379	490
Коэффициент использования календарного времени . .	0,43	0,70		0,28	0,33	0,31
Себестоимость работки 1 м ³ вскрыши, руб. . .	0,349	0,267	0,410	0,558	0,793	1,096

ГЛАВА VII

КОМБИНИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ ПРИ ОТРАБОТКЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И ПОЛОГОПАДАЮЩИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 1. Общие сведения

Комбинированные системы применяют на месторождениях, на которых вся вскрыша не может быть отработана по одной из наиболее экономичных систем — бестранспортной или транспортно-отвальной. При этом большую часть вскрыши стремятся отработать с перемещением на внутренние отвалы по кратчайшему расстоянию. Другой причиной для применения комбинированных систем является невозможность обеспечения плановой производительности карьера при использовании максимальных линейных параметров оборудования, занятого для осуществления бестранспортной или транспор-

Технологические схемы комбинированной системы разработки

Принцип действия горнотранспортного оборудования	Нижний уступ		Передовые уступы	
	Система разработки	Оборудование	Система разработки	Оборудование
1. Циклический	Бестранспортная	Механические лопаты, драглайны, механические лопаты и драглайны	Транспортная	Автотранспорт, железнодорожный транспорт
2. Непрерывный	Транспортно-отвальная	Многоковшовые экскаваторы, консольные отвалообразователи, транспортно-отвальные мосты	Транспортная	Конвейерный транспорт, гидротранспорт
3. Циклический и непрерывный	Транспортно-отвальная	Одноковшовые экскаваторы и консольные отвалообразователи	Транспортная	Сочетание различных видов транспорта циклического и непрерывного действия

§ 2. Комбинация бестранспортной и транспортной систем разработки

Бестранспортная система разработки на нижних вскрышных уступах и транспортная на верхних уступах применяются для разработки горизонтальных и наклонных угольных месторождений — Богословского, Райчихинского, Черемховского, Назаровского и др. При этом на ряде карьеров вскрыша перед разработкой экскаваторами подвергается буровзрывному рыхлению.

Комбинированную систему применяют при разработке Богословского месторождения (рис. 166); угольный пласт имеет сложное строение, средняя его мощность составляет 28—33 м. Общая мощность вскрышных пород достигает 100—125 м, средняя 80 м. Такую же систему применяют для разработки вскрыши на Богдановском марганцеворудном карьере (рис. 167), где нижний уступ обрабатывают по усложненной бестранспортной системе с использованием экскаваторов ЭШ-8/60, ЭШ-10/60, ЭШ-14/75, ЭШ-15/90 и ЭШ-25/100. Верхние уступы обрабатывают по транспортной системе экскаваторами ЭКГ-4,6 и ЭКГ-8 с вывозкой пород вскрыши железнодорожным транспортом.

тно-отвальной систем разработки. Число карьеров, разрабатывающих горизонтальные месторождения полезных ископаемых, и удельный вес различных систем разработки в случае применения техники непрерывного действия на карьерах Советского Союза, приведены в табл. 34.

Таблица 34

Распределение годовых объемов вскрыши по системам разработки

Система разработки	1965 г.		1970 г.		1975 г.		1980 г.	
	Вскрыша, млн. м ³	Число карьеров	Вскрыша, млн. м ³	Число карьеров	Вскрыша, млн. м ³	Число карьеров	Вскрыша, млн. м ³	Число карьеров
Транспортно-отвальная	119,34	27	273,6	46	315	48	355	49
Комбинированная	146,2	13	264,9	17	500	20	540	20
Транспортная	64,1	6	202,4	18	340	23	435	24
Всего	329,64	46	740,9	81	1155	91		93

При комбинированных системах разработки каждый тип горнотранспортных машин применяют в качестве основного оборудования, выполняющего полный цикл работ в какой-то зоне карьера. В практике действующих карьеров известны комбинации всех существующих систем открытой разработки: бестранспортной и транспортной; транспортно-отвальной и транспортной; бестранспортной и транспортно-отвальной; бестранспортной и транспортно-отвальной и транспортной. Комбинированные системы разработки обычно применяют на карьерах, имеющих мощность вскрыши более 60—75 м.

Усредненные технико-экономические показатели при комбинированной системе более благоприятны, чем при одной транспортной.

Общее выражение стоимости 1 м³ вскрышных пород при комбинированной системе разработки будет

$$C = \frac{C_0 V_0 + \sum C_i V_i}{V_0 + \sum V_i}, \text{ коп.}, \quad (\text{VII.1})$$

где C_0 и C_i — себестоимость разработки 1 м³ вскрыши соответственно на нижнем (основном) и передовых уступах, коп.;

V_0 и V_i — объем вскрышных пород соответственно на нижнем и передовых уступах, м³.

В случае применения комбинированной системы разработки для удаления всей толщи вскрышных пород на горизонтальных и пологих месторождениях возможны различные сочетания горнотранспортного оборудования (табл. 35).

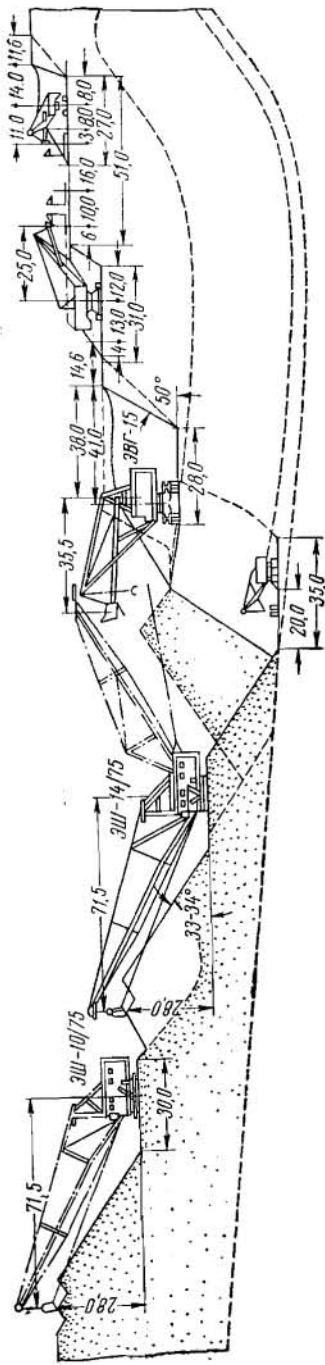


Рис. 166. Комбинация усложненной бестранспортной и транспортной систем при разработке Богословского буроголиного месторождения

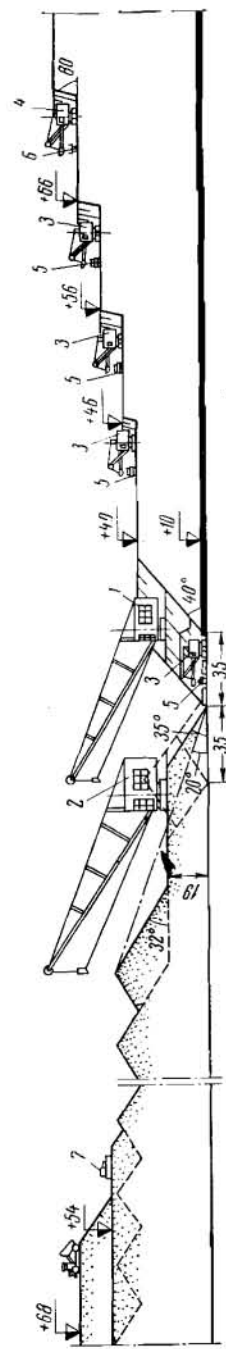


Рис. 167. Комбинация усложненной бестранспортной и транспортной систем разработки на Богдановском карьере (Восточный участок): 1 — драглайн ЭП-14/75; 2 — драглайн ЭП-15/30; 3 — механическая лопата ЭКГ-4, 6; 4 — механическая лопата ЭКГ-8; 5 — автосамосвал; 6 — думпкар; 7 — бульдозер на отвале

§ 3. Комбинация транспортно-отвальной системы с транспортной

Комбинированная система с консольным отвалообразователем на нижнем вскрышном уступе принята для разработки ряда участков марганцеворудных месторождений Никопольского бассейна. На рис. 168 показан проектный вариант комбинированной системы разработки с применением роторных экскаваторов и консольных отвалообразователей. Роторный экскаватор ЭРШР-2600 разрабатывает нижний вскрышной уступ и грузит породу на консольный отвалообразователь ОШ-11200/220, который передает ее на внутренний отвал. Экскаватор ЭРШР-1600 разрабатывает верхний (передовой) вскрышной уступ и грузит породу на ленточные конвейеры, с которых породу передают на консольный отвалообразователь ОШР-5000/90, размещающий ее во внутренний отвал.

При отработке всей толщи покрывающих пород $H_{общ}$ двумя уступами H и H_1 , по приведенной выше технологической схеме, параметры системы определяются следующими аналитическими выражениями.

1. Годовое продвижение фронта работ

$$\Pi = \frac{BT_d}{T_d - T_b}, \text{ м}, \quad (VII,2)$$

где B — ширина полосы зимних запасов полезного ископаемого, м;

T_d и T_b — число дней работы на добыче и на вскрыше.

Ширина полосы запасов полезного ископаемого, обрабатываемых в зимний период, зависит от схемы его установки и определяется по формулам, представленным в главе V.

2. Длина фронта работ карьера по добыче в зависимости от производительности оборудования на нижнем вскрышном уступе составляет

$$L_d = \frac{V}{H\Pi} - H \operatorname{ctg} \gamma', \text{ м}, \quad (VII,3)$$

где γ' — угол откоса вскрышного уступа в торцах карьера, град;
 H — высота нижнего вскрышного уступа, м.

3. Высота передового уступа H_1 определяется из условия

$$\frac{H_1}{H} = \frac{V_1(L_d + H \operatorname{ctg} \gamma')}{V(L_d + H \operatorname{ctg} \gamma' + t_1 + 0,2H + H_1 \operatorname{ctg} \gamma')}, \quad (VII,4)$$

где t_1 — транспортная берма по передовому уступу, м.

Полученное значение высоты передового уступа должно удовлетворять следующему условию:

$$H_1 = H_{общ} - H, \text{ м}.$$

При невыполнении этого условия расчеты повторяются при изменении величины H .

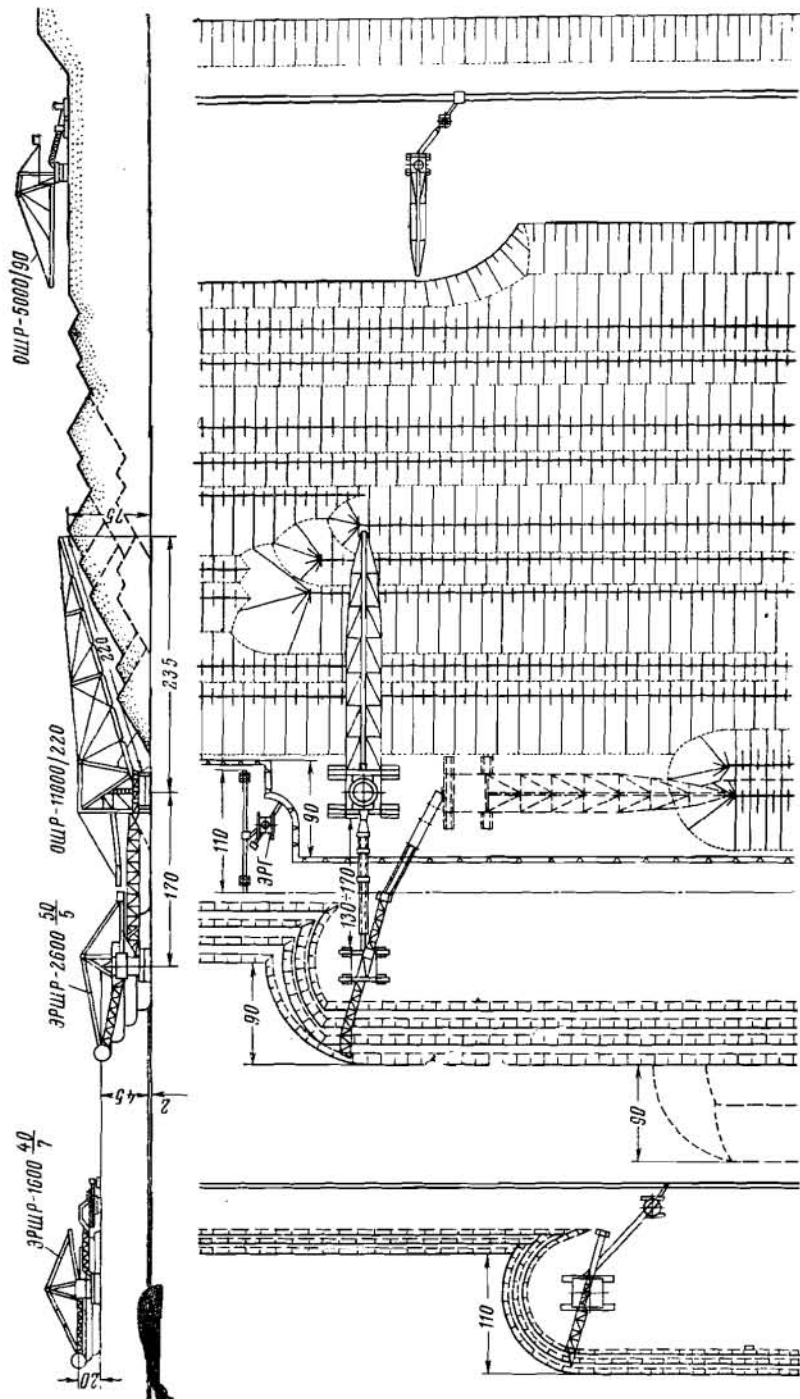


Рис. 168. Комбинированная система разработки марганцеворудных месторождений Никопольского бассейна

4. Производственная мощность карьера по полезному ископаемому определяется по формуле

$$Q_k = \Pi L_d h \gamma k_{\text{извл}}, m, \quad (\text{VII}, 5)$$

где h — мощность пласта полезного ископаемого, м;
 γ — объемный вес полезного ископаемого, t/m^3 ;
 $k_{\text{извл}}$ — коэффициент извлечения.

Для ускорения расчетов параметры системы целесообразно вычислять на ЭЦВМ для определенных горнотехнических условий конкретного карьера с построением общих номограмм.

На рис. 169 показана номограмма для определения параметров комбинированной системы разработки для условий Никопольского марганцевого бассейна при отработке вскрыши двумя уступами с применением роторных экскаваторов ЭРШР-1600 (на нижнем уступе консольный отвалообразователь установлен на кровле рудного пласта).

Комбинированная система разработки (рис. 170) применялась на Шевченковском карьере, где средняя мощность пласта марганцевой руды составляет 1,85 м, мощность вскрыши 35—37 м. Нижний уступ обрабатывают по транспортно-отвальной системе с применением транспортно-отвального моста конструкции УкрНИИпроекта и мощного роторного экскаватора ЭРГ-1600. Передовой уступ также обрабатывают роторным экскаватором ЭРГ-1600 с погрузкой породы на ленточный конвейер. С забойного конвейера порода поступает на поперечный и с него передается на отвальный конвейер с помощью отвалообразователя ОШ-4500/90. Приемка породы с отвального конвейера и ее размещение в отвале осуществляются консольным отвалообразователем ОШ-4500/90.

Такую же комбинированную систему применяют при отработке первой очереди Грушевского карьера (рис. 171), где мощность горизонтального пласта марганцевой руды составляет около 2 м, покрывающих пород — в среднем 61 м. Во вскрышной толще, представленной мягкими породами, имеется пласт известняков средней мощностью 5 м, для отработки которого используются одноковшовые экскаваторы с погрузкой породы в автосамосвалы. Согласно проекту нижний уступ высотой 32 м обрабатывают по транспортно-отвальной

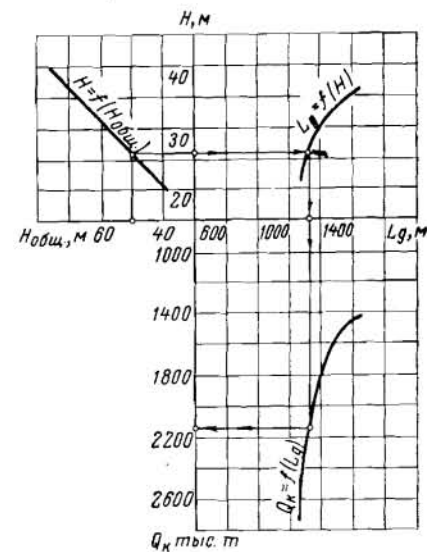


Рис. 169. Номограмма к установлению параметров комбинированной системы

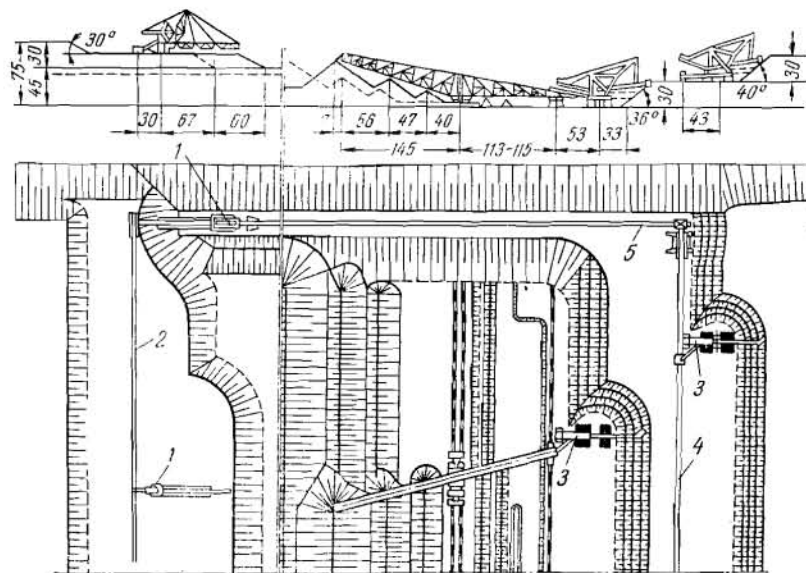


Рис. 170. Проектная схема горных работ на Шевченковском марганцеворудном карьере: 1 — отвалообразователь ОШ-4500/30; 2 — отвальный конвейер; 3 — экскаватор ЭРГ-1600; 4 — забойный конвейер; 5 — поперечный конвейер

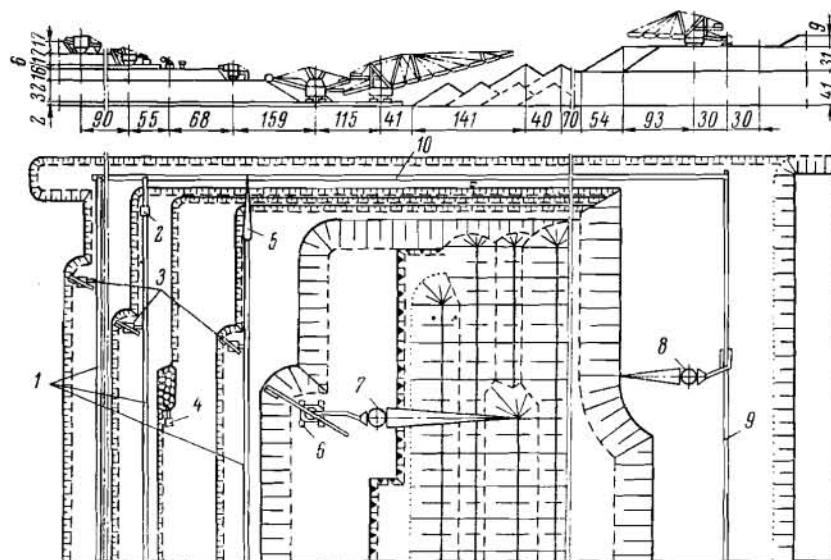


Рис. 171. Проектная схема комбинированной системы разработки первой очереди Грушевского марганцеворудного карьера:

1 — забойные конвейеры производительностью 1000 м³/ч; 2 — перегружатель; 3 — экскаватор ЭРГ-400; 4 — экскаватор ЭРГ-4,6; 5 — отвалообразователь ОШ-105/1500; 6 — роторный экскаватор ЭРГ-1600; 7 — отвалообразователь ОШР-4500/180; 8 — отвалообразователь ОШ-4500/90; 9 — отвальный конвейер производительностью 3000 м³/ч; 10 — поперечный конвейер

системе комплексом оборудования в составе роторного экскаватора ЭРГ-1600 $\frac{40}{10}$ 31 и консольного отвалообразователя ОШР-4500/180. Передовые уступы обрабатывают по транспортной системе роторными экскаваторами ЭРГ-350 с погрузкой на ленточные конвейеры.

§ 4. Комбинированная система разработки с применением оборудования циклического и непрерывного действия

На месторождениях со сложными гидрогеологическими условиями применение транспортно-отвальной системы затруднено из-за необходимости установки тяжелого оборудования непрерывного действия на кровле или почве пласта полезного ископаемого. В этих условиях целесообразно устанавливать машины транспортно-отвального комплекса выше кровли пласта полезного ископаемого. С этой целью транспортно-отвальный комплекс размещается на надрудном вскрышном уступе, обрабатываемом по бестранспортной системе драглайнами или механическими лопатами.

При комбинированной системе разработки (рис. 172, 173), когда нижняя часть толщи вскрышных пород разделяется по высоте на два уступа, возможны различные сочетания горновскрышного оборудования. Нижний (надрудный) уступ может обрабатываться по бестранспортной, транспортно-отвальной или транспортной системе, верхний — оборудованием циклического или непрерывного действия.

В отечественной практике и за рубежом известно сочетание работы механической лопаты или драглайна (простая бестранспортная система) и роторного экскаватора со встроенным или отдельно расположенным отвалообразователем (см. рис. 172). При аналогичных технологических схемах максимально допустимые параметры уступа, обрабатываемого механической лопатой или драглайном, определяют по формулам, приведенным в главе IV.

Равенство годового подвигания фронта работ на каждом уступе обеспечивается при выполнении условия

$$\frac{H_6}{H_p} = \frac{V_6}{V_p}, \quad (\text{VII},6)$$

где H_6 и H_p — высота уступов, обрабатываемых соответственно по бестранспортной и транспортно-отвальной системам разработки, м;

V_6 и V_p — производительность, соответственно одноковшового и роторного экскаваторов, м³.

Линейные размеры отвалообразователя проверяются по условиям

$$R_p^0 \geq [k_p (H_p + H_6) + 0,25A \operatorname{tg} \beta] \operatorname{ctg} \beta_p + a + h \operatorname{ctg} \alpha + k + H_6 \operatorname{ctg} \gamma + B_n, \text{ м}, \quad (\text{VII},7)$$

$$H_p \geq k_p (H_p - H_6) + 0,25A \operatorname{tg} \beta - h - H_6, \text{ м}. \quad (\text{VII},8)$$

В данной схеме ширина заходки одноковшового экскаватора принимается равной или кратной ширине заходки роторного экска-

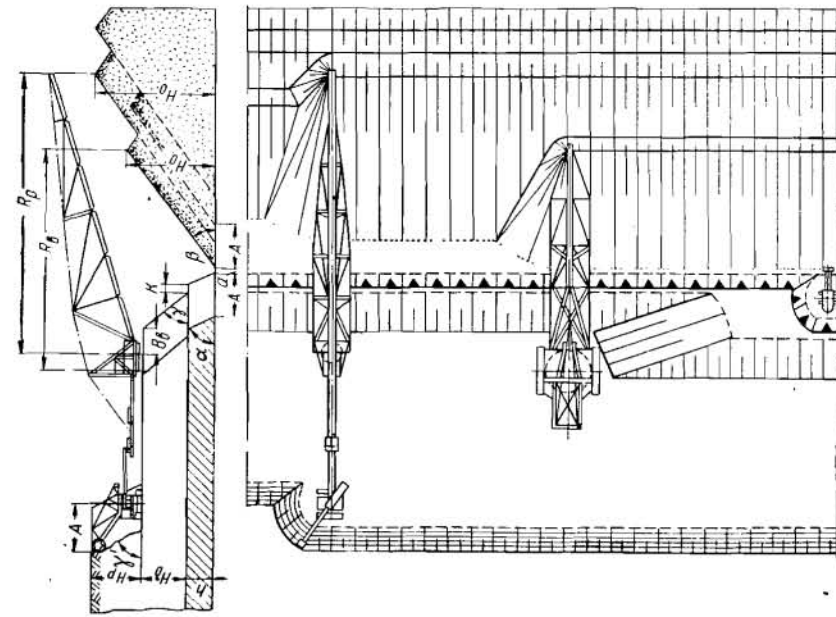


Рис. 173. Комбинация безтранспортной и транспортно-отвальной систем разработки

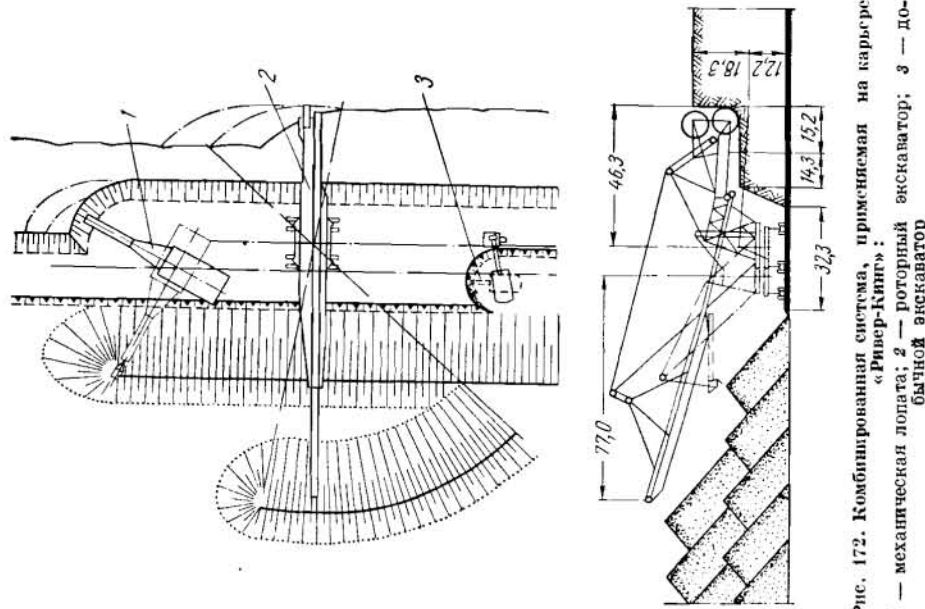


Рис. 172. Комбинированная система, применяемая на карьере «Ривер-Кинг»: 1 — механическая лопата; 2 — роторный экскаватор; 3 — до-быной экскаватор

ватора. Относительно небольшие линейные размеры отвалообразователя часто вызывают необходимость установки его на предотвале. При этом обеспечивается повышение устойчивости отвала благодаря уменьшению результирующего угла его откоса (рис. 174). При такой схеме обработку надрудного уступа производят одним или двумя

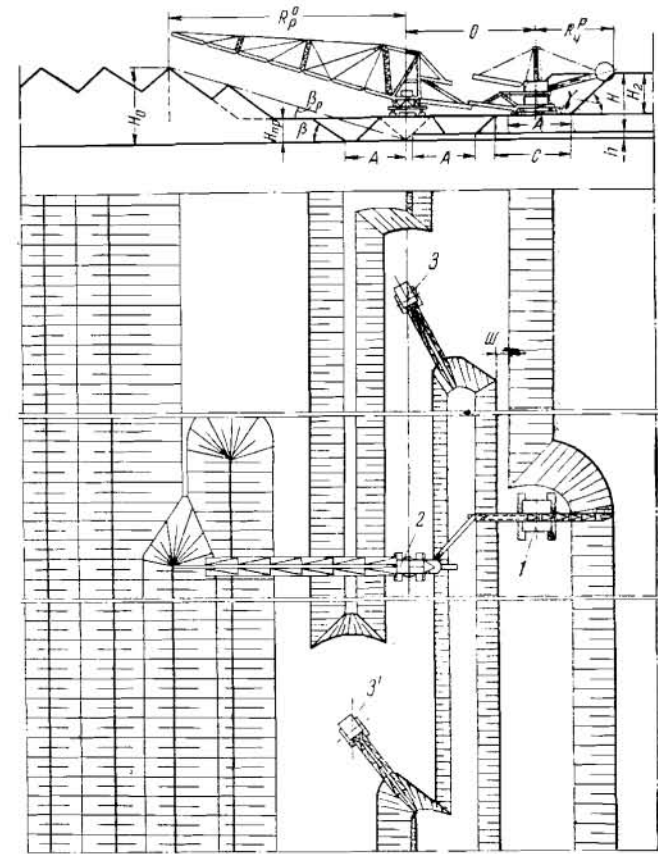


Рис. 174. Схема к расчету элементов комбинированной системы при размещении консольного отвалообразователя на предотвале:
1 — роторный экскаватор; 2 — консольный отвалообразователь; 3 и 3' — драглайны

экскаваторами-драглайнами 3 и 3'. Драглайном, следующим впереди отвалообразователя, частично вскрывается пласт полезного ископаемого и планируется площадка для движения отвалообразователя. Вторым драглайном осуществляется полное вскрытие полезного ископаемого в пределах заходки с переэкскавацией небольших объемов вскрышных пород.

Из условия максимального использования линейных размеров консольного отвалообразователя общая мощность вскрыши, обрабатываемой по комбинированной системе, составляет

$$H = H_0 - H_p = \frac{R_p^p + O + R_p^0 - (2A + III + 0,25A \operatorname{tg} \beta \operatorname{ctg} \beta_p)}{R_p^0 \operatorname{ctg} \beta_p + \operatorname{ctg} \gamma}, \text{ м, (VII,9)}$$

где R_p^p — радиус черпания роторного экскаватора по верху забоя, м;
 O — расстояние между роторным экскаватором и отвалообразователем, м;

III — минимальная ширина рабочей площадки на кровле нижнего уступа, необходимая для перегона оборудования, м.

Параметры данной схемы комбинированной системы разработки из условия полной загрузки оборудования по производительности определяются из условия

$$\frac{H_p A k_p}{k_c} = H A k_p + 0,5 h^2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) + h (H - H_p) (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) + 0,5 (H - H_p)^2 (\operatorname{ctg} \gamma + \operatorname{ctg} \beta). \quad (\text{VII}, 10)$$

Выражение для определения высоты уступа, обрабатываемого роторным экскаватором, принимает вид

$$H_p = b - \sqrt{b^2 - c}, \quad \text{м}; \quad (\text{VII}, 11)$$

$$b = \frac{H \operatorname{ctg} \gamma + \operatorname{ctg} \beta + h (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) + \frac{A k_p}{k_c}}{\operatorname{ctg} \gamma + \operatorname{ctg} \beta}; \quad (\text{VII}, 12)$$

$$c = \frac{H A k_p + (0,5 h^2 + h H) (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) + 0,5 H^2 (\operatorname{ctg} \gamma + \operatorname{ctg} \beta)}{0,5 (\operatorname{ctg} \gamma + \operatorname{ctg} \beta)}, \quad (\text{VII}, 13)$$

где $H = H_p + H_6$ — общая мощность вскрыши, обрабатываемая по комбинированной системе, м;

$k_c = \frac{V_p}{V_p + V_6}$ — коэффициент, учитывающий отношение производительности роторного экскаватора к общей производительности вскрышного оборудования.

Коэффициент переэкскавации на нижнем вскрышном уступе при работе драглайнов определяется по формуле

$$k_n = \frac{H_p - k_c H}{k_c H_6}. \quad (\text{VII}, 14)$$

Определяя длину фронта работ карьера, необходимо учитывать режим работы техники циклического и непрерывного действия. Для стабильной работы одноковшовых экскаваторов в зимний период, когда роторный экскаватор не работает, необходимо иметь минимально допустимую длину фронта работ карьера L , при которой обеспечивается независимая работа всего оборудования. Длину фронта работ карьера определяют по формуле

$$L = \frac{V_p}{H_p A} - \frac{V_6 N_p}{(1 + k_n) H_6 A N_6} + S, \quad \text{м}, \quad (\text{VII}, 15)$$

где N_p и N_6 — число дней работы в году соответственно роторного и одноковшового экскаваторов;

S — безопасное расстояние по фронту работ между отвалообразователем и одноковшовым экскаватором, м.

Комбинированная схема совместной работы вскрышного оборудования циклического и непрерывного действия предопределяет некоторое усложнение организации его работы по фронту карьера. Челноковая работа машин по фронту карьера сопровождается длительными простоями вскрышного и добычного оборудования в торцах по окончании обработки каждой заходки. Для ликвидации простоев

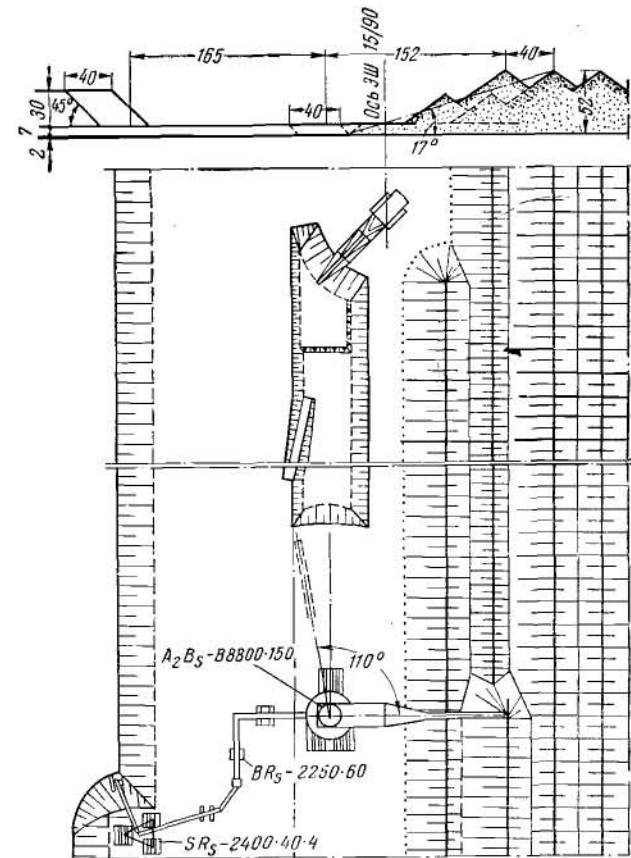


Рис. 175. Вариант комбинации бестранспортной и транспортно-отвальной систем разработки с отвальной предвала отвалообразователем

вскрышного оборудования в ожидании фронта работ после обработки каждой заходки производят холостой перегон машин к месту врезки в новую заходку. Врезку в новую заходку производят в торце карьера или в центре фронта работ, разделяемого на два крыла с попеременным ведением вскрышных и добычных работ в каждом.

Двукрылую разработку месторождения применяют для разделения в пространстве вскрышных и добычных работ, что позволяет сохранять транспортные коммуникации для доставки полезного ископаемого от забоя до поверхности при обработке одного крыла. Конструкция некоторых отвалообразователей позволяет производить

отсыпку предотвала при угле поворота отвальной консоли в плане от положения для отсыпки верхнего яруса отвалов на $110-115^\circ$ (рис. 175). Так как отвалообразователь перемещается по свеженасыпанной поверхности предотвала, его ходовое оборудование должно

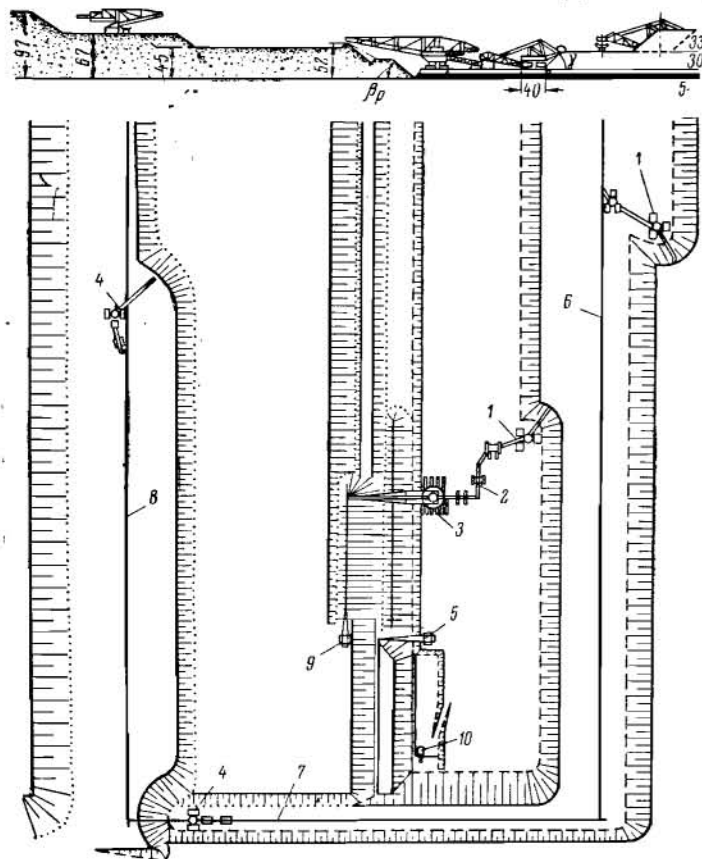


Рис. 176. Проектная схема горных работ на Северном марганцеворудном карьере:

1 — роторные экскаваторы; 2 — конвейерный перегружатель; 3, 4 — забойный и отвальный отвалообразователи; 5 — шагающий драглайн; 6, 7, 8 — забойный, торповый и отвальный конвейеры; 9 — вспомогательный отвальный драглайн; 10 — добычной экскаватор

обеспечивать небольшое удельное давление на грунт. Для увеличения несущей способности свеженасыпанного предотвала необходимо проводить мероприятия по уплотнению поверхности трассы движения отвалообразователя. Комбинированную систему применяют при разработке Северного марганцеворудного карьера (рис. 176). Нижний вскрышной уступ (надрудный) разрабатывают по бестранспортной системе экскаватором ЭШ-15/90, второй и третий вскрышные уступы — по транспортно-отвальной и транспортной системам разработки комплексами машин.

ЭЛЕМЕНТЫ ТРАНСПОРТНЫХ СИСТЕМ ПРИ РАЗРАБОТКЕ НАКЛОННЫХ И КРУТОПАДАЮЩИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 1. Общие сведения

Наклонные и крутопадающие месторождения разрабатывают по транспортной системе с перемещением вскрышных пород на внешние отвалы. Внешние отвалы могут быть расположены на значительных расстояниях от карьера на безрудных или безугольных площадях, непригодных для строительства и сельскохозяйственных работ. При расположении отвалов стремятся использовать благоприятный рельеф местности (балки, овраги). Только в некоторых случаях возможно частичное размещение вскрышных пород во внутренних отвалах. В связи с тем, что наклонные и крутопадающие месторождения могут иметь различное расположение относительно уровня земной поверхности, разработку их производят карьерами нагорного, глубинного и смешанного типов.

Для транспортирования горной массы при разработке наклонных и крутопадающих месторождений применяют различные виды карьерного транспорта. Доля видов транспорта в общем объеме перевозок неодинакова. Более 50% добываемой горной массы на рудных и угольных карьерах перевозят средствами железнодорожного транспорта; около 40% горной массы на рудных и 30% на угольных карьерах транспортируют автосамосвалами. Остальные объемы горной массы перемещают с помощью гидротранспорта, конвейерами и т. д.

Основные элементы систем: длина фронта работ; высота уступа; ширина рабочей и транспортной площадки; интенсивность отработки карьера.

Длина и ширина карьерного поля влияют на протяженность фронта горных работ и зависят от конфигурации месторождения. По условиям организации погрузочно-транспортных работ длину карьерного поля при железнодорожном транспорте принимают не более 2,5—3,0 км.

Изменение объема вскрыши в контурах карьера при вскрытии месторождения со стороны лежачего бока залежи тупиковыми траншеями при железнодорожном транспорте и петлевыми — при автомобильном транспорте в зависимости от глубины карьера показано на рис. 177. Объемы вскрыши в контурах карьера при использовании автотранспорта на 13—15% меньше, чем при железнодорожном транспорте. Коэффициент вскрыши при автотранспорте в зависимости от глубины карьера на 0,75—1,8 м³/м³ ниже, чем при железнодорожном.

Сокращение объемов вскрышных пород в контурах карьера при использовании автотранспорта достигается за счет увеличения

угла откоса нерабочего борта карьера, на котором располагаются транспортные коммуникации. При сравнении коэффициентов вскрыши на карьерах Северного и Ингулецкого горнообогатительных комбинатов их значение оказалось при автотранспорте соответственно на 18 и 44% меньше, чем при железнодорожном.

Величина угла нерабочего борта карьера может быть определена по формуле

$$\alpha_n = \arctg \frac{H}{\sum b + \sum b' + \sum b'' + \sum h \operatorname{ctg} \beta}, \quad (\text{VIII}, 1)$$

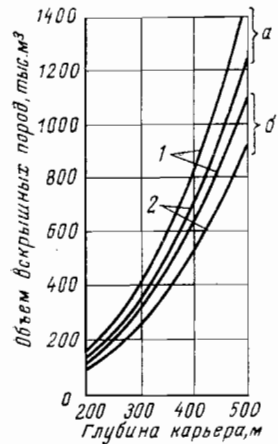


Рис. 177. Изменение объемов вскрышных пород в контурах карьера при железнодорожном 1 и автомобильном 2 транспорте в зависимости от глубины карьера;

а, б — углы откосов нерабочих уступов, соответственно равные 45 и 60°

Величина угла нерабочего борта карьера в зависимости от его горнотехнических параметров и вида транспорта можно определить по формуле

$$\alpha_n = \arctg \frac{H}{H \operatorname{ctg} \beta + \frac{2Hb}{Li} + \frac{H}{h} b' + \left(\frac{H}{h} - 1\right) b''}, \quad \text{град}, \quad (\text{VIII}, 1')$$

где L — длина карьера по полезному ископаемому, м;

i — уклон съездов, ‰.

Полученные величины углов нерабочего борта карьера необходимо проверить на устойчивость в зависимости от срока службы карьера. Для этой цели можно воспользоваться коэффициентом запаса устойчивости, величина которого определяется по формуле С. И. Попова

$$k_y = \sqrt[n]{\frac{T+b}{a}},$$

где T — срок сохранения борта карьера, лет;

a и b — коэффициенты, зависящие от прочностных показателей;

n — показатель, зависящий от породы и механизма выветривания.

Значения коэффициентов a , b и n можно принимать из табл. 36.

Угол заложения нерабочего борта при автомобильном транспорте для карьеров с относительно небольшой длиной фронта больше, чем при железнодорожном транспорте (рис. 178). При увеличении длины карьера до 4—5 км углы откосов борта, т. е. объемы вскрышных пород в его контурах, при обоих видах транспорта становятся равными.

Практически протяженность карьеров чаще всего находится в пределах до 3 км. Поэтому применение автомобильного и комбинированного транспорта на таких карьерах обеспечивает наименьшие объемы вскрышных пород в проектных контурах. Работа железнодорожного и автомобильного транспорта при разработке глубинных карьеров характеризуется непрерывным увеличением длины транспортирования, усложнением транспортных коммуникаций и снижением скорости движения. При этом доля транспортных расходов в общей стоимости разработки с 30% на сравнительно неглубоких карьерах увеличивается до 70%. Одновременно усложняется и общая организация работ в карьере.

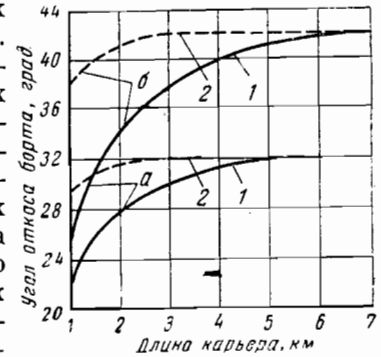


Рис. 178. Изменение угла откоса борта карьера в зависимости от его длины при железнодорожном и автомобильном транспорте (обозначения см. на рис. 177)

Значение коэффициентов a , b и n

Таблица 36

Характеристика пород	Значение коэффициентов при углах откоса борта								
	от 10—15 до 30°			30—60°			более 60°		
	a	b	n	a	b	n	a	b	n
Однородные, нехрупкие породы без ослаблений	1,2	0,9	6,0	1,17	0,92	5,2	1,15	0,95	4,8
Сплошные малотрещиноватые породы с малохрупкими связями	1,15	0,88	5,5	1,08	0,87	4,8	1,10	0,85	4,6
Сплошные трещиноватые породы с умеренно хрупкими структурными связями	1,15	0,84	5,0	1,03	0,82	4,6	1,05	0,80	4,2
Неоднородные породы блочного строения с большой неравномерностью распределения напряжений в массиве	1,05	0,80	4,5	1,02	0,75	4,3	1,00	0,70	4,0

Наклонные и крутопадающие месторождения обрабатывают в основном при параллельном развитии фронта работ. При вскрытии спиральными траншеями месторождения обрабатываются с верным перемещением фронта работ. При параллельном продвижении фронта работ, в зависимости от способа вскрытия месторождения и направления его перемещения, варианты транспортной системы разработки можно классифицировать следующим образом.

I. С продольной подготовкой и поперечным перемещением фронта работ (рис. 179, а);

II. С поперечной подготовкой и продольным перемещением фронта работ (рис. 179, б).

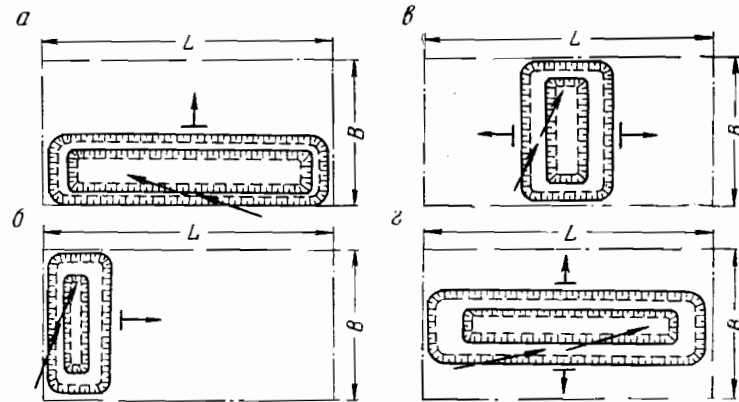


Рис. 179. Варианты подготовки и развития фронта работ при транспортной системе разработки наклонных и крутопадающих залежей

III. С поперечной подготовкой и развитием работ от центра карьера к его флангам (рис. 179, в).

IV. С продольной подготовкой и развитием работ от центра карьера к его бортам (рис. 179, г).

При этом первые два варианта характеризуются стационарным расположением вскрывающих выработок. Наиболее характерными для современных карьеров являются I и III варианты транспортной системы разработки.

Оценку и выбор эффективного (в конкретных условиях) варианта системы разработки производят на основе сравнения объемов горностроительных работ, величины внутрикарьерного расстояния транспортирования, объемов работ по подготовке горизонтов, величине рабочей зоны и протяженности фронта работ карьера.

Объемы горнокапитальных работ при рассматриваемых вариантах составляют (рис. 180)

$$V^I = [B_2 + 0,5h(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)] hL, \text{ м}^3, \quad (\text{VIII}, 2)$$

$$V^{\text{III}} = (l + h \operatorname{ctg} \beta) hB, \text{ м}^3, \quad (\text{VIII}, 3)$$

где B_2, l — ширина и длина разрезной траншеи соответственно при I и III вариантах, м;

h — глубина карьера на момент окончания горнокапитальных работ, м;

L, B — соответственно длина и ширина карьерного поля, м;

α, β — соответственно угол погашения нерабочего борта и угол разгона рабочего борта карьера.

Сравнение объемов горнокапитальных работ показывает, что они на 35—60% меньше при III варианте, поэтому сроки строительства и капиталовложения при варианте транспортной системы разработки с поперечной подготовкой и развитием работ от центра карьера к его флангам будут значительно ниже. Большое влияние на объемы горнокапитальных работ при I варианте оказывает угол падения залежи месторождения γ . Если угол погашения нерабочего борта карьера совпадает с углом падения залежи, то объемы горностроительных работ минимальны. Увеличение угла падения залежи приводит к увеличению объемов горностроительных работ. При увеличении угла падения залежи месторождения с 40 до 90° объемы горностроительных работ увеличиваются более чем в 2 раза. В отличие от этого для III варианта характерно постоянство объемов горностроительных работ, независимо

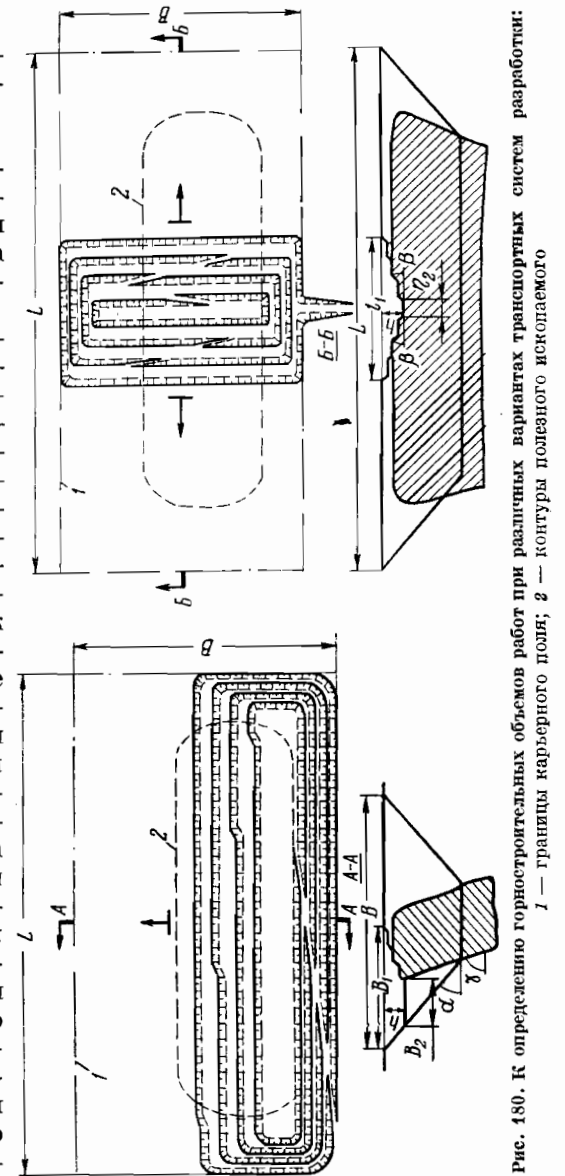
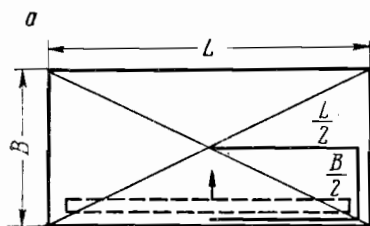


Рис. 180. К определению горностроительных объемов работ при различных вариантах транспортных систем разработки: 1 — границы карьерного поля; 2 — контуры полезного ископаемого

от угла падения месторождения. Внутрикьерное расстояние транспортирования соответственно при I и III вариантах транспортной системы (рис. 181) можно определить по формулам

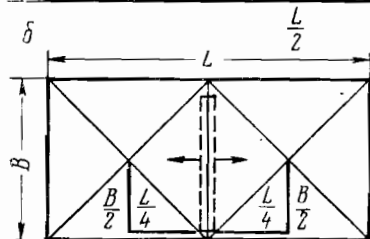
$$L_{\text{внк}}^{\text{I}} = \left(\frac{1}{2} + \frac{b}{2} \right) k_{\text{тр}}, \text{ м}, \quad (\text{VIII,4})$$



$$L_{\text{внк}}^{\text{III}} = \left(\frac{l}{4} + \frac{b}{2} \right) k_{\text{тр}}, \text{ м}, \quad (\text{VIII,5})$$

где l, b — длина и ширина карьера на соответствующем горизонте, м;

$k_{\text{тр}}$ — коэффициент удлинения внутрикьерных железнодорожных путей или автодорог.



При III варианте системы разработки расстояние транспортирования по горизонту обычно на 50—60% меньше, чем при I варианте. Выбранный вариант расположения фронта работ на уступах предопределяет способ подготовки новых горизонтов, заключающийся в проведении наклонных съездов и разрезных траншей. Объемы наклонных съездов при обоих вариантах равны.

Следовательно, при оценке вариантов достаточно учитывать только объемы разрезных траншей, которые имеют равную площадь сече-

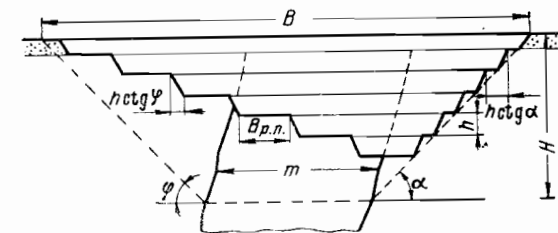


Рис. 182. К определению протяженности фронта работ

ния и отличаются лишь протяженностью, равной длине l_r или ширине b_r карьера на соответствующем горизонте, т. е.

$$\frac{V_{\text{р. тр}}^{\text{III}}}{V_{\text{р. тр}}^{\text{I}}} = \frac{b_r}{l_r},$$

где $V_{\text{р. тр}}^{\text{III}}, V_{\text{р. тр}}^{\text{I}}$ — объемы разрезных траншей, м^3 .

Если месторождение имеет вытянутую форму, то объемы разрезных траншей при III варианте значительно меньше.

Протяженность фронта работ можно определить по формулам

$$A_{\text{фр}} = n_1 [L - h \text{ctg} \alpha (n_1 - 1)], \text{ м}, \quad (\text{VIII,6})$$

$$A_{\text{фр}}^{\text{III}} = 2n_2 [B - h \text{ctg} \alpha (n_2 - 1)], \text{ м}, \quad (\text{VIII,7})$$

где n_1, n_2 — число одновременно работающих уступов, определяемое в зависимости от ширины B или длины L карьера поверху и ширины рабочей площадки $B_{\text{р. пл}}$ (рис. 182).

$$n_1 = \frac{B}{B_{\text{р. пл}} + h (\text{ctg} \varphi + \text{ctg} \alpha)}, \quad (\text{VIII,8})$$

$$n_2 = \frac{L}{2 (B_{\text{р. пл}} + h \text{ctg} \varphi)}, \quad (\text{VIII,9})$$

где φ — угол откоса рабочего уступа, град.

Протяженность фронта горных работ при I варианте в общем случае больше, чем при III варианте, однако протяженность фронта добычных работ при обоих вариантах практически равна. Величину их можно определить по формуле

$$A_{\text{фр. д}} = \frac{l_{\text{п. и}} m}{B_{\text{р. пл}} + h \text{ctg} \varphi}, \quad (\text{VIII,10})$$

где $l_{\text{п. и}}$ — длина по простиранию полезного ископаемого в контурах карьера, м;

m — горизонтальная мощность полезного ископаемого, м.

Следовательно, оба варианта могут обеспечить равную производственную мощность карьера, при этом III вариант будет обеспечивать меньшие колебания объемов вскрышных работ по периодам разработки. Наряду с меньшими объемами горнокапитальных работ при равной протяженности добычного фронта III вариант по сравнению с I вариантом обеспечивает снижение эксплуатационных расходов вследствие сокращения транспортирования горной массы внутри карьера.

Недостатком III варианта является необходимость устройства большого числа скользящих съездов. Высокие темпы углубки карьера позволяют рекомендовать этот вариант системы разработки только для применения автомобильного или комбинированного транспорта, когда транспортирование горной массы внутри карьера производится автомобильным транспортом.

§ 2. Высота уступа

При выборе высоты уступа руководствуются условиями безопасности ведения горных работ, физико-механическими свойствами пород, типом погрузочного оборудования и его рациональным использованием. Высота уступа должна обеспечивать необходимую производительность и эффективность работ в карьере.

Увеличение высоты уступа позволяет: сократить число горизонтов в карьере, благодаря чему уменьшается суммарная длина путей, а следовательно, снижается стоимость их строительства и содержания; повысить производительность экскаватора вследствие уменьшения числа их передвижек в забое; применить более мощное и высокопроизводительное горнотранспортное оборудование; улучшить технико-экономические показатели буровых работ увеличением чистого времени бурения скважин и сокращением величины перебура в общей длине скважины; уменьшить общий объем буровых работ. Одновременно с этим большая высота уступа приводит: к увеличению ширины рабочей площадки за счет большей ширины развала взорванной горной массы; к вероятности возникновения обрушений верхней части уступа и повышению опасности ведения горных работ; к уменьшению длины фронта горных работ; к снижению интенсивности углубки карьера.

При установлении высоты уступа учитывают способ выемки горных пород. При валовой выемке высоту уступа устанавливают максимально допустимой по параметрам погрузочного оборудования и по правилам технической эксплуатации. Селективная выемка предопределяет уменьшенную высоту уступа и выделение (если это возможно) горизонтов с различной качественной характеристикой горных пород. Это позволяет уменьшить потери и разубоживание полезного ископаемого. При наклонных и крутопадающих месторождениях, характеризующихся наличием крепких горных пород, высота экскаваторного уступа определяется следующими факторами: свойствами взорванной горной массы (коэффициент разрыхления, кусковатость, слеживаемость, наличие глинистых включений и т. п.), характером и параметрами процесса обрушения пород при подработке забоя (объем, частота и длительность обрушения, ширина развала) и рабочими параметрами экскаваторов — радиусом $R_{чy}$ и максимальной высотой черпания $h_{чmax}$.

Обрушения пород по характеру, объему и длительности протекания процесса бывают различны. При хорошем качестве дробления ($d_{cp} < 35$ см) и разрыхления ($k_p \geq 1,5$) взорванная порода приобретает свойства сыпучей среды и склонность к обрушению мелкими порциями, даже при незначительной подработке забоя (обрушение несколькими волнами). Неравномерное дробление взорванной среды в некоторых случаях вызывает одновременное обрушение значительного объема пород (одной волной). При этом экскаватор может не успеть отойти на безопасное расстояние.

Поэтому при определении допустимой высоты уступа за основной исходный параметр принимают максимальную ширину развала обрушившихся пород по подошве забоя L_0 (рис. 183), которая ограничивается радиусом черпания экскаватора на уровне установки

$$L_0 \leq R_{чy} - \frac{l_x}{2} - l_6 + l_n \quad (\text{VIII}, 11)$$

где l_x — длина хода экскаватора, м;
 l_6 — полоса безопасности (расстояние между кромкой развала обрушенных пород и гусеницей экскаватора), м;
 l_n — длина пологого участка траектории движения ковша экскаватора, м.

Размер полосы безопасности l_6 определяется кусковатостью взорванной массы и величиной необходимого просвета между поворотной частью экскаватора и развалом l_6 в момент его поворота на разгрузку.

Для взорванных пород мелкой ($d_{cp} = 10-20$ см), средней ($d_{cp} = 20-35$ см) и крупной ($d_{cp} = 35-50$ см) кусковатости величину l_6 рекомендуется принимать соответственно 1, 2 и 3 м.

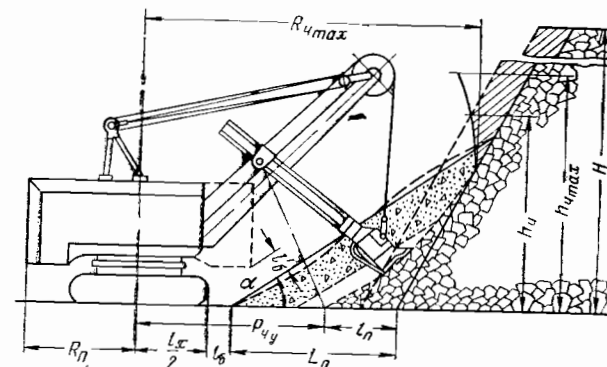


Рис. 183. Схема к определению высоты уступа в скальных породах

В табл. 37 приведены величины максимально допустимой высоты уступа при равномерном разрыхлении взорванных пород.

Таблица 37
 Величины максимально допустимой высоты уступа
 (по Ю. И. Белякову)

Экскаватор	Коэффициент разрыхления	Высота уступа, м, при кусковатости взорванной породы			
		мелкой	средней	крупной	наличии негабаритных кусков
ЭКГ-4,6	1,02—1,35	12—14	11—13	10,5—12	10—11
	1,4—1,6	17—25	15—21	13—18	12—13
ЭКГ-8	1,02—1,35	14,5—18	13,5—16	13—14,5	12,5—13,5
	1,4—1,6	23—34	21—30	18—27	15—16

Из табл. 37 видно, что при плохо разрыхленной горной массе и особенно при наличии негабаритов $H_{max} \leq (1,05-1,15) h_{чmax}$. Если качество дробления породы хорошее ($d_{cp} = 20$ см), а k_{cp} составляет 1,5, то максимальная высота уступа H_{max} может в 2,5—2,7 раза превышать максимальную высоту черпания $h_{чmax}$ экскаватора при соблюдении безопасных условий его работы.

На практике подобная высота уступа (до 30 м) допускается в угольных забоях при условии заоткоски уступа под углом 60° и систематического устранения навесей в верхней его части. Обычно максимальная высота уступа регламентируется Правилами технической эксплуатации (ПТЭ) по условию $H_{\max} \leq 1,5 h_{\text{чmax}}$.

При разработке мягких вскрышных пород высота уступа не должна превышать максимальную высоту черпания экскаватора, т. е. $H_{\max} \leq h_{\text{чmax}}$.

Одновременно с этим желательно, чтобы высота уступа составляла не менее $2/3$ высоты расположения напорного вала экскаватора, так как при меньшей высоте уступа снижается производительность экскаватора, вследствие незаполнения ковша при черпании. При наклонных и крутопадающих месторождениях оптимальную высоту уступа можно считать равной 12—15 м для экскаватора ЭКГ-4,6 и 17—20 м — для экскаватора ЭКГ-8. В конкретных горнотехнических условиях высоту уступа выбирают соответствующей наиболее безопасным и экономичным условиям ведения горных работ.

§ 3. Ширина рабочей площадки

Рабочие площадки предназначены для размещения горнотранспортного оборудования. На рис. 184 показана схема к определению ширины рабочей площадки. Минимальную ширину L определяют

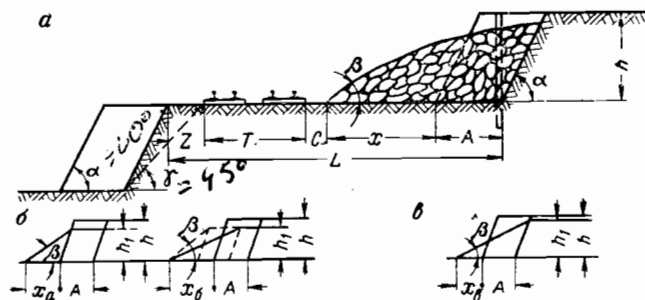


Рис. 184. Схема к определению ширины рабочей площадки:

x — ширина развала породы; A — ширина заходки в целике (до взрыва); T — ширина транспортной полосы, определяемая габаритами подвижного состава, числом рельсовых путей или полос движения; z — ширина полосы безопасности; c — минимальный зазор между нижней бровкой развала и транспортной полосой

параметрами горнотранспортного оборудования и буровзрывных работ (рис. 184, а)

$$L = A + x + T + z + c, \text{ м.} \quad (\text{VIII,12})$$

Ширина развала зависит от свойств пород, методов взрывных работ, числа рядов скважин, величины и формы заряда и может

быть ориентировочно подсчитана по формулам Е. Ф. Шешко (рис. 184, б, в)

$$x_a = A \left(k_p \frac{h}{h_1} - 1 \right) + \frac{h}{2\psi}, \text{ м;} \quad (\text{VIII,13})$$

$$x_b = 2 \left(k_p \frac{h}{h_1} - 1 \right) A, \text{ м;} \quad (\text{VIII,14})$$

$$x_b = 2 \left(k_p \frac{h}{h_1} - 1 \right) A, \text{ м;} \quad (\text{VIII,15})$$

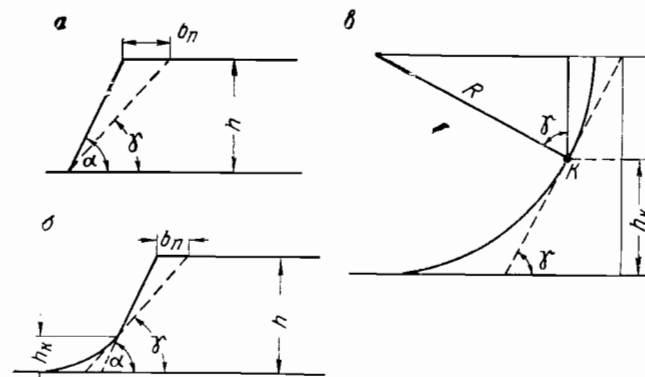


Рис. 185. Схема к определению бермы безопасности

где h и h_1 — высота уступа соответственно до и после взрыва, м.

$$\psi = \frac{\text{tg } \alpha \text{ tg } \beta}{\text{tg } \alpha - \text{tg } \beta}, \quad (\text{VIII,16})$$

где α, β — углы откоса до и после взрыва, град.

Величину β и h_1 обычно устанавливают опытным путем $h_1 = (0,8 - 0,9) h$; $\beta = 20 - 35^\circ$. Величина T при однопутном рельсовом пути равна 3 м, при двухпутном 7,5—15 м в зависимости от ширины междупутья. Наименьшее расстояние между путями допускается 4,5 м. При автомобильном транспорте ширину транспортной полосы определяют числом и шириной полос движения.

Берма безопасности z , на которой запрещается размещение горнотранспортного оборудования, зависит от физико-механических свойств пород и высоты уступа. Ее величину можно определить из выражения

$$z = h (\text{ctg } \gamma - \text{ctg } \alpha), \text{ м;} \quad (\text{VIII,17})$$

где α — угол откоса уступа ($65 - 80^\circ$), град;

γ — угол возможного обрушения ($35 - 60^\circ$), град.

Это справедливо, если откос уступа составляет некоторый угол α с подошвой уступа (рис. 185, а). Во многих случаях профиль уступа при работе экскаватора представляет собой кривую с неко-

торым радиусом, переходящую в прямую (рис. 185, б). При этом высоту, необходимую для определения ширины призмы обрушения, следует уменьшить на величину h_k (рис. 185, в), которую можно определять по формуле

$$h_k = R_{qv} (1 - \cos \gamma), \text{ м.} \quad (\text{VIII}, 18)$$

где R_{qv} — радиус черпания экскаватора на уровне стояния, м.

При этом ширину бермы безопасности определяют по формуле

$$z = [h - R_{qv} (1 - \cos \gamma)] (\text{ctg } \gamma - \text{ctg } \alpha), \text{ м.} \quad (\text{VIII}, 19)$$

В рыхлых породах ширина основания призмы безопасности при ее определении по формуле (VIII, 19) уменьшается до 50%. При железнодорожном транспорте ширину полосы безопасности иногда принимают равной $(0,4-0,5)h$ и располагают на ней опоры контактной сети. При определении размеров рабочей площадки следует предусматривать полосу шириной 5—6 м для размещения дополнительного оборудования и проезда вспомогательного транспорта.

Устанавливая размеры рабочих площадок, следует иметь в виду, что они наряду с высотой уступа влияют на величину угла откоса рабочего борта карьера, а значит, и на режим ведения горных работ. Величину угла откоса можно определять по формуле

$$\text{tg } \varphi = \frac{h}{L + h \text{ ctg } \alpha}. \quad (\text{VIII}, 20)$$

На практике величина угла откоса рабочего борта карьера составляет $16-25^\circ$. Уменьшение угла откоса борта карьера при увеличении ширины рабочей площадки приводит (особенно в верхней зоне карьера) к необходимости извлечения дополнительных объемов вскрышных пород, росту коэффициента вскрыши, к дополнительным капиталовложениям на приобретение горнотранспортного оборудования, что снижает технико-экономические показатели открытой разработки месторождений. Ширина рабочих площадок на карьерах составляет 60—100 м, снижаясь в некоторых случаях до 40—45 м.

§ 4. Длина фронта работ и размеры экскаваторных блоков

Протяженность фронта работ карьера зависит от его производственной мощности и параметров, качественной характеристики месторождения и физико-механических свойств пород, погрузочного и транспортного оборудования. Протяженность фронта работ карьера представляет суммарную протяженность фронтов работ отдельных уступов.

Обычно на уступах в зависимости от их длины располагают несколько экскаваторов. Число экскаваторов на уступе определяется типом экскаватора и применяемым видом транспорта, высотой уступа и крепостью горных пород, так как все перечисленные выше

факторы определяют необходимую протяженность фронта работ одного экскаватора (длину блока). Длина блока влияет на интенсивность отработки уступа и производительность экскаватора и определяется в первую очередь возможностью организации нормального транспортного обслуживания забоев.

При железнодорожном транспорте расстояние между двумя смежными забоями должно быть не менее суммарной длины 2,5—3 поездов, так как при меньшей длине блока их транспортное обслуживание затрудняется. Это предопределяет длину экскаваторного блока в скальных породах равной 400—500 м. При автомобильном транспорте фронт работ экскаватора составляет 150—250 м, а при многорядном короткозамедленном взрывании длина блока может быть уменьшена до 50—100 м.

Длина блока исходя из необходимости обеспечения экскаваторов достаточным объемом взорванной горной массы определяется

$$L_6 \geq \frac{kQ}{dh}, \text{ м.} \quad (\text{VIII}, 21)$$

где h — коэффициент резерва, месяцев;

Q — производительность экскаватора, м³;

d — ширина взрываемой полосы целика, м;

h — высота уступа, м.

В свою очередь

$$d = w + (n - 1)a, \text{ м.} \quad (\text{VIII}, 22)$$

где w — линия наименьшего сопротивления, м;

n — число взрываемых рядов;

a — расстояние между рядами скважин, м.

Длину блока можно определить также и по формуле

$$L_6 = \frac{(t_b + t_{об} + t_c) Q}{Ah}, \text{ м.} \quad (\text{VIII}, 23)$$

где t_b — длительность отработки взорванной части блока, суток;

$t_{об}$ — то же, обуренной части блока, суток;

t_c — длительность работы одного из смежных забоев при оставке другого, суток;

A — ширина заходки, м.

Подготовленные для разработки блоки составляют суммарный фронт работ уступа, неподготовленные — являются резервной частью фронта работ. Подготовленность фронта работ определяется наличием транспортных и энергетических коммуникаций, обеспечивающих нормальную работу основного горнотранспортного оборудования.

При годовой производственной мощности карьера Q_r , длине блока L_6 и производительности отдельных блоков q_6 возможное

число блоков n_6 на уступах длиной L_{cp} и потребное число одновременно разрабатываемых уступов m определится по формуле

$$n_6 = \frac{L_{cp}}{L_6}; \quad (\text{VIII},24)$$

$$m = \frac{Q_r L_6}{q_6 L_{cp}}. \quad (\text{VIII},25)$$

Число блоков в пределах одного уступа ограничивается производственно-техническими условиями: при железнодорожном транспорте в связи с затруднениями обменных операций число блоков не превышает трех, а при автомобильном транспорте может достигать до пяти-шести блоков. При разработке месторождений большой мощ-

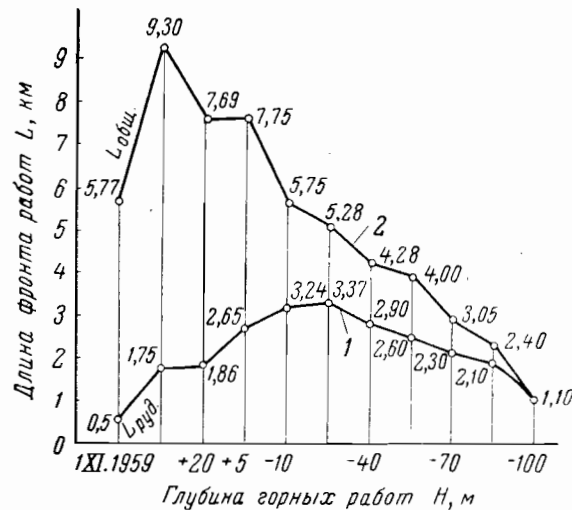


Рис. 186. Изменение длины фронта работ на карьере ЮГОК при его углубке: 1 — рудный фронт; 2 — общий фронт

ности протяженность фронта работ в различные периоды эксплуатации может изменяться в довольно широких пределах. Соответственно могут меняться горные возможности карьеров по добыче полезного ископаемого. Фронт работ изменяется неравномерно и неодинаково для всех карьеров. Большой частью быстрее наращивание фронта работ происходит в период освоения проектной мощности с последующим сокращением при эксплуатации карьеров. При этом вскрышной и добычной фронты работ могут изменяться неодинаково в зависимости от геологической характеристики месторождения (рис. 186).

Протяженность фронта работ на современных карьерах достигает значительной величины (по ЮГОКу свыше 13 км, из них по руде около 6 км; по Первомайскому карьеру соответственно 7,0 и 1,9 км).

Протяженность фронта работ при соответствующей интенсивности горизонтального его подвигания и углубке должна обеспечить годовую производственную мощность карьера по горной массе.

§ 5. Интенсивность горных работ на карьерах

При разработке наклонных и крутопадающих месторождений фронт работ карьера непрерывно перемещается к его предельному положению как в плане, так и по глубине. Фронт работ в плане перемещается отработкой уступа параллельными заходками с постоянной шириной по всей длине. Постоянная ширина заходки значительно упрощает буровзрывные, экскаваторные и путевые работы.

Скорость подвигания фронта работ в единицу времени характеризует интенсивность отработки месторождения и зависит от мощности пласта полезного ископаемого, вида погрузочного и транспортного оборудования, а также производственной мощности карьера.

Большое значение при этом имеет интенсивность подготовки новых горизонтов. Подготовка нижележащих горизонтов может быть начата только после производства определенного объема горных работ на вышележащем уступе. Минимальный объем этих работ включает объем разрезной траншеи P_1 и объем горных пород, извлекаемых при создании рабочей площадки требуемой ширины V_1 (рис. 187). Разрезные траншеи на смежных горизонтах в процессе углубки располагают таким образом, что, соединив их нижние бровки одной линией OD , получают линию углубки карьера с углом наклона β .

Между скоростями горизонтального подвигания уступа l_p и углубки карьера h_r существует зависимость

$$h_r \leq \frac{l_p}{\text{ctg } \varphi + \text{ctg } \beta}. \quad (\text{VIII},26)$$

Максимально возможное подвигание фронта работ на рабочем уступе достигается при минимальной протяженности экскаваторного блока и определяется по формуле

$$l_{p\max} = \frac{Q}{hL_6}, \text{ м/год}. \quad (\text{VIII},27)$$

Для обеспечения необходимой углубки карьера следует соблюдать условие

$$l_p = \frac{Q}{hL_6} \geq h(\text{ctg } \varphi + \text{ctg } \beta), \text{ м/год}, \quad (\text{VIII},28)$$

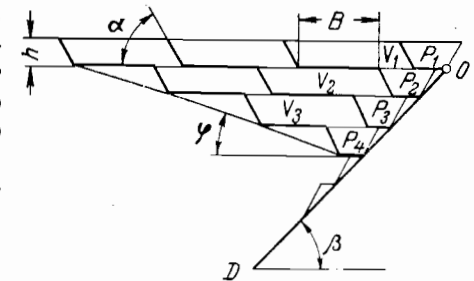


Рис. 187. Схема углубки карьера

где Q — производительность экскаватора, $м^3/год$;

h — высота уступа, $м$;

L_0 — минимальная длина экскаваторного блока, $м$.

Возможная скорость углубки карьера в этом случае определяется по формуле

$$h_r \leq \frac{Q}{hL_0(\operatorname{ctg} \varphi + \operatorname{ctg} \beta)}, \text{ м.} \quad (\text{VIII}, 29)$$

где L_0 — длина экскаваторного блока на рабочем уступе, $м$.

Таким образом, скорость углубки карьера и скорость перемещения фронта работ зависят от применяемого горнотранспортного оборудования и физико-механических свойств горных пород. Интенсивность горных работ на ряде железорудных карьеров приведена в табл. 38.

Таблица 38

Интенсивность горных работ на железорудных карьерах [2]

Карьер	Транспорт	Породы	Высота уступа, м	Скорость углубки карьера, м/год	Скорость продвижения фронта работ, м/год
ЮГОК	Железнодорожный	Скальные	10—15	5—7	50—100
НКГОК		»	10—15	12—15	70—100
ЦГОК	Автомобильный	»	10—15	25—35	100—80*
Соколовский		Рыхлые и полускальные	10	10—20	50—200
Сарбайский	»	То же	10	20—35	80—410
Михайловский	»	Рыхлые и скальные	10	8—30	80—290

* Перемещение фронта работ по простираанию.

Скорость углубки карьеров по рыхлым и полускальным породам может достигать 30—35 м/год (Сарбайский и Михайловский карьеры), а по весьма крепким скальным породам — 25—35 м/год (ЦГОК).

Практика работы карьеров показывает, что если при железнодорожном транспорте максимальная скорость углубки составляет 7—15 м/год, то при автомобильном она увеличивается до 19 м/год, достигая в некоторых случаях 35 м/год (ЦГОК).

Время подготовки горизонтов зависит от объема наклонной и разрезной траншей, необходимого объема горных работ на вышерасположенном горизонте, который позволяет начать проходку наклонной траншеи, а также от общей организации работ.

В зависимости от необходимости подготовки нового горизонта на проходке наклонной и разрезной траншей может работать один или несколько экскаваторов. Общее число экскаваторов при этом зависит от вида транспорта. Применение железнодорожного транспорта

предопределяет проходку выездной и разрезной траншей тупиковым забоем, что объясняется простотой организации работ и небольшими объемами работ по разному вышерасположенному горизонту. При этом не требуется опережения буровых работ и увеличения числа горного оборудования. Обычно длину взрываемого блока принимают из условия обеспечения экскаватора месячным запасом взорванной горной массы.

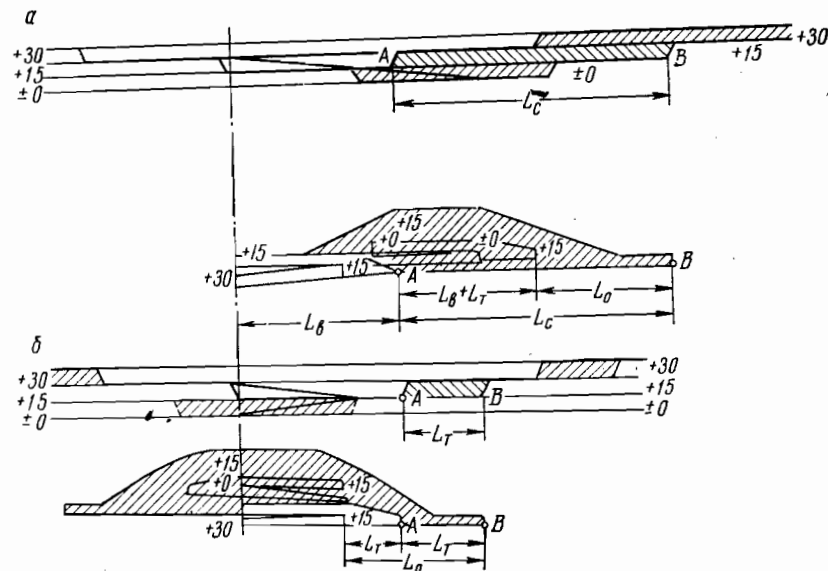


Рис. 188. Положение горных работ при вскрытии горизонта ± 0 поступательными (а) и тупиковыми (б) съездами

Ширину площадки, достаточную для проходки траншей на ниже расположенном уступе, можно определить по формуле

$$B' = x + c + KT + L, \text{ м.} \quad (\text{VIII}, 30)$$

где K — число транспортных полос;

T — ширина транспортной полосы, $м$;

L — ширина бермы безопасности между транспортной полосой и бровкой уступа, $м$.

Обычно ширину площадки принимают равной 40—45 м.

В зависимости от способа вскрытия нижнего горизонта — поступательными или тупиковыми траншеями (рис. 188) — время подготовки горизонта бывает различным. Его величину при вскрытии горизонта поступательными траншеями можно определить [2] из выражения

$$T_{\text{подг}} = \frac{V_{\text{рас}}}{KQ} + \frac{L_0 + l_0}{v} + \frac{L_B + l_T}{v_0}, \text{ месяцев.} \quad (\text{VIII}, 31)$$

При вскрытии тупиковыми траншеями

$$T_{\text{подг}} = \frac{V_{\text{рас}}}{KQ} + \frac{L_0 + l_0 + l_T}{v} + \frac{L_B}{v_0}, \text{ месяцев,} \quad (\text{VIII,32})$$

где $V_{\text{рас}}$ — объем работ по расширению разрезной траншеи, м^3 ;
 L_0 — длина экскаваторного блока, м ;
 l_0 — допустимое минимальное расстояние между экскаватором, проходящим траншею, и экскаватором, ее расширяющим, м ;
 L_B — длина выездной траншеи, м ;
 l_T — площадка примыкания или длина тупика траншеи, м ;
 K — число экскаваторных блоков при расширении траншей;
 Q — производительность экскаватора при фронтальном забое, $\text{м}^3/\text{месяц}$;
 v — возможная скорость проходки траншеи, $\text{м}/\text{сек}$;
 v_0 — скорость расширения траншеи, $\text{м}/\text{сек}$.

В свою очередь

$$v = \frac{Qc}{n(b + h \text{ctg } \alpha)}, \text{ м/месяц,} \quad (\text{VIII,33})$$

$$v_0 = \frac{KQ}{n^2(\text{ctg } \varphi + \text{ctg } \beta)}, \text{ м/месяц,} \quad (\text{VIII,34})$$

где c — коэффициент снижения производительности экскаватора при проходке траншей (0,75—0,8).

Между скоростью перемещения траншейного забоя нижнего уступа и расширением траншей верхнего горизонта должна соблюдаться зависимость $v \leq v_0$.

До начала подготовки нового горизонта при поступательном вскрытии его траншейный забой на верхнем горизонте необходимо продвинуть на расстояние 0,8—1,0 км, т. е.

$$L_{\text{п}} = L_0 + L_B + l_T,$$

а при тупиковом вскрытии — на значительно меньшую величину, т. е.

$$L_T = L_0 \leftarrow l_T,$$

где L_0 — расстояние между тупиковыми забоями смежных горизонтов, м .

При автомобильном транспорте для интенсификации горных работ применяют вскрытие внутренними съездами при бестраншейной подготовке горизонтов. Впервые эти схемы были применены на карьерах Криворожского бассейна при проходке съездов широким забоем по взорванной горной массе на высоту одного или двух уступов.

Последовательность вскрытия горизонта временными автомобильными съездами (рис. 189) сводится к созданию на вскрываемом горизонте первоначального котлована, который затем расширяют несколькими экскаваторами. После создания достаточной ширины рабочей площадки начинают проходку выездной траншеи на сле-

дующий горизонт и последующую его подготовку с помощью первоначального котлована.

Время подготовки горизонта определяют по формуле

$$T_{\text{подг}} = \frac{h}{Q} [L_0(q + L_B + l_T + f) + \frac{b}{2} L_B], \text{ месяцев,} \quad (\text{VIII,35})$$

где q — расстояние по горизонтам между первоначальными котлованами на смежных горизонтах, м ;

f — ширина первоначального котлована (обычно 40—50 м), м .

Время подготовки горизонтов составляет в среднем по карьерам от 8 до 25—30 месяцев. Поэтому возможную скорость углубки при железнодорожном транспорте с тупиковыми съездами можно определить из выражения

$$h_T = \frac{12Q}{hL_0(\text{ctg } \varphi + \text{ctg } \beta) + \frac{1}{c}(L_0 + L_B + l_0 + l_T)(b + h \text{ctg } \alpha)}, \text{ м/год.} \quad (\text{VIII,36})$$

В случае применения временных автосъездов скорость углубки определяют по формуле

$$h_T = \frac{12Q}{L_0(q + L_B + l_T + f) + \frac{b}{2} L_B}, \text{ м/год.} \quad (\text{VIII,37})$$

При выборе интенсивности углубки карьера следует иметь в виду, что его производственная мощность находится в прямой зависимости от скорости понижения горных работ

$$A_p = h_0 S_p \gamma \eta (1 + \rho), \text{ т/год,} \quad (\text{VIII,38})$$

где h_0 — среднегодовое понижение добычных работ, м ;
 S_p — площадь полезного ископаемого в пределах карьера, м^2 ;
 γ — объемный вес полезного ископаемого, $\text{т}/\text{м}^3$;
 η — коэффициент извлечения полезного ископаемого;
 ρ — коэффициент весового разубоживания.

Интенсивность горных работ на карьерах можно охарактеризовать производственной мощностью на 1 км добычного фронта. На карьерах Криворожского бассейна она составляет: ЮГОК — 1,43, НКГОК — 1,49, ЦГОК — 4,3 и СевГОК — 3,6 млн. м^3 в год с 1 км рудного фронта. Интенсивность использования фронта работ

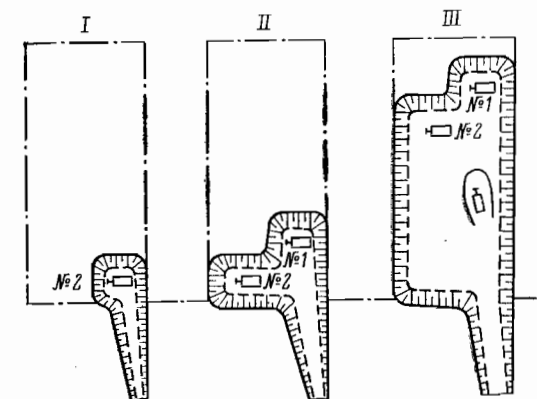


Рис. 189. Схема подготовки горизонтов с использованием временных автосъездов: I—III — последовательность работ

в 2 раза выше в случае применения автомобильного транспорта по сравнению с железнодорожным (3,6—4,3 млн. м³ на СевГОК и ЦГОК по сравнению с 1,43—1,49 млн. м³/год·км на ЮГОК и НКГОК).

ГЛАВА IX

ТРАНСПОРТНЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ НАКЛОННЫХ И КРУТОПАДАЮЩИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 1. Система разработки с применением железнодорожного транспорта

При разработке наклонных и крутопадающих месторождений наибольшее распространение получили транспортные системы разработки с железнодорожным транспортом (рис. 190). Они характеризуются вывозкой вскрышной породы на внешние отвалы и неблагоприятным профилем пути — с подъемом в грузовом направлении. Карьеры могут разрабатываться на глубину 400—500 м и более. Общая протяженность железнодорожных путей в карьере достигает 10—15 км при глубине карьера около 100 м и 30—40 км при глубине карьера 300—400 м.

Стоимость транспортирования горных пород с использованием железнодорожного транспорта составляет 35—60% общей стоимости разработки 1 м³ горной массы.

В одновременной разработке обычно находится несколько уступов, вскрываемых внутренними траншеями со сложной трассой путей. Форма трассы капитальных траншей при разработке месторождений значительного простирания обычно тупиковая. Реже применяют петлевую и спиральную трассы внутренних траншей.

При железнодорожном транспорте наиболее эффективно продольное вскрытие месторождений и поперечное развитие фронта работ. Внутренние траншеи при этом располагают стационарно на лежащем боку месторождений по предельному контуру карьера. Недостаток этого способа вскрытия: большой объем горнокапитальных работ. Для избежания этого недостатка в некоторых случаях допускается продольное вскрытие с использованием скользящих съездов и двустороннего развития фронта горных работ. Применение скользящих съездов при железнодорожном транспорте осложняется большим объемом путепереукладочных работ. Породные и добычные уступы разрабатывают последовательно в нисходящем порядке.

При разработке карьера по транспортной системе обеспечивается независимость ведения вскрышных и добычных работ и создание значительных запасов вскрытого полезного ископаемого, что способствует планомерному и бесперебойному обеспечению полезным ископаемым потребителей. Число уступов, находящихся в одновременной разработке, зависит от способа вскрытия, производственной мощности карьера и периода его разработки. Производительность

карьера в конкретных условиях может быть обеспечена только при использовании определенного количества экскаваторного и транспортного оборудования.

Большинство наклонных и крутопадающих месторождений разрабатывают карьерами с годовой производственной мощностью от 15 до 70 млн. т горной массы (карьеры Криворожского бассейна, Урала, Коркинский угольный карьер и т. д.). Выполнение таких больших объемов работ на карьерах обеспечивается благодаря применению высокопроизводительной буровой, погрузочной и транспортной техники. Для погрузки горной массы используют экскаваторы с ковшем емкостью от 4,6 до 12,5 м³.

Простой экскаваторов в ожидании обмена железнодорожных составов составляют свыше 25—30% рабочего времени. Использование их по транспортным условиям можно охарактеризовать коэффициентом обеспеченности забоя порожняком, т. е.

$$k_t = \frac{t_{\text{погр}}}{t_{\text{погр}} + t_{\text{об}}}, \quad (\text{IX}, 1)$$

где $t_{\text{погр}}$ — время погрузки состава, мин;

$t_{\text{об}}$ — время обмена состава, мин.

Для повышения использования погрузочного оборудования применяют эффективные схемы развития путей на уступах. При выборе схемы путевого развития исходят из принципа независимости процессов, обеспечивающего минимум простоев оборудования. / Выбранные на этой

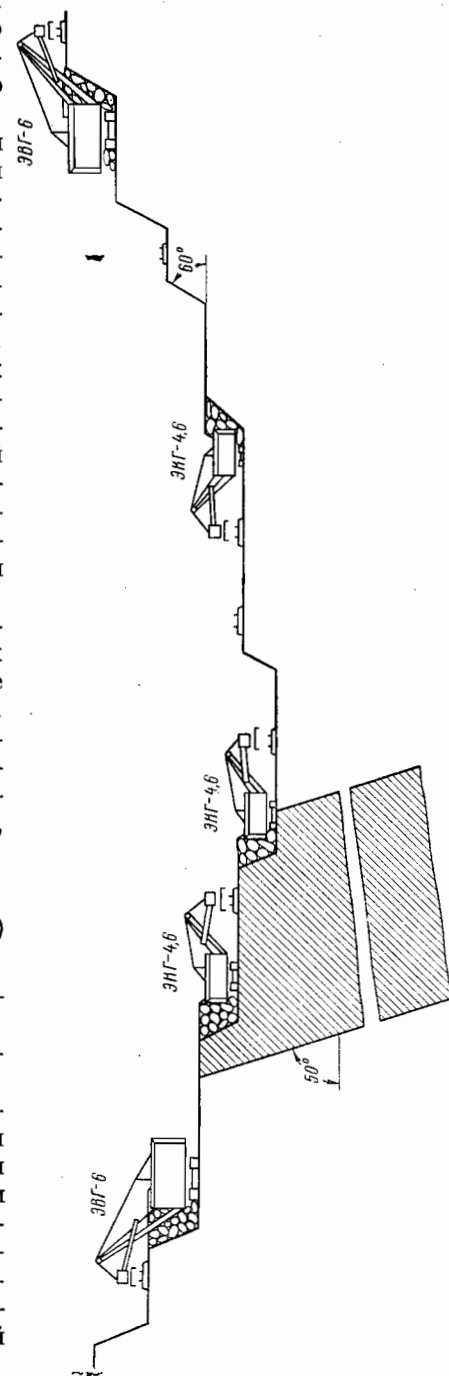


Рис. 190. Транспортная система разработки крутопадающего месторождения

основе схемы путевого развития должны удовлетворять следующим требованиям:

1) возможность оптимальной обеспеченности забоев порожняком, что достигается устройством у каждого экскаватора независимого

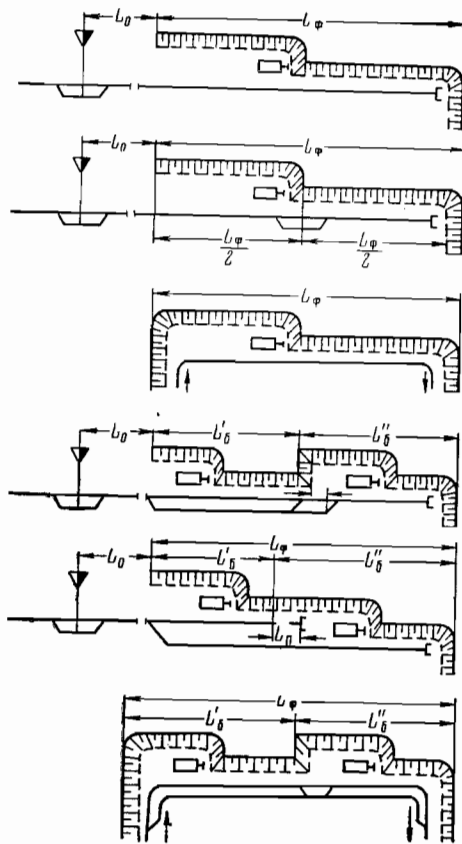


Рис. 191. Схемы путевого развития на уступе.

и наличия для каждого экскаватора независимого железнодорожного пути можно пользоваться формулой проф. Е. Ф. Шешко

$$L_{\phi} = \frac{v_3 \left[t_n - 2(n-1) \left(\frac{L}{v_c} - \tau \right) \right]}{n - \frac{1}{n}}, \text{ км}, \quad (\text{IX}, 2)$$

где L — расстояние от обменного пункта до забоя, км;
 t_n — чистое время погрузки состава, мин;
 v_3, v_c — скорость движения поезда по забойным и соединительным путям, км/ч;

забойного пути и надлежащего расположения обменных пунктов на уступе;

2) ведение взрывных и путевых работ у одного экскаватора не должно прерывать нормальную работу других экскаваторов на этом уступе.

На карьерах получили распространение поточная и тупиковая организация движения железнодорожного транспорта. Поточную организацию работ применяют при двустороннем примыкании железнодорожных путей уступов к путям капитальной траншеи.

Типовые схемы путевого развития на уступе, предложенные Центрогипрошахтом, показаны на рис. 191. Расстояние между экскаваторами (длина блока) устанавливается исходя из крепости пород, организации буровзрывных работ и рационального транспортного обслуживания экскаваторных забоев. Для установления оптимальной длины фронта работ на уступе L_{ϕ} исходя из наилучшей обеспеченности экскаваторных забоев порожняком

τ — время на железнодорожную связь, ч;

n — число экскаваторных блоков.

Полученная длина фронта работ на уступе сравнивается с необходимой длиной фронта по условию обеспечения экскаваторов взорванной горной массой $L_{\phi, в}$ и годовой производственной мощностью карьера $L_{\phi, г}$. Для сравнения можно воспользоваться формулами (VIII, 24)

$$L_{\phi, в} \geq \frac{KQn}{1000dh}, \text{ км},$$

$$L_{\phi, г} \leq \frac{12QS_p n}{1000A_p h (\text{ctg } \varphi + \text{ctg } \beta)}, \text{ км}.$$

Определив длину фронта работ на уступе по приведенным формулам, можно найти область оптимальных его значений на уступе в зависимости от числа экскаваторных блоков, а также и оптимальное значение длины экскаваторного блока. В качестве примера [2] определена длина фронта работ для Оленегорского карьера (рис. 192). Для экскаватора ЭКГ-4,6 она оказалась равной около 2,3 км.

Оленегорским карьером разрабатываются железистые кварциты крепостью 13—14. Залежь имеет угол падения 65—80°, ее мощность составляет 150—180 м.

Производственная мощность карьера по руде около 13 млн. т. Параметры карьера: длина 2,9 км, ширина 1,05 км, глубина 390—450 м. Глубина карьера в настоящее время около 100 м, и его отрабатывают уступами высотой 12—15 м с использованием буровзрывного комплекса, одноконшковых экскаваторов ЭКГ-4,6, железнодорожного и автомобильного транспорта. При транспортировании руды с горизонтов ниже отметки 134 м используют комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт. В примере использованы средние данные по карьеру: $Q = 40$ тыс. м³/мес; $A_p = 2,54$ млн. м³/год; $S_p = 347$ тыс. м²; $h = 12$ м; $\varphi = 8^{\circ} 20'$; $\beta = 90^{\circ}$; $K = 2$ месяца; $d = 24$ м; $t_n = 0,83$ ч; $L = 0,5$ км; $v = 15$ км/ч; $v_{ср} = 10$ км/ч; $\tau = 0,032$ ч.

Оптимальное число экскаваторных блоков располагается в области, ограниченной линиями: 1 — изменения длины фронта по условию понижения горных работ; 2 — изменения длины фронта работ по условию обеспечения погрузочного оборудования взорванной горной массой; 3 — изменения длины фронта работ по условию обеспечения экскаваторных забоев порожняком.

Для рассматриваемых условий число блоков может быть принято равным 2—3. Таким образом, оптимальная длина экскаваторного

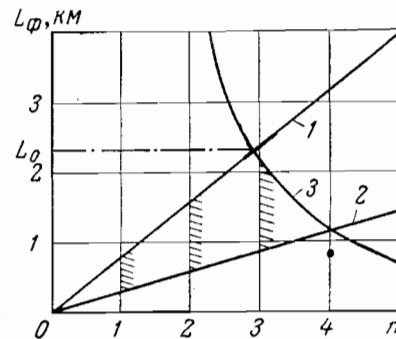


Рис. 192. График к определению оптимальной длины фронта работ.

блока составит 0,8—1,1 км. Обычно на угольных карьерах длина экскаваторных блоков составляет 1200—2000 м, на рудных карьерах 600—900 м, а при многорядном короткозамедленном взрывании может быть снижена до 500 м. Наличие нескольких рельсовых путей на рабочих уступах требует большого объема путепереукладочных работ, для сокращения которых расстояние между железнодорожными путями стремятся делать равным ширине экскаваторной заходки (14—20 м). При этом удается организовать переукладку поочередно только одного пути, перебрасывая его краном через другой.

Большое значение на карьерах, применяющих железнодорожный транспорт со сложным путевым развитием на уступах, имеют рабочие площадки, ширина которых существенно влияет как на угол рабочего борта карьера, так и на годовые объемы горных работ. Так, на карьере Николаевского полиметаллического месторождения с увеличением ширины площадки на 1 м текущий коэффициент вскрыши повышается почти на $1 \text{ м}^3/\text{м}^3$, а на Оленегорском карьере при росте ширины рабочей площадки на расстоянии 8 м, вследствие перехода на многорядное короткозамедленное взрывание, величина коэффициента вскрыши увеличилась на 11%, а объем вскрыши на 310 тыс. м^3 в год.

Современный высокомеханизированный карьер не может обеспечить высокие технико-экономические показатели при работе с узкими рабочими площадками. Широкие рабочие площадки позволяют внедрить многорядное короткозамедленное взрывание, обеспечивающее регулирование степени дробления пород и значительно повышающее эффективность погрузочных и транспортных работ. Широкие рабочие площадки обеспечивают гибкость при планировании добычи и облегчают усреднение качества руды.

Ширина рабочих площадок при железнодорожном транспорте на ряде карьеров приведена в табл. 39.

Таблица 39

Ширина рабочих площадок при железнодорожном транспорте

Карьер	Высота уступа, м	Взрывание	Ширина рабочих площадок, м
ЮГОК	15	Многорядное	60—120
НКГОК	15	»	40—100
Магнитогорский	10	Однорядное	50—100
Бакальский	10	»	20—50
Высокогорский	10—12	»	18—45
Гороблагодатский	10—12	»	18—50

Ширина рабочей площадки с учетом параметров карьера определяется по формуле

$$L = L_{\min} + \frac{\mu A_p}{L_p h}, \text{ м}, \quad (\text{IX}, 3)$$

где L_{\min} — минимальная ширина рабочей площадки, учитывающая размещение взорванной массы, железнодорожных путей, автомобильных дорог, бурового и добычного оборудования, линии электропередачи, м;

μ — нормативный коэффициент резерва запасов руды, лет;

A_p — производственная мощность карьера по руде, $\text{м}^3/\text{год}$;

L_p — длина фронта работ по добыче, м;

h — высота уступа, м.

Ширина рабочей площадки в условиях карьеров Криворожского бассейна с погрузкой полезного ископаемого на железнодорожный транспорт при многорядном взрывании показана на рис. 193. Она составляет 75—95 м.

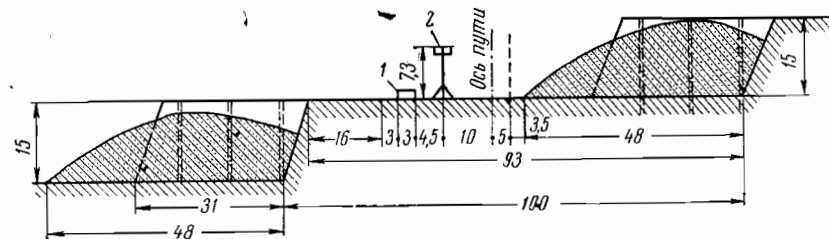


Рис. 193. Ширина рабочей площадки при многорядном взрывании

Темпы понижения горных работ при железнодорожном транспорте в практике разработки угольных месторождений составляют 8—15 $\text{м}/\text{год}$, на рудных карьерах 10—20 $\text{м}/\text{год}$. Скорость продвижения фронта работ, по данным Центрогипрошахта, приведена в табл. 40.

Транспортная система разработки широко распространена, так как большое число месторождений рудных, угольных и нерудных ископаемых СССР залегают в виде пластов или залежей с наклонным или крутым падением.

Таблица 40

Скорость продвижения фронта работ при железнодорожном транспорте

Экскаватор	Категория крепости пород по нормам и расценкам	Годовая производительность экскаватора, тыс. м^3	Высота уступа, м	Ширина заходки, м	Скорость продвижения фронта работ при производстве вскрышных работ экскаваторами, $\text{м}/\text{год}$		
					одним	двумя	тремя
ЭКГ-4,6	I—III	1500	10	19	125—250	125—250	125—250
	IV—VI	1150	—	14—15	90—135	100—135	125—135
	IX—XIII	800	10—15	—	60—115	66—115	90—115
	XIV—XVI	600	—	—	46—75	50—75	66—75
ЭКГ-8	I—III	2800	13	17,5	170—340	170—340	170—340
	IV—VI	2200	—	—	112—185	122—185	146—185
	IX—XIII	1300	15—20	20	66—155	72—155	86—155
	XIV—XVI	900	—	—	46—100	50—100	60—100

Транспортная система разработки с применением железнодорожного транспорта на карьере ЮГОК показана на рис. 194. Карьером ЮГОК обрабатывается магнетитовое месторождение, которое представляет асимметричную синклиналию складку с падением западного крыла на восток под углом $60-80^\circ$ и восточного — на запад под углом $40-60^\circ$. Синклиналию складка погружается в северо-восточном направлении под углом $180-200^\circ$. Руды очень крепкие, крепостью от 12—14 до 16—18. В результате переработки на обогатительной фабрике получают концентрат с содержанием железа 60—64%. Коэффициент вскрыши на карьере ЮГОК составляет $0,1-0,5 \text{ м}^3/\text{т}$.

Месторождение вскрыто комбинированными траншеями, расположенными на нерабочих бортах карьера. Горизонты, расположенные на косогоре с абсолютными отметками +75 м, +65 м, +54 м, +42 м, вскрыты горизонтальными заездами непосредственно с земной поверхности, а горизонты +30 м, ±0, -15 м и -30 м — системой въездных траншей с тупиковыми разъездами. В настоящее время горные работы ведут на горизонтах: +75 м, +65 м (по наносам); +54 м, +42 м (по скальным породам и окисленным рудам); +30, +15, ±0, -15 м, -30 м, -45 м (по добыче с попутной выемкой вскрышных пород). Горизонт -60 м подготавливается к эксплуатации. Заезд с поверхности на рабочие горизонты осуществляют через две отдельные железнодорожные станции.

Подвижной состав железнодорожного транспорта состоит из электровозов $EL = 1$, $EL = 2$ со сцепным весом 150 и 100 Т и думпкаров грузоподъемностью 80—100 Т. Горную массу грузят экскаваторами ЭКГ-4,6. Взрывные скважины бурят станками термического бурения. Расстояние от границы карьера до отвалов составляет 3,0 км. На центральной площадке, расположенной на левом берегу р. Ингульца, находятся ДОФ и аглофабрики № 1 и № 2.

Подготовку новых горизонтов к эксплуатации осуществляют системой въездных и разрезных траншей, расположенных в южной части карьера вдоль западного борта. Для поддержания постоянного фронта добычных работ, а также стабильных годовых объемов горной массы каждые два года вскрывается новый горизонт. Суммарный фронт добычных работ при проектной годовой производительности карьера 32 млн. т составит 8—9 км. Минимальная длина фронта работ на один экскаватор принята равной 600—800 м.

Технико-экономические показатели работы карьера ЮГОК приведены в табл. 41.

Месторождение представлено свитой пластов сложного строения с общим углом падения $20-30^\circ$. Основные продуктивные пласты II Верхний и II Нижний, суммарной мощностью от 30 до 120 м, разделены прослойком песчаника мощностью от 0 до 80 м. Коркинский карьер имеет годовую производственную мощность свыше 6 млн. т по углю и 26 млн. м^3 по породе. Длина карьера 2,6 км, ширина 1,7 км и глубина около 300 м.

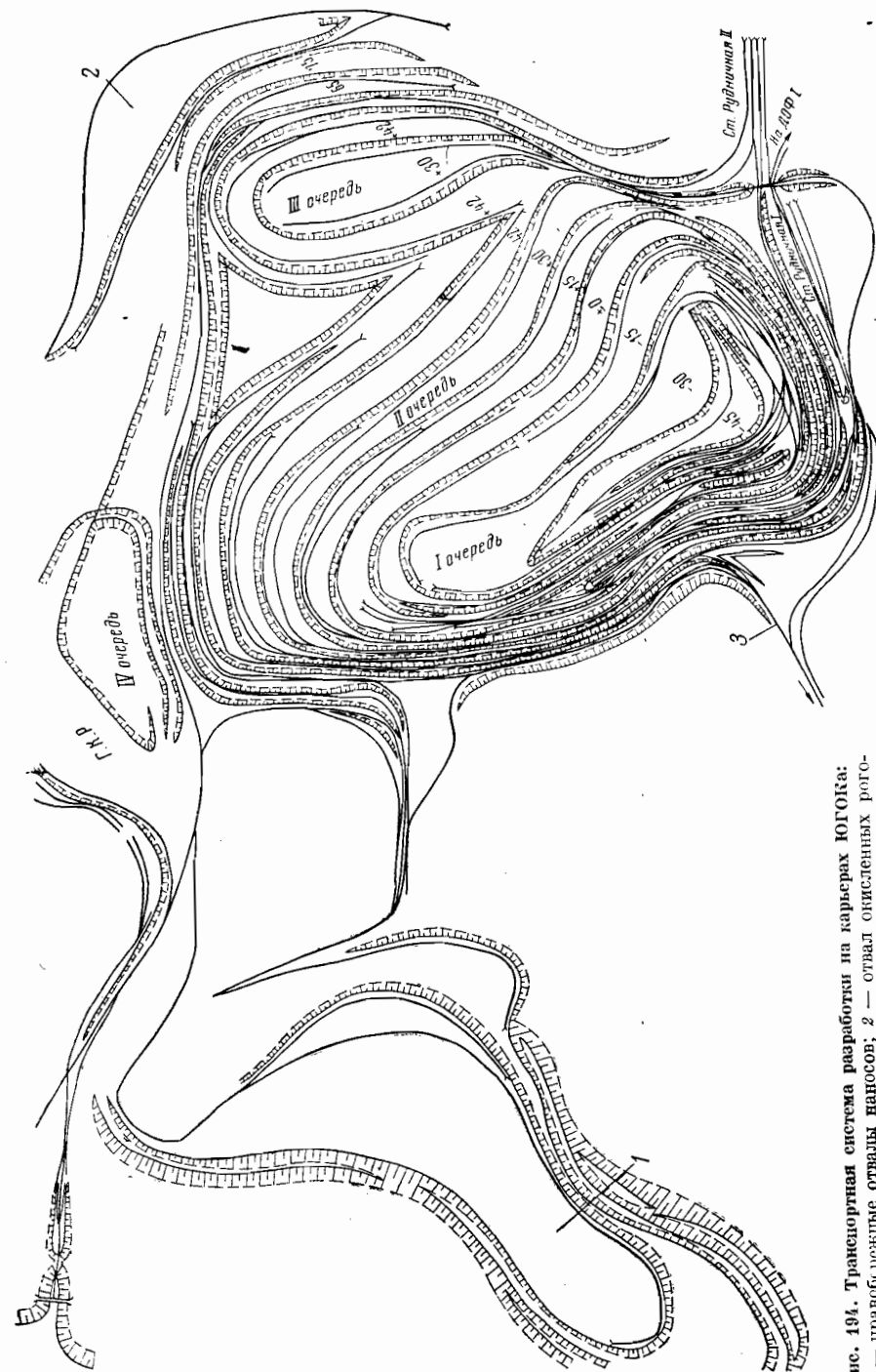


Рис. 194. Транспортная система разработки на карьерах ЮГОКа: 1 — правый боковой отвал наносов; 2 — отвал окисленных руд; 3 — левобережные отвалы наносов

Таблица 41

Технико-экономические показатели работы карьера ЮГОК

Показатели	Годы			
	1966	1967	1968	1969
Объем горной массы, тыс. т	53 800	58 708	71 373	80 212,4
в том числе по:				
руде	24 800	27 208	32 527	33 191,9
скальным породам	—	8085,28	9292,8	12 924,6
наносам	—	3124,65	3117,5	3 070,0
Себестоимость разработки по горной массе, руб/м ³	0,75	0,767	0,829	0,852
Себестоимость добычи руды, руб/т	0,520	0,499	0,708	0,71
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,706	0,684	0,672	0,7
Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	54,9	56,3	54,7	51,9
Производительность одного работающего по горной массе, м ³ /год	911,0	838,9	910,0	1029,2

Верхние горизонты карьера вскрыты двумя фланговыми траншеями внешнего заложения, расположенными висячем и лежащем боках месторождения. Нижние горизонты вскрыты скользящими съездами. Пересекая действующие уступы, скользящие съезды уменьшают ширину рабочих площадок и сдерживают рост производительности труда, что является серьезным их недостатком. Перемещение фронта работ на карьере параллельное. Высота уступов от 8 до 17 м, ширина рабочих площадок 20—60 м, а ширина экскаваторных заходок 12—18 м. Длина экскаваторного блока изменяется от 400 до 1500 м. Интенсивность горных работ: годовое понижение 8,5 м; годовое подвигание фронта работ 60—80 м.

Горнотранспортное оборудование на карьере представлено экскаваторами ЭКГ-4, ЭКГ-4,6, ЭКГ-8 и ЭВГ-6, буровыми станками вращательного бурения СВБ-2 и станками шарошечного бурения СВБК-200. Годовая производительность экскаваторов ЭКГ-4, ЭКГ-8 и ЭВГ-6 соответственно составляет 1,2; 1,4 и 1,0 млн. м³. Для транспортирования вскрышных пород используют электровозы сцепным весом до 150 Т и думпкары грузоподъемностью до 100 Т. Уголь транспортируется ленточными конвейерами, установленными в наклонных стволах.

§ 2. Система разработки с автомобильным транспортом

Транспортная система разработки с применением автосамосвалов широко распространена на отечественных и зарубежных карьерах. Разработка наклонных и крутых залежей при использовании железнодорожного транспорта обычно ведется продольными по простиранию экскаваторными заходками, что требует много времени для подготовки новых горизонтов большего объема траншейных работ,

а также работ по разному рабочих бортов карьера. Все это снижает интенсивность разработки месторождения.

Автомобильный транспорт при разработке наклонных и крутых залежей позволяет избежать указанных выше недостатков, а при необходимости и обеспечить интенсивную отработку месторождения. Интенсификация работ на карьерах в случае применения системы разработки с автомобильным транспортом обеспечивается за счет уменьшения в 2 раза и более длины экскаваторного фронта, сокращения на 25—30% простоев экскаваторов в ожидании транспорта, увеличения в 2—3 раза скорости понижения горных работ и сокращения разноса бортов карьера. Все это позволяет обеспечить более высокие технико-экономические показатели открытой разработки месторождений.

Автомобильный транспорт особенно эффективен при разработке месторождений в сложных топографических условиях с неправильными контурами, ограниченными запасами и небольшим сроком существования карьера, а также при необходимости селективной выемки запасов месторождения. Эффективность использования данной системы разработки обеспечивается правильным сочетанием ее основных элементов (высоты уступа, ширины заходки и рабочих площадок, протяженности действующего фронта работ и длины экскаваторных блоков). Высота уступа в значительной степени определяет эффективность использования основного погрузочно-транспортного оборудования и технико-экономические показатели работы карьера и зависит, в первую очередь, от физико-механических свойств горных пород и параметров экскаваторов.

Ширину заходки определяют рабочими параметрами погрузочно-транспортного оборудования и схемой маневров автосамосвалов при установке под погрузку (для экскаваторов ЭКГ-4 и ЭКГ-8 она составляет от 14 до 20 м). Для повышения эффективности совместного использования погрузочно-транспортного оборудования время, затрачиваемое на маневры при установке автосамосвалов под погрузку, необходимо сокращать до минимума.

Минимальную ширину рабочей площадки определяют параметрами технологического оборудования и буровзрывных работ. Она включает: в скальных породах ширину развала x после рыхления пород взрывом; в мягких породах ширину заходки по целику A ; ширину транспортной полосы и полосы для размещения дополнительного оборудования и проезда вспомогательного транспорта Π , а также ширину полосы безопасности.

Минимальные расчетные размеры рабочих площадок при кольцевом развороте автомашин и мягких горных породах составляют 20—28 м. Размеры рабочих площадок при скальных породах приведены в табл. 42. На рис. 195 показана схема к расчету ширины рабочей площадки при автотранспорте. Схема организации работ на рабочей площадке показана на рис. 196.

Ширина транспортной площадки будет определяться параметрами горнотранспортного оборудования и организацией движения

Таблица 42

Размеры рабочих площадок и их элементы в скальных горных породах

Автомашина	Высота уступа h , м	Ширина заходки по целику A , м	Ширина развала x , м	Радиус разворота автосамосвала R_a , м	Расстояние от оси движения автотранспорта, м		Минимальная ширина рабочей площадки, м
					C_2	C_1	
КрАЗ-222	10	14,5	25	10,5	2,5	3,0	39,0
	12		26				39,5
	15		29				41,0
БелАЗ-540	10	14,5	25	8,3	2,5	3,0	34,6
	12		26				35,1
	15		29				36,6
БелАЗ-548	10	14,5	25	11,0	2,5	3,5	40,5
	12		26				41,0
	15		29				42,5
БелАЗ-540В	10	14,5	25	8,3	2,5	3,0	34,6
	12		26				35,1
	15		29				36,6
БелАЗ-548	15	20,0	34	11,0	2,5	3,5	45,0
	18		37				46,5
	20		40				48,0
БелАЗ-540В	15	20,0	34	8,3	2,5	3,0	34,1
	18		37				40,6
	20		40				42,1

автомашин. Минимальная ширина ее должна быть достаточной для размещения автомобильных дорог, обеспечивающих необходимую скорость движения автомашин при соблюдении соответствующих правил технической эксплуатации, включающей также ширину

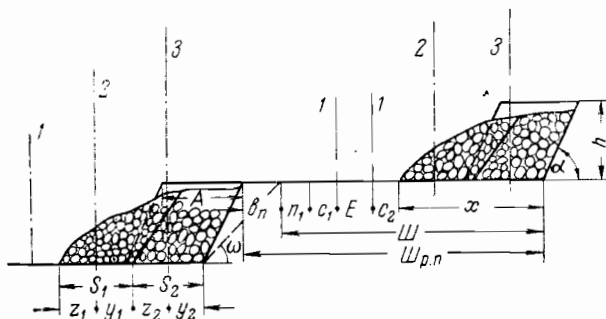


Рис. 195. К расчету ширины рабочей площадки при автотранспорте:
1 — ось пути; 2, 3 — оси экскаватора соответственно при 1-м и 2-м проходе

обочин. На практике ширина проезжей части автомобильной дороги колеблется в пределах 7—10 м (при двухполосном движении), а ширина транспортной площадки 10,5—14 м. При внедрении на карьерах автосамосвалов БелАЗ-548, БелАЗ-549, имеющих несколько большие габариты и радиус поворота по сравнению с автосамосва-

лами БелАЗ-540, ширину проезжей части дороги следует увеличить до 11—12 м. Ширина транспортной площадки при этом увеличится до 15—16 м. Фактическая ширина площадок по ряду карьеров приведена в табл. 43.

Таблица 43

Ширина рабочих площадок на карьерах при автомобильном транспорте

Карьер	Высота уступов, м	Взрывание	Ширина рабочих площадок, м
ЦГОК:			
по простиранию	15	Многорядное	80—300
вкrest простирания	15	»	20—50
СевГОК:			
по простиранию	12	»	100—200
вкrest простирания	12	»	20—50
Сарбайский	10	Однорядное	20—60
Михайловский	10	»	20—30
Богословский	8—10	»	20—50

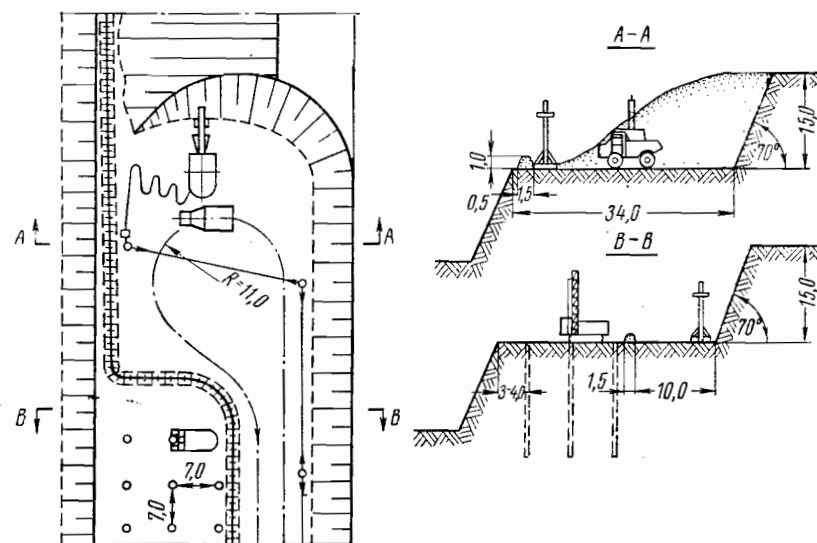


Рис. 196. Схема организации работ на рабочей площадке

В последние годы на карьерах, применяющих автотранспорт (особенно в Криворожском бассейне), внедряют взрывание высоких уступов, т. е. сдвоенных или строенных. Взрывание высоких уступов применяют на карьерах ГОКов, на Шиловском карьере Анатольевского ГОКа, Кальмакырском карьере Алты-Топканского комбината, известняковых карьерах Балаклавского карьероуправления и т. д.

Высокие уступы обычно взрывают на не убранную от предыдущего взрыва горную массу, что способствует более интенсивному дроблению горных пород. Высокие уступы, кроме того, способствуют увеличению эффективности использования бурового и погрузочно-транспортного оборудования. После взрывания высоких уступов взорванную горную массу по высоте подразделяют на подступы для последующего ведения погрузочно-транспортных работ. Высоту подступов принимают из условия: наилучшего использования экскаваторов в забое; наименьших объемов работ по транспортированию горной массы автотранспортом и устройству автодорог; достижения наибольшего угла откоса рабочего борта карьера.

Первые два условия соблюдаются при максимальной высоте подступа, допускаемой рабочими параметрами экскаваторов; последнее определяется дополнительно еще и шириной рабочих площадок. При подразделении высоких уступов на подступы образуются рабочие площадки, которые в зависимости от назначения будут иметь различную ширину. Одна из этих площадок разграничивает между собой высокие уступы и предназначена для размещения транспортно-погрузочного и бурового оборудования. Ее ширина зависит от числа рядов взрывных скважин и расстояния между ними и может быть определена по формуле

$$III_6 = A + II_c + B + T + a, \quad (IX,4)$$

где A , II_c , T , B — соответственно ширина заходки, подпорной стенки, транспортной полосы и бурового блока, м;

a — защитная полоса, м.

Ширина площадки в случае применения экскаваторов ЭКГ-8 и 40-тонных автосамосвалов в зависимости от числа рядов взрывных скважин увеличивается с 75 м при трех рядах скважин до 120 м при восьмидесятирядном буровом блоке. Площадки, разграничивающие высокие уступы на подступы, предназначены для расположения погрузочного и транспортного оборудования и для определенного его типа будут иметь постоянную ширину. Так, для экскаваторов ЭКГ-8 и автосамосвалов БелАЗ-548 их ширина составит 43—45 м.

Применение высоких уступов влияет на угол откоса рабочего борта карьера. Его величину можно определить по формуле

$$\operatorname{tg} \varphi = \frac{nh}{III_6 + (n-1) III + nh \operatorname{ctg} \alpha}, \quad \text{град}, \quad (IX,5)$$

где n — число взрываемых уступов;

III — ширина рабочей транспортно-погрузочной площадки, м;

h — высота подступа, м;

α — угол откоса рабочего уступа по взорванной горной массе, град.

В случае применения высоких уступов на карьерах величина угла откоса рабочего борта на 2—3° больше, чем при взрывании обычных уступов. Для увеличения угла откоса рабочего борта необ-

ходимо величину подступа принимать максимально возможной. Одновременно с увеличением угла рабочего борта карьера сокращается и протяженность транспортных путей, а также улучшается режим горных работ. Основными параметрами рассматриваемой системы разработки являются длина фронта работ и размер экскаваторного блока. Фронт работ зависит от природных условий месторождения, производственной мощности карьера и других горнотехнических показателей открытого способа разработки.

Длина фронта работ, как и размер блока, определяется экономическими и организационно-техническими факторами. Центрогипрошахт рекомендует длину фронта работ при автотранспорте по экономическим соображениям в зависимости от конечной глубины карьера считать равной

H , м	50—150 . . .	150—250 . . .	250—350
L_p , м	800—1500 . . .	1100—1800 . . .	1300—3000

К организационно-техническим факторам, определяющим минимальную длину экскаваторного блока, относятся буровзрывные работы и транспортные условия. Для обеспечения бесперебойной работы экскаватора должен создаваться запас взорванной горной массы, обеспечивающий определенный срок его работы.

Минимальная длина фронта на нижерасположенном горизонте по транспортным условиям должна удовлетворять условию

$$L_{6\min} = \frac{1000h}{i} + 2R, \quad (IX,6)$$

где i — уклон автосъезда, ‰;

R — минимальный радиус поворота автомашины, м.

На практике длина блока при автотранспорте составляет 100—200 м. Горнотранспортное оборудование оказывает влияние на параметры элементов системы разработки. При выборе грузоподъемности подвижного состава автотранспорта исходят из производственной мощности предприятия, пропускной способности приемных устройств и расстояния транспортирования. Грузоподъемность автомашин влияет на их габариты. Габариты подвижного состава и схема организации движения определяют параметры рабочих и транспортных площадок.

Для обеспечения эффективности транспортной системы разработки большое значение имеет рациональное сочетание параметров экскаваторов и подвижного состава автотранспорта. Параметры экскаваторов влияют на параметры элементов системы разработки (высоту уступа, ширину заходки и т. д.).

С достаточной степенью точности рациональную взаимосвязь между экскаваторами и грузоподъемностью автомашин, по условию их максимального совместного использования, можно выразить зависимостью

$$G_r = (4,5q + a) \sqrt[3]{L_r}, \quad (IX,7)$$

где G_r — грузоподъемность автомашин, t ;
 q — емкость ковша экскаватора, m^3 ;
 a — коэффициент, зависящий от емкости ковша экскаватора
($a = 3$ при $q > 4 m^3$);
 L_T — расстояние транспортирования, $км$.

На рис. 197 показана зависимость между емкостью ковша экскаватора, грузоподъемностью автомашин и расстоянием транспортирования.

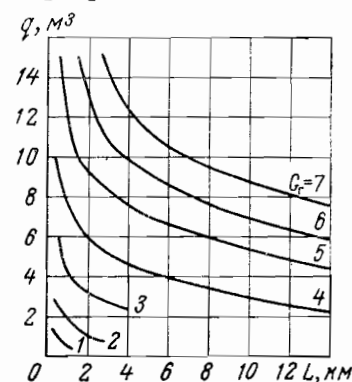


Рис. 197. Зависимость между емкостью ковша экскаватора, грузоподъемностью автомашин и расстоянием транспортирования:
1—7—соответственно 5; 10; 27; 40; 65; 80 и 100 t

Для повышения интенсивности обработки месторождений или подготовки нижележащих горизонтов, сокращения объема горностроительных работ вне контуров карьера и внутри-карьерного расстояния транспортирования при использовании втотранспорта можно применять скользящие и временные автосъезды. Как показал опыт работы карьеров и проведенные исследования максимальную эффективность при устройстве съезда даже во взорванных скальных породах обеспечивают мощные бульдозеры Д-385.

Условие рационального применения скользящих съездов можно записать в виде

$$\frac{S_\phi}{Q_{пр}} \leq S_T l, \quad (IX,8)$$

где S_ϕ — стоимость устройства съезда, руб.;
 $Q_{пр}$ — общее количество провозимой по съезду горной массы, t ;
 S_T — стоимость 1 $t \cdot км$, руб.;
 l — сокращение расстояния транспортирования за счет строительства съезда, $км$.

Временные и скользящие съезды экономически себя оправдывают, если за счет их применения расстояние транспортирования сокращается более чем на 0,2 $км$.

Экономию можно подсчитать по формуле

$$S_э = Q_{пр} S_T l - S_\phi. \quad (IX,9)$$

При транспортировании пустых пород на внешние отвалы для систем разработки с применением автомобильного транспорта Центрогипрошахтом предложены типовые схемы, показанные на рис. 198. Выбор схемы производят с учетом рельефа местности, условий залегания полезного ископаемого и глубины разработки. При вскрытии применяют прямые, петлевые и спиральные стационарные съезды, а в ряде случаев — временные и скользящие съезды.

При петлевых съездах петли укладывают на площадках шириной не менее двух радиусов разворота автомашины. Петлевые площадки

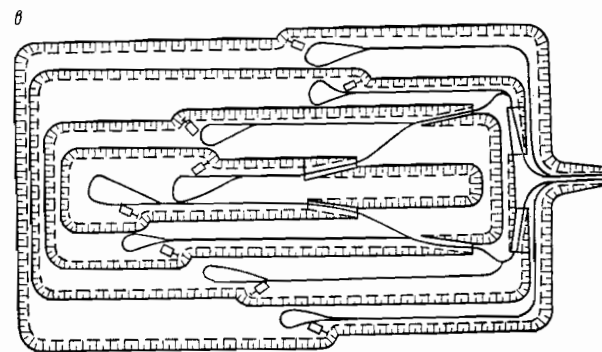
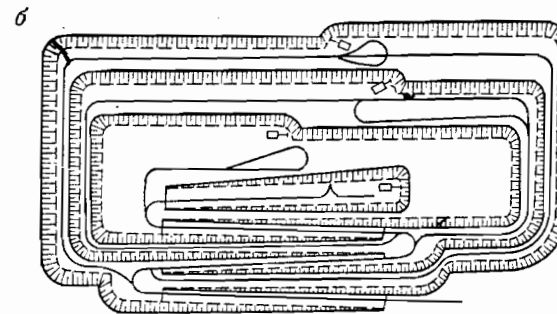
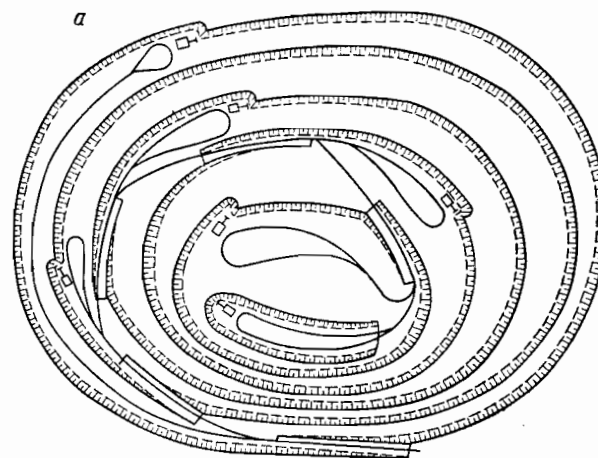


Рис. 198. Типовые схемы разработки с применением автотранспорта для вывозки пород на внешние отвалы

оборудуют в выемке, устраиваемой за счет подрезки уступа и дополнительного разноса борта карьера. В отдельных случаях площадки для петлевого соединения устраивают на насыпи или в полувыемке-полунасыпи.

При спиральных съездах примыкание трассы к рабочим горизонтам может производиться как на смягченном уклоне, так и на горизонтальных площадках, от которых начинается развитие горных работ. Длину площадок принимают равной 50—60 м.

При спиральных съездах вскрытие можно осуществить парными траншеями, обеспечивающими поточность движения в грузовом и порожняковом направлениях (рис. 198, а). Уклон дорог в грузовом и порожняковом направлениях при этом различен.

Применение кольцевой схемы движения позволяет повысить эффективность использования автотранспорта и безопасность движения автосамосвалов. Организация движения в случае применения петлевого автосъезда показана на рис. 198, б.

Эффективная схема разработки должна обеспечивать: минимальный объем горноподготовительных работ, а также возможно меньшие сроки строительства и освоения пусковых очередей карьера; величину фронта добычных работ, обеспечивающую оптимальную производственную мощность карьера; минимальные расстояния транспортирования; наиболее полное использование автомобильного транспорта.

При разработке мощных наклонных и крутопадающих месторождений с использованием автотранспорта возможно применение схемы, показанной на рис. 198, в, предусматривающей поперечную подготовку и развитие фронта работ от центра карьера к флангам. Этот вариант характеризуется двусторонним фронтом работ на каждом уступе и наличием временных и постоянных съездов. Степень эффективности принятой схемы зависит от геометрических размеров карьерного поля, мощности залежи и характера ее залегания.

В условиях сурового климата при разработке мощных пологих залежей с плато- или сопкообразной топографией поверхности рекомендуется панельная отработка месторождений (рис. 199). При этом каждый уступ разбивается по фронту (по простиранию рудной залежи) на несколько участков — панелей. Преимущества данной схемы: более короткий срок освоения производственной мощности карьера, уменьшение ширины рабочей площадки и сокращение объема горнокапитальных работ. Недостатки — жесткая взаимосвязь между сроком обработки панелей смежных горизонтов и большой объем траншейных работ.

Для интенсификации отработки месторождения может быть рекомендован вариант системы с поперечной подготовкой и продольным перемещением фронта работ, впервые примененный на карьере ЦГОКа в Кривом Роге (рис. 200). В данном варианте разрезные траншеи проходятся не на всю ширину горизонта. Нормальные условия работы экскаваторов создаются за счет расширения автомобильных съездов при достижении подошвы уступа [2]. Последовательность

работ в случае применения системы разработки поперечными заходками без разрезных траншей приводится ниже.

На вновь нарезаемом горизонте обуривается и взрывается участок уступа длиной около 200 м и шириной 80—100 м. По борту взорванного участка уступа до отметки площадки вскрываемого горизонта проходится временный автомобильный съезд шириной около

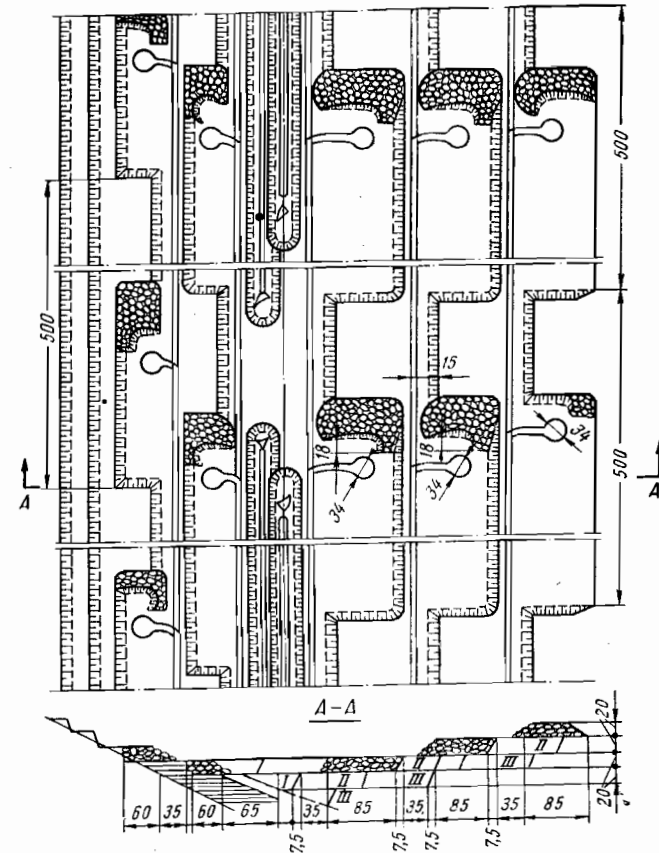


Рис. 199. Панельный способ отработки месторождения

30 м, позволяющий свободно разворачиваться автомашинам. На отметке подошвы уступа въездная траншея переходит в постепенно расширяющийся забой. Вначале на горизонте разрабатывают площадку, обеспечивающую свободный подъезд автомашин к экскаватору, затем ее расширяют на всю мощность рудного тела. Экскаватором при этом вынимается руда заходками вкрест простирания залежи. В пределах мощности рудного тела одновременно могут работать несколько экскаваторов. Фронт работ на каждый экска-

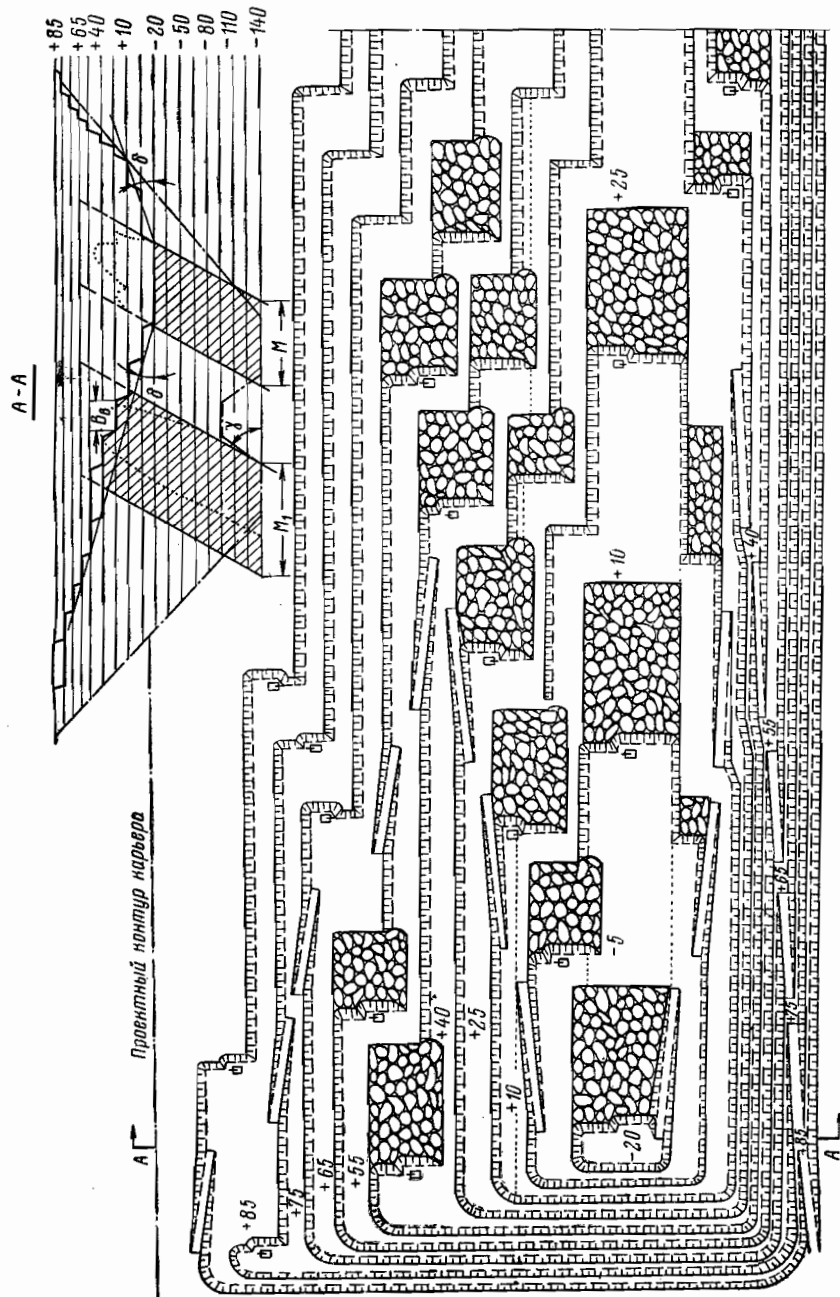


Рис. 200. Транспортная система разработки без разрезных траншей на карьере Цюпка

ватор при данной системе разработки определяется из условия безопасности работы экскаваторов.

Ширина рабочих площадок по простиранию в период эксплуатации должна быть не менее 150—300 м, что обеспечивает достаточный резерв готовых к выемке запасов руды. Подвигание горных

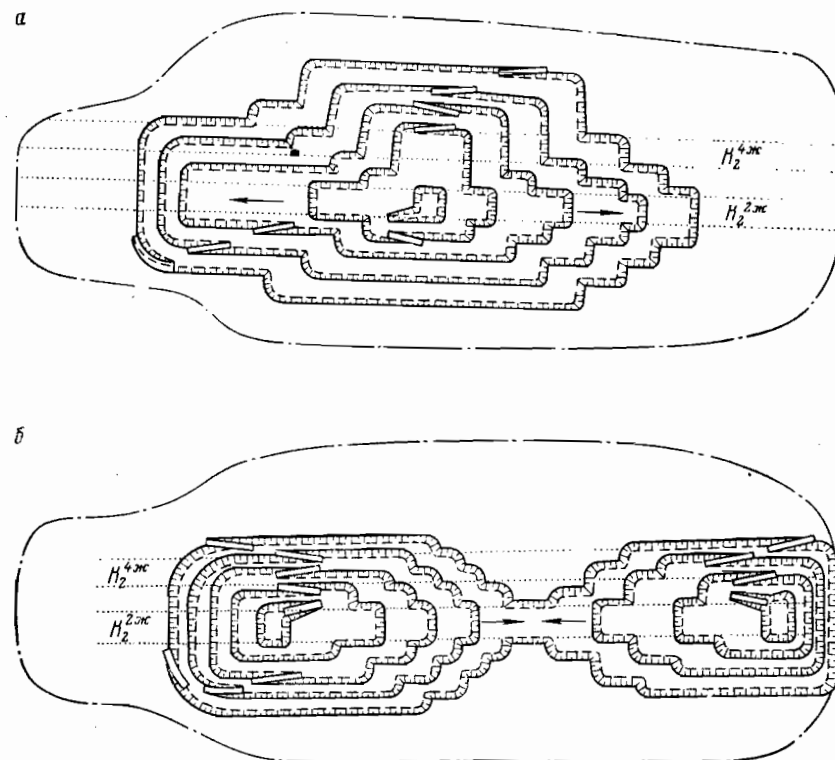


Рис. 201. Система разработки без разрезных траншей с двусторонним развитием фронта работ

работ вкрест простирания происходит только в пределах, обеспечивающих возможность углубки карьера. Ширина рабочих площадок вкрест простирания может быть принята равной 30—40 м, что обеспечивает угол откоса борта 20—25°, сокращает объем вскрышных работ в начальный период эксплуатации и обеспечивает равномерное распределение объемов вскрыши по годам.

Кроме рассмотренного варианта системы разработки с односторонним развитием фронта работ по простиранию может быть применен вариант с двусторонним развитием работ от середины залежи в обе стороны по простиранию (рис. 201, а) и с двусторонним развитием работ по простиранию от флангов к середине залежи (рис. 201, б).

Достоинства системы с поперечной подготовкой без разрезных траншей: уменьшение текущего коэффициента вскрыши и, как следствие, снижение себестоимости добычи руды; равномерное распределение объемов работ по годам; снижение объема горностроительных работ; повышение интенсивности обработки месторождения; благоприятные условия для широкого применения высокоэффективного многорядного короткозамедленного взрывания. Недостатки: необходимость более высокой интенсивности развития горных работ на глубину в период строительства и освоения проектной мощности карьера, применение временных съездов с автодорогами плохого качества.

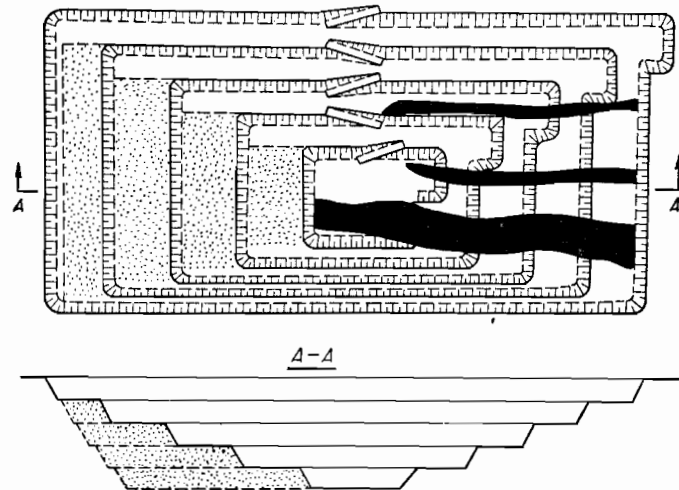


Рис. 202. Транспортная система разработки с поперечной подготовкой и продольной отработкой поля с внутренним отвалообразованием

В некоторых случаях, особенно при сравнительно небольшой конечной глубине карьеров (100—120 м), при транспортной системе с поперечной подготовкой и продольной отработкой карьерного поля возможно применение внутреннего отвалообразования. Данная система приемлема для обработки некоторых карьерных полей Кузбасса (рис. 202). Наряду со значительным сокращением объема горнокапитальных работ при этой системе почти в 2 раза уменьшаются транспортные расходы.

Область применения транспортной системы разработки с автомобильным транспортом все больше расширяется, что объясняется созданием мощных типов автосамосвалов грузоподъемностью 12—40 Т, автополуприцепов грузоподъемностью 45—65 Т. Предполагается создание автополуприцепов грузоподъемностью 120 Т.

Как показал опыт эксплуатации автомобильного транспорта, экономически целесообразное расстояние транспортирования составляет 5—7 км, а глубина карьера, до которой целесообразно приме-

нение автотранспорта, находится в пределах 80—120 м. При большей глубине разработки более целесообразен переход на комбинированный транспорт.

§ 3. Система разработки с конвейерным транспортом

Конвейерный транспорт имеет ряд преимуществ перед другими видами карьерного транспорта: поточность процесса транспортирования, большая производительность и простота в обслуживании, возможность преодоления подъемов до 18°. При специальных конструкциях конвейеров преодолеваемый подъем достигает 35—40°, благодаря чему в 3—4 раза сокращается расстояние транспортирования по сравнению с колесными видами транспорта.

Важным фактором является также возможность полной автоматизации процесса транспортирования горной массы. Все это позволяет повысить производительность труда на транспорте в 1,5—2 раза. Кроме того, системы разработки с конвейерным транспортом улучшают санитарно-гигиенические условия труда, снижают загазованность и запыленность воздуха в карьере, повышает безопасность работ и культуру производства.

На угольных карьерах конвейеры пока применяются только для транспортирования угля. На рудных карьерах, вследствие того что породы требуют предварительного дробления, конвейерный транспорт в настоящее время применяют для транспортирования мягких наносов (Михайловский, Гайский карьеры и др.).

Созданные в Советском Союзе конвейерные установки производительностью от 2250 до 7200 т/ч и канатно-ленточные конвейеры производительностью до 1200 т/ч позволяют расширить область их применения на наклонных и крутых месторождениях со скальными рудами и породами. Удельный вес карьеров в Советском Союзе, разрабатывающих скальные породы, составляет около 60%, а в ближайшее десятилетие возрастет до 68%. Поэтому решение проблемы внедрения поточной технологии разработки при крепких породах является первоочередной задачей. Для обеспечения поточности разработки скальных пород необходимо применение погрузочного агрегата непрерывного действия. В ГДР создан первый роторный экскаватор МГА в комплексе с дробилкой FZWB-2222-24, который должен разрабатывать скальные породы крепостью до 6 без предварительного их рыхления. Теоретическая производительность экскаватора 1000 м³/ч.

Для внедрения на карьерах конвейерного транспорта максимальный размер куски породы не должен превышать 350—400 мм. Существующие методы взрывного разрушения скальных пород позволяют получить около 70—80% дробленой горной массы, пригодной для транспортирования конвейерами. Наличие негабаритов требует применения специальных установок для их вторичного дробления, что осуществляется с помощью механических дробильных установок или агрегатов, основанных на физических методах разрушения.

В связи с возникающими трудностями в первую очередь будет осуществляться внедрение на карьерах не поточной, а циклично-поточной технологии. При циклично-поточной технологии используются серийно изготовляемые одноковшовые экскаваторы, большегрузные автосамосвалы, ленточные конвейеры, щековые и конусные дробилки. При этом возможны две схемы циклично-поточной технологии: схема I — одноковшовый экскаватор с забойными передвижными и самоходными дробильными или грохотильными установками и конвейерным транспортом;

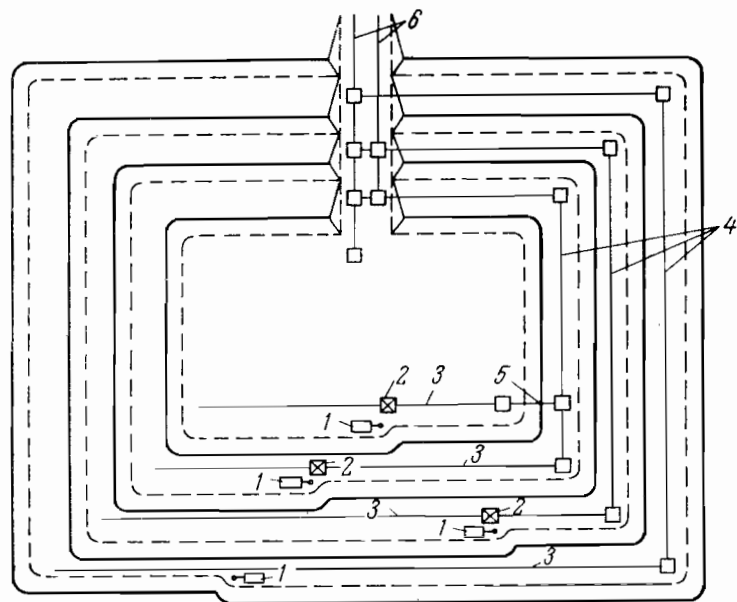


Рис. 203. Система разработки с конвейерным транспортом:

1 — одноковшовые экскаваторы; 2 — передвижные дробилки; 3 — забойные конвейеры; 4 — магистральные конвейеры; 5 — конвейерный перегружатель; 6 — наклонные конвейеры

схема II — одноковшовый экскаватор с автомобильным транспортом, стационарными и полустационарными грохотильными или дробильными установками, а также наклонными конвейерными подъемниками.

Внедрение циклично-поточной технологии позволит: обеспечить высокую эффективность разработки полезных ископаемых за счет снижения затрат на транспортирование; сократить в 1,5—2 раза простои погрузочного оборудования; снизить влияние глубины карьера на технико-экономические показатели горных работ, так как затраты на транспортирование горной массы конвейерами на каждые 100 м глубины карьера увеличиваются только на 5—6%.

На рис. 203 показана первая схема циклично-поточной технологии при разработке наклонного месторождения. Предварительно разрушенную взрывом горную массу грузят одноковшовыми экска-

ваторами в бункер грохотильной или дробильной установки и с помощью забойных и магистральных конвейеров транспортируют на конвейерный подъемник, который доставляет ее на обогатительную фабрику или в отвалы.

Наклонные подъемники целесообразно иметь отдельно для транспортирования полезного ископаемого и породы. Породный конвейер может быть использован как резервный для транспорта полезного ископаемого при наращивании конвейерного става, предназначенного для полезного ископаемого, или при его ремонте. По мере понижения горных работ предусматривается наращивание конвейера.

В связи с тем что экономичность конвейерного транспорта повышается с увеличением грузопотока, целесообразно применение для двух-трех уступов одного магистрального конвейера. Для передачи горной массы с выше- или нижерасположенных горизонтов на магистральный конвейер могут быть использованы наклонные конвейерные перегружатели, устанавливаемые в торце уступа.

Наиболее приемлемой при конвейерном транспорте является система разработки с продольной подготовкой и поперечным развитием фронта работ. Иногда применяют систему разработки с поперечной подготовкой и продольным двусторонним развитием фронта работ, хотя при этом несколько хуже используется горнотранспортное оборудование в связи с более частыми передвижками конвейеров.

Для внедрения конвейерного транспортирования руд непосредственно из забоя изготовлен самоходный дробильный агрегат СДА-100, предназначенный для дробления руд и пород крепостью до 12. Вес установки 410 т, производительность 1000 т/ч, что позволяет применять ее в сочетании с экскаваторами ЭКГ-4, 6 и ЭКГ-8. Стоимость дробления этим агрегатом 1 м³ скальной породы составит 6 коп., что в 2 раза ниже, чем при буровзрывном способе. Применение на карьерах экскаваторов с ковшами емкостью 10 и 12,5 м³ предопределяет создание самоходных дробильных агрегатов производительностью 2,0—2,5 тыс. т/ч.

Схема организации работ в забое в случае применения одноковшовых экскаваторов в сочетании с конвейерным транспортом показана на рис. 204. Экскаватор 1 загружает породу на вибрационный грохот бункера-питателя 2 емкостью 10 м³. Порода из бункера поступает на консольный ленточный питатель 3 и далее через направляющую воронку 4 попадает на забойный конвейер 5. Дробильную установку 6 устанавливают приемной стороной бункера под выступающими концами балок грохота.

Отсортированный негабарит сбрасывают с решетки грохота в приемный бункер дробилки, а дробленую породу с помощью короткого конвейера консольного типа 7, встроенного в дробильную установку, передают на забойный конвейер. Дробилка снабжена рабочим органом секторного типа. В ее верхней части устроен приемный бункер для негабарита с приемным отверстием размером 1200 × 700 мм. Под выпускным отверстием установлен консольный ленточный конвейер, передающий горную массу на забойный кон-

вейер. Теоретическая производительность дробильной установки составляет $50 \text{ м}^3/\text{ч}$, что обеспечивает переработку отсортированного в забое экскаватором ЭКГ-4,6 негабарита.

Параметры системы разработки на первом этапе конвейеризации будут определяться параметрами применяемых экскаваторов циклического действия ЭКГ-4,6 и ЭКГ-8. Высота уступа определяется в соответствии с Правилами безопасности, а ширина рабочей площадки — в зависимости от схемы организации работ в забое, размеров транспортной полосы и порядка отработки смежных уступов. Установление длины фронта горных работ — обычное.

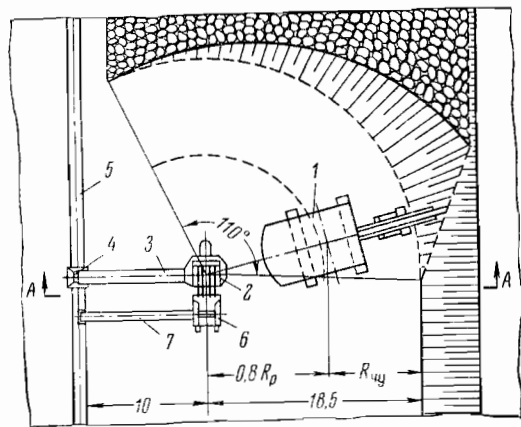
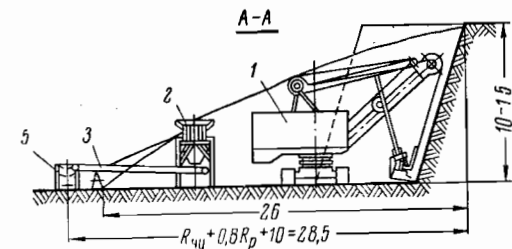


Рис. 204. Организация работы в забое при циклично-потоковой технологии

В Советском Союзе система разработки с конвейерным транспортом была впервые предусмотрена в проекте Качарского железорудного карьера. Проектная глубина его 723 м, годовая производительная мощность по горной массе — 100 млн. т, по сырой руде — 21 млн. т.

Схема отработки Сарбайского месторождения в случае применения передвижных дробилок, одноковшовых экскаваторов и ленточных конвейеров показана на рис. 205.

В этой схеме предусмотрена установка реверсивных конвейеров большой длины с двухконцевым приводом, которые допускают поочередную разработку руд и пород мощными экскаваторами. Этим будет решена проблема транспортирования из одной точки разнородных грузов в разные пункты назначения.

Расчетная стоимость 1 т сырой руды составляет около 0,65 руб., производительность труда на выход — 130 т руды и 520 т горной массы. Перспективными видами транспорта при этой системе разработки являются конвейерные поезда и пластинчатые конвейеры.

Впервые конвейерные поезда для карьеров были разработаны Южгипрорудой. Они представляют собой систему непрерывно движущихся по замкнутой кривой поездов, состоящих из автоматически разгружаемых вагонеток.

Конвейерные поезда впервые применены в 1968 г. на карьере Уайт Пайн (США). Длина транспортной установки составляет 8,85 км, суточная производительность — около 3100 т. Каждая вагонетка имеет индивидуальный привод; составы формируются из

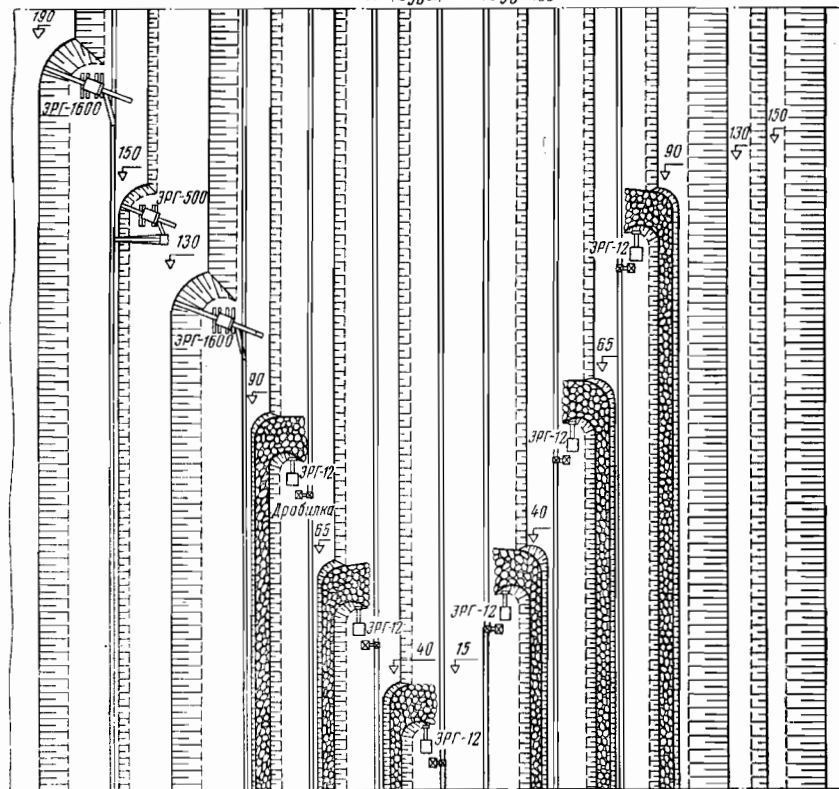
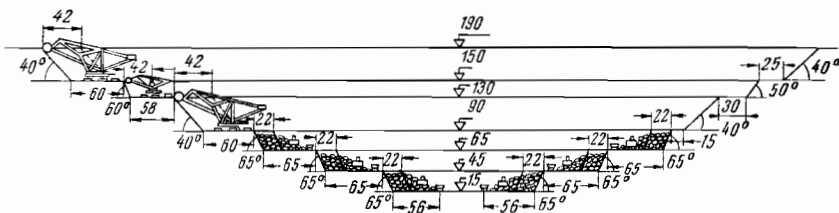


Рис. 205. Система разработки на Сарбайском карьере

шести вагонеток; общая емкость состава 230 м^3 , скорость движения $64 \text{ км}/\text{ч}$. Процесс транспортирования полностью автоматизирован. Отличительная особенность пластинчатых конвейеров: возможность создания установки с большой длиной става, допускающей искривление в плане. В отечественной горной промышленности пластинчатые конвейеры применяют в угольных шахтах. При этом обеспе-

чивается производительность до 750 т/ч при ширине конвейера 800 мм и сроке службы 5 лет.

Технико-экономические расчеты показали, что при производительности 2500 т/ч пластинчатый конвейер обеспечивает по сравнению с ленточными конвейерами на 20% меньшие эксплуатационные и на 25% меньшие капитальные затраты.

Для внедрения транспортной системы разработки с ленточными конвейерами расширения области ее применения за счет использования для транспортирования крепких скальных пород наряду с созданием средств дробления необходимо дальнейшее совершенствование технологии взрывного разрушения горных пород. При взрывном разрушении горных пород должны быть решены задачи равномерного рыхления горного массива, дробления пород на куски, размеры которых пригодны для транспортирования их ленточными конвейерами, минимального разлета породы при взрыве и получения ровной подошвы уступа.

§ 4. Особенности систем разработки с комбинированным транспортом

Расширение масштабов горных предприятий и увеличение глубины карьеров приводит к тому, что применение только железнодорожного или автомобильного транспорта оказывается малоэффективным. Это объясняется увеличением расстояния транспортирования, усложнением транспортных коммуникаций и организации работ. Поэтому возникает необходимость в применении комбинированного транспорта, состоящего из двух или трех видов карьерного транспорта. Комбинированный транспорт отличается от обычных видов транспорта последовательным применением нескольких видов транспорта и прерывистостью процесса транспортирования, наличием перегрузочных устройств как в карьере, так и на поверхности, жесткой взаимосвязью между отдельными составляющими комбинированного транспорта. Использование комбинированных видов транспорта в глубоких карьерах предусматривает применение концентрационных горизонтов, на которых устраиваются перегрузочные пункты для перегрузки материала с одного вида транспорта на другой.

После отработки группы уступов перегрузочные пункты переносятся и оборудуются на нижерасположенном концентрационном горизонте.

Наиболее распространены следующие виды комбинированного транспорта: автомобильный с железнодорожным; автомобильный с наклонными скиповыми подъемниками и железнодорожным транспортом; автомобильный с конвейерным.

В определенных условиях могут быть использованы автомобильные подъемники.

Особенности транспортной системы с автомобильно-железнодорожным транспортом. В зависимости от участков транспортирова-

ния автомобильным и железнодорожным транспортом, а также от места расположения перегрузочного пункта можно выделить три схемы автомобильно-железнодорожного транспорта:

1. Автотранспорт применяют при подготовке новых горизонтов. Горную массу из автосамосвалов в железнодорожные думпкары перегружают на вышерасположенном горизонте. Транспортирование по борту карьера и на поверхности производится железнодорожным транспортом.

2. Автотранспорт доставляет горную массу из забоя до перегрузочного пункта, стационарно расположенного на поверхности вблизи борта карьера; по поверхности горную массу транспортируют в железнодорожных составах. Эта схема ограничивается областью применения автомобильного транспорта и эффективна при глубине разработки до 100—120 м.

3. Автотранспорт при разработке глубоких горизонтов применяют для доставки горной массы внутри карьера и частично для подъема по борту карьера до перегрузочного пункта; дальнейший подъем груза, а также транспортирование по поверхности осуществляют железнодорожным транспортом.

Экономическую целесообразность применения автомобильно-железнодорожного транспорта по сравнению с рельсовым транспортом устанавливают в результате технико-экономического сравнения из условия, что

$$\sum Z_{аж} \leq \sum Z_{ж}, \quad (IX,9)$$

где $\sum Z_{аж}$ — затраты на экскавацию при автомобильном транспорте, на транспортирование автосамосвалами до перегрузочного пункта и железнодорожным транспортом от перегрузочного пункта до фабрики или отвала, а также на перегрузку горной массы, руб/м³;

$\sum Z_{ж}$ — затраты на экскавацию при железнодорожном транспорте и на транспортирование от забоя до фабрики или отвала, руб/м³.

На практике применение комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта оказывается целесообразным уже с глубины 60—80 м. В настоящее время этот вид комбинированного транспорта применяют на Гороблагодатском, Высокогорском, Соколовском, Сарбайском и других карьерах. Капитальные затраты при комбинированном транспорте на 10—11% ниже, чем при железнодорожном. Включение автомобильного транспорта обеспечивает гибкость, маневренность и более производительное использование экскаваторов.

Выбор места расположения перегрузочных пунктов производят из условия: экономичности использования автомобильного транспорта, что обеспечивается при минимальных расстояниях транспортирования; наличием площадок для размещения перегрузочных пунктов; расходами по переносу перегрузочных пунктов в процессе эксплуатации. Перегрузка горной массы из автосамосвалов в думп-

кары может быть экскаваторной, непосредственной и бункерной. Наибольшее распространение имеют первые два вида перегрузки.

Достоинства экскаваторной перегрузки: возможность раздельного складирования пород и руд различных видов; возможность

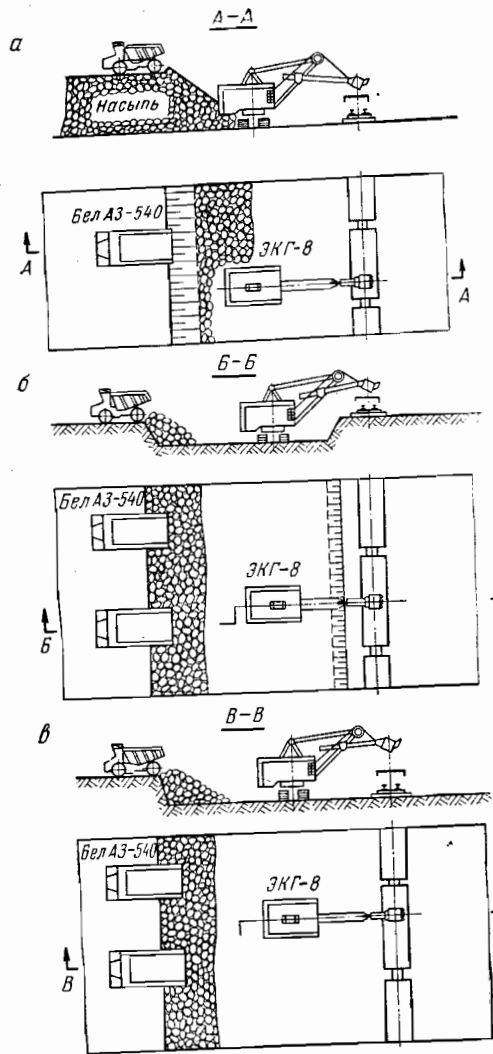


Рис. 206. Схемы устройства внутрикарьерных экскаваторных перегрузочных пунктов

автосамосвалов и должна быть не менее 20—35 м. При втором способе перегрузочный пункт создается с помощью буровзрывных работ. Глубину приямка принимают равной 2,5—4 м, ширину 30—40 м в зависимости от используемого экскаватора; длина приямка опре-

деления производительностью перегрузочного пункта и может составлять от 30 до 100 м.

Третий способ устройства перегрузочного пункта наиболее прост и применим при устойчивых породах, позволяющих осуществить крутую заоткоску уступа. Минимальная ширина верхней площадки 35—40 м и длина 150—200 м.

Экскаваторная перегрузка руды на карьере ЦГОКа показана на рис. 207. В настоящее время карьером ЦГОКа разрабатывается 12 горизонтов. Высота уступов при разработке наносов составляет

При одинаковом забойном и перегрузочном оборудовании число перегрузочных экскаваторов составляет 50—70% от числа забойных экскаваторов вследствие лучшего их использования во времени. На рис. 206 показаны схемы создания внутрикарьерных экскаваторных перегрузочных пунктов.

При этом возможно три способа создания перегрузочных пунктов: с устройством первичной насыпи (рис. 206, а); с устройством приямка (рис. 206, б); на откосе уступа (рис. 206, в).

Первый способ создания перегрузочного пункта применим при наличии в карьере площадки, достаточной для его размещения. Высоту склада определяют высотой черпания применяемого экскаватора. Длина перегрузочного пункта может достигать более 200 м, а минимальная его ширина определяется из условия разворота

и может составлять от 30 до 100 м.

Третий способ устройства перегрузочного пункта наиболее прост и применим при устойчивых породах, позволяющих осуществить крутую заоткоску уступа. Минимальная ширина верхней площадки 35—40 м и длина 150—200 м.

Экскаваторная перегрузка руды на карьере ЦГОКа показана на рис. 207. В настоящее время карьером ЦГОКа разрабатывается 12 горизонтов. Высота уступов при разработке наносов составляет

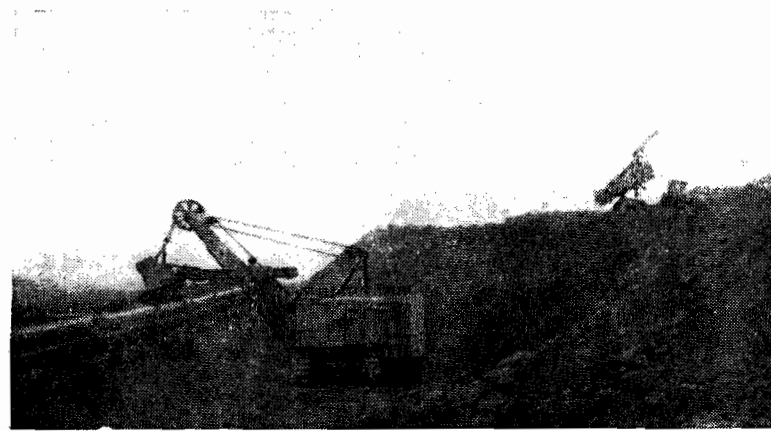


Рис. 207. Экскаваторная перегрузка руды на карьере ЦГОКа

10 м, скальных пород и руд — 12 м. Глубина карьера 170 м. Среднегодовое понижение горных работ составляет 15 м. Горную массу в автосамосвалы грузят экскаваторами ЭКГ-4. Руду транспортируют тепловозами ТЭ-3, думпками ПС-82 и ВС-100 и автосамосвалами МАЗ-525 и БелАЗ-540.

Перегрузка руды в средства железнодорожного транспорта осуществляется на перегрузочных станциях — № 1, расположенной в южном торце карьера (горизонт +65 м), и № 2, расположенной на поверхности у северного торца. Думпкары загружают экскаваторами ЭКГ-8.

На рис. 208 показан план карьера ЦГОКа с перегрузочными пунктами.

Породу транспортируют железнодорожным транспортом в экскаваторные отвалы № 1, 2, 3, при средней длине транспортирования 7—8 км и автотранспортом на автомобильные отвалы № 7 и 9 при средней длине откатки 2,6 км.

Технико-экономические показатели работы карьера ЦГОКа при-
ведены в табл. 44.

Таблица 44

Технико-экономические показатели работы карьера ЦГОКа по годам

Показатели	Годы		
	I	II	III
Добыча руды (всего), тыс. т	11 703,9	14 113,2	15 089,6
Вскрыша (всего), тыс. м ³	13 342,2	12 863,6	12 834,8
Себестоимость сырой руды, руб/т	0,9828	0,9523	0,9924
в том числе экскавация горной массы			
в автотранспорт	—	0,2051	0,2467
в железнодорожный транспорт	0,179	0,1914	0,2094
перевозка руды автотранспортом, руб/м ³	0,1961	0,1550	0,1758
железнодорожным транспортом, руб/т	0,0881	0,0996	0,0874
отвалообразование, руб/т	0,0535	0,0679	0,0442
складирование руды на перегрузочных			
станциях руды	0,0563	—	0,0372
Взрывание горной массы	0,106	0,101	0,137
Годовая выработка на 1 м ³ емкости ковша,			
тыс. м ³	147	146,1	155,6
Производительность тепловоза:			
т/смену	—	—	1887
ткм/смену	—	—	26 741
Выработка на одну автомашину, ткм/год	—	—	4606

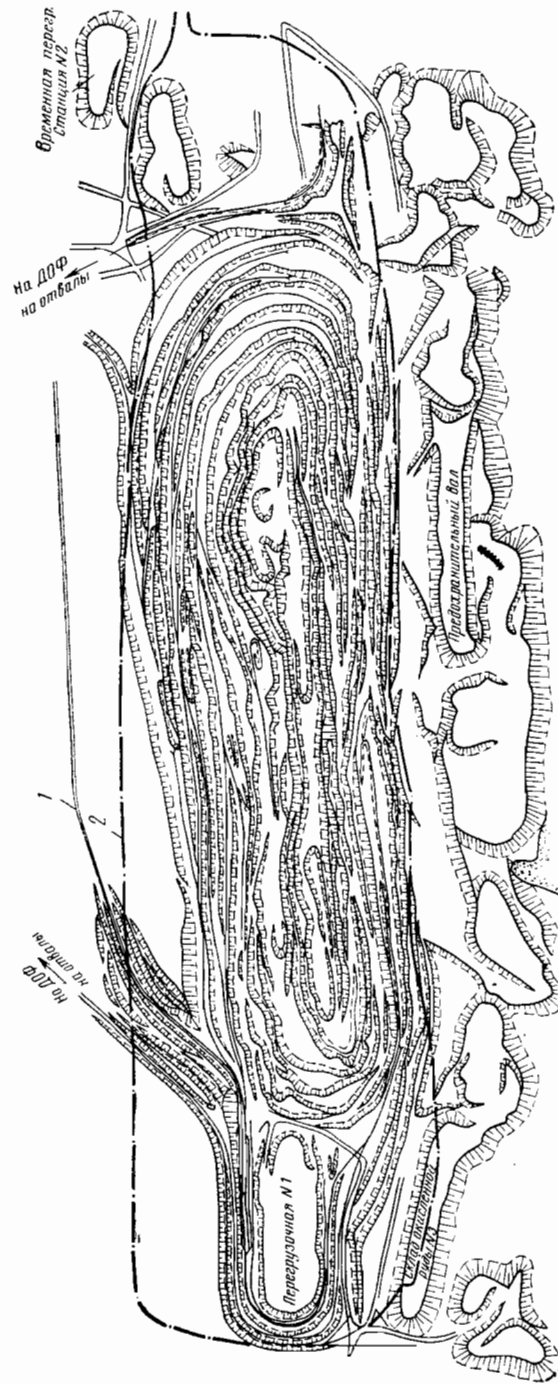


Рис. 208. План карьера ЦГОКа с перегрузочными пунктами:
1 — западная высадная траншея; 2 — контур карьера

На Кургашинском свинцово-цинковом карьере около 80% всей горной массы транспортируется также автомобильно-железнодорожным транспортом. Особенностью его применения является организация внутрикарьерных перегрузочных пунктов непосредственно на рабочих площадках, ширина которых 40—50 м.

На отечественных и зарубежных карьерах все более широкое распространение получает непосредственная перегрузка горной массы из автосамосвалов в железнодорожные думпкары. Это объясняется тем, что непосредственная перегрузка обеспечивает значительную производительность перегрузочных пунктов, относительно небольшие капиталовложения, низкую стоимость перегрузки и не требует больших площадок.

В 1960 г. перегрузочная эстакада для непосредственной перегрузки впервые была сооружена на Гороблагодатском карьере. Перегрузка осуществлялась из автосамосвалов МАЗ-525 в 50-тонные думпкары.

С 1963 г. на Сибайском карьере применяется непосредственная перегрузка из автосамосвалов в думпкары (рис. 209). Была построена эстакада длиной 32 м для одновременной погрузки двух думпкаров БС-100. Эстакада сложена из железобетонных плит, имеет верхнюю спланированную площадку размером 30 × 50 м и предназначена для одновременной разгрузки шести автосамосвалов МАЗ-525. Места установки автосамосвалов на площадке через каждые 4,2 м разграничены железобетонными перегородками высотой 0,6 м.

Опыт работы установки показал, что железнодорожный состав грузоподъемностью 450 т загружается в течение 15 мин.

Технико-экономические показатели работы эстакадных и экскаваторных перегрузочных пунктов на рудных карьерах приведены в табл. 45.

Из табл. 45 видно, что себестоимость непосредственной перегрузки в 4—5 раз ниже экскаваторной.

Применение автомобильно-железнодорожного транспорта наиболее целесообразно: при разработке карьеров с большим масштабом работ и значительными расстояниями транспортирования на поверхности; при разработке выклинивающихся с глубиной месторождений и доработке глубинных участков карьеров, когда ограниченные размеры карьера в плане не позволяют иметь необходимого развития железнодорожных путей; при разработке месторождений нагорного типа со сложным залеганием, затрудняющим использование железнодорожного транспорта.

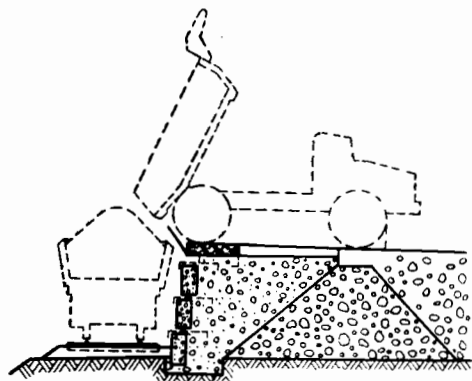


Рис. 209. Схема эстакады для непосредственной перегрузки из автосамосвалов в железнодорожные думпкары

Высокая эффективность автомобильно-железнодорожного транспорта достигается вследствие: сокращения расстояния транспортирования; повышения производительности погрузочного оборудования; интенсификации горных работ; исключения переукладки забойных железнодорожных путей; обеспечения возможности селективной выемки полезного ископаемого и обособленной отработки отдельных участков месторождения.

Для повышения эффективности комбинированного транспорта перегрузочные пункты необходимо переносить через каждые 50—

Таблица 45

Технико-экономические показатели перегрузочных пунктов на рудных карьерах (по М. В. Васильеву)

Показатели	Вид перегрузки		
	Экскаваторами		Непосредственная
	ЭКГ-4	ЭКГ-8	
Капитальные затраты, тыс. руб.	76,6	288,0	15,7
Эксплуатационные затраты, тыс. руб.	40,86	63,36	29,8
Годовая производительность, тыс. т	1200	3570	2770
Себестоимость перегрузки, коп/м ³	5,1	3,9	1,17

70 м по высоте карьера с таким расчетом, чтобы расстояние транспортирования автосамосвалами не превышало 0,7—0,9 км. Работающие в комбинации транспортные сосуды должны иметь кратное соотношение грузоподъемностей.

Исследования ряда институтов (ИГД Министерства черной металлургии СССР, ДГИ и т. д.) показали, что использование автомобильно-железнодорожного транспорта эффективно до глубины 250—300 м. Наличие в этой комбинации железнодорожного транспорта предопределяет вскрытие месторождения общими траншеями с тушиковой формой трассы и систему разработки с продольной подготовкой и поперечным развитием фронта работ.

Специфика системы разработки комбинированным транспортом со скиповым подъемом. Для этого вида транспорта характерна двойная перегрузка горной массы — в карьере и на поверхности. Выделяют три участка транспортирования: транспортирование внутри карьера, где доставку горной массы до нижней приемной площадки осуществляют автомашинами; подъем по борту карьера в скипах; транспортирование по поверхности от верхней приемной площадки до места назначения.

Для транспортирования на поверхности при коротких расстояниях откатки от верхней приемной площадки до фабрики или отвалов используется автотранспорт; при значительных расстояниях транспортирования применяют железнодорожный транспорт; при поступлении горной массы из приемных бункеров в дробилки возможно дальнейшее транспортирование груза ленточными конвейерами.

Параметры системы определяются погрузочным оборудованием и внутрикарьерным звеном транспортирования, т. е. автотранспортом.

При расположении подъемников на нерабочем борту карьера успешно могут быть применены как система с продольной подготовкой и поперечным развитием фронта работ, так и система с поперечной подготовкой и двусторонним развитием фронта работ. Применение внутри карьеров автосамосвалов позволяет для сокращения внутрикарьерного расстояния транспортирования горной массы к перегрузочным пунктам, расположенным на концентрационных горизонтах, успешно применять временные съезды. Практика работы зарубежных карьеров показывает, что наибольшая эффективность этого вида транспорта достигается при разработке наклонных и крутых месторождений, имеющих в плане узкую удлиненную форму. В большинстве случаев скиповой подъем вводится в карьер с глубины 150 м. Предполагается возможность его эффективного использования до глубины 400—450 м. При большей глубине карьера резко снижается производительность скиповых подъемных установок. Это объясняется тем, что на трассе подъема, независимо от ее длины, находится только один груженный сосуд.

Скиповые установки имеют угол наклона 18—45°, грузоподъемность 15—50 т и скорость движения скипов 5—8,5 м/сек; часовая производительность их от 200 до 1500 т/ч.

Многоканатные подъемные установки со скипами грузоподъемностью 120—150 т способны обеспечить производительность до 5000 т/ч.

Рядом институтов проведены исследования и даны рекомендации по замене железнодорожного транспорта в карьерах на комбинированный автомобильно-скиповый транспорт. В табл. 46 приведены характеристика и эффективность скиповых подъемников.

Внедрение комбинированного транспорта позволит на 10—12 млн. руб. сократить капиталовложения [3], получить ежегодную экономию по эксплуатационным затратам в среднем 14—16 млн. руб. и в 1,2—1,9 раза повысить производительность труда.

Эффективность автомобильно-скипового транспорта достигается за счет: применения больших углов наклона и сокращения объема горнокапитальных работ; подъема крупнокусковой породы без предварительного ее дробления в карьере; простоты конструкции, обслуживания, ремонта и возможности автоматизации подъема; возможности раздельного подъема вскрышных пород и полезного ископаемого; удобства при обслуживании нескольких концентрационных горизонтов; надежности работы в любых климатических условиях.

Особенности системы разработки с автомобильно-конвейерным транспортом. В зависимости от расположения перегрузочного пункта и участков конвейерной доставки различают две основные схемы этого вида комбинированного транспорта. На рис. 210

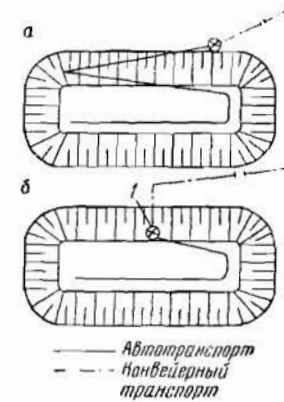


Рис. 210. Схемы применения автомобильного и конвейерного транспорта:
а — I схема; б — II схема

показаны схемы применения автомобильного и конвейерного транспорта.

В первой схеме (рис. 210, а) перегрузочный пункт I расположен на поверхности около борта карьера. Автотранспортом доставляется груз из забоев до поверхности; транспортирование от места перегрузки к конечному пункту осуществляется конвейерами. Эта схема применяется при относительно неглубоких карьерах (до 60—80 м), когда расстояние транспортирования автосамосвалами не превышает 2,5 км.

Во второй схеме (рис. 210, б) автотранспорту отводится роль внутрикарьерного транспорта, доставляющего груз к перегрузочным пунктам I, расположенным на концентрационных горизонтах. После перегрузки подъем по борту карьера и транспортирование горной массы по поверхности осуществляется ленточными конвейерами. Конвейерные подъемники могут располагаться по диагонали к верхней контуре карьера и зигзагообразно. Нормальное их положение к верхней контуре на глубоких карьерах возможно как исключение при углах откосов борта менее 18° или если вскрытие горизонтов осуществлено наклонным стволом.

Таблица 46

Характеристика и эффективность скиповых подъемников

Карьер	Глубина карьера, м		Вид транспорта (по проекту)	Рекомендуемая схема транспорта	Грузоподъемность скипа, т	Число подъемников	Капитальные затраты на реконструкцию транспорта, тыс. руб.	Годовой экономический эффект, тыс. руб.
	проектная (конечная)	фактическая						
Баженовский	680	70—100	Железнодорожный	Автомобильный — скиповой — железнодорожный	1	8	6000	6000—14 000
Сарбайский	630 (900)	140	То же	Железнодорожный — скиповой — железнодорожный	200	9	—	6000—8000
Сибайский	440	156	Автомобильный, железнодорожный	Автомобильный — скиповой — автомобильный (железнодорожный)	27	2	2040	720
Сорский	210—400	60	Автомобильный	Автомобильный — скиповой — конвейерный	54	1	2450	700—750
Зыряновский	380	130	То же	Автомобильный — скиповой	27	1	1042	460—940
Гайский	380	90	»	Автомобильный — скиповой — автомобильный	27	2	3900	840—2730
Ждановский: участок Южный	280	—	Автомобильный	То же	27	1	1070	630
участок Западный	550	30	Автомобильный, железнодорожный	Автомобильный — скиповой — железнодорожный	40	1	1304	310
Соколовский	432	130	Железнодорожный	Автомобильный — скиповой (железнодорожный)	50	4	7802	2000—2500

При автомобильно-конвейерном транспорте применяются системы разработки с продольной подготовкой и поперечным развитием фронта работ. Система разработки с поперечной подготовкой и продольным развитием фронта работ применяется при значительной ширине карьера, в противном случае потребуется большое число перегрузочных пунктов для перегрузки с одного става конвейера на другой.

При расположении конвейерного подъемника в наклонном стволе целесообразно применять систему разработки с поперечной подготовкой и односторонним или двусторонним продольным перемещением фронта работ, что будет определяться местоположением ствола относительно карьерного поля.

Перегрузочные пункты могут быть оборудованы грохотильными (рис. 211) или грохотильно-дробильными установками (рис. 212) в зависимости от крупности транспортируемого материала. Грохотильные установки могут применяться при наличии небольшого числа (до 10%) нетранспортабельных для ленточных конвейеров фракций — 300—400 мм. При этом надрешетный продукт вывозится на поверхность автотранспортом.

Транспортирование надрешетного продукта автотранспортом, особенно при больших глубинах, увеличивает стоимость доставки. Поэтому более целесообразно концентрационные горизонты оборудовать грохотильно-дробильными установками.

Полустационарные грохотильно-дробильные установки могут быть оборудованы неподвижными колосниковыми грохотами, виброгрохотами или валковыми грохотами. Колосниковые грохоты обычно устанавливаются с уклоном 28—30° и имеют размер щели 250 мм.

Надгрохотный продукт поступает в дробилку. К установке могут быть приняты конусные дробилки ГРШ-1200 × 150 или ККД-1500/180, принимающие горную массу с максимальным размером куска 1200—1500 мм. После выхода из дробилки дробленый материал соединяется с подгрохотным и питателями передается на магистральный конвейер. Производительность карьера при автомобильно-конвейерном транспорте зависит от производительности конвейерных подъемников, их числа, а также пропускной способности приемно-перегрузочных устройств. Так, на известняковом карьере «Дальний» Комсомольского рудоуправления, имеющем годовую производительность 3,5 млн. т горной массы, при внедрении автомобильно-конвейерного транспорта и полустационарной дробилки затраты на транспортирование были снижены на 4,6 коп/т, а производительность труда возросла в 1,5 раза.

На Пселерахском карьере (рис. 213) Балаклавского рудоуправления автомобильно-конвейерный транспорт был применен для транспортирования известняка от стационарной дробильной установки на обогатительную фабрику, расположенную ниже карьера на 160 м. Конвейеры, осуществляя доставку под уклон, работают в режиме рекуперации. Стоимость транспортирования снизилась с 20 до 9 коп.,

что обеспечило годовую экономию в сумме 280 тыс. руб. и окупило капитальные вложения за 1,5 года.

На Сарбайском карьере, начиная с глубины 200 м, также целесообразен переход на комбинированный транспорт с применением

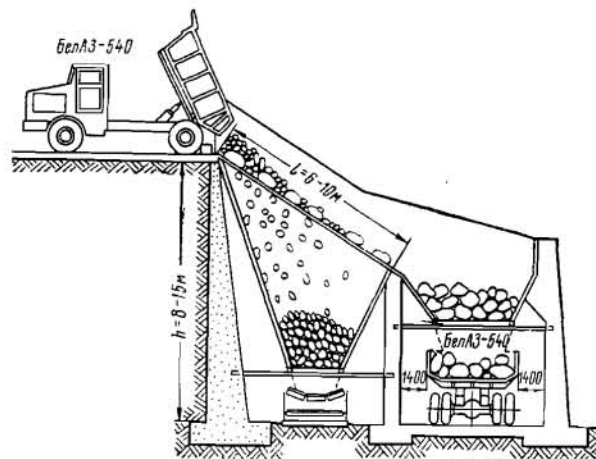


Рис. 211. Перегрузочный узел, оборудованный грохотильной установкой

полустационарных дробилок. Шаг переноса дробильных узлов может быть принят равным 40—60 м. Одна дробилка при этом будет обслуживать пять горизонтов и переносится через 4—5 лет при

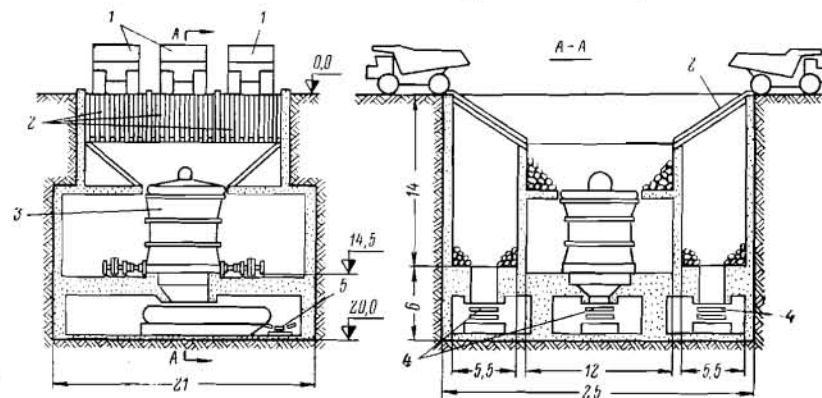


Рис. 212. Перегрузочный узел с грохотильно-дробильной установкой: 1 — автосамосвалы; 2 — грохоты; 3 — дробилка; 4 — перегрузочное устройство для подгрохотного материала; 5 — конвейеры

дроблении руды и через 8—12 лет при дроблении породы. Конвейер для транспортирования руды будет иметь ширину ленты 1600 мм и годовую производительность 21 млн. т; два конвейерных подъем-

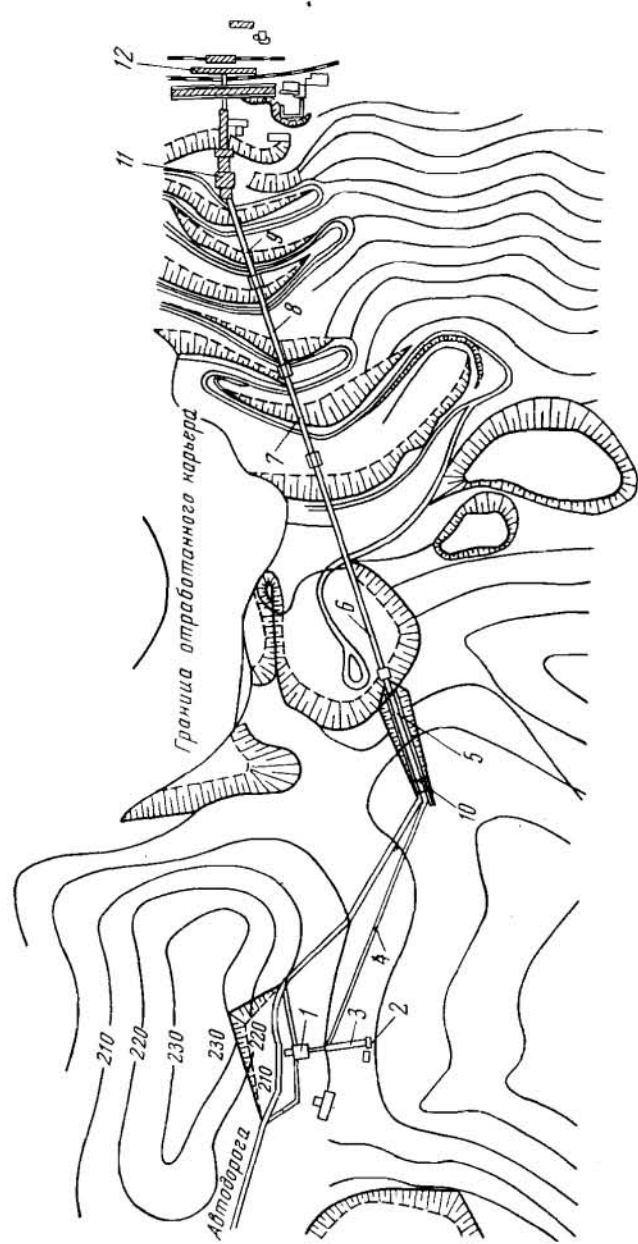


Рис. 213. Схема автомобильно-конвейерного транспорта на Песедрахском карьере:
 1, 2 — стационарные дробильные установки; 3—9 — конвейерные линии; 10 — перегрузочный узел; 11 — обогатительная фабрика;
 12 — погружные бункера

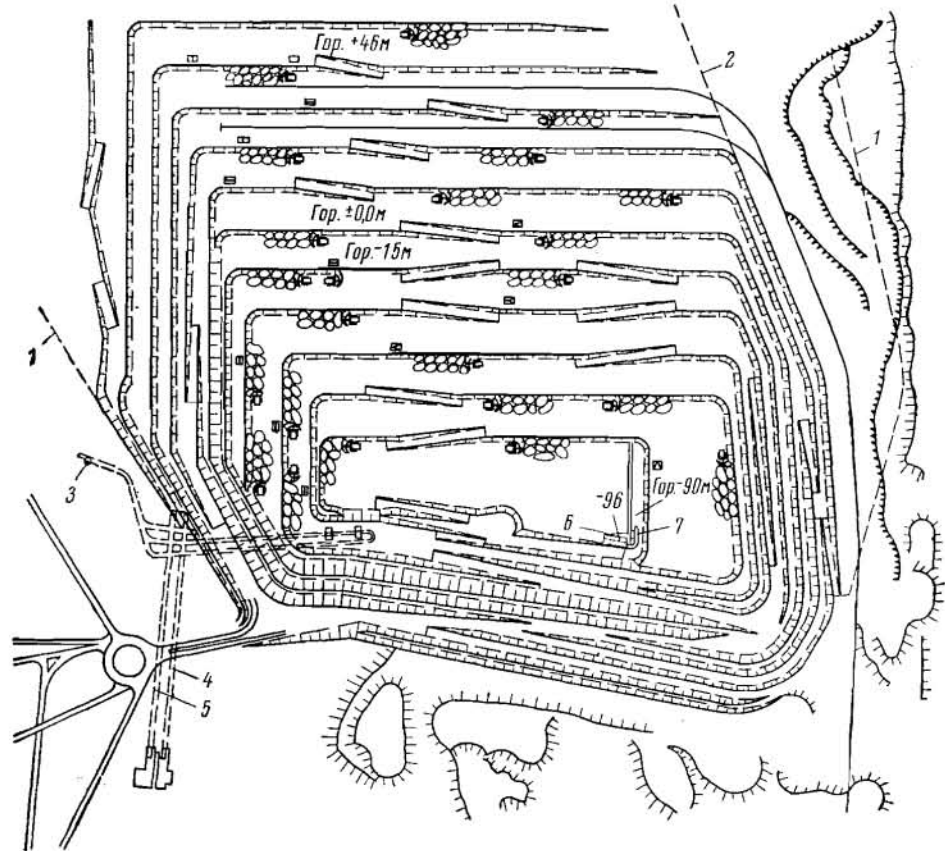


Рис. 214. Вариант транспортной системы разработки с автомобильно-конвейерным транспортом на карьере ИНГОКа:

1 — контур карьера в отработанном виде (II очередь); 2 — контур карьера (I очередь); 3 — ствол шахты «Вентиляционная»; 4 — восточный конвейерный ствол; 5 — западный конвейерный ствол; 6 — водосборник емкостью 2400 м³; 7 — передвижная водоотливная установка

3400 м. Отвалообразование пустых пород осуществляется усиленным отвалообразователем ОП-90/4500.

Затраты на 1 т горной массы должны составлять 27,9 коп. против 30,5 коп. при железнодорожном транспорте, который применяется на карьере.

На рис. 214 показан вариант транспортной системы с комбинированным транспортом, разработанной ДГИ для ИНГОКа. По этому варианту руду грузят в забое экскаваторами в автосамосвалы,

Таблица 47

**Проектные показатели железорудных карьеров
с автомобильно-конвейерным транспортом**

Показатели	Сарбайский карьер ССГОКа	Ингулецкий ГОК	Лебедянский ГОК
Производственная мощность карьера по руде (скальной породе), тыс. т	21 000 (80 000)	30 000	3000
Границы применения поточной технологии по глубине, м	200—630	100—640	100—400
Марка экскаватора	ЭКГ-8; ЭКГ-12,5	ЭКГ-4,6	ЭКГ-8
Марка автосамосвала	БелАЗ-549	БелАЗ-540, БелАЗ-548	БелАЗ-548
Расстояние транспортирования автотранспортом, км . .	2—3	2—2,5	2—2,5
Число грохотильно-дробильных агрегатов на перегрузочном пункте	2 на руде и 4 на породе	1 на руде	2 на руде и 1 на породе
Тип дробилки	Конусная ККД	Конусная ККД	Конусная ККД
Годовая производительность грохотильно-дробильного узла, тыс. т	21 000 — грохочение и дробление	20 000 — грохочение; 10 000 + 4500 — дробление	30 000 — дробление
Характеристика ленточных конвейеров:			
ширина ленты, мм:			
для транспортирования руды	1600	2000	2000
для транспортирования породы	2000	—	—
скорость движения ленты, м/сек	2,4	3,15	3,15
общая длина конвейера, м	7960	1480	5085
общая длина подъемных конвейеров, м	800 (2)	450 (1)	960 (2)
угол подъема наклонных конвейеров, град	16	16	14—16
Шаг переноса перегрузочного узла, м	60	60	—
Тип отвалообразователя	ОШ-90/4500	—	ОГ-50/1800
Капитальные затраты, тыс. руб.	3120	2400	2680
Эксплуатационные расходы, тыс. руб.	870	800	938
Затраты на транспортирование 1 т, коп.	27,9	20,0	31,8
Годовой экономический эффект, млн. руб.	1,5	2,0	3,0

которые ее доставляют к приемным устройствам механических дробилок, установленных на концентрационных горизонтах. Дробленая руда с размером кусков 350—400 мм поступает на наклонные конвейерные подъемники и доставляется на обогатительную фабрику конвейерами. Комбинированный автомобильно-конвейерный транспорт ввиду его преимуществ намечено внедрить на ряде глубоких карьеров. В табл. 47 приведены проектные данные по некоторым железорудным карьерам.

Перспективность автомобильно-конвейерного транспорта объясняется: возможностью создания поточной технологии, обеспечивающей более высокую производительность погрузочного и транспортного оборудования; возможностью выдачи из карьера породы и руды по выработкам с большими углами наклона, чем при автомобильном и железнодорожном транспорте, что сокращает расстояние транспортирования горной массы, уменьшает разнос борта карьера, обеспечивает сокращение сроков подготовки новых горизонтов и повышает интенсивность горных работ.

Исследования ДГИ показали, что перевод карьеров ЮГОКа, НКГОКа и ЦГОКа на автомобильно-конвейерный транспорт потребует затрат около 26,9 млн. руб. Годовая экономия от модернизации будет составлять 8,5 млн. руб. Это позволит оправдать капитальные затраты за три года. Модернизацию можно провести в течение двух-трех лет без снижения добычи руды. Внедрение новой технологии позволит увеличить производительную мощность действующих и строящихся карьеров горно-обогатительных комбинатов Криворожского бассейна в 1,5 раза и ежегодно экономить около 14,5 млн. руб. по всем карьерам.

Параметры системы разработки с автомобильно-конвейерным транспортом определяются автомобильным транспортом и применяемыми экскаваторами. Совершенствование буровзрывных работ на карьерах создает предпосылки для расширения области применения автомобильно-конвейерного, а в будущем и конвейерного транспорта на глубоких карьерах.

§ 5. Параметры систем разработки с комбинированным транспортом

Во всех видах комбинированного транспорта автомобильный является внутрикарьерным звеном, поэтому системам разработки при комбинированном транспорте свойственны основные закономерности и положения, присущие системам разработки с автомобильным транспортом. При выборе параметров систем разработки при комбинации автомобильного транспорта с наклонными скиповыми подъемниками или с конвейерным транспортом необходимо учитывать особенности, вызванные наличием концентрационных горизонтов, обслуживающих группу уступов. К ним относят: способ подготовки новых горизонтов; установление оптимального шага переноса концентрационных горизонтов; определение места расположения концентрационного горизонта в группе уступов и т. д. Остальные пара-

метры (высоту уступа, длину блока, схемы развития фронта работ и т. д.) определяют по тем же факторам, что и при автотранспорте.

Подготовка новых горизонтов в случае применения комбинированных видов транспорта имеет специфические особенности по сравнению с автомобильным транспортом. Эти особенности заключаются в следующем:

1. Наряду с подготовкой одного горизонта необходимо подготовить всю нижележащую группу уступов для возможности переноса приемно-перегрузочных устройств в карьере с одного концентрационного горизонта на другой; основной целью, следовательно, является подготовка нижележащего концентрационного горизонта.

2. Подготовка новых горизонтов связана с своевременным оборудованием концентрационного горизонта приемными и перегрузочными устройствами.

3. Способ подготовки новых горизонтов должен обеспечивать переход с верхнего концентрационного горизонта на нижний без нарушения нормального хода вскрышных и добычных работ.

Подготовка новых горизонтов при комбинированном транспорте с наклонными скиповыми подъемниками и автомобильно-конвейерным транспортом осуществляется последовательной проходкой разрезных траншей на группе уступов, расположенных ниже. В зависимости от длины траншей и объема подготовительных работ можно выделить полную и частичную подготовку новых горизонтов.

Полная подготовка группы уступов включает проходку разрезных траншей и последующий их разнос по всей протяженности карьерного поля. Ширина самого нижнего подготавливаемого горизонта будет равна ширине разрезной траншеи, а ширина разгонки верхнего подготавливаемого горизонта зависит от числа уступов в группе и ширины оставляемых площадок и может достигать 200—300 м и более. Достоинство этого способа подготовки: возможность планомерного развития выемочных работ сразу же после перемещения приемно-перегрузочных устройств на вновь подготовленный концентрационный горизонт. Недостаток заключается в больших объемах подготовительных работ. Горная масса при этом доставляется при увеличении расстояния перевозки внутрикарьерным транспортом на работающую приемную площадку.

Частичная подготовка (рис. 215) нижележащей группы уступов заключается в проведении подготовительных работ не по всей длине карьерного поля, а только по его части. Длина участка карьерного поля, который находится в подготовке, зависит от типа приемно-перегрузочного устройства и от необходимых условий нормального развития работ.

Частичный способ подготовки позволяет уменьшить объем горно-подготовительных работ, проводимых в менее благоприятных условиях, и, таким образом, сократить транспортные расходы по внутрикарьерной доставке горной массы в период подготовки нового концентрационного горизонта. Недостаток этого способа: стесненность при первоначальном развитии работ на подготовительной группе

уступов. Однако использование в качестве внутрикарьерного транспорта автомашин, а также наличие в отдельных случаях нескольких приемно-перегрузочных устройств снижает этот недостаток даже на карьерах с большой производственной мощностью. Сроки подготовки нижней группы уступов должны быть меньше времени отработки вышерасположенной группы уступов.

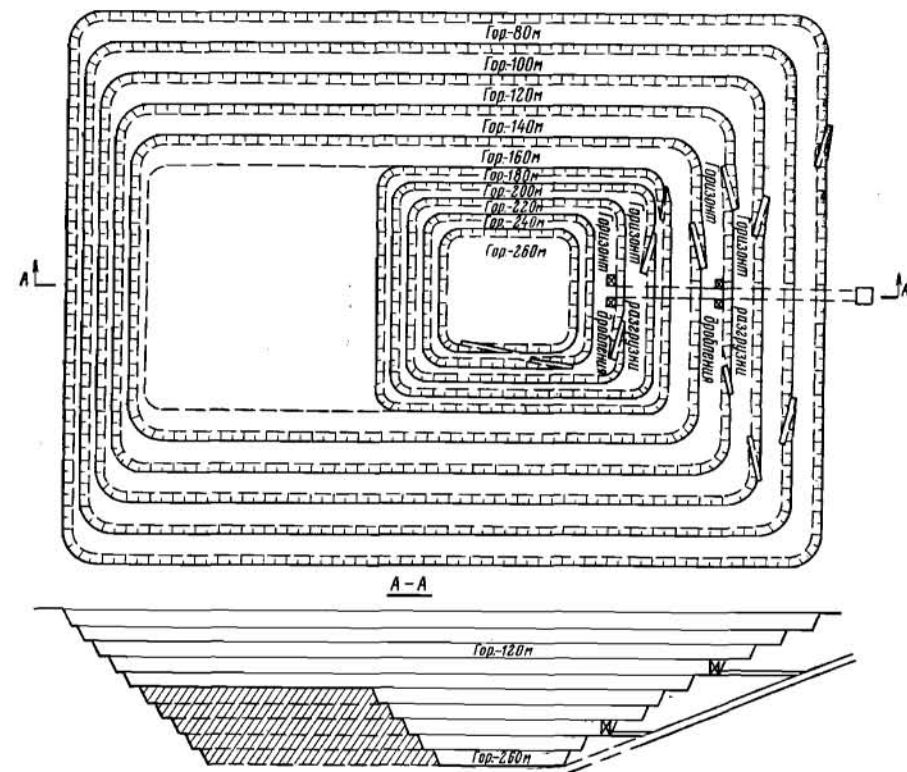


Рис. 215. Частичная подготовка группы уступов

Эксплуатация карьера в первый период осуществляется с помощью автомобильного транспорта и только при достижении определенной глубины работ (80—100 м) производится переход на комбинированный вид транспорта.

Границей перехода является глубина карьера H_n , при которой стоимость транспортирования горной массы автотранспортом C_a будет равна или больше стоимости транспортирования комбинированным транспортом C_k .

Граница перехода на автомобильно-конвейерный транспорт

C'_a , коп/ткм	При затратах на оборудование концентрационного горизонта, тыс. руб.		
	500	1000	1500
3	183,0	307,0	432,0
4	49,5	77,0	113,0
5	15,3	36,8	58,2
C'_k , коп/ткм	500	1000	1500
8	22,6	26,0	44,5
12	47,0	51,8	79,2
16	114,0	142,0	147,0

Затраты по транспортированию горной массы изменяются в зависимости от шага переноса концентрационного горизонта. Затраты по доставке горной массы автотранспортом с увеличением шага переноса повышаются, затраты же, связанные с монтажом оборудования на концентрационном горизонте, уменьшаются. Поэтому оптимальный шаг переноса будет определяться наименьшими суммарными затратами, приходящимися на 1 т транспортируемой горной массы.

Изменение суммарных затрат составит

$$f(l) = C_a \frac{l}{4} + \frac{100Z}{S\gamma l}. \quad (\text{IX}, 14)$$

Исследуя эту функцию на минимум

$$\frac{df}{dl} = \frac{C_a}{4} - \frac{100Z}{S\gamma l^2} = 0,$$

получим оптимальный шаг переноса, равный

$$l = 20 \sqrt{\frac{Z}{C_a S \gamma}}, \text{ м.}$$

После подстановки значения C_a получим формулу для определения шага переноса концентрационного горизонта

$$l = 20 \sqrt{\frac{Z i_p}{C'_a k_{тр} S \gamma}}, \text{ м.} \quad (\text{IX}, 15)$$

Шаг переноса концентрационного горизонта при различных технико-экономических показателях применения автотранспорта внутри карьера может быть определен по номограмме, показанной на рис. 217. В качестве начала расчета по номограмме принимаются

Определение границы перехода на комбинированный вид транспорта (автосамосвалы — наклонные подъемники) может быть произведено по формуле (рис. 216)

$$H_{п} = \frac{100Z}{S\gamma l} + C_k \frac{l}{2} - C_a \left(\frac{l}{4} - \frac{h}{2} \right), \text{ м.} \quad (\text{IX}, 10)$$

где Z — стоимость дополнительных расходов, связанных с монтажом пункта перегрузки, руб.;

l — шаг переноса концентрационного горизонта, м;

h — высота уступа, м;

S — средневзвешенная площадь уступов, обрабатываемых на концентрационный горизонт, м^2 ;

γ — объемный вес горной массы, $\text{т}/\text{м}^3$;

C_k — стоимость подъема горной массы наклонными подъемниками, коп/м;

C_a — стоимость подъема горной массы автотранспортом, коп/ткм;

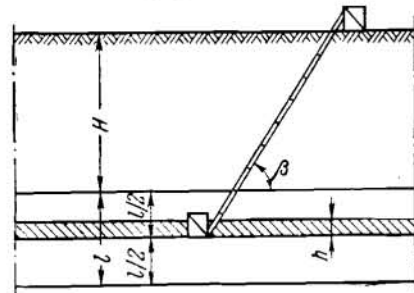


Рис. 216. К расчету границы перехода на комбинированные виды транспорта

$$C_a = \frac{C'_a k_{тр}}{1000 \sin \alpha}, \text{ коп/т.} \quad (\text{IX}, 11)$$

где $k_{тр}$ — коэффициент развития трассы;

C'_a — стоимость 1 т·км при автотранспорте, коп.;

α — угол подъема автосъезда, град.

Стоимость подъема горной массы наклонными подъемниками определяется по формуле

$$C_k = \frac{C'_k}{1000 \sin \beta}, \text{ коп/т.} \quad (\text{IX}, 12)$$

где C'_k — стоимость 1 т·км при наклонных подъемниках, коп.;

β — угол установки подъемника, град.

После подстановки формул (IX,11) и (IX,12) в формулу (IX,10) формула определения границы перехода на комбинированный транспорт имеет вид:

$$H_{п} = \frac{100Z}{S\gamma l} + \frac{C'_k l}{100 \sin \beta} - \frac{C'_a k_{тр}}{100 \sin \alpha} \left(\frac{l}{4} - \frac{h}{2} \right), \text{ м.} \quad (\text{IX}, 13)$$

Граница перехода с автомобильного транспорта на комбинированный (автомобильно-конвейерный) в зависимости от затрат на устройство пункта перегрузки и стоимости транспортирования приведена в табл. 48.

дополнительные затраты на устройство пункта перегрузки. Расчет производится в порядке, показанном на рисунке пунктирной линией со стрелками; пересечение этой линии с параболической кривой дает ответ.

Пример. При $Z = 500$ тыс. руб., $S = 0,5$ млн. m^3 ; $\gamma = 2,0$ m/m^3 , $i_p = 80\%$, $C_a = 6$ коп/ткм., $k_{тр} = 1,4$, оптимальный шаг переноса концентрационного горизонта равен 46 м.

Для определения места расположения концентрационного горизонта в группе уступов можно воспользоваться уравнением работы по транспортированию горной массы при расположении концен-

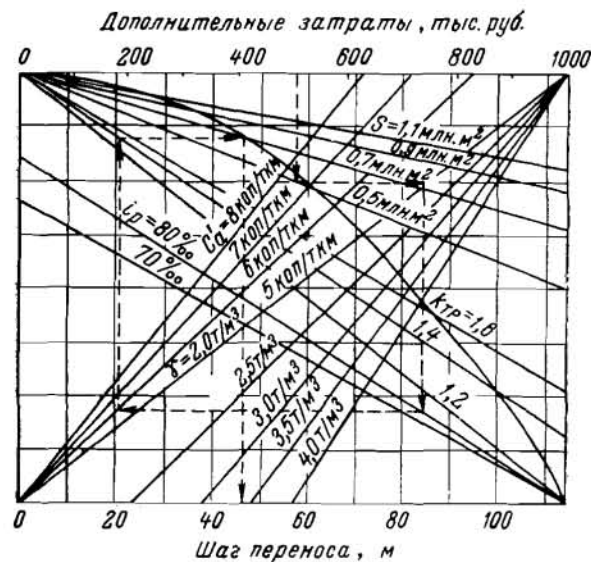


Рис. 217. Номограмма для определения шага переноса концентрационного горизонта

трационного горизонта на любом уступе. Рациональное место расположения можно определить по формулам:

при сокращающихся объемах горной массы на уступах

$$n = \frac{\frac{k_c}{i_c} (1-3q) + \frac{k_n}{i_n} (2M+1+q)}{2 \frac{k_c}{i_c} (1-q) + 2 \frac{k_n}{i_n} (1+q)}, \quad (IX,16)$$

при постоянных объемах горной массы на уступах

$$n = \frac{\frac{k_c}{i_c} + \frac{k_n}{i_n} (2M+1)}{2 \left(\frac{k_c}{i_c} + \frac{k_n}{i_n} \right)}, \quad (IX,17)$$

- где n — порядковый номер уступа, на котором необходимо располагать концентрационный горизонт (считая сверху вниз);
 M — число уступов, обрабатываемых на один концентрационный горизонт;
 q — величина относительного сокращения объемов горной массы на уступах;
 k_c, k_n — режимные коэффициенты работы автотранспорта соответственно при спуске и подъеме;

$$k_n = k_c \frac{i_n}{i_c} \alpha,$$

- i_n, i_c — уклон автодороги соответственно на подъеме и спуске, %;
 α — коэффициент сравнения работы автотранспорта на подъеме и спуске при равных уклонах автодороги.

Полученные расчетные данные необходимо согласовывать с технологическими требованиями. При комбинированном автомобильно-конвейерном транспорте с увеличением глубины карьеров перенос концентрационных горизонтов на нижние отметки позволяет снизить расходы на дорогостоящий автомобильный транспорт. При использовании на перегрузочных пунктах грохотов для отделения петрапортальных фракций появляется возможность применения более мобильных схем комбинированного транспорта с переносом перегрузочных пунктов как в вертикальной, так и в горизонтальной плоскости (рис. 218).

При взрывании руды или скальных пород на глубину 40 м выемку горной массы осуществляют четырьмя слоями высотой по 10 м каждый. В каждом слое взорванную горную массу от экскаваторов до перегрузочно-грохотильного пункта доставляют автосамосвалами. После грохочения горную массу с помощью короткого наклонного (зонального) ленточного конвейера передают на горизонтальный ленточный конвейер, расположенный в верхней части разрабатываемой зоны. С горизонтального конвейера в точке D горная масса поступает на магистральный подъемный конвейер, по которому и выдается из карьера.

При рассмотренной технологической схеме существует расстояние переноски перегрузочно-грохотильных пунктов и зонального наклонного конвейера τ , обеспечивающего наименьшую стоимость транспортно-перегрузочных работ. С учетом параметров карьера стоимость транспортирования и перегрузки 1 т скальной горной массы до точки D определяется по уравнению

$$C_0 = C_a + C_n + C_k^r + C_k^h + C_m^r + C_m^h, \quad \text{коп/т}, \quad (IX,18)$$

- где C_0 — стоимость перегрузки и транспортирования 1 т скальной горной массы от экскаваторных забоев до точки D ;
 C_a — стоимость транспортирования 1 т горной массы автосамосвалами от экскаваторных забоев до перегрузочных пунктов;

C_k^h, C_k^n — стоимость транспортирования 1 т горной массы соответственно горизонтальным и наклонным ленточными конвейерами до точки D ;

C_m^h, C_m^n — затраты на монтаж и демонтаж соответственно горизонтального и наклонного конвейеров.

Слагаемые, входящие в уравнение (IX,18), представляют собой функциональные зависимости большого количества переменных величин: ширины и длины карьерного поля в плане на уровне поверхности земли; мощности наносов; мощности скальных пород вскрыши; порядкового номера разрабатываемой рудной зоны (считая сверху),

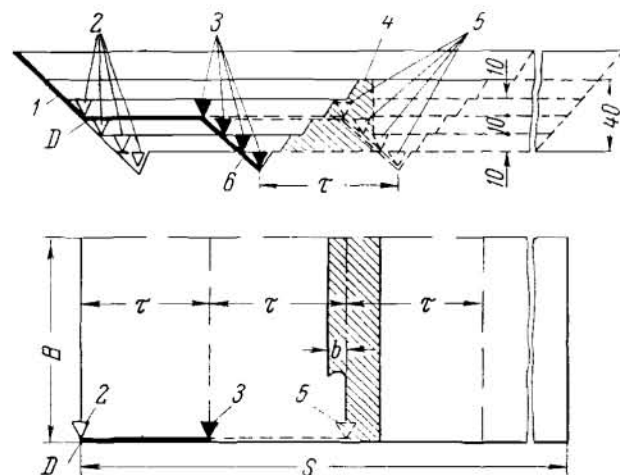


Рис. 218. К определению горизонтального шага передвижки перегрузочных пунктов:

1 — магистральный конвейерный подъемник; 2 — предыдущее положение перегрузочно-грохотильных пунктов; 3, 5 — положения перегрузочно-грохотильных пунктов; 4 — взорванная руда; 6 — зональный конвейерный подъемник

вынимаемой одновременно несколькими слоями; числа одновременно отрабатываемых рудных слоев; высоты слоя; углов откосов бортов карьера по наносам; углов откосов бортов карьера по скальным породам вскрыши и по руде; ширины заходки экскаватора; грузоподъемности автосамосвалов; объемных весов разрабатываемых пород; годовой производственной мощности карьера; расстояния переноски перегрузочно-грохотильных пунктов в направлении продвижения фронта горных работ и угла наклона зонального конвейерного подъемника к горизонту.

Формула (IX, 18) весьма сложна, поэтому расчеты целесообразно выполнять на ЭЦВМ, задаваясь различными значениями τ . Расчеты показывают, что в условиях ГОКов Криворожского бассейна при повсеместном распространении руды под покрывающими породами (ЮГОК, ИнГОК) оптимальное значение расстояния переноски перегрузочно-грохотильных пунктов τ составляет 600 м, а для карьеров с крутым падением пластов — 1000 м.

Приемно-перегрузочные площадки на концентрационных горизонтах в зависимости от вида комбинированного транспорта могут быть различной конструкции. При автомобильно-скиповом

транспорте они должны обеспечить перегрузку горной массы из автомашин в скипы, при автомобильно-конвейерном — из автомашин на ленточные конвейеры через дробильные или грохотильные устройства. Приемно-перегрузочные площадки должны обеспечивать требуемую производственную мощность предприятия и минимальные дополнительные объемы работ по вскрыше.

Рациональные параметры приемных площадок определяются производительностью приемно-перегрузочных устройств (дробилок, грохотильных устройств и т. д.), типом, грузоподъемностью, габаритами и радиусом поворота карьерных автомобилей.

Требуемую пропускную способность применяемых устройств в зависимости от их производительности и грузоподъемности автотранспорта можно определить по формуле

$$n_{п.у} = \frac{Q_{п.у}^k}{Q_a \gamma}, \text{ автомашин/ч,} \quad (\text{IX,19})$$

где $Q_{п.у}$ — часовая производительность приемного устройства, т;

Q_a — грузоподъемность автомобилей, т;

k — коэффициент неравномерности подачи автотранспорта;

γ — коэффициент использования грузоподъемности подвижного состава автотранспорта.

Необходимое число пунктов разгрузки в общем виде можно определить по формуле

$$m = \frac{Q_{п.у} t_p^k}{Q_a \gamma 60}, \quad (\text{IX,20})$$

где t_p — время разгрузки подвижного состава автотранспорта.

Потребное число разгрузочных пунктов при различной грузоподъемности автотранспорта приведено в табл. 49.

Таблица 49

Число разгрузочных пунктов

Тип автомашин	При часовой производительности приемного устройства, т				
	1000	2000	3000	4000	5000
БелАЗ-540	1	2	3	4	5
БелАЗ-548	1	2	3	3	4
БелАЗ-549	1	1	2	2	3
БелАЗ-540В	1	2	3	3	4
БелАЗ-548В	1	1	2	2	3
БелАЗ-549В	1	1	1	2	2

На рис. 219 показаны схемы разгрузки автомашин в приемные устройства. Основной схемой разгрузки подвижного состава автотранспорта можно считать схему I, которая имеет широкое распространение на комбинатах, где применяют большегрузный транспорт.

Схема I связана со значительными потерями времени на маневрах и ограничивает производительность приемного пункта. Схема пригодна при средней величине производительности приемного устройства. При использовании внутри карьера она связана с необходимостью удаления дополнительного объема пустых пород и разносом борта карьера.

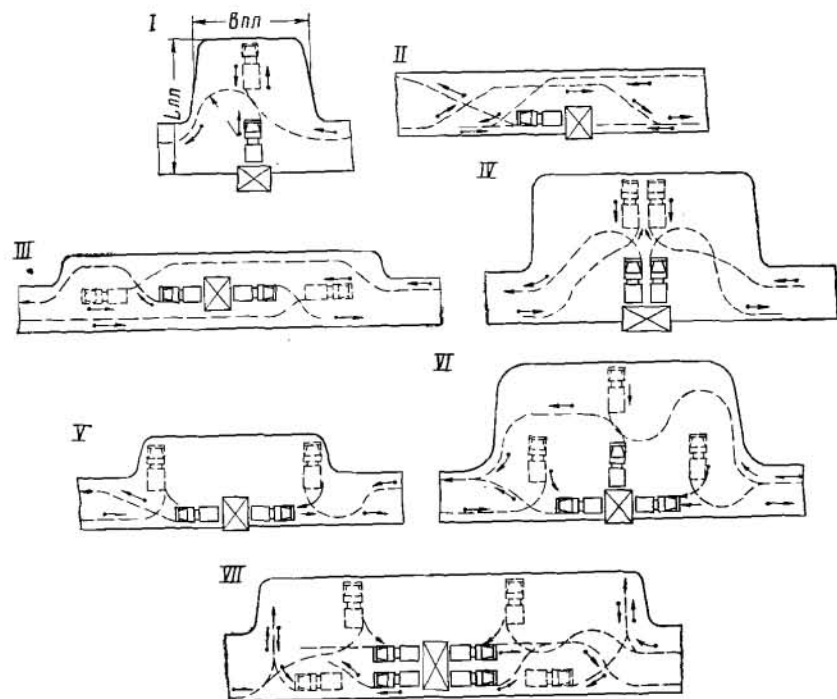


Рис. 219. Схемы разгрузки автомашин в приемные устройства

При производительности приемных устройств 1,0—1,5 тыс. m^3 наиболее приемлемой будет схема II, которая не требует уширения транспортной площадки. В этом случае достаточно оставить между бункером и бортом карьера однополосную дорогу, по которой автомашины в ту или другую сторону будут проходить поочередно в момент разгрузки у одной из приемных точек. При этом общее время разгрузки каждой отдельной автомашины может быть сокращено на 15—20%.

При часовой производительности приемного устройства, превышающей 2 тыс. m^3 , когда необходима одновременная разгрузка двух и более машин, следует применять схемы III—VII. Обеспечению одновременной разгрузки двух автомашин для внутрикарьерного расположения перегрузочной площадки больше всего удовлетворяет схема V, требующая для устройства площадки значительно мень-

ших размеров, чем при схемах III и IV, а следовательно, и меньших объемов разноса борта карьера.

Обеспечение одновременной разгрузки трех-четырёх машин (схемы VI и VII) связано со значительным усложнением маневровых операций на приемной площадке, что является причиной снижения производительности приемного устройства.

В табл. 50 приведены минимальные размеры приемных площадок при использовании автомашин грузоподъемностью 40 m^3 .

Таблица 50

Размеры разгрузочных площадок концентрационных горизонтов (ширина транспортной площадки 13 м)

Схемы	Формулы для определения размеров площадки		Размеры площадок, м		Величина уширения, м
	длины	ширины	длина	ширина	
I	$4R - b_{\text{бун}} + 2a$	$\frac{b_{\text{бун}}}{2} + 2l + R + 2a$	37,0	32,8	19,8
II	—	—	—	—	—
III	$4l + R + b_{\text{бун}} + 2a$	$\Pi + b_{\text{бун}} + 2a$	87,6	20,4	17,4
IV	$6R + \Pi + b_{\text{бун}} + 2a$	$\frac{b_{\text{бун}}}{2} + 2l + R + a$	81,0	34,3	21,3
V	$2(R + l + a) + b_{\text{бун}}$	$R + l + 2a$	41,8	22,4	9,4
VI	$7R + 2(l + a)$	$2(R + l + a)$	96,8	41,8	28,8
VII	$6R + 4l + 2a + b_{\text{бун}}$	$\Pi + \frac{R}{2} + l + 2a$	109,6	25,9	12,9

Примечание. l — длина автосамосвала, м; R — минимальный радиус поворота, м; $b_{\text{бун}}$ — ширина приемного бункера, м; a — расстояние между проезжей частью дороги и бровкой уступа, м; Π — ширина проезжей части автодороги, м.

Приведенная методика установления параметров систем разработки при комбинированном транспорте в каждом случае должна быть скорректирована с учетом горнотехнических характеристик конкретных месторождений.

§ 6. Особые случаи разработки наклонных и крутопадающих месторождений

Под особыми случаями открытой разработки наклонных и крутых залежей подразумеваются: комбинированная разработка месторождений; повторная разработка месторождений; разработка высокогорных месторождений.

При комбинированной разработке выемку запасов полезных ископаемых ведут открытым и подземным способами в пределах одного месторождения. Различают три варианта комбинированной разработки: верхняя часть месторождений отработана карьером, после

прекращения работ в котором запасы вынимают только подземным способом; переход на открытый способ разработки месторождения и прекращение очистных работ подземным способом; одновременная разработка месторождения открытым и подземным способами.

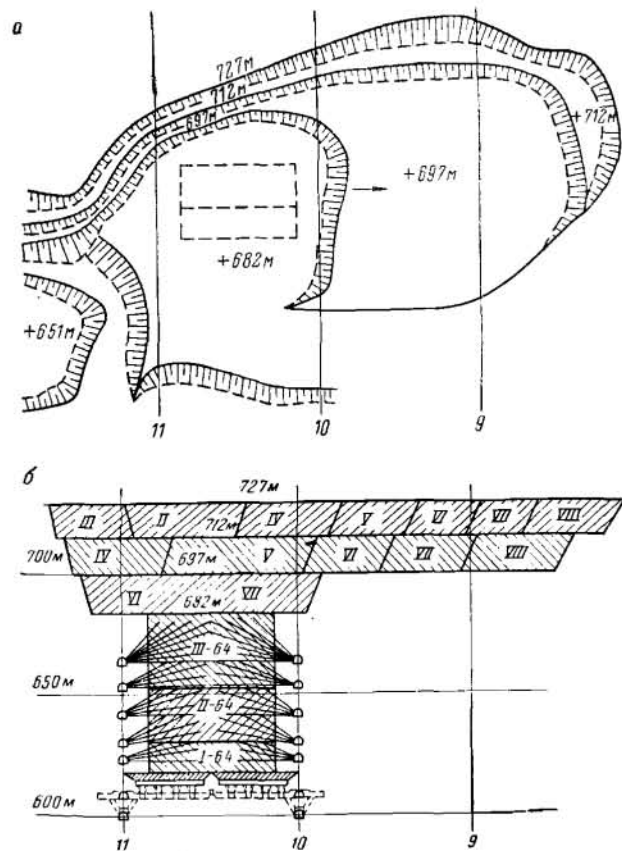


Рис. 220. Комбинированная разработка месторождения «Апатитовый цирк» (римскими цифрами указана очередность отработки участков месторождения)

Наибольшее распространение получила одновременная (или совместная) разработка месторождения (рис. 220).

Достоинства совместной разработки: возможность интенсификации отработки месторождений; обеспечение полного извлечения запасов; более высокие технико-экономические показатели, чем при только подземной разработке, и максимальная производственная мощность предприятия по металлу; значительное повышение эффективности капиталовложений.

Повторную разработку полезных ископаемых открытым способом производят на месторождениях, часть запасов которых ранее отра-

ботана подземными работами. Основная цель повторной разработки — обеспечение более полного извлечения из недр запасов полезного ископаемого. Подземная разработка месторождений связана с большими потерями руд, величина которых обычно составляет не менее 25%. В Криворожском бассейне в зонах действующих шахт в настоящее время накопилось около 500 млн. т потерянных руд с высоким содержанием железа. Практически все эти запасы могут быть отработаны открытым способом.

Одновременная разработка месторождения характеризуется рядом специфических особенностей в технологии как открытых, так и подземных работ. Сложным является поддержание бортов карьеров в устойчивом состоянии в связи с образованием пустот внутри контуров карьера при извлечении руды (угля) подземными работами. Значительно ухудшаются показатели буровзрывных работ в связи с наличием повышенной трещиноватости, которая образуется вследствие сдвижения массива горных пород. Наличие подземных выработок вызывает необходимость осуществления ряда мероприятий для обеспечения безопасности открытых горных работ и исключения возможности провалов в подземные выработки тяжелого грузочно-транспортного оборудования.

Создание безопасных условий работ в карьере ограничивает или совсем исключает применение в подземных условиях производительных систем разработки с обрушением руд и вмещающих пород. Поэтому очистные работы в руднике ведутся с оставлением значительных запасов полезных ископаемых в охранных и опорных целиках и потолочинах.

Опыт одновременной разработки месторождений как в Советском Союзе, так и за рубежом показывает, что подземные работы ведутся чаще всего на участках, отработка которых не влияет на ход работ в карьере. Если не удается избежать взаимного влияния горных работ, то стремятся, чтобы фронт подземных очистных работ имел направление от массива к карьере. Направление перемещения фронта горных работ карьера планируется в сторону подработанного участка. В этом случае упрощается и облегчается контроль за состоянием деформированного участка пород.

Для обеспечения безопасной работы карьера и подземного рудника применяют меры защиты, условно подразделяемые на активные и пассивные. Активные меры служат для стабилизации, уменьшения или прекращения самого процесса сдвижения горных пород. Пассивные защитные меры не влияют на процесс сдвижения; основной задачей этих мер является приспособление способов ведения горных работ к специфическим условиям совместной разработки месторождения. Такими мерами являются: правильный выбор системы подземной разработки, установление оптимальных параметров опорных целиков и потолочин, применение соответствующего закладочного материала.

Система подземной разработки с закладкой выработанного пространства имеет то преимущество, что обеспечивает значительную

устойчивость горных пород, а следовательно, и большую безопасность работ и более полное извлечение полезного ископаемого.

Технология работ на карьерах как при совместной, так и при повторной разработке аналогична, так как горные работы производят в зоне влияния подземных горных выработок. Основные трудности при работе в карьере вызваны нарушением массива, снижающей устойчивость уступов, а также эффективность взрывных и буровых работ.

Нарушенность массива приводит к необходимости уменьшения в 2 и более раз высоты уступа, уменьшению угла откоса уступов и увеличению ширины рабочих площадок. При бурении взрывных скважин, особенно при повторной разработке, исходят не из условия подготовки достаточного фронта работ, а из необходимости своевременного выявления и погашения пустот, так как взрывные скважины одновременно являются и разведочными.

Основной мерой защиты на карьерах при совместной и повторной разработке является своевременное погашение пустот и прекращение работ на подрабатываемых участках карьера в период посадки кровли или потолочин подземных выработок. Наиболее надежным методом погашения пустот является заполнение их закладочным материалом. Однако этот метод трудоемок, дорогостоящ и создает дополнительные трудности при отработке запасов заложной камеры при понижении работ в карьере. Поэтому предпочтение отдается взрывному способу погашения пустот глубокими скважинами, которые бурят с уступов. Во всех случаях на момент погашения пустот потолочина под ней должна быть достаточно прочной и надежной для работы в карьере людей и механизмов.

Необходимая мощность карьерной потолочины определяется по формуле

$$h_{\text{доп}} = 0,25l \frac{\gamma l + \sqrt{\gamma^2 l^2 + 8G_{\text{доп}} b g}}{G_{\text{доп}} b}, \text{ см}, \quad (\text{IX}, 21)$$

где l — длина поперечного пролета (вкост простирания), см;
 γ — объемный вес пород потолочины, кг/см³;
 $G_{\text{доп}}$ — допустимое напряжение для пород потолочины, кг/см²;
 b — ширина камеры по простиранию, см;
 g — удельное давление от веса экскаватора на опорную поверхность, кг/см².

Толщина потолочин на различных месторождениях изменяется от 10 до 40 м. На карьерах Норильска ежегодно погашается около 3 млн. м³ пустот из карьера. На каждый массовый взрыв составляется отдельный проект. Способы взрывания потолочин зависят от размеров пустот, толщины потолочины, крепости и устойчивости пород.

Пустоты погашают с помощью многорядного короткозамедленного взрывания.

При повторной разработке запасов месторождения для обеспечения безопасности работы горнотранспортного оборудования и лю-

дей осуществляют следующие мероприятия: для уточнения запасов потерянных руд и установления наличия пустот в отработанной зоне пробуривают разведочные скважины по сетке размером 60 × 40 м; границы опасной зоны и контуры пустот выносятся на рабочие уступы карьера с установкой соответствующих знаков и предупредительных надписей; участок опасной зоны разбуривают разведочными скважинами глубиной 8–16 м по сетке размером 10 × 10 м; осуществляют систематический инструктаж всех рабочих по безопасным методам работы и правилам поведения в зоне обрушения; при работе в зоне обрушения в ночное время обеспечивается хорошее освещение экскаваторных забоев и площадок буровых станков; при обнаружении трещин и пустот все работы, не связанные с ликвидацией пустот, прекращаются; для ликвидации пустот составляются специальные проекты.

Специфика разработки высокогорных месторождений предопределяется: сложным рельефом, трещиноватой тектоникой массива и значительной высотой расположения месторождений над уровнем моря (до 5000–7000 м); пониженным атмосферным давлением, высокой сейсмичностью, интенсивным селе- и лавинообразованием; своеобразием климата, выражающимся в понижении температуры на 0,6–0,7° и более при подъеме на каждые 1000 м, а также значительными амплитудами изменения температур, достигающими 47–65° С; сложными экономическими условиями, характеризующимися отдаленностью от основных транспортных коммуникаций (400–500 км), низкой плотностью населения, трудностью устройства путей сообщения, технических сооружений и т. п.

Наряду с этими неблагоприятными условиями разработки высокогорных месторождений имеются и положительные стороны ее: наличие мощных гидротехнических ресурсов, возможность использования гравитационного метода перемещения руд и т. д. На многих высокогорных месторождениях применяют совместную разработку открытым и подземным способами.

Для вскрытия высокогорных месторождений применяют следующие способы вскрытия: полутраншеями и траншеями, стволами и штольнями, рудоспусками и рудоскатами, а также комбинациями перечисленных способов. Практика отработки высокогорных месторождений показала, что применение рудоспусков и штолен обеспечивает снижение капитальных затрат на транспорт на 20–40%, а эксплуатационных расходов на 50%. В условиях высокогорья распространение имеют системы с вывозкой вскрыши на внешние отвалы. В некоторых случаях применяют для удаления вскрышных пород массовые взрывы на выброс.

Горную массу транспортируют в большегрузных автомобилях, а в некоторых случаях и железнодорожным транспортом. На высокогорных карьерах обычно удается создать рабочие площадки только небольших размеров, которые при взрывах полностью перекрываются породой развала, а часть горной массы сваливается на нижние уступы. Чтобы избежать этого, на карьерах применяют панель-

ный способ отработки горизонтов (см. рис. 199), при котором развал взорванной горной массы направляется по простиранию рудной залежи.

Ниже приводится несколько примеров комбинированной разработки месторождений.

Зыряновское полиметаллическое месторождение первоначально отработывали подземным способом. Вмещающие породы и руды месторождения представлены микрокварцитами, кремнистыми серпидито-хлоритовыми сланцами и в меньшей степени порфиритами и карбонатами. Крепость пород и руд 12—14, что допускает обнажения на значительных площадях. В 1951 г. разработку месторождения начали вести одновременно открытым и подземным способами; конечная глубина карьера принята 305—435 м.

В настоящее время подземные работы производятся в бортах и под дном карьера. Размеры пустот от подземных выработок в пределах контура карьера достигают 40 тыс. м³. Пустоты погашают как закладкой вскрышными породами через скважины большого диаметра, так и с помощью буровзрывных работ. Для более полного извлечения руды в некоторых случаях применяют также бетонную закладку, что позволяет отказаться от оставления целиков.

Месторождение апатито-нефелиновых руд «Апатитовый цирк» разрабатывается рудником Расвумчорр. Оно представлено пластообразной залежью длиной по простиранию около 2500 м при угле падения до 30°. Мощность залежи изменяется от 10 до 120 м (в среднем 55 м). Крепость вмещающих пород 8—12, крепость руды 6—10. Месторождение отработывается комбинированным способом: верхняя часть — карьером производственной мощностью 1,8 млн. т, нижняя — шахтой.

Вскрытие месторождения осуществлено капитальной штольной, служащей местом аккумуляции руды как из карьера, так и из подземных выработок. На карьере применяют транспортную систему разработки с погрузкой пустых пород и руды экскаваторами ЭКГ-4 и ЭКГ-8 в автосамосвалы МАЗ-525. Скважины бурят станками шарошечного бурения СВБ-2. Взрывание — короткозамедленное многорядное.

Рабочие горизонты вскрывали полутраншеями, расположенными на косогоре по простиранию рудной залежи (см. рис. 220, а). Минимальную ширину полутраншеи принимали из возможности размещения двухполосной автомобильной дороги — 20—25 м. После проходки полутраншеи горные работы развивались по простиранию рудного тела. Ширина рабочих площадок изменялась от 30 до 50 м. Отработка уступов поперечными заходками позволила достигнуть высокой интенсивности их подвигания. Подземные работы ведутся с применением системы этажного принудительного обрушения с одностадийной отбойкой руды глубокими скважинами диаметром 100 мм. Высота этажа 70 м, длина блоков по простиранию 64—72 м, запасы руды в блоке составляют 2,5—3,0 млн. т (рис. 220, б).

Толщина целика между дном карьера и подземными выработками составляла 30 м, между камерами — 20 м, площадь обнажения камер — 750—800 м². Осложнений, связанных с одновременным выполнением открытых и подземных работ, не наблюдалось. Это обусловлено высокой степенью интенсификации работ и четкой их организацией.

Карьер ЦГОКа (особенно один из его бортов) подрабатывается подземными работами (рис. 221). Длина карьера около 4 км, ширина 850 м, годовая производственная мощность 18 млн. т руды. Отработка уступов и эксплуатация карьерных автомобильных дорог и железнодорожных путей производится в зонах сдвига поверхности различной интенсивности. При массовых взрывах в карьере или на подземных работах на всех участках, прилегающих к месту взрыва, работы прекращаются. Карьерное оборудование перемещается на безопасное расстояние. Для обеспечения безопасности работ на карьере создана специальная служба, использующая геофизические методы наблюдения за состоянием массива и развитием деформации пород во времени и пространстве.

Высокогорным является карьер «Центральный» комбината «Апатит», находящийся на плато Расвумчорр. Его проектная производственная мощность 12 млн. т. Карьер расположен в очень сложных топографических и климатических условиях. Месторождение вскрыто капитальной штольной сечением 35,7 м², протяженностью 5,2 км и тремя рудоспускными, имеющими диаметр 6 м и глубину 600 м. Рудоспуски оборудованы в верхней части разгрузочными эстакадами, а в нижней аккумуляционными камерами емкостью 7—12 тыс. м³ с шестью-девятью выпускными устройствами. Рудоспуски расположены на расстоянии 88 м друг от друга.

На карьере применена транспортная система разработки с поперечными заходками без разрезных траншей. Высота уступов 15 м.

Месторождение отработывают с применением комплекса буровзрывных работ. Бурение осуществляют станками типа СВБ, СВШ-250 и 2СВШ-200. Взрывание — короткозамедленное. На карьере применяются экскаваторы ЭКГ-4,6, ЭКГ-4,6А; ЭКГ-8 и ЭКГ-8И, которыми грузят руду в автосамосвалы БелАЗ-540, БелАЗ-548. Из аккумуляционных камер рудоспусков руду грузят в 100-тонные думпкары. Полезный вес состава достигает 2200 т, руду транспортируют на ст. Юкспорнок.

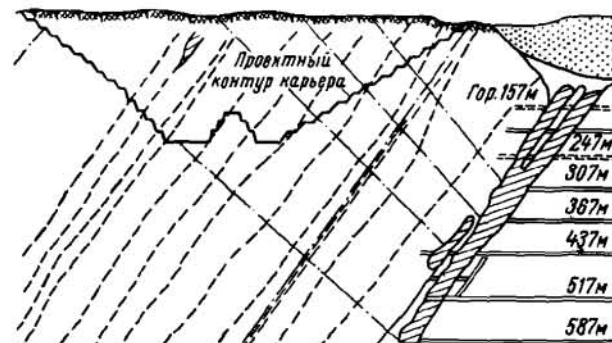


Рис. 221. Схема совместной работы карьера ЦГОКа и шахты «Октябрьская»

Ведение работ в карьере осложняется густыми туманами и сильными ветрами, частыми метелями и снежными заносами. В результате метелей за зимний период в карьере скапливается около 1—2 млн. м³ снега, который грузится экскаваторами и вывозится автотранспортом за пределы карьера. Большие ветровые нагрузки и высокая влажность воздуха, гололед и изморозь приводят к преждевременному физическому износу всего оборудования, снижают его надежность и долговечность.

Характеристика запасов по степени подготовленности. По степени подготовленности к эксплуатации запасы делятся на вскрытые, подготовленные к зачистке и готовые к выемке. Вскрытые запасы представляют собой часть промышленных запасов, для разработки которых произведены все необходимые работы (пройдены траншеи или съезды, сняты покрывающие породы, проведены дренажные выработки, нарезаны уступы и подготовлены рабочие площадки для укладки транспортных путей).

ПОТЕРИ, РАЗУБОЖИВАНИЕ И УСРЕДНЕНИЕ КАЧЕСТВА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ *

§ 1. Взаимосвязь технологических процессов добычи и обогащения полезных ископаемых

Полезные ископаемые, добываемые из недр земли, могут применяться без предварительной переработки (каменный уголь, торф, соль и т. п.) или после переработки, имеющей целью получение какой-либо составной части, (например, концентратов и металлов из руды, кокса из каменных углей и т. п.). Большей частью добытые из недр земли полезные ископаемые для непосредственного использования непригодны вследствие того, что не удовлетворяют условиям по содержанию основных компонентов, и обычно их подвергают предварительной механической обработке (дроблению, обогащению).

Из общих запасов железных руд в Советском Союзе только 17% представлено рудами, которые могут быть использованы в черной металлургии без обогащения (содержание железа превышает 55%), 64% — рудами, обогащение которых возможно по простым схемам и около 19% — рудами, требующими сложных методов обогащения. Техническая эффективность и целесообразность разработки конкретного месторождения оценивается количеством и качеством сырья, поступающего из карьера, совершенством технологических процессов на карьерах, обогатительных фабриках и металлургических заводах. Рациональное сочетание технологических процессов добычи, транспортирования и обогащения полезных ископаемых создает благоприятные условия для максимального извлечения и использования балансовых и забалансовых запасов месторождений. Комплексное решение этой задачи предполагает: снижение потерь полезного ископаемого; уменьшение его разубоживания при добыче и стабилизации качества. Месторождения полезных ископаемых отличаются: физико-механическими свойствами исходного сырья; формами и условиями залегания; типом и сортностью полезного ископаемого; расположением отдельных разновидностей полезного ископаемого; степенью сложности минералогического и химического состава и т. д.

На практике полезные ископаемые, добываемые даже в одном забое, имеют значительные колебания как по процентному содержанию основных компонентов (железа, кремнезема и т. п.), так и по характеру вкрапления рудного минерала в пустую породу. При непосредственной отгрузке добытой руды на обогатительную фабрику или металлургический завод качество ее крайне непостоянно, что плохо отражается на процессе обогащения и металлургическом переделе. Эти колебания в качестве руды имеют еще большую

* В написании главы принимал участие канд. техн. наук Я. Ш. Ройзен.

амплитуду, если завод или обогатительная фабрика снабжаются сырьем из нескольких карьеров (забоев).

Требования, предъявляемые к полезным ископаемым перед обогащением и к концентратам, используемым в металлургии, определяются состоянием техники и технологии обогащения, а также последующим металлургическим переделом. Качество концентратов устанавливают государственными стандартами (ГОСТ) или техническими условиями (ТУ). Руды и концентраты должны удовлетворять требованиям по физико-механическим свойствам и химическому составу: содержание основного полезного компонента и вредных примесей в исходном сырье и концентрате, крупность и т. д.

Железные руды и концентраты используют в доменном и сталеплавильном производствах, а также в специальных процессах: прямое восстановление железа, порошковая металлургия и др. Среднее содержание железа в концентратах при обогащении магнетитовых, гематитовых, мартитовых и полумартитовых руд составляет обычно 65—55%, бурых железняков — 55—45%*.

Марганцевые руды и концентраты используют в металлургической и химической промышленности. Для химической промышленности требуются пиролюзитовые концентраты, содержащие более 80% марганца. В металлургических марганцевых концентратах содержание марганца должно быть не менее 40—34%.

Свинцовые концентраты перерабатываются в процессе плавки. Пределы содержания в концентратах свинца не менее 70—30%.

Цинковые концентраты перерабатываются на дистилляционных и электролитных заводах. Пределы содержания цинка в концентратах 53—40%. Медные концентраты поступают после обжига в отражательные печи для выплавки штейна. Пределы содержания меди в концентратах 20—11%. Молибденовые концентраты потребляются в основном металлургической промышленностью. Пределы содержания в концентратах молибдена 50—47%. Вольфрамовые концентраты используют для выплавки ферровольфрама. Пределы содержания в концентратах вольфрама 65—50%.

Содержание примесей в углях и угольных концентратах, поступающих на коксование, определяется условиями, установленными на металлургический кокс. Для большинства донецких коксовых заводов зольность кокса допускается 9—10% и содержание серы — 1,65—1,80%. На заводах Сибири зольность и содержание серы составляют соответственно 11,2 и 0,5%.

В природе почти не встречаются руды с высоким содержанием полезного компонента. Так, железные руды часто содержат не более 30—35% железа, марганцевые руды — 18—25% марганца; многие медные руды содержат от 1 до 2% меди, оловянные — не более 1% олова. Основная масса этих руд представлена породами, частичное удаление которых способствует повышению содержания металла

* Первые цифры относятся к концентратам высших, вторые — к концентратам низших сортов.

до степени, удовлетворяющей требованиям металлургической промышленности.

Подсчет запасов полезных ископаемых осуществляется с учетом кондиций на сырье, которые с 1957 г. устанавливаются специальной комиссией Госплана СССР в результате рассмотрения проектов с технико-экономическим обоснованием рентабельности отработки месторождений и использования сырья. Для каждого бассейна (месторождения, участка) устанавливаются бортовой и нижний пределы промышленного содержания основного компонента в полезных ископаемых и допустимое содержание вредных примесей; эти показатели могут изменяться в зависимости от уровня развития техники и технологии добычи, обогащения и требований потребителя. Под *бортовым* пределом промышленного содержания понимается предельно низкое промышленное содержание полезного компонента в пробах, по которым оконтуривается месторождение. Под *нижним* пределом понимается минимальное содержание полезного компонента по оконтуренному месторождению (участку), при котором полезное ископаемое на данном уровне развития техники, технологии добычи и переработки пригодно в народном хозяйстве.

Нижним пределом кондиционных руд Никопольского марганцеворудного бассейна считается: по качеству исходной руды — содержание марганца не менее 17% в окисных и 13% в карбонатных рудах; по выходу концентрата содержание марганца не менее 25% для окисных и 22% для карбонатных руд.

Нижним пределом кондиционных бедных руд Криворожского бассейна по содержанию растворимого железа считается для гематитовой разности — 25%, гематито-мартитовой разности — 32% и смешанных магнетито-гематито-лимонитовых кварцитов — 35%.

Кроме основного компонента в полезных ископаемых присутствуют вредные примеси, которые в процессе металлургической переработки могут перейти в металл и ухудшить его качество. В доменных железных рудах и концентратах вредными примесями являются сера, фосфор, мышьяк, цинк, медь и т. д. Содержание серы в концентратах в зависимости от назначения не должно превышать 0,02—0,3%, фосфора — 0,05—0,2%. В медных и свинцовых рудах вредной примесью является цинк, в цинковых — железо, в марганцевых рудах — фосфор.

Требования к рудам по крупности сводятся к ограничению максимального размера кусков и содержания мелочи размером менее 3—5 мм. Размер кусков трудновосстановимых (магнетитовых) руд не должен превышать 40—50 мм, легковосстановимых (бурые железняки, мартиты) — 80—150 мм. Содержание мелочи в руде допускается до 5—15%. Обычно мелочь крупностью до 10 мм отсеивают и агломерируют. Мартеновские руды должны иметь крупность от 12 до 250 мм и содержание железа не менее 58%. Уголь для коксования не должен быть крупнее 3—5 мм.

Одним из неперемных условий повышения эффективности работы горнообогатительных предприятий и металлургических заводов

(наряду с уменьшением потерь и разубоживания руды) является обеспечение равномерности качества исходного сырья, поступающего на обогащение, и постоянства рудной части доменной шихты в течение возможно более длительного периода времени.

Постоянство химического и минералогического состава полезного ископаемого, поступающего на обогатительные фабрики, способствует стабильному ходу технологических процессов обогащения, равномерной загрузке всех аппаратов и машин, а также увеличению производительной мощности обогатительных фабрик. Наилучшие показатели магнитной сепарации достигаются при переработке практически однородного по обогатимости и качеству сырья.

Обогатительные фабрики и заводы-потребители регламентируют допустимые отклонения содержания полезных и вредных компонентов в исходном сырье и концентрате, мелочи в рудах и агломерате и т. д. Требования сводятся к получению однородного материала как по химическому, так и по гранулометрическому составу.

§ 2. Потери и разубоживание полезных ископаемых и методы их снижения

Полезные ископаемые в недрах охраняются законом, подлежат максимальному извлечению и систематическому учету. Потери и разубоживание полезного ископаемого наносят народному хозяйству большой ущерб. В процессе разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом потери и разубоживание неизбежны и составляют 3—10% и более балансовых запасов карьерных полей.

Под *потерями* понимается часть балансовых запасов полезного ископаемого, которая вследствие несовершенства горной техники, технологии и других причин не извлечена из недр при разработке месторождения. Потери приводят к увеличению амортизационных отчислений по капитальным затратам на единицу добычи и вызывают дополнительные затраты средств на подготовку и выемку полезного ископаемого на карьерах.

Под *разубоживанием* понимается уменьшение содержания полезных компонентов в добытом сырье по сравнению с содержанием в массиве или ухудшение в процессе добычи качества полезного ископаемого вследствие засорения пустыми породами и попадания в него менее ценных (некондиционных) сортов.

Разубоживание ведет к увеличению расходов на добычу и транспортирование полезного ископаемого, ухудшению технико-экономических показателей работы обогатительных фабрик вследствие уменьшения выхода концентрата высших сортов и увеличения эксплуатационных расходов на обогащение и металлургический предел.

Различают проектные, нормативные, плановые и эксплуатационные потери полезного ископаемого.

Проектные потери — часть балансовых запасов полезного ископаемого, которая предусматривается техническим проектом к безвозвратному оставлению в недрах при обработке месторождения.

Нормативными называются потери полезного ископаемого, рассчитанные и установленные для каждой применяемой системы разработки.

Плановыми называются потери полезного ископаемого, устанавливаемые при составлении планов развития горных работ для определенных систем разработки в соответствии с геологическими и горнотехническими условиями и нормативами потерь.

Эксплуатационные потери — часть балансовых запасов полезного ископаемого, оставляемая в недрах и зависящая от применяемой системы разработки и неправильного ведения горных работ.

Уровень потерь и разубоживания полезного ископаемого может колебаться в зависимости от геологических и гидрогеологических условий залегания, применяемых вскрышных и добычного горнотранспортного оборудования, систем разработки, организации производства горных работ и ряда других факторов. Потери по геологическим причинам обуславливаются наличием различного рода тектонических нарушений, неясностью и сложностью контуров месторождения.

Потери по гидрогеологическим причинам связаны с обводненностью отдельных участков месторождений, а также с оставлением части полезного ископаемого в недрах в качестве предохранительных целиков для предупреждения прорывов подземных вод или пльвунов.

Потери в постоянных предохранительных целиках включают запасы полезного ископаемого, оставляемые под магистральными железнодорожными путями, капитальными инженерными сооружениями и т. п.

При ведении горных работ могут возникать потери из-за оставления полезного ископаемого в почве уступа или его погрузки и перемещения в отвалы вместе с породными прослойками, оползней внутренних отвалов, обрушений уступов и т. д.

Для установления оптимального уровня потерь и разубоживания полезных ископаемых применительно к используемому горнотранспортному оборудованию и системам разработки, определения целесообразной степени полноты отработки запасов в контурах месторождения, установления оптимального соотношения между уровнями потерь и разубоживания, а также для разработки организационно-технических мероприятий по их снижению необходима правильная постановка учета и экономическая оценка ущерба от потерь и разубоживания на карьерах.

Систематический учет добычи полезных ископаемых и движения балансовых запасов по отдельным эксплуатационным категориям, а также учет потерь и разубоживания осуществляются маркшейдерской и геологической службами горнодобывающих предприятий с целью: контроля за полнотой извлечения из недр полезных иско-

паемых; выявления и устранения недостатков, присущих применяемым системам разработки и организации горных работ; установления наиболее рациональных способов производства и организации горных работ, способствующих наиболее полному извлечению полезного ископаемого при минимальном снижении его качества.

В процессе добычных работ технический надзор на карьерах осуществляет систематический учет количества, качества и фиксирует на планах горных работ место выемки полезного ископаемого в забое. Общий вес добытого полезного ископаемого (в тоннах), отправляемого потребителю, определяется непосредственным взвешиванием на карьере (обоганительной фабрике). Часто процесс взвешивания совмещается с опробованием качества полезных ископаемых. Часть полезного ископаемого, которая непосредственно к потребителю не поступает и без предварительного взвешивания аккумулируется на промежуточных складах при карьерах или обоганительной фабрике, учитывается маркшейдерским замером. Кроме того, геолог-маркшейдерский учет добычи осуществляет контроль над статистическим учетом. Он является исходным для определения величины потерь и разубоживания, а также для балансового учета движения запасов полезного ископаемого в недрах.

Результаты подсчета добычи по геолог-маркшейдерским данным заносятся в специальный журнал, который ведется по каждому горизонту и карьере в целом. Учет добычи, кроме того, ведется на планах горных работ по данным геологической и маркшейдерской служб.

Каждое горное предприятие по состоянию на первое число начала года, полугодия, квартала и, в отдельных случаях, месяца осуществляет систематический балансовый учет движения запасов разрабатываемого месторождения. Учет движения запасов осуществляется по специальным формам, которые подписываются главным инженером, главным маркшейдером и главным геологом предприятия. На них же возлагается и полная ответственность за правильный учет запасов в недрах.

Баланс полезного ископаемого и металла выражается соответственно уравнениями:

$$Q_d = Q_0 - П + В, \quad (X,1)$$

$$Q_d a_d = Q_0 a_0 - П a_0 + В a_b, \quad (X,2)$$

где Q_d — количество добытого полезного ископаемого, t (m^3);
 Q_0 — балансовые запасы полезного ископаемого в недрах, t (m^3);
 $П$ — потери полезного ископаемого, t (m^3);
 $В$ — количество пустой породы, извлеченной совместно с полезными ископаемыми, t (m^3);
 a_0 — средневзвешенное содержание полезного компонента в массиве, %;
 a_d — средневзвешенное содержание полезного компонента в добытом полезном ископаемом, %;
 a_b — средневзвешенное содержание полезного компонента в разубоживающих породах, %.

Величина эксплуатационных потерь полезного компонента определяется по формуле

$$П = 100 \left(1 - \frac{Q_d}{Q_b} \frac{\alpha_d - \alpha_b}{\alpha_b - \alpha_a} \right), \% \quad (X,3)$$

При отсутствии полезного компонента в разубоживающей породе ($\alpha_a = 0$) выражение (X,3) примет вид:

$$П = 100 \left(1 - \frac{Q_d \alpha_d}{Q_b \alpha_b} \right), \% \quad (X,4)$$

Коэффициент извлечения запасов в долях единицы представляет отношение количества извлеченного полезного компонента к его запасам в недрах, т. е.

$$\eta = \frac{Q_d (\alpha_d - \alpha_b)}{Q_b (\alpha_b - \alpha_a)} \quad (X,5)$$

Величина разубоживания полезного ископаемого определяется по соотношению разубоживающей породы и добытого полезного ископаемого или по содержанию в полезном ископаемом и разубоживающей породе основного компонента.

По количеству разубоживающей породы и добытого полезного ископаемого разубоживание определяется по формуле

$$P = \frac{B}{Q_d} \cdot 100, \% \quad (X,6)$$

По содержанию основного компонента в полезном ископаемом и разубоживающей породе разубоживание определяется по формуле

$$P = 100 \left(1 - \frac{\alpha_d - \alpha_b}{\alpha_b - \alpha_a} \right), \% \quad (X,7)$$

При условии, что $\alpha_a = 0$, выражение (X,7) примет вид

$$P = 100 \left(1 - \frac{\alpha_d}{\alpha_b} \right), \% \quad (X,8)$$

В долях единицы коэффициент разубоживания определяется по формуле

$$\rho = \frac{\alpha_b - \alpha_d}{\alpha_b - \alpha_a} \quad (X,9)$$

Мероприятия по снижению величины потерь и разубоживания полезных ископаемых должны разрабатываться и осуществляться в процессе разведки месторождения, проектирования горных работ, эксплуатации и погашения карьеров. В проектах необходимо предусматривать комплексное извлечение полезных компонентов, обоснованные величины потерь и разубоживания полезного ископаемого на всех стадиях работ и меры борьбы с ними.

Для систематического снижения уровня потерь и разубоживания полезного ископаемого необходимо: детально планировать добычные

работы с установлением выхода отдельных его сортов; осуществлять тщательную зачистку кровли и почвы пласта полезного ископаемого, отдельную выемку сложноструктурных пластов и залежей с применением современной техники и технологии добычных работ; оптимизировать технологические процессы добычи и обогащения; по мере развития горных работ маркшейдерской и геологической службам осуществлять систематический учет потерь и разубоживания.

§ 3. Усреднение качества полезных ископаемых

Под *усреднением* следует понимать смешивание в рациональных соотношениях однотипных по обогатимости полезных ископаемых с разным процентным содержанием полезного компонента для получения исходного сырья заданного качества, на обогащение которого настроена обогатительная фабрика.

Основной принцип усреднения качества полезных ископаемых заключается в выполнении комплекса организационно-технических мероприятий по планомерной и наиболее эффективной разработке месторождения. Планируемое систематическое усреднение предусматривает: наиболее рациональное использование промышленных запасов отдельных разновидностей и в целом всех полезных ископаемых; выполнение плановых заданий по качеству и выходу требуемых типов и сортов сырья; улучшение технико-экономических показателей процесса обогащения и получение сырья с постоянными свойствами.

При выполнении организационно-технических мероприятий по эффективному усреднению качества исходного сырья ведущее значение приобретает геолого-маркшейдерская служба карьеров, которая должна своевременно снабжать технологов-эксплуатационников исходными данными и соответствующей документацией, планировать горные работы и контролировать качество разрабатываемых руд. Геологическая документация добычных забоев должна включать элементы дислокаций руд, контакты между различными их типами, вещественный состав, физико-механические свойства руд (крепость, трещиноватость и сортность руды по соответствующей классификации). Степень усреднения может быть оценена коэффициентом $k_y = \frac{(\sigma_0 - \sigma)}{\sigma}$ (где σ_0 и σ — среднее квадратическое отклонение качества ископаемого до и после усреднения) и коэффициентом уменьшения среднее квадратического отклонения $k_z = \frac{\sigma_0}{\sigma}$.

Усреднение качества исходного сырья можно классифицировать по: месту производства усреднения; способу усреднения; применяемой механизации при загрузке и разгрузке усреднительных установок.

Место производства усреднения качества полезного ископаемого может быть: внутрикарьерное; на поверхности (в зоне карьера); на обогатительных фабриках; на металлургических заводах.

По способам усреднения следует различать: усреднение в процессе добычи сырья (внутризабойное); усреднение в бункерах (на карьере, фабрике и металлургическом заводе); усреднение на рудных складах.

Механизация процесса усреднения качества сырья при создании складов может осуществляться: экскаваторами (механическими лопатами, драглайнами) и бульдозерами в сочетании с различными видами транспорта; грейферными кранами; консольными отвалообразователями; разгрузочными тележками; автосамосвалами и скреперами.

Усреднение качества полезного ископаемого может осуществляться как поставщиком (карьерами), так и потребителями исходного сырья (обогачительными фабриками и металлургическими заводами).

Выбор способа усреднения определяют следующие факторы: величина и характер колебаний качества сырья; требования обогачительных фабрик и металлургических заводов к качеству полезного ископаемого; производственная мощность поставщиков (карьеров) и потребителей сырья (обогачительных фабрик и металлургических заводов); технология и механизация усреднения.

Ниже приведена краткая характеристика и основные показатели различных методов усреднения внутри карьера, на поверхности его или на фабрике.

Усреднение в процессе добычи и транспортирования полезных ископаемых от забоя до места потребления происходит вследствие перемещения отдельных его слоев при применении массовых взрывов, при погрузке рудной массы экскаваторами, а также при всех перегрузках полезного ископаемого на пути его следования до потребителя. Такое усреднение является стихийным и не поддается какому-либо планированию или управлению. Однако и в этот метод можно внести некоторую долю плановости.

На основании предварительного опробования сырья в недрах планируется развитие горных работ и составляется план-график, в котором детально прорабатываются решения по объемам производства и перемещениям экскаваторов в забоях. Усреднение заключается в раздельной (селективной) выемке различных сортов сырья и их доставке в определенных соотношениях на усреднительно-накопительные склады или обогачительные фабрики. При этом забой не может работать на полную мощность, так как для усреднения качества по карьере производительность каждого забоя планируется и определяется не производительностью добычного горнотранспортного оборудования, а возможностью выдать такое количество сырья, которое необходимо для получения требуемого качества. Это связано с простоями механизмов, неполной их загрузкой и снижением производительности труда.

Регулирование качества добываемого полезного ископаемого можно осуществлять путем изменения: параметров добычного забоя (высоты уступа, ширины заходки и длины фронта работ); числа

добычных забоев, находящихся в работе; направления и способа перемещения фронта работ.

Такое планирование и управление добычными работами обеспечивает некоторое сглаживание амплитуды колебания качества исходного сырья и имеют только вспомогательное значение.

Усреднение в бункерах. Бункерами принято называть емкости (хранилища), предназначенные для накопления и хранения, разделения и усреднения, а также для перегрузки полезного ископаемого

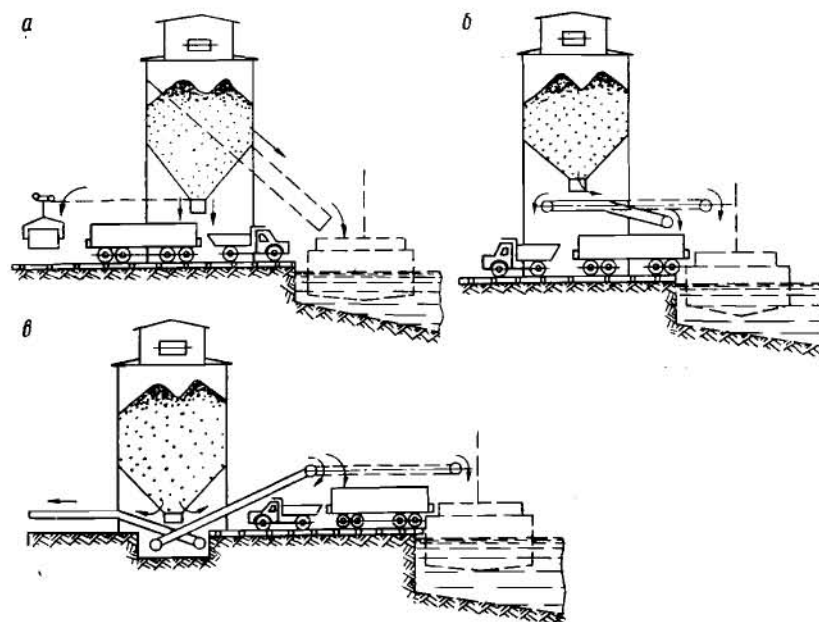


Рис. 222. Схемы разгрузки бункеров при расположении разгрузочных люков над транспортными сосудами и ниже:

а — под действием силы тяжести (по желобам); б, в — с помощью конвейеров

из одного вида транспорта в другой. Различают бункера с расположением хранилища над транспортными сосудами (железнодорожными вагонами, автосамосвалами и т. п.) с перегрузкой полезного ископаемого под действием силы тяжести, а также с расположением хранилища на уровне земли или ниже с перегрузкой полезного ископаемого конвейерами (рис. 222). В зависимости от расположения по отношению к железнодорожным путям различают продольные, поперечные и смешанные бункера.

Углы наклона днищ погрузочных бункеров принимают обычно на $2-3^\circ$ больше угла трения горной массы по материалу дна бункера в состоянии покоя. Выпускные люки бункеров устраивают размером не менее 3-4-кратного размера наибольшего куска. Усреднение качества полезного ископаемого в бункерах карьеров, обогачитель-

ных фабрик и металлургических заводов заключается в перемешивании сырья в процессе послойного заполнения и разгрузки бункеров. Эффективное усреднение качества сырья в бункерах достигается при наличии больших объемов усреднительных бункеров; при непрерывном и равномерном движении загрузочного транспорта; при условии, что разгрузка бункеров не должна осуществляться до полной их загрузки, а загрузка не должна начинаться до полного опорожнения бункера.

Число бункеров обуславливается типом-сортом исходного сырья; для каждого типа-сорта необходимо иметь не менее двух бункеров, один из которых находится в стадии заполнения, другой — в стадии разгрузки. Для усреднения качества руды, поступающей из различных забоев (карьеров), ее загружают во все ячейки бункера

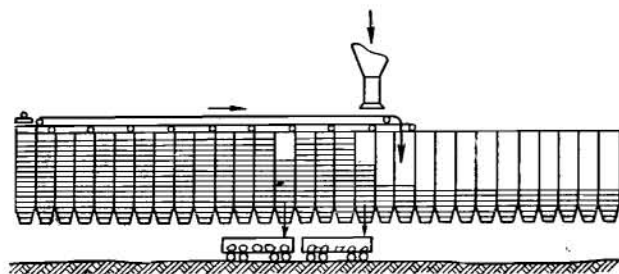


Рис. 223. Конструкция бункера для усреднения качества полезного ископаемого путем его непрерывной загрузки и разгрузки

тонкими горизонтальными слоями челноковым конвейером. Усреднение качества достигается тем, что погрузка в транспортные средства производится через люки, расположенные в нижней части бункера, причем поступление полезного ископаемого в люки происходит более или менее равномерно из всех слоев по высоте. Недостатком способа усреднения качества полезного ископаемого в бункерах является малая величина партии усредненной руды. Достаточно равномерное качество руды в пределах одной партии, равной емкости бункера, может отличаться от качества сырья других партий. Другой недостаток обычных бункерных установок заключается в периодичности их работы.

На рис. 223 показана конструкция бункера для усреднения качества полезного ископаемого путем непрерывной загрузки и разгрузки. При этом челноковый конвейер загружает отдельными порциями полезное ископаемое в одну группу бункеров, а из другой — производится разгрузка усредненной руды в транспортные средства.

Для механизации и ускорения процесса погрузки под отверстиями бункеров устанавливаются питатели, подающие груз на конвейер с погрузочной подъемной стрелой или с наклонным желобом, по которому поток полезного ископаемого поступает в железнодорожные думпкары (вагоны).

На рис. 224 показана конструкция непрерывно действующего бункера. У этого бункера выпускное отверстие представляет собой щель, покрытую планками 4, под которой находится передвижной питатель 5. Загрузка производится периодически передвигающейся сбрасывающей тележкой 3 диагональными слоями. Разгрузка бункера осуществляется питателем 5 также диагональными слоями, проходящими под углом 90° к слоям укладки. По мере передвижения питателя 5 передвигается и разгрузочная тележка 3. При этом в бункере одновременно находятся загружаемая 1 и разгружаемая 2 части руды.

На Магнитогорском руднике в бункерах обогатительных фабрик усредняют: мартеговскую руду размером 75—25 мм после грохочения богатой руды окисленной зоны; мартеговскую руду размером 100—40 мм после грохочения обогащенного концентрата; промпродукт размером 16—3 мм после промывки бедных окисленных руд

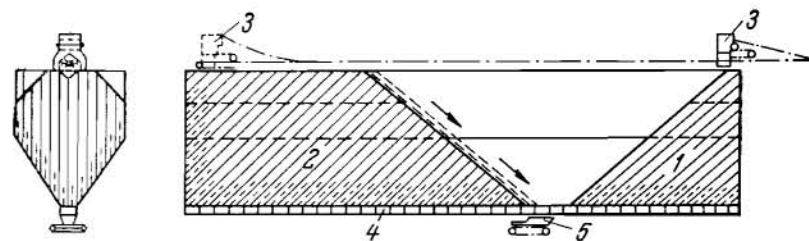


Рис. 224. Схема усреднения полезного ископаемого с помощью непрерывно действующего бункера

перед его обогащением. Среднесуточные анализы железа в мартеговской руде при этом колеблются в пределах $\pm 1,5-2,0\%$, причем в эти пределы укладывается 85—95% всех суточных анализов. Число повагонных анализов, укладывающихся в интервал колебаний $\pm 1,5\%$ среднесуточного, при усреднении в бункерах на Криво-ружских ГОКах изменяется от 90 до 97%.

Усреднение в бункерах при послойном их заполнении является действенным методом усреднения качества сырья. Полезное ископаемое в одновременно загружаемых ячейках бункеров имеет достаточно постоянное качество. Объем бункеров обычно не превышает 0,5—0,6 тыс. т в карьере и несколько тысяч тонн на фабрике. Накопление в бункерах больших партий руды однородного качества требует строительства емких бункеров и значительных капиталовложений. Поэтому метод усреднения в бункерах является эффективным только в ограниченных масштабах.

Усреднение на складах. Рудные склады предназначаются для разделения разнотипных и усреднения однотипных по обогатимости полезных ископаемых, а также для накопления, хранения и перегрузки полезного ископаемого из одного вида транспорта в другой. Наиболее характерными складами полезного ископаемого являются склады эстакадного, безэстакадного и отвального типов.

Число штабелей в рудоусреднительной установке зависит от необходимого количества сырья, подлежащего складированию, и количества типов-сортов полезного ископаемого. Для каждого типа полезного ископаемого необходимо иметь не менее двух штабелей, из которых один находится в процессе формирования, а другой — в процессе разгрузки.

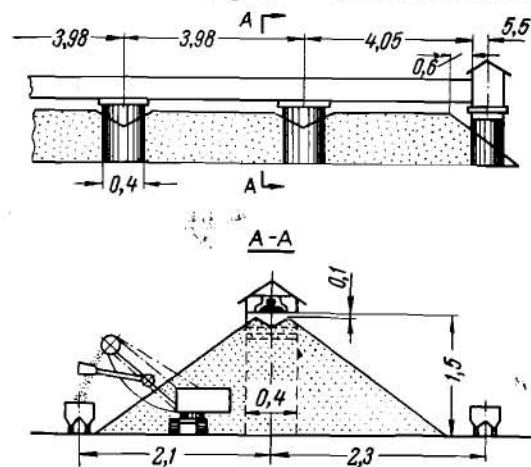


Рис. 225. Схема эстакадного усреднительного рудного склада с применением экскаватора циклического действия и железнодорожного транспорта

или конвейерная магистраль. В галерее каждого склада помещают ленточный конвейер, вдоль которого непрерывно и реверсивно движется с заданной скоростью (0,1—0,3 м/сек) разгрузочная тележка с двусторонними течками, рассыпающая полезное ископаемое слоями в штабель треугольного сечения. Количество слоев в штабеле высотой 15—20 м достигает 700—1000 и более; емкость штабеля 40—50 тыс. т.

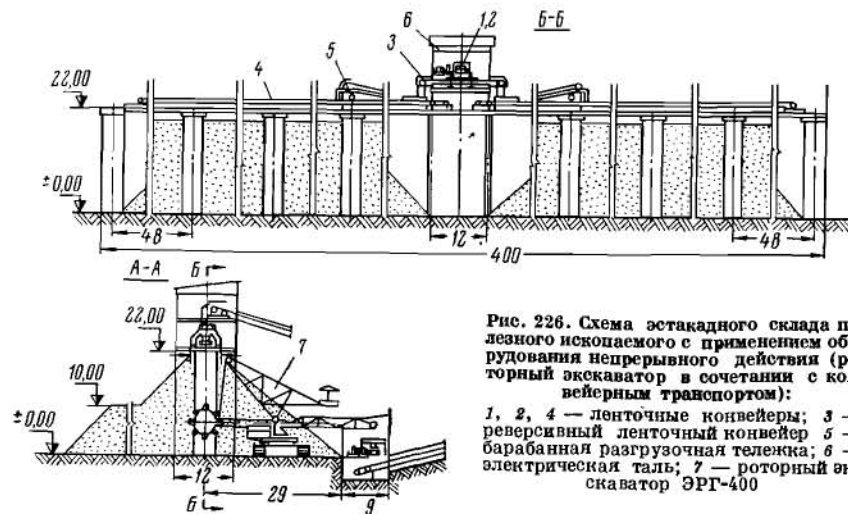


Рис. 226. Схема эстакадного склада полезного ископаемого с применением оборудования непрерывного действия (ротаторный экскаватор в сочетании с конвейерным транспортом):

1, 2, 4 — ленточные конвейеры; 3 — реверсивный ленточный конвейер 5 — барабанная разгрузочная тележка; 6 — электрическая таль; 7 — ротаторный экскаватор ЭРТ-400

Отличительной особенностью таких складов является неоднородность сырья по качеству и крупности в различных точках поперечного сечения. К подошве штабеля откладываются более крупные фракции, а в средних зонах располагаются более мелкие.

Технология усреднения в эстакадном складе состоит в правильной укладке полезного ископаемого наклонными слоями и в организованной его отгрузке из заполненного штабеля. Эффективность

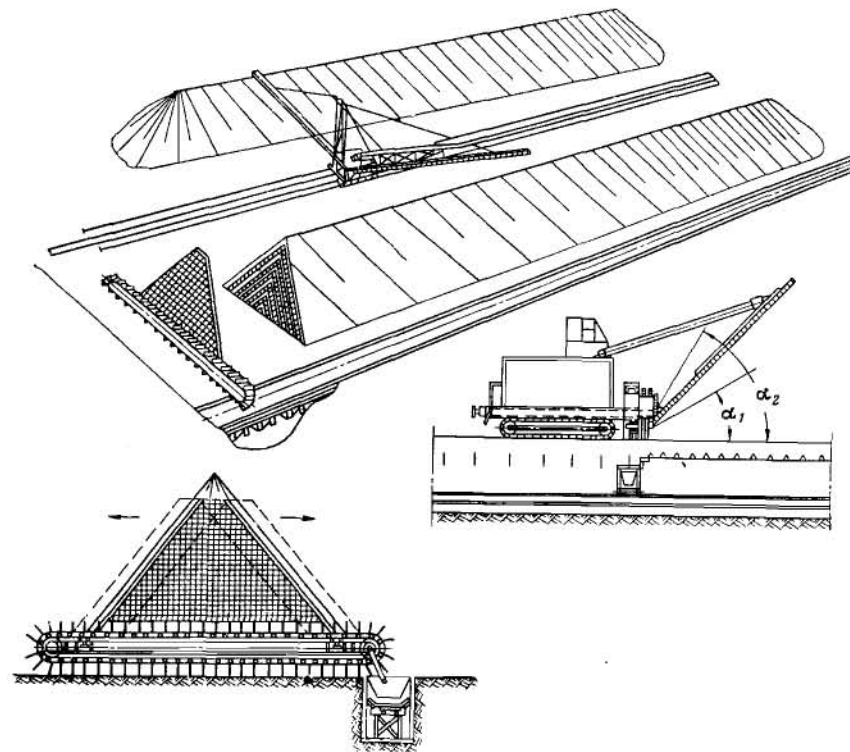


Рис. 227. Схема безэстакадного усреднительного рудного склада, оборудованного реклаймером

усреднения нарушается явлениями сегрегации при заполнении штабеля. Отрицательное влияние сегрегации может компенсироваться определенной системой отгрузки из штабеля, предусматривающей чередование работы экскаватора в различных его зонах.

Принцип усреднения на безэстакадных рудоусреднительных складах аналогичен усреднению на эстакадных складах. Склады представлены рядом хребтовых штабелей, укладка руды в которые производится несколькими сотнями тонких слоев, располагаемых вдоль оси штабеля, одно- или двух-консольными отвалообразователями, а разгрузка штабеля осуществляется вразрез этих слоев. На рис. 227 показана схема безэстакадного усреднительного рудного склада.

Руду из штабеля разгружают по всему сечению тонкими поперечными слоями бороной и погрузчиком, что обеспечивает высокую степень усреднения. От погрузчика полезное ископаемое поступает на конвейер, который доставляет его на обогатительную фабрику или завод.

Борона представляет собой трапециевидную раму, снабженную 400—500 зубьями. Рама шарнирно крепится к тележке и может менять угол установки к горизонту (25—60°). С помощью специального механизма рама совершает до 15—20 возвратно-поступательных движений в минуту. Скорость скребкового конвейера составляет 0,3—0,6 м/сек.

Если первым условием эффективности усреднения является получение возможно большего числа слоев в штабеле, то вторым — возможно большая длина штабеля. Длина штабеля, по данным практики, должна быть по меньшей мере в 6 раз больше ширины — это снижает отрицательное влияние на результаты смешивания концевых полуконусов. Число слоев в штабеле определяется в зависимости от колебаний качества сырья, поперечного сечения, средней емкости штабеля и скорости передвижения загрузочной установки.

Наиболее простыми в конструктивном отношении, удобными и эффективными для усреднения являются промежуточные склады отвального типа.

Склад отвального типа в поперечном сечении имеет форму трапеции или параллелограмма. Процесс усреднения на рудных складах отвального типа осуществляется послойной отсыпкой горизонтальными (по площади склада) и наклонными слоями (под откос по высоте склада), а также перелопачиванием полезного ископаемого на складе после его отсыпки. В процессе отгрузки из отвала рабочий орган экскаватора при зачерпывании полезного ископаемого на складе пересекает слои с различным качеством, что также способствует лучшему усреднению.

На рис. 228 показана схема наклоннослоевого рудного склада, образуемого при разгрузке автосамосвалов в направлении, перпендикулярном его продольной оси. Погрузка из склада осуществляется экскаваторами циклического или непрерывного действия. При погрузке со склада происходит смешивание полезного ископаемого из различных слоев в процессе обрушения, экскавации и погрузки в железнодорожные думпкары. При необходимости руда для лучшего усреднения может перелопачиваться. Склады подобной конструкции широко применяют на карьерах Никопольского марганцеворудного (Богдановский, Шевченковский), Криворожского железорудного бассейнов, на Сарбайском карьере и др. На рис. 229 показана схема формирования и разгрузки наклоннослоевого склада при отсыпке вдоль его оси на полную высоту. При комбинированном (автомобильно-железнодорожном) транспорте склады могут быть оборудованы эстакадой для непосредственной перегрузки полезного ископаемого из автосамосвалов в железнодорожные думпкары (при незначительных колебаниях качества полезного ископаемого) или

при отгрузке сырья со складов в средства транспорта экскаваторами (рис. 230).

Приемная способность склада определяется из условия, что

$$V_c \geq V_s = \mu Q_r, \text{ м}^3, \quad (X,10)$$

где Q_r — годовая производственная мощность карьера, м^3 ;
 V_s — объем зимних запасов полезного ископаемого по руде, м^3 ;
 μ — коэффициент годового режима добычных работ.

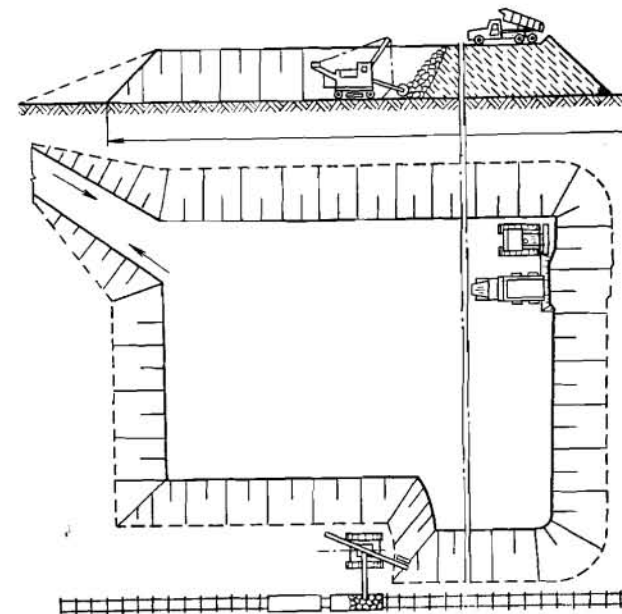


Рис. 228. Формирование и разгрузка наклонно-слоевого усреднительного склада полезного ископаемого; отсыпание его, поперек его оси

Объем склада определяется по выражению

$$V_c = \frac{H_c^2}{i} \left(\frac{3}{2} d + \frac{1}{3} H_c \operatorname{tg} \alpha \right) + l H_c (d + H_c), \text{ м}^3, \quad (X,11)$$

где H_c — высота склада, м;
 d — ширина склада поверху, м;
 α — угол естественного откоса сырья в разрыхленном состоянии, град;
 i — подъем въездной насыпи, ‰;
 l — протяженность склада поверху, м.

При круговом и петлевом развороте автомашин ширина склада должна быть

$$d \geq 2l_d + (2,1 - 2,2) R_d + A,$$

где l_d , R_d — соответственно длина и радиус разворота автосамосвала, м;

A — ширина заходки экскаватора, м.

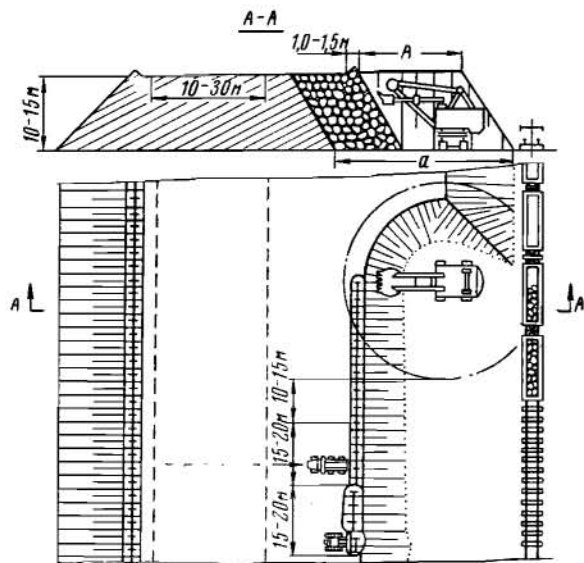


Рис. 229. Схема формирования и разгрузки наклоннослоевого склада

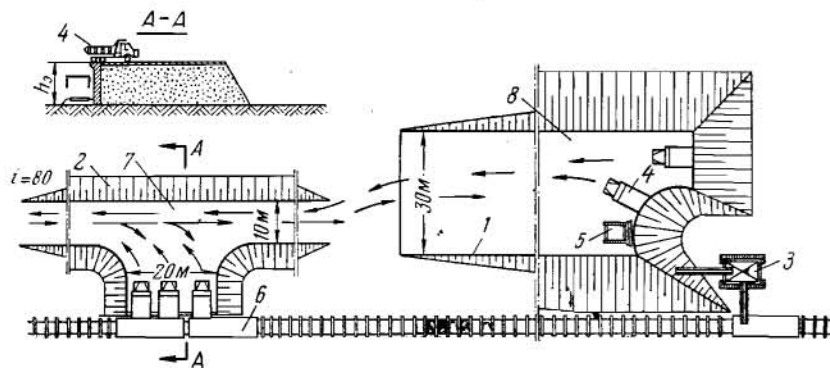


Рис. 230. Схема отвального накопительно-усреднительного склада, оборудованного эстакадой для непосредственной перегрузки полезного ископаемого из автомобильного в железнодорожный транспорт:

1 — рудный склад; 2 — эстакада; 3 — экскаватор; 4 — автосамосвал; 5 — бульдозер; 6 — железнодорожный думпкар; 7 — перегрузочный пункт; 8 — склад руды

Задаваясь производственной мощностью карьера или группы карьеров, годовым режимом добычных работ, шириной поверху и высотой склада из выражений (X,10) и (X,11), находим длину склада

$$l = \frac{\mu Q_{гi} - H_c^2 \left(\frac{3}{2} d + \frac{1}{3} H_c \operatorname{tg} \alpha \right)}{i H_c (d + H_c)}, \text{ м.} \quad (\text{X},12)$$

Наиболее эффективное усреднение на складе достигается при его формировании из двух и более секций для однотипного по обогащаемости ископаемого. На рис. 231 показана схема разделительно-усреднительного склада, состоящего из трех секций (для накопления и усреднения сырья типа Е и типа F по обогащаемости). Формирование (заполнение) секций склада производится автосамосвалами горизонтальными (наклонными) слоями с последующей их планировкой бульдозером. Полезное ископаемое со склада грузится многочерпаковым экскаватором в сочетании с перегружателем в железнодорожные думпкеры, в которых сырье доставляется на обогатительную фабрику. Размещение секций склада по обе стороны железнодорожных путей улучшает организацию работы склада и способствует интенсификации процесса погрузки.

Технологические схемы формирования и погрузки из усреднительных складов с применением железнодорожного транспорта характеризуются сложностью организации и значительной трудоемкостью. На рис. 232 и 233 показаны технологические схемы рудных складов, оборудованных грейферным краном и экскаватором типа механической лопаты. Для улучшения усреднения на складе производят перелопачивание полезного ископаемого. Отгрузка сырья потребителю осуществляется в железнодорожные составы равномерными слоями по сечению склада.

Высоту отвального склада принимают из условия безопасной работы горнотранспортного оборудования; при формировании автотранспортом высота склада составляет 10—15 м. Оптимальная емкость одной секции усреднительного склада для условий карьеров Никопольского марганцеворудного бассейна составляет 40—70 тыс. т, для карьеров Криворожского бассейна 150—130 тыс. т и ограничивается только наличием свободной площадки.

Метод усреднения полезного ископаемого на специальных рудных складах является наиболее совершенным.

§ 4. Моделирование технологических связей группы карьеров с обогатительной фабрикой в режиме усреднения руд *

Основная задача моделирования работы горнообогатительных комбинатов: установление оптимальных технологических связей группы забоев (карьеров) с обогатительными фабриками. Под *технологической связью* карьеров с обогатительными фабриками следует

* § 4 написан совместно с А. М. Эрпертом.

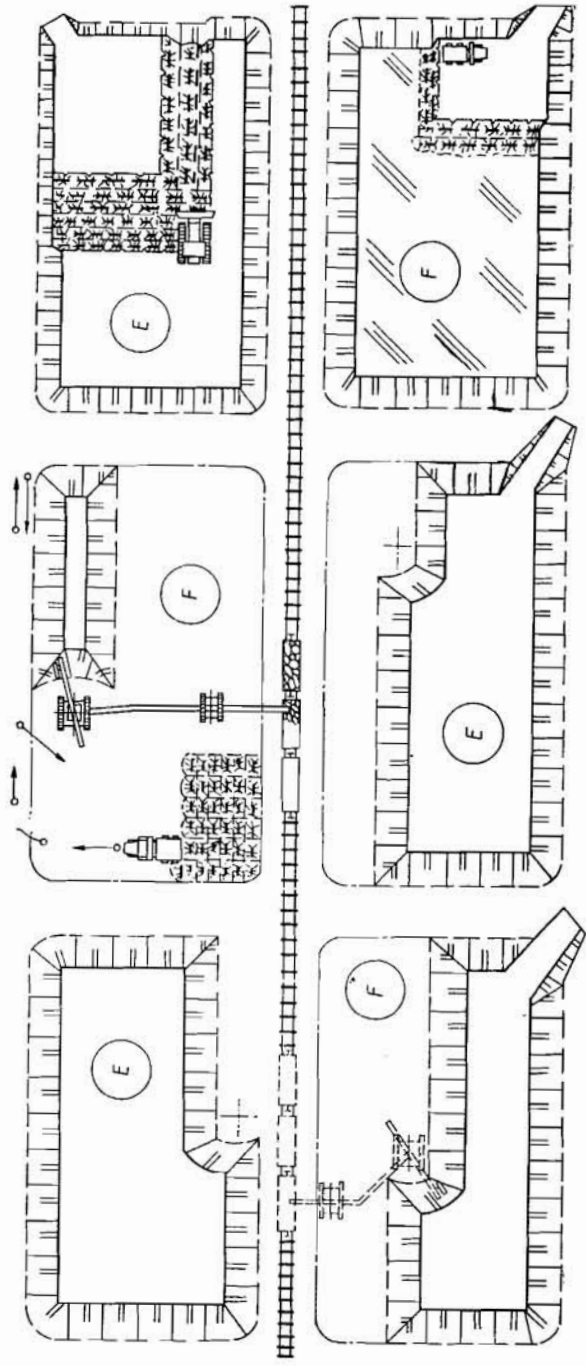


Рис. 231. Технологическая схема раздельно-усреднительного склада

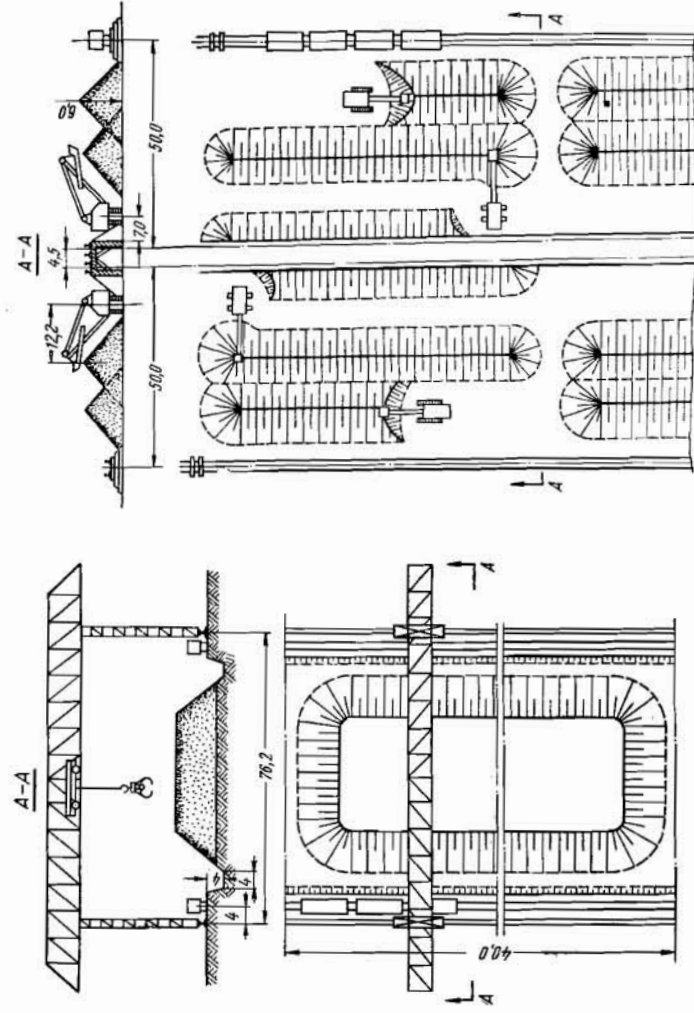


Рис. 232. Технологическая схема склада полезного ископаемого, оборудованного грейферным перегружачем и усреднителем после усреднения железнородный транспорт

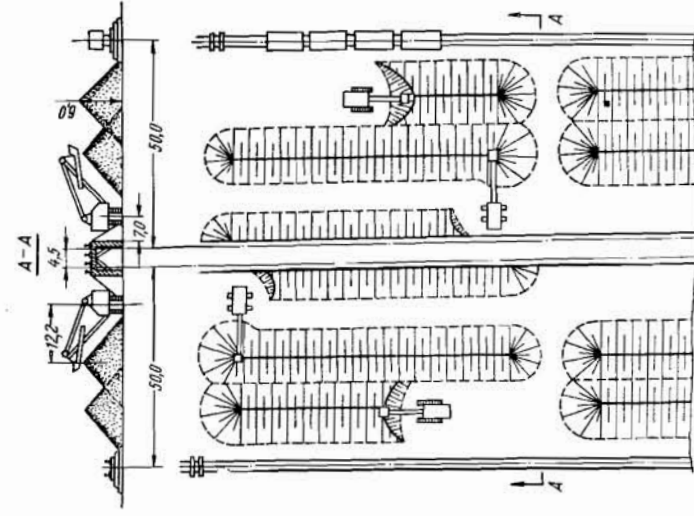


Рис. 233. Схема склада, оборудованного экскаватором для переопачивания и перегрузки полезного ископаемого после усреднения железнородный транспорт

понимать возникающую в процессах добычи и обогащения полезных ископаемых связь, обусловленную поставкой руд из различных карьеров на обогатительные фабрики для переработки и получения концентрата заданного качества.

Структурные схемы связей горнообогатительных предприятий характеризуют следующие основные признаки:

1. Технологические параметры карьера — поставщика руды: число добычных забоев; производительность каждого забоя и карьера в целом; качество руды в забоях; режим работы карьера по добыче и т. д.

2. Технологические особенности обогатительных фабрик: число секций, работающих параллельно; возможность одновременного обогащения разнотипных по обогатимости руд; требования, предъявляемые обогатительной фабрикой к качеству исходной руды; возможность оперативного изменения технологической настройки обогатительной фабрики; недельно-суточный и годовой режимы работы обогатительной фабрики.

3. Взаимосвязь режимов работы поставщика и потребителя руды. В зависимости от недельно-суточного режима работы карьеров и обогатительных фабрик бывают следующие режимы работы горнообогатительных комбинатов:

синхронный — карьеры и обогатительная фабрика работают одинаковое число дней в неделю и часов в сутки;

квазисинхронный — карьеры и обогатительная фабрика работают одинаковое число дней в неделю и разное количество часов в сутки;

несинхронный — карьеры и обогатительная фабрика работают разное число дней в неделю и часов в сутки.

4. Вид транспорта для доставки полезного ископаемого из карьеров на обогатительную фабрику, его производительность и пропускная способность.

5. Способы и место аккумуляции руды перед обогащением: на карьерных рудных складах; на рудных складах при обогатительной фабрике; в емкостях бункеров обогатительной фабрики.

Для эффективного управления технологическими процессами добычи и обогащения полезного ископаемого должна быть получена заблаговременная информация относительно объекта управления. Информация должна быть достоверной, подвижной и достаточной (по количеству). В этой информации должны содержаться сведения о процентном содержании полезного компонента в руде в каждом из забоев на планируемый период времени, о мощности рудного пласта, о производительности каждого добычного забоя (карьера), о планируемом времени работы экскаваторов по каждому забюю и т. д. Основные источники получения информации о качестве сырья, поступающего на обогатительную фабрику: геологическая информация; лабораторная экспресс-информация и автоматический анализ.

При планировании работы горнообогатительных предприятий устанавливают рациональные объемы поставок полезного ископае-

мого из забоев (карьеров) и рудных складов на обогатительную фабрику и определяют объемы добычных работ в забоях, распределение добычного и транспортного оборудования между забоями, объемы перегрузочных работ на рудных складах и другие технологические показатели. Эти вопросы решаются во взаимосвязи с выбором режима технологической настройки обогатительной фабрики. Под режимом настройки следует понимать настройку фабрики на обогащение руды с содержанием полезного компонента, равным α_ϕ . Этот параметр определяется с учетом содержания полезного компонента в сырье, поступающем из забоев, и зависит от режима работы горнообогатительного предприятия.

Для синхронного сменно-суточного режима работы ГОКа справедливо следующее неравенство:

$$\sum_{i=1}^n q_i > Q_\phi, \quad (X,13)$$

где q_i — минимальная часовая производительность i -го забоя (карьера), $м^3$;

Q_ϕ — часовая производственная мощность обогатительной фабрики, $м^3$;

n — число добычных забоев.

Для несинхронного сменно-суточного режима неравенство (X,13) усиливается, так как суммарная производительность забоев должна обеспечить потребность обогатительной фабрики в руде на период прекращения добычных работ в забоях. В этом случае функции добычных забоев выполняют рудные склады. Не исключена возможность одновременной поставки полезного ископаемого из добычных забоев и рудных складов. При этом в выражении (X,13) q_i следует рассматривать как часовую производительность забоя, так и рудного склада.

При доставке полезного ископаемого на обогатительную фабрику автомобильным транспортом усреднение происходит за счет мелкопорционного поступления руды из разных забоев. В этом случае настройка обогатительной фабрики определяется из условия минимизации среднего квадратичного отклонения содержания полезного компонента в сырье α_i от α_ϕ , т. е.

$$\alpha_\phi = \frac{\sum_{i=1}^n \alpha_i q_i}{\sum_{i=1}^n q_i}. \quad (X,14)$$

Количество руды, поступающей из i -го забоя (склада) на фабрику, составит

$$q'_i = \mu q_i, \quad (X,15)$$

где $\mu = \frac{Q_\phi}{\sum_{i=1}^n q_i}$ — коэффициент поставки сырья из забоев.

В этом случае добычное оборудование всех забоев загружается равномерно. Модель справедлива при оперативном изменении технологической настройки обогатительной фабрики. В противном случае, т. е. при длительном интервале времени стабильной настройки обогатительной фабрики, добычные забой должны поставлять полезное ископаемое в таких пропорциях, чтобы среднее взвешенное значение содержания полезного компонента находилось в пределах заданных ограничений:

$$\alpha_{\phi \min} \leq \frac{\sum_{i=1}^n \alpha_i \mu_i q_i}{\sum_{i=1}^n \mu_i q_i} \leq \alpha_{\phi \max}, \quad (X,16)$$

где $\alpha_{\phi \min}$, $\alpha_{\phi \max}$ — ограничения, предъявляемые к качеству полезного ископаемого обогатительной фабрикой на интервале времени ее стабильной настройки; μ_i — коэффициент поставки сырья из i -го забоя.

В данном случае из-за неравенства коэффициентов поставок загрузка добычного оборудования и развитие добычных работ в забоях неравномерны. Возможность эффективного управления технологическими процессами добычи и обогащения, а также равномерность загрузки оборудования и развития горных работ свидетельствуют о предпочтительности первого варианта.

На большинстве горнообогатительных предприятий применяется автомобильно-железнодорожный транспорт с использованием перегрузочных устройств, на которых разделяется, накапливается и усредняется полезное ископаемое из одного или нескольких забоев. В этом случае сырье на обогатительную фабрику поступает большими объемами, равными емкостям локомотиво-составов, что исключает эффективное усреднение полезного ископаемого во входных емкостях обогатительных фабрик. Поэтому настройка обогатительной фабрики должна определяться таким образом, чтобы отклонение содержания полезного компонента в сырье от α_{ϕ} было возможно меньшим. При этом забой будут загружены неравномерно: те забой, для которых отклонение меньше, должны быть загружены на максимальную производительность; забой, для которых отклонение больше, должны поставлять на фабрику возможно меньшее количество руды. Для сглаживания неравномерности загрузки забоев можно полагать, что забой второй группы поставляют оставшуюся часть руды на накопительные рудные склады. Такие склады могут рассматриваться как забой, часовая производительность которых равна количеству руды, отгружаемой в среднем в течение 1 ч на фабрику. Таким образом, при железнодорожном транспорте формулы (X,14) и (X,15) для определения технологической настройки фабрики и объемов транспортирования непригодны.

Строгая формулировка задачи определения настройки обогатительной фабрики следующая: необходимо определить, на какую

концентрацию полезного компонента в руде должна быть настроена обогатительная фабрика, а также из каких забоев и рудных складов и в каком количестве следует поставлять на фабрику полезное ископаемое, чтобы среднее отклонение процентного содержания полезного компонента в сырье от настройки фабрики, определяемое по выражению

$$F = \frac{\sum_{i=1}^n |\alpha_i - \alpha_{\phi}| \mu_i q_i}{\sum_{i=1}^n \mu_i q_i}, \quad (X,17)$$

было минимальным.

При этом μ_i должны удовлетворять следующим условиям:

$$\left. \begin{aligned} \sum_{i=1}^n \mu_i q_i &= Q_{\phi}, \\ 0 &\leq \mu_i \leq 1. \end{aligned} \right\} \quad (X,18)$$

Минимизация функции $F = f(q_i, \mu_i \alpha_i)$ при ограничениях из условия (X,18) является задачей нелинейного программирования.

Предполагая, что α_i пронумерованы в порядке возрастания, выражение (X,17) можно записать в таком виде:

$$\bar{f} = F \sum_{i=1}^n \mu_i q_i = \sum_{i=1}^{p-1} \mu_i q_i (\alpha_{\phi} - \alpha_i) - \sum_{i=p}^n \mu_i q_i (\alpha_{\phi} - \alpha_i), \quad (X,19)$$

где при $i \leq p-1$, $\alpha_i \leq \alpha_{\phi}$; при $i \geq p$, $\alpha_i \geq \alpha_{\phi}$.

Для нахождения минимума выражения (X,17) продифференцируем выражение (X,19) по α_{ϕ} и, приравняв нулю, получим

$$\sum_{i=1}^{p-1} \mu_i q_i = \sum_{i=p}^n \mu_i q_i. \quad (X,20)$$

Следовательно, для минимизации выражения (X,17) определяется такое значение p , которому удовлетворяет выражение (X,20). Тогда $\alpha_{\phi} = \alpha_p$.

Так как равенство (X,20) может выполняться при различных значениях μ_i , то оптимальные решения задачи находятся перебором возможных значений коэффициентов поставок.

При условии, что содержание полезного компонента в сырье распределено между забоями относительно равномерно в пределах от α_{\min} до α_{\max} , возможен более простой, но менее точный способ установления технологической настройки обогатительной фабрики. Каждый добычной забой характеризуется параметром $\epsilon_k = \sum_{k=1}^n |\alpha_i - \alpha_k|$, который будет тем больше, чем больше разность между α_i и определяемой оптимальной технологической настройкой обогатительной фабрики.

Оптимальная настройка обогатительной фабрики может быть определена приближенно решением следующей задачи линейного программирования:

$$f = \sum_{i=1}^n \mu_i q_i \varepsilon_i \rightarrow \min, \quad (X,21)$$

При этом μ_i должны удовлетворять условиям (X,18).

Вычислив коэффициенты μ_i из выражений (X,18) и (X,21), определим настройку обогатительной фабрики

$$\alpha_\phi = \frac{\sum_{i=1}^n \alpha_i q_i \mu_i}{\sum_{i=1}^n q_i \mu_i}. \quad (X,22)$$

Решением задач (X,18) и (X,21) являются такие коэффициенты μ_i , которые дают возможность частично или полностью исключить из рассмотрения при вычислении α_ϕ те забои, для которых α_i равны или близки к α_{\min} и α_{\max} . Таким образом, режим работы обогатительной фабрики в зависимости от возможности его оперативного изменения может быть установлен: на длительный интервал времени путем задания фиксированного значения α_ϕ и допустимых отклонений $\alpha_{\phi \min}$ и $\alpha_{\phi \max}$; на небольшой интервал времени в зависимости от качества руд в забоях в текущий период и возможных объемов поставки руд на обогатительную фабрику при условии, что технологическая настройка обогатительной фабрики может оперативно изменяться и быть стабильной в течение небольшого интервала времени (сутки, неделя, декада).

Основные задачи моделирования технологических связей карьеров с обогатительными фабриками. При оперативном планировании, т. е. при составлении недельно-суточного графика добычи и переработки полезного ископаемого, а также при оперативном управлении добычными работами в течение смены (суток) требуется так перераспределить объем добычи и потребления сырья, чтобы не выйти из ограничений: по содержанию контролируемых компонентов в каждом типе (соре) поставляемой руды, по объему добычи из каждого экскаваторного участка; по объему переработки каждого типа-сорта руды.

Загрузка добычных и транспортных участков должна быть по возможности равномерной, что позволяет оптимизировать условия работы добычных единиц и транспорта. При фиксированном на длительный период значении технологической настройки обогатительной фабрики математически задачу оперативного планирования и управления добычными работами в режиме усреднения можно представить следующим соотношением:

$$\sum_{i=1}^n \mu_i q_i = Q_\phi, \quad (X,23)$$

т. е. поставляемое на фабрику количество руды должно быть равно ее потреблению; при этом должно выполняться условие (X,16);

при отсутствии усреднительно-накопительных рудных складов должно выполняться условие

$$q_{i \min} \leq \mu_i q_i \leq q_i, \quad (X,24)$$

где $q_{i \min}$ — определяется из минимальной экономически целесообразной загрузки i -й добычной единицы.

Функции, оптимизирующие работу системы:

$$\sum_{i=1}^n q_i \rightarrow \max; \quad (X,25)$$

$$F = \sum_{i=1}^n \left(\frac{\sum_{i=1}^n \mu_i q_i}{n} - q_i \right)^2 \rightarrow \min. \quad (X,26)$$

Выражение (X,25) указывает на необходимость достижения максимальной производительности всех добычных забоев; условие (X,26) требует равномерности распределения объемов добычи между экскаваторными участками. Оптимальный вариант выбирают последовательно — вначале по критерию (X,25), а при наличии равнозначных по этому критерию вариантов оценку производят по критерию (X,26).*

Если режим технологической настройки обогатительной фабрики может оперативно изменяться, то задача оперативного планирования и управления технологическими связями группы забоев (карьеров) с обогатительной фабрикой в режиме усреднения руд формулируется в зависимости от режима работы горнообогатительного предприятия иначе.

Ниже приведены некоторые из возможных формулировок математических задач.

1. Математическая модель технологических связей группы забоев (карьеров) с обогатительной фабрикой применительно к сезонному режиму добычных работ и синхронному режиму работы горнообогатительного предприятия.

Постановка задачи сводится к следующему. Имеется n забоев (карьеров), производительность каждого из которых характеризуется функцией $q_i(t)$, ($i = 1, 2, \dots, n$). На каждом карьере имеется рудничный склад, на котором руда накапливается для обеспечения стабильной работы фабрики в период прекращения вскрышных работ. Руда из карьеров поступает на обогатительную фабрику производительностью Q_ϕ , при которой имеется рудничный склад, состоящий из двух секций емкостью R каждая. В исходном для расчета состоянии одна секция сформирована и поставляет на обогатительную фабрику сырье с процентным содержанием полезного компонента $\alpha_{ск}$, вторая секция формируется (рис. 234).

* Орлов Р. В. Управление процессом усреднения руд. Горный журнал, 1968, № 3.

Транспортные связи между фабрикой и забоями обеспечивают поставку на фабрику в единицу времени такого количества руды, которое фабрика может переработать. Излишки добываемой руды поступают на карьерные рудные склады. Требуется определить технологическую настройку фабрики α_ϕ и установить забой, из которых следует поставлять на обогатительную фабрику сырье в таком количестве, чтобы обеспечить потребность фабрики в сырье при выполнении условия

$$|\alpha_i - \alpha_\phi| \leq \Delta\alpha_0, \quad (X,27)$$

где $\Delta\alpha_0$ — допустимое отклонение содержания полезного компонента в сырье от технологической настройки фабрики, %.

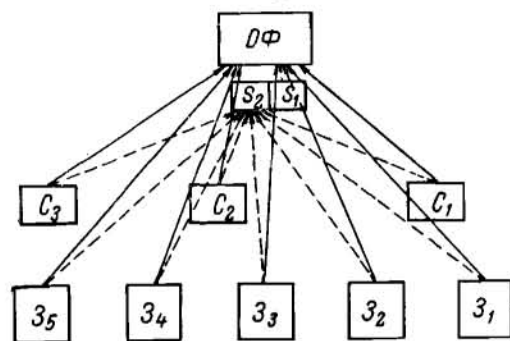


Рис. 234. Структурная схема транспортных связей горнообогатительного комбината: ОФ — обогатительная фабрика; З₁, З₂, ..., З_n — забой (карьеры); С₁, С₂ и С₃ — карьерные склады; S₁ и S₂ — секции усреднительного склада при обогатительной фабрике

Из этих забоев руда поступает непосредственно на фабрику для обогащения. Недостающее количество руды на фабрику поступает со склада. Такое же количество руды поступает из остальных забоев во вторую секцию склада. Предполагается, что на рудном складе соответствующей загрузкой и разгрузкой руды достигается высокая степень усреднения.

Обозначим через k число интервалов в течение времени θ , для каждого из которых $\alpha_i = \text{const}$, ($i = 1, 2, \dots, n$). Для каждого из интервалов можно получить множество

$$\{|\alpha_1 - \alpha_\phi|, |\alpha_2 - \alpha_\phi|, \dots, |\alpha_n - \alpha_\phi|\}. \quad (X,28)$$

Из множества (X,28) выберем такие m значений α_i , для которых выполняется условие (X,27). Если $\sum_{i=1}^m q_i \geq Q$ для всех q_i , удовлетворяющих выражению (X,27), и для всех k интервалов, то в качестве режима технологической настройки фабрики на данный период стабильной работы θ принимается α_ϕ . Оптимизация поставок полез-

ного ископаемого из забоев на обогатительную фабрику может быть выполнена решением задачи линейного программирования:

$$\begin{cases} \sum_{i=1}^m \mu_i q_i = Q, \\ 0 \leq \mu_i \leq 1 \quad (i = 1, 2, \dots, m); \end{cases} \quad (X,29)$$

$$\sum_{i=1}^m |\alpha_i - \alpha_\phi| \mu_i q_i \rightarrow \min. \quad (X,30)$$

Решение выражений (X,29) и (X,30) минимизирует отклонение процентного содержания полезного компонента в поставляемой руде от режима технологической настройки обогатительной фабрики. Если хотя бы в одном из k интервалов периода θ стабильной работы фабрики условие (X,27) не выполняется, то недостающее количество руды ρ поступает на фабрику из усреднительного склада, т. е.

$$\rho = Q_\phi - \sum_{i=1}^m q_i. \quad (X,31)$$

Из остальных $n - m$ карьеров (забоев) руда в количестве ρ поступает во вторую секцию склада.

При этом

$$\lambda = \frac{\rho}{\sum_{i=m+1}^n q_i}, \quad (X,32)$$

где λ — коэффициент поставки руды из i -го забоя (карьера) на усреднительный склад при обогатительной фабрике.

Количество руды, получаемое обогатительной фабрикой из усреднительного рудного склада, зависит от допустимого отклонения содержания полезного компонента в сырье от настройки обогатительной фабрики $\Delta\alpha_0$. На рис. 235 показано влияние величины отклонения содержания полезного компонента в исходной руде $\Delta\alpha_0$ относительно технологической настройки обогатительной фабрики на параметры усреднительных складов. Значение $\Delta\alpha_0$ влияет на работу рудного склада при обогатительной фабрике. Так, при $\Delta\alpha_0 = 2\%$ потребление руды из склада происходит редко и небольшими объемами — $(0,05 \div 0,2) Q_\phi$; при $\Delta\alpha_0 = 1\%$ рудный склад непрерывно отгружает руду на фабрику в большом количестве — $(0,2 \div 0,75) Q_\phi$. Величина $\Delta\alpha_0$ существенно влияет на параметры рудного склада. Емкость склада с уменьшением величины $\Delta\alpha_0$ увеличивается.

2. Математическая модель технологических связей группы забоев (карьеров) с обогатительной фабрикой применительно к круглогодичному режиму добычных работ и несинхронному режиму работы горнообогатительного предприятия. Наиболее распространенным режимом работы горнообогатительных предприятий является

круглогодичный несинхронный суточный режим, при котором обогатительная фабрика работает 6—7 дней в неделю, три смены по 7—8 ч в сутки, карьеры — 5 дней в неделю, две-три 8-часовые смены в сутки.

В отличие от сезонного режима добычных работ при круглогодичном режиме ухудшаются условия усреднения руд, так как производительность забоев в единицу времени даже при несинхронном режиме работы ГОКа незначительно превышает потребление фабрикой руды за это же время, а аккумуляция руды на карьерных складах невелика и к началу каждой недели склады практически

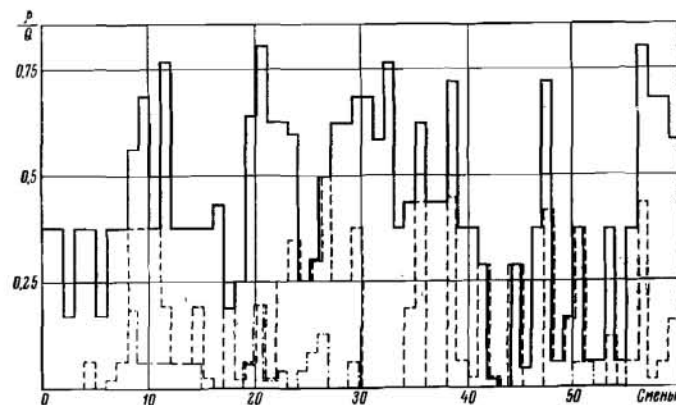


Рис. 235. Влияние величины отклонения содержания полезного компонента в исходной руде $\Delta\alpha_0$ относительно технологической настройки обогатительной фабрики на параметры усреднительных складов:
— $\alpha_0 = 1\%$; — — — $\alpha_0 = 1,5\%$; — · — · — $\alpha_0 = 2\%$

остаются незаполненными. Все это обуславливает необходимость устройства на обогатительной фабрике усреднительного рудного склада, который должен способствовать эффективному усреднению руды, так как возможности варьирования рудой, поступающей из карьеров на фабрику, незначительны.

Исследованиями установлено, что 40—80% всей руды, поставляемой на фабрику, можно загружать непосредственно в приемные устройства фабрики, минуя усреднительный склад, так как процентное содержание полезного компонента в исходной руде отклоняется от настройки фабрики на величину, не превосходящую заданного значения. Это дает основание полагать, что при соответствующей организации поставок сырья на обогатительную фабрику параметры усреднительного склада при фабрике, объем погрузочно-разгрузочных работ и работы, связанные с усреднением исходного сырья, могут быть минимизированы.

При несинхронном режиме, в отличие от синхронного, сырье, накапливаемое на карьерных рудных складах, потребляется фабрикой в этот же период. Таким образом, при двухсменной работе

карьера следует устанавливать количество сырья, поступающего на обогатительную фабрику из карьерных складов в течение третьей смены. Если карьер работает пять дней в неделю, то аналогичная задача возникает и при установлении поставок на фабрику из складов в течение шестого дня недели.

При совместной работе нескольких забоев и обогатительной фабрики коэффициенты поставок полезного ископаемого устанавливаются так же, как и в предыдущем случае. Для периода времени, когда сырье на обогатительную фабрику поступает со складов, аналогичная задача должна решаться для складов.

Из всех карьерных складов выберем такие m , для которых выполняется условие

$$|\alpha_{c_j} - \alpha_\phi| \leq \Delta\alpha_0, \quad (X,33)$$

где α_{c_j} — содержание полезного компонента в сырье j -го карьерного склада.

Если $\sum_{j=1}^m Q_{c_j} \geq Q_\phi$ (Q_{c_j} — часовая производительность j -го склада по отгрузке сырья), то решается задача минимизации линейной формы, т. е.

$$\sum_{j=1}^m \mu_j \Delta\alpha_{j\phi} Q_{c_j} \rightarrow \min, \quad (X,34)$$

при ограничениях:

$$\sum_{j=1}^m \mu_j Q_{c_j} = Q_\phi. \quad (X,35)$$

где

$$0 \leq \mu_j \leq 1, \\ \Delta\alpha_{j\phi} = |\alpha_{c_j} - \alpha_\phi|.$$

Вычисленные при решении задачи по формулам (X,34), (X,35) коэффициенты поставки сырья μ_j дают возможность определить объемы полезного ископаемого, поставляемого на фабрику из карьерных складов:

$$R_j = \mu_j Q_{c_j}. \quad (X,36)$$

Если $\sum_{j=1}^m Q_{c_j} \leq Q_\phi$ для всех Q_{c_j} , удовлетворяющих условию (X,33), то на фабрику поставляется сырье из рудного склада при фабрике в количестве

$$\rho = Q_\phi - \sum_{j=1}^m Q_{c_j}. \quad (X,37)$$

Во вторую секцию фабричного склада сырье поступает в таком же количестве из карьерных складов, не поставляющих полезное ископаемое непосредственно на фабрику.

3. Установление транспортных связей и грузопотоков между группой карьеров и обогатительными фабриками в режиме разделения и усреднения руд. Структурные схемы горнообогатительных

комплексов часто включают группу карьеров и несколько обогатительных фабрик, находящихся в едином административном подчинении. В этом случае для улучшения технико-экономических показателей работы горнообогатительных предприятий целесообразно осуществлять комплексное оперативное планирование работы карьеров и обогатительных фабрик. Актуальность решения этой задачи возрастает, если в единой структурной системе добываются и обогащаются руды, отличающиеся не только по содержанию полезного компонента, но и по обогатимости. При этом возникает необходимость раздельного обогащения разнотипных руд в режиме их усреднения.

Типичным представителем месторождения с разнотипными рудами является Никопольский бассейн. Его месторождения по химическому составу марганцевосодержащих минералов подразделяются на окисные, карбонатные и смешанные.

Задача оптимального распределения сырья между обогатительными фабриками может быть сформулирована различными способами в зависимости от соотношения числа обогатительных фабрик S и количества типов руды S_1 . Если $S \geq S_1$, то задача сводится к определению оптимального плана перевозок в режиме усреднения каждого типа руды; сырье из карьеров и карьерных складов поставляется в течение тех смен, когда ведутся добычные работы. Если добычные работы в карьерах не ведутся, то руда поступает на фабрику из рудничных складов при карьерах.

Если $S \leq S_1$, то в поставках принимают участие как карьеры, так и карьерные рудные склады. При этом могут иметь место несколько вариантов планов работ (число вариантов $C_{S_1}^S$), различающихся между собой хотя бы одним типом обогащаемой руды. Каждому из этих вариантов соответствует свой оптимальный план перевозок руды, определяемый из соответствующей задачи. Из всех вариантов выбирается тот, которому соответствует оптимальный план при минимальных транспортных расходах.

Если известно расстояние от i -го забоя (карьера), добывающего k -й тип сырья, то j -й фабрики (l_{ij}^k), то объем перевозок на j -ю фабрику в течение интервала стабильной работы фабрики составляет

$$L_j^{k(i)} = \sum_{i=1}^n \mu_i^k q_i^k l_{ij}^k. \quad (X,38)$$

План перевозок должен определять объемы перевозимого сырья из каждого забоя и склада, а также адреса доставки сырья. Для каждого плана перевозок может быть определен объем перевозок

$$L_a = \sum_{j=1}^S L_j^{k(i)}. \quad (X,39)$$

Оптимальный план перевозок определяется как минимальный член функционального множества, т. е.

$$L_{\text{опт}} = \min \{ L_1, L_2, \dots, L_n, \dots \}. \quad (X,40)$$

Нахождение оптимального плана перевозок после вычисления $L_j^{k(i)}$ для всех $k(j)$ и j сводится к решению стандартной задачи линейного программирования транспортного типа.

ГЛАВА XI

ОРГАНИЗАЦИЯ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА НА КАРЬЕРАХ *

§ 1. Особенности организации горного производства на мощных карьерах

Организация и управление производства горными работами представляют собой систему мер, направленных на выполнение производственного процесса добычи полезного ископаемого. В производственный процесс добычи структурно входит ряд технологических звеньев и элементов. Поэтому в общую характеристику

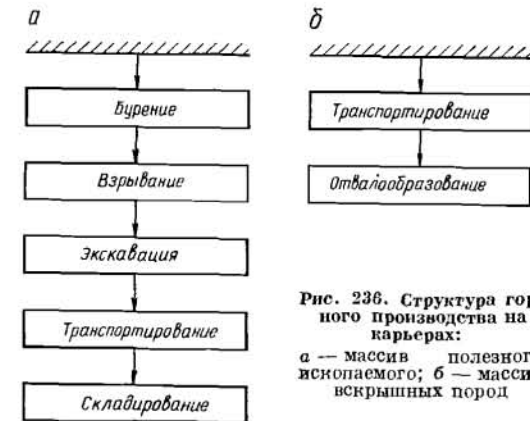


Рис. 236. Структура горного производства на карьерах:

а — массив полезного ископаемого; б — массив вскрышных пород

производственного процесса как объекта управления входят сведения о функциях его отдельных элементов (подготовка к выемке, выемка, транспортирование и отвалообразование). Структура связи их между собой соответствует принятой технологической схеме (рис. 236), сущность которой определяется применяемой техникой, условиями протекающих производственных процессов, а также организацией работ. Перспективная для ближайших лет структурная технологическая схема разработки горной массы в глубоких карьерах со скальными породами может быть представлена следующим образом: разрушение породного массива буровзрывными работами, экскавация взорванной горной массы, транспортирование автосамосвалами внутри карьера, грохочение и дробление крупно-кусковатой горной массы, транспортирование конвейерным или скиповым транспортом по борту карьера, перегрузка горной массы на поверхности, транспортирование циклическим автомобильным, железнодорожным, или поточным (конвейеры) транспортом по поверхности до обогатительной фабрики.

Буровзрывные работы в карьере осуществляются обычно параллельно с экскавацией и при оптимальном планировании не ограничивают работу экскаватора.

* Глава написана доц. В. А. Нападайло.

Основными особенностями, которые должны быть учтены при организации управления работой карьера, являются:

1) большая территориальная разобщенность основных объектов управления (горнотранспортного оборудования), доходящая до 5—10 км и более в пределах карьерного поля и на отвалах, создает трудности в организации, контроле и оперативном управлении горным производством; с увеличением глубины горных работ до 200—300 м эти трудности усложняются;

2) насыщенность карьерного хозяйства большим количеством мощного, часто разнотипного, горнотранспортного оборудования ставит требование оптимальных условий эксплуатации и координации его работы;

3) значительная динамичность открытых горных работ как во времени, так и в пространстве требует регулярной перестройки транспортных путей и линий электропередачи, вызывая увеличение объема вспомогательных работ; изменение условий залегания и свойств разрабатываемых пород по мере перемещения рабочих мест вызывает отклонение технологического режима от средней нормы;

4) непостоянство горногеологических и метеорологических условий оказывает влияние на работу обслуживающего персонала, горнотранспортного оборудования и аппаратуры;

5) изменение во времени грузопотоков горных пород вызывает периодическое перераспределение транспортных средств, изменение транспортных схем и графиков движения;

6) жесткая взаимосвязь между основными производственными процессами требует четкой их координации во времени и пространстве (особенно жесткая оперативная взаимосвязь имеется между экскавацией и транспортированием горной массы);

7) отсутствие оперативной и достаточно точной количественной оценки большинства технико-экономических показателей работы карьера;

8) большие масштабы горного производства (годовая производственная мощность некоторых карьеров в настоящее время превышает 30 млн. т полезного ископаемого) вызывают концентрацию мощного горнотранспортного оборудования в пределах карьерного поля, требуют наиболее полного его использования во избежание убытков, связанных с простоем. Так как значительная часть простоев возникает по организационным, аварийным и технологическим причинам, от службы управления требуется быстрота принятия решений при всестороннем учете всех влияющих факторов, а также быстрая реализация этих решений.

Кроме перечисленных факторов важными особенностями, требующими учета при организации управления работой карьера, являются: наличие на карьерах большого числа вспомогательных операций (передвижка железнодорожных путей, конвейерных линий, линий электропередач, зачистка забоев и подъездных путей и т. д.), уровень механизации и автоматизации которых относительно низок; неблагоприятные условия работы точной аппаратуры,

устанавливаемой непосредственно на рабочих механизмах, что вызывается вибрацией и ударами, резкими колебаниями атмосферных условий, значительной запыленностью атмосферы и т. п.; наличие горнотранспортного оборудования преимущественно циклического действия, слабо поддающегося автоматизации и требующего обязательного присутствия обслуживающего персонала; слабая механизация процессов управления и т. п.

Все эти особенности карьера как объекта управления усложняют решение проблемы создания надежной, четкой в работе системы оперативного управления горным производством.

§ 2. Структура горного производства на карьере

Под производственной структурой карьера понимается состав его внутренних подразделений (участки, цехи и т. п.), формы их построения и взаимосвязи. Основные производственные подразделения карьера могут выделяться как по территориальному, так и по функциональному принципам.

При территориальном принципе выделения карьер состоит из нескольких участков, которые самостоятельно производят основные технологические процессы на своей территории. Это возможно при небольших объемах работ и простой технологии горного производства. Функциональный принцип построения производственной структуры карьера применяют чаще на крупных горнодобывающих предприятиях. В этом случае создается ряд специализированных участков (буровой, взрывной, выемочно-погрузочные, путевые, отвальные, транспортные и т. д.), которые ведут работы на всей территории карьера.

На современных мощных карьерах широко применяют смешанную структуру горного производства, т. е. при функциональном и территориальном подразделении работ. В отличие от предприятий заводского типа, где участок является составной частью цеха, на мощных карьерах формирование участка производится как по процессам (вскрышной, добычной, отвальный и т. д.), так и по территориальному признаку (например, вскрышной участок № 1, № 2 и т. д.). Кроме того, намечается тенденция выполнения части работ специализированными цехами (цех гидромеханизации, буровзрывной, транспортный и др.). Создание специализированных цехов способствует совершенствованию техники и технологии выполнения отдельных процессов.

Основной структурной единицей карьера является производственный участок или цех. Производственный участок — это организационно-обособленное подразделение, выполняющее определенные производственные функции в общей технологической цепи горного производства.

Все технологические процессы по добыче полезного ископаемого можно подразделить на основные и вспомогательные. Исходя из этого производственные участки карьера можно разделить на:

участки основного производства, вспомогательные, обслуживающие, подсобные и побочные.

К участкам основного производства относятся вскрышные, добычные, буровзрывные, транспортные и отвальные. Основная задача этих участков — обеспечение необходимого объема добычных работ. Специализация участков и их количество зависят от вида добываемого полезного ископаемого, мощности предприятия, принятой в проекте структуры комплексной механизации, степени концентрации работ в пределах карьерного поля и других факторов.

Эффективность основного производства зависит от работы вспомогательных и подсобных участков. В задачу вспомогательных участков входит обеспечение основного производства ремонтом, реконструкцией и восстановлением горнотранспортного оборудования и основных горных выработок.

К вспомогательным участкам (цехам) относятся участок осушения, механические мастерские, службы ремонта подвижного состава и контактных сетей, электроподстанции, компрессорные и другие стационарные установки, хозяйственный цех и т. п.

На мощных карьерах обычно выделяются участки горнокапитальных и строительных работ, транспортный цех и т. п. В этом случае они в производственную структуру карьера не включаются.

§ 3. Структура управления горнодобывающим предприятием (общие положения)

В зависимости от вида добываемого полезного ископаемого (уголь, руда, полиметаллические руды и т. д.), подчиненности и производственной мощности горнодобывающих предприятий, применяемого вида транспорта, срока ввода в эксплуатацию и т. п. сложились различные структурные схемы управления карьерами. Несмотря на все многообразие сложившихся на отдельных горнодобывающих предприятиях организационных структур, все они могут быть сведены к определенной схеме, состоящей из трех основных ступеней — нижней, средней и верхней. На рис. 237 показана общая структурная схема управления горнодобывающим предприятием.

В общем виде управление карьером включает: 1) получение исходной информации о состоянии управляемого объекта; 2) исходя из цели действия — выработку решения на основе переработки полученной информации; 3) на основании полученного решения — выдачу управляющих команд на объект. В условиях горного производства указанные три этапа в процессе работы обычно периодически повторяются.

Рассмотрим несколько подробнее задачи и функции управления на отдельных ступенях общей схемы.

1. Управление на нижней ступени обеспечивает безотказную и высокопроизводительную работу основного горнотранспортного оборудования, непосредственно обеспечивающего добычу и доставку полезного ископаемого. Основной задачей управления при этом яв-

ляется поддержание постоянной и оптимальной в данных условиях производительности погрузочных и транспортных агрегатов, а также соблюдение технологических режимов современными средствами автоматического регулирования и управления.

2. Управление на средней ступени определяется необходимостью управлять производственными комплексами (цехами, участками), представляющими собой в условиях карьера совокупность однотипных агрегатов (экскаваторов, буровых станков и т. п.) или разнотипного оборудования, объединенного нуждами технологии горного производства. При этом на первый план выдвигаются задачи оптимизации, оперативной координации работы отдельных участков и т. п.

3. Управление на верхней ступени охватывает весьма широкий круг задач, связанных с производственной деятельностью карьера и оценкой технико-экономической эффективности его работы. При широкой постановке вопроса управления карьером, кроме указанных уже задач оптимизации и оперативной координации деятельности отдельных участков и отдельных производств, на верхней ступени схемы решаются задачи долгосрочного планирования, учета и анализа технико-экономической деятельности отдельных участков и производств за тот или иной календарный отрезок времени. В общий круг вопросов управления карьером на верхней ступени должны быть включены и задачи, относящиеся к области административно-управленческой деятельности: вопросы кадров, оплаты труда, подготовки и обслуживания горного производства и т. п.

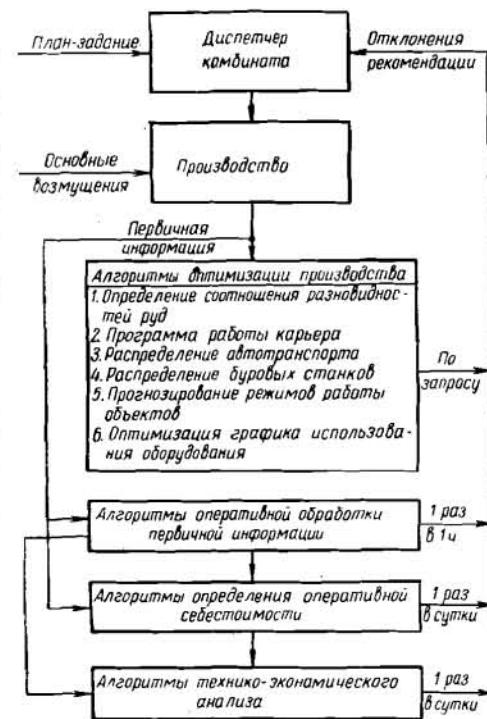


Рис. 237. Общая структурная схема управления горнодобывающим предприятием

§ 4. Службы управления и их функции

Организационная структура управления карьером строится в соответствии с производственной структурой и определяется сочетанием отдельных звеньев управления, которые взаимосвязаны и со-

резервных. Обо всех авариях, простоях и принятых мерах по их ликвидации начальник смены по радию сообщает диспетчеру карьера.

Изменение расстановки автосамосвалов в экскаваторных забоях производится по согласованию с начальником смены автоцеха.

В случае резкого отклонения качества полезного ископаемого в отдельных экскаваторных забоях начальник смены добычного участка совместно с геологом принимает решение о перестановке экскаватора в другой забой.

Начальник смены бурового участка осуществляет руководство ходом работ согласно экспозиции буровых работ и наряда на оперативную смену. В случае аварии с буровыми станками он принимает меры по их ликвидации и сообщает диспетчеру карьера.

В своей практической деятельности начальники смен всех участков оперативно подчинены диспетчеру карьера, который координирует их взаимодействие со смежными участками и службами. Диспетчерская служба контролирует ход горного производства в течение смены и выдает указание начальникам смен и горным мастерам об изменении характера и режима работы горнотранспортного оборудования; регулирует движение транспортных средств на участках карьера; контролирует и совместно с горным надзором организует обеспечение горного производства (материально-техническое, ремонтное, энергосиловое и др.). Кроме этих функций диспетчер карьера организует согласно графику передачу информации о ходе производственного процесса в инженерно-технический центр (карьероуправление).

Сменный диспетчер карьера является постоянным представителем инженерно-технического центра с правом решения всех организационных и технических вопросов, возникающих в течение смены при ведении горных работ. В ходе работы он руководствуется недельно-суточным графиком, который составляется начальниками участков на основании месячного плана, составленного плановым отделом карьера.

В недельно-суточном графике добычного участка планируются объемы полезного ископаемого и его количество как в целом по участку, так и по отдельным экскаваторным блокам; по вскрышному участку планируются объемы отдельно по скальной породе и наносам. Планирование производится с учетом планово-предупредительных ремонтов (ППР) отдельных агрегатов. В недельно-суточном графике по буровому участку планируются объемы по бурению скважин на каждый станок с разбивкой на сутки с учетом ППР.

На основании этих графиков диспетчер карьера составляет оперативный график на текущую смену с указанием номеров экскаваторов, забоев, где производится погрузка, расстояний транспортирования из отдельно взятых забоев, числа и номеров автосамосвалов, а также вспомогательного оборудования. Указанный выше график является основным документом, с помощью которого осуществляется контроль за работой карьера.

В течение смены диспетчер карьера получает информацию о ходе производственного процесса посредством: визуального наблюдения за работой горнотранспортного оборудования; радиосвязи с машинистами экскаваторов, начальниками смен, бригадами автобригад; телефонной связи с диспетчером комбината, ОТК, автоцехом, дробильной фабрикой и др.

На диспетчерскую службу карьера возлагается обязанность проведения оперативного учета выполненных объемов.

Инженерно-технический центр (производственный отдел карьероуправления) каждые сутки разрабатывает оперативное суточное задание с разбивкой по сменам. Суточные задания доводятся до начальников всех участков при проведении оперативного совещания по селекторной связи. На этих совещаниях принимаются решения по следующим вопросам:

координация производственной деятельности участков и служб на сутки с одновременным рассмотрением и утверждением графика вспомогательных работ (ремонт автодорог, монтаж и демонтаж высоковольтных ЛЭП, перегоны экскаваторов и буровых станков и т. п.); проведение мероприятий, направленных на компенсацию (или ликвидацию) возмущающих воздействий (выход из строя экскаваторов, обрушение уступов, авария ЛЭП и т. д.), выявленных в течение предыдущих суток;

распределение вспомогательной техники (кранов, бульдозеров, подсобного транспорта и др.) на основании графиков и мероприятий, разработанных по предыдущим пунктам.

В процессе проведения совещания производится контроль за выполнением отдельными участками и службами предыдущих оперативных заданий и мероприятий по компенсации возникших ранее возмущений.

При проведении оперативного совещания инженерно-техническое руководство использует информацию о работе карьера двух видов: суточный рапорт о работе карьера в целом, составляемый диспетчерской службой; отчеты о работе отдельных участков и служб, составляемые начальниками участков.

§ 5. Планирование и управление горным производством

Сущность текущего планирования и оперативного управления горным производством на карьерах заключается в решении ряда многовариантных задач и выборе оптимального варианта, исходя из следующих основных критериев:

- 1) достижение максимально возможной производительности горнотранспортного оборудования (при оперативном управлении за счет наиболее полного использования во времени);
- 2) соблюдение заданных показателей по качеству полезного ископаемого.

Управлять горным производством целесообразно по планам, составленным на небольшие периоды времени работы карьера (сутки, смена).

Исходными данными для составления оперативного плана служит задание на большой отрезок времени (например, неделю или месяц), полученное при технико-экономическом планировании горных работ с учетом усредненных горных возможностей карьера.

Основным документом при этом служит перспективный план горных работ. Текущие (годовые и квартальные с разбивкой по месяцам) планы горных работ составляют с учетом перспективного плана. При этом устанавливается производственная мощность карьера по полезному ископаемому, объем работ по вскрыше, направление развития горных работ, количество вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов, расстановка оборудования на уступах.

В процессе составления текущих планов горных работ технический отдел карьероуправления корректирует объемы добычи и вскрыши по кварталам, исходя из горных возможностей и времени года; уточняет параметры системы разработки (ширину заходки и рабочей площадки, углы откосов рабочего и нерабочего бортов, скорость подвигания отдельных уступов и т. д.), установленные при перспективном планировании; определяет график проходки капитальных и разрезных траншей, развитие транспортных коммуникаций, дренажных выработок, линий электропередач и т. д. В месячных планах определяется расстановка и резервы оборудования, а также время для выполнения вспомогательных и ремонтных работ. Месячный план горных работ — исходный документ при составлении производственной программы для каждого производственного участка.

Задача оперативного планирования горных работ в математической формулировке представляет собой задачу отыскания такой функции времени, которая при соблюдении заданных условий обеспечивает экстремум некоторого функционала, называемого целевой функцией или критерием качества планирования. Этот критерий носит экономический характер и для управления карьером представляет собой следующее выражение:

$$I = \int_0^T \varphi(x, y) dt,$$

где x — компоненты вектора, характеризующего производственный процесс (например, себестоимость единицы добычи);

y — вектор управляющей величины, выбором которой достигается оптимальное управление (например, производительность погрузочного оборудования);

t — оперативный отрезок времени работы карьера;

T — плановый период.

При оперативном управлении горным производством решаются только те вопросы, которые непосредственно возникают в ходе того или иного технологического процесса и требуют немедленного их решения. Объектом оперативного управления на карьерах служит единый технологический процесс, объединяющий выемку и транспортирование горной массы. Колебания времени погрузки и разгрузки

транспортных средств, которые зависят от качества рыхления, физико-механических свойств горных пород и т. п., а также аварии с горнотранспортным оборудованием, ремонтные и вспомогательные работы приводят к изменению обеспеченности транспортом как отдельных забоев, так и целых участков карьера.

Задача оперативного управления состоит в непрерывном согласовании режимов работы погрузочных машин, транспорта и приемных устройств на пунктах разгрузки с целью оптимизации всего процесса в целом. При решении задачи оперативного управления горнотранспортными работами необходимо учитывать грузопотоки горной массы и ряд ограничений, связанных с работой горнотранспортного оборудования, которые накладываются ПТЭ и ТБ.

Таким образом, задача оперативного управления горным производством на карьере включает:

I. Оперативное планирование. На этой стадии решаются вопросы: оптимальной расстановки горнотранспортного оборудования в карьере; оперативного планирования объемов добычи полезного ископаемого Q_i и вскрышных пород G_j в отдельных экскаваторных блоках; ежесменного оптимального распределения транспортных средств между экскаваторами n_{ij} , исходя из объемов добычи; своевременного планирования и рационального выполнения вспомогательных и подготовительных работ, от которых зависит нормальное протекание основных технологических процессов; увязки во времени и пространстве отдельных технологических процессов и работ на карьере.

II. Собственно оперативное управление. На этой стадии осуществляется управление горнотранспортным комплексом в соответствии с полученными в результате решения многовариантных задач оперативными плановыми заданиями и информацией о ходе производства, полученной непосредственно с управляемого объекта (данные оперативного учета, анализа и т. п. по отдельным участкам и по карьере в целом).

Реализация задачи оптимального ведения основных технологических процессов в карьере осуществляется: своевременным сбором и передачей диспетчерской службой в инженерно-технический центр карьера (карьероуправление) информации о ходе производства; определением основных параметров горного производства (объемы производства, перераспределение транспортных средств и т. п.) на основе полученной информации и критерия оптимальности; выдачей рекомендаций службам управления (производственно-технической и диспетчерской); оперативным руководством горнотранспортными работами в карьере на основе полученных рекомендаций.

Таким образом, планирование и управление горным производством на карьере определяют установление основных технологических параметров карьера, оптимальный режим работы карьера в начальный период, а также при значительных изменениях внешних и внутренних условий работы; объемы производства по отдельным участкам и рациональную организацию производственного процесса, складывающуюся из выполнения разнообразных меро-

приятый, которые регламентируют и направляют ход того или иного технологического процесса (например, наилучшая расстановка оборудования по мере отработки и нарезки новых горизонтов и блоков).

На карьере в осуществлении этих мероприятий участвует обычно большой коллектив инженерно-технических работников — от главного инженера до начальника смены и горного мастера включительно.

§ 6. Основные задачи оперативного планирования управления горным производством в карьере

К основным задачам оперативного планирования и управления горным производством в карьере относятся: определение объемов массового взрыва; планирование добычных работ карьера в режиме усреднения качества полезного ископаемого; планирование транспортных работ; расстановка оборудования по участкам работы и др.

Задачи оперативного планирования горного производства обычно решаются с использованием методов линейного программирования, а выбор оптимального варианта плана заключается в установлении минимальных суммарных затрат или определении максимальной производительности в конкретных условиях. Эти задачи могут быть решены на ЭЦВМ.

Определение оптимального объема массового взрыва в карьере. Суммарный запас взорванной рудной массы в карьере имеет следующую связь с объемом массового взрыва:

$$\sum_{i=1}^m Q_i^{(3)} = \frac{x}{2} + \Delta Q_d, \quad (XI,1)$$

где ΔQ_d — минимально допустимый запас взорванной рудной массы по карьере в целом;

x — объем массового взрыва.

Исходя из минимизации затрат по карьере в целом, определяется объем массового взрыва. Подлежащая минимизации целевая функция имеет следующий вид:

$$Z(x^*) = c_0 \Pi_k + \frac{c_n \Pi_k}{x} + c_o \left(\frac{x}{2} + \Delta Q_d \right) \rightarrow \min, \\ \Delta Q_d \leq x^* \leq \Pi_k; c_o = f \left(\sum_1^m C_0 \right), \quad (XI,2)$$

где x^* — оптимальный объем массового взрыва, m ;

Π_k — плановая производительность, установленная по карьере на оперативный отрезок времени, m ;

c_0 — удельные затраты на бурение, $руб/м$;

c_n — убытки, связанные с вынужденным простоем горнотранспортного оборудования в период подготовки и производства массовых взрывов, $руб/м$;

c_o — убытки, связанные с «замораживанием» оборотных средств на карьере, $руб/м$.

1. Если $\Pi_k \leq 2 \frac{c_n}{c_o}$, то $x^* = \Pi_k$;

$$Z(x^*) = c_0 \Pi_k + c_n + c_o \left(\frac{\Pi_k}{2} + \Delta Q_d \right). \quad (XI,3)$$

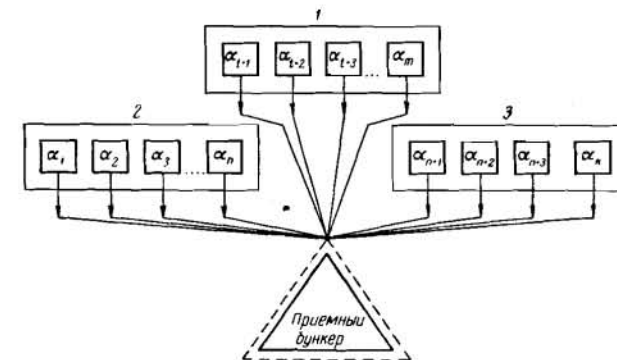
2. Если $\Pi_k > 2 \frac{c_n}{c_o}$, то $x^* = x$;

$$Z(x^*) = Z(x). \quad (XI,3')$$

Рис. 239. Схема условий решения задачи о работе карьера в режиме усреднения качества:

1, 2, 3 — группы рудных забоев I, II, III сортов; условия усреднения

$$\frac{\sum_{i=1}^m Q_i \alpha_i}{\sum_{i=1}^m Q_i} = \bar{\alpha}_\phi$$



Окончательно объем массового взрыва на карьере определяется по формуле

$$\bar{x} = \sqrt{\frac{2c_n \Pi_k}{c_o}}. \quad (XI,4)$$

Задаваясь объемом массового взрыва, можно определять и их количество.

Задача работы карьера в режиме усреднения качества формулируется следующим образом. Пусть в конце каждой смены во всех забоях с порядковым номером $i = 1, 2, 3, \dots, m$ имеется достаточный объем взорванной руды V_i со средним качественным составом по основному компоненту $Fe_{магн}$, по влажности W_i , с характеристикой по обогатимости x_i (рис. 239). Причем в карьере имеется несколько R_i различных сортов руд по обогатимости. Решив задачу по составлению шихты для обогащения, определим объемы по сортам руд G_k . Исходя из проектной годовой, квартальной и месячной производственной мощности и горных возможностей предприятия, планируется добыча рудной массы на оперативную смену Π_k и генеральное среднее содержание основного компонента $\bar{\alpha}_\phi$. Требуется определить оптимальный план по оперативному перераспределению объемов из каждого отдельного забоя Q_i с определенным содержанием полезного компонента и характеристикой по обогатимости.

Математическая модель по задаче оперативного планирования объемов добычи полезного ископаемого в отдельных экскаваторных блоках при работе карьера в режиме усреднения качества с учетом возможных упрощений может быть представлена следующей совокупностью уравнений:

$$\sum_{i=1}^n Q_i^{(1)} = G_1; \quad \sum_{i=n+1}^k Q_i^{(2)} = G_2; \quad \sum_{i=u+1}^m Q_i^{(R)} = G_k \quad \text{при } m =$$

$$= (n + k + \dots + u + x);$$

$$(\bar{\alpha}_\phi - \Delta\alpha_d) \Pi_k \leq \sum_{i=1}^m Q_i \alpha_i \leq (\bar{\alpha}_\phi + \Delta\alpha_d) \Pi_k;$$

$$P_i^{(s) \min} \leq Q_i \leq P_i \max.$$

Дополнительные ограничения:

$$G_1 + G_2 + \dots + G_k = \Pi_k;$$

$$P_i^{(s) \min} \geq (0,5 - 0,7) P_i^{(s) \max};$$

$$\sum_{i=1}^m Q_i = \sum_1^s P_s^{(v)};$$

$$\sum_{i=1}^m \varphi_i Q_i \geq P_\phi;$$

$$Q_i \leq V_i,$$

- где n, k — число забоев, разрабатывающих первый и второй сорта руды по обогатимости;
 x — число забоев i -го сорта руды по обогатимости;
 m — общее число рудных забоев;
 Q_i — объемы добычи полезного ископаемого в i -м забое, $t/смену$;
 G_1, G_2, \dots, G_k — объемы добычи руды по сортам в соответствующих группах забоев, $t/смену$;
 $\bar{\alpha}_\phi, \alpha_i$ — генеральное среднее (плановое) содержание полезного компонента на фабрике и в отдельных забоях, %;
 $\Delta\alpha_d$ — допустимые отклонения от плановых показателей по качеству, %;
 $P_i^{(s) \max}, P_i^{(s) \min}$ — максимально и минимально возможная производительности добычного экскаватора в i -м забое, $t/смену$;
 φ_i — выход концентрата из 1 t сырой руды, добытой в i -м забое, %;
 P_ϕ — плановые объемы по конечному продукту (концентрату), $t/смену$;

P_s^o — производительность s -й секции обогатительной фабрики по сырой руде, $t/смену$;

V_i — объем взорванной горной массы в i -м забое, t .

Приведенная выше математическая модель составлена при следующих ограничениях: выполнение плановых объемов добычи по сортам руд; выполнение плановых показателей по качеству добываемых руд; оптимальная загрузка работающего погрузочного оборудования.

Дополнительные ограничения: план карьера по рудной массе должен быть равен суммарным заданиям по отдельным сортам руд; минимально допускаемая нагрузка на i -й экскаваторный забой должна быть больше или равна (0,5—0,7) максимальной (нормативной) производительности экскаваторов в этих же забоях; вся руда, добытая за оперативную смену, должна быть переработана или аккумулярована в бункерах на обогатительной фабрике; должно обеспечиваться выполнение плана по выпуску концентрата; плановые объемы добычи не должны быть больше объемов взорванной рудной массы в i -м забое.

Дополнительные ограничения для уменьшения размеров матрицы (при матричной форме записи исходных данных) при составлении машинной программы по приведенной выше задаче не учитываются. При перспективном планировании план карьера по качеству $\bar{\alpha}_\phi$, по рудной массе Π_k и по сортам G_k устанавливается исходя из проектной годовой производственной мощности и горных возможностей карьера на оперативный отрезок времени (сутки, неделю, месяц). Значение минимально допустимой нагрузки на i -й забой считается постоянной информацией и при решении задачи учитывается исходя из второго дополнительного ограничения. Плановые объемы по выпуску концентрата также устанавливаются исходя из горных возможностей карьера. Таким образом, основными параметрами при решении задачи оперативного планирования объемов добычи руды в отдельных экскаваторных блоках являются: количество, адреса забоев и качество полезного ископаемого по основному компоненту в i -м экскаваторном блоке; максимально возможная (нормативная) производительность добычных экскаваторов в i -м экскаваторном забое; допустимые отклонения по содержанию полезного компонента $\Delta\alpha_d$; объемы добычи по отдельным сортам руд и по карьеру в целом G_k, Π_k ; генеральное среднее (плановое) содержание полезного компонента в сырой руде по обогатительной фабрике $\bar{\alpha}_\phi$.

Все параметры делят на постоянные и переменные. К переменным параметрам относят количество, адреса забоев и качество полезного ископаемого по основному компоненту в отдельных экскаваторных блоках.

Количество работающих блоков и их адреса на последующую смену назначаются службой управления карьера в предыдущую смену с учетом складывающейся ситуации. На основании складывающейся ситуации составляется заявка службе отдела технического

контроля, которая за 3—4 ч до окончания предыдущей смены производит опробование всех рудных блоков, намеченных для работы в последующую смену (рис. 240).

Информация о качестве руды поставляется на вычислительный центр непосредственно из химической лаборатории сразу же после окончания анализа и заносится в книгу учета, с которой непосредственно производится перфорирование исходного материала. К переменной информации относятся также объемы добычи отдельных сортов руды по обогатимости, которые определяются исходя из горных возможностей карьера и результатов решения задачи по составу.

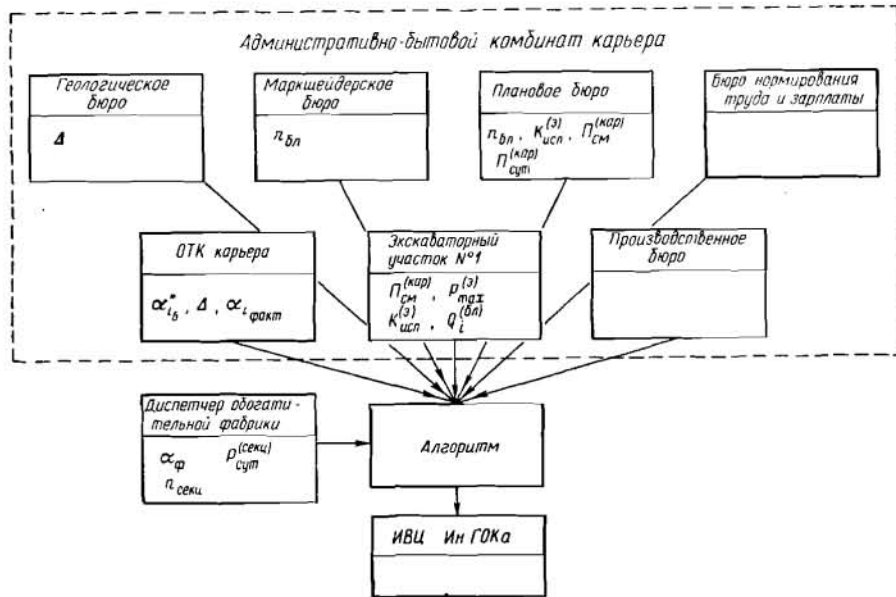


Рис. 240. Структурная схема получения информации по планированию объемов добычи полезного ископаемого

влению шихты. Вся эта информация поступает в вычислительный центр и хранится в памяти машины.

Максимальная производительность добычных экскаваторов определяется моделью экскаватора, состоянием забоя, крепостью и кусковатостью материала и другими условиями. Так, для экскаваторов ЭКГ-4,6 в горнотехнических условиях карьера ИнГОКа этот параметр составляет 3600—4200 т/смену. При неблагоприятных климатических условиях (в осенне-зимний период) значение этого параметра обычно снижается на 10—15%. Нормативная производительность экскаваторов по каждому добычному забою определяется службой бюро нормирования карьера и сообщается вычислительному центру раз в месяц или дополнительно при обнаружении ее изменения.

Допустимые отклонения по качеству полезного ископаемого устанавливаются на основании статистической обработки исходных данных о колебании качества руды в отдельных экскаваторных блоках службой ОТК карьера. Этот параметр также относится к постоянным.

Производственная мощность карьера по рудной массе устанавливается исходя из производственной мощности карьера, производственной мощности обогатительной фабрики, горных возможностей и складывающейся на оперативный отрезок времени производственной ситуации (объем взорванной массы, наличие в работе погрузочного и транспортного оборудования, погодных условий и т. д.).

Генеральное среднее (плановое) содержание полезного компонента в рудной массе, поступающей из карьера на обогатительную фабрику, планируется на два-три месяца постоянным и определяется в результате разведочного бурения и опробования шламов непосредственно в буровых скважинах. На основании этой информации устанавливается среднее содержание компонента по отдельным буровым блокам и определяются объемы руды в них.

Задача распределения транспортных средств различной грузоподъемности. С учетом ограничений по объемам, установленным для отдельных забоев по предыдущей задаче, а также общего числа различных типов автосамосвалов, выделенных на оперативную смену, возникает задача ежемесячного, оптимального в отношении затрат, распределения транспортных средств.

Математическая модель по этой задаче для распределения трех типов автосамосвалов в карьере может быть представлена следующими зависимостями:

$$I \begin{cases} \sum_{j=1}^n n_{1j} q_j x_{1j} = Q_1; \\ \sum_{j=1}^n n_{2j} q_j x_{2j} = Q_2; \\ \dots \\ \sum_{j=1}^n n_{ij} q_j x_{ij} = Q_i; \end{cases} \quad II \begin{cases} \sum_{i=1}^{m^*} n_{A_i} \leq N_A; \\ \sum_{i=1}^{m^*} n_{B_i} \leq N_B; \\ \dots \\ \sum_{i=1}^{m^*} n_{C_i} \leq N_C; \end{cases} \quad (XI,5)$$

функция цели

$$III \sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^n C_{ij} P_{ij}^{(T)} n_{ij} = L \rightarrow \min \quad (XI,6)$$

при

$$C_{ij} = C_{ij}^{(T)} + C_{ij}^{(э)}; \quad P_{ij}^{(T)} = q_i x_{ij} R_{ij}; \\ n_{ij} \geq 0,$$

где

n_{ij} — количество автосамосвалов j -го типа, выделенных в i -й забой;
 q_j — грузоподъемность автосамосвалов j -го типа, m ;

x_{ij} — нормативная производительность автосамосвала j -го типа из i -го забоя, рейсов/смену;

P_{ij}^T — производительность автосамосвала j -го типа из i -го забоя, $m/смену$;

k_{ij} — коэффициент использования грузоподъемности автосамосвала j -го типа в i -том забое;

N_A, N_B, N_C — количество автосамосвалов, выделенных на оперативную смену, грузоподъемностью соответственно 10, 27, 40 m ;

$C_{ij}^э, C_{ij}^T$ — затраты на экскавацию и транспортирование автосамосвалами j -го типа из i -го забоя, $руб/м$;

Линейная форма (формула (XI,6) представляет собой суммарную величину расходов на экскавацию и транспортирование руды. Условие (XI,6) выражает выполнение плановых объемов Q_i по отдельным забоям с учетом возможной производительности P_{ij} транспортных средств из i -го забоя. Неравенства (XI,6) фиксируют ограничения по выделенным на оперативную смену транспортным средствам.

Основные параметры при решении данной задачи: объемы перевозок Q_i из i -го забоя, m ; грузоподъемность транспортных средств q_i, m ; производительность автосамосвалов из каждого забоя, $m/смену$; затраты на экскавацию и транспортирование единицы груза из каждого забоя, $руб/м$; число автосамосвалов различных типов по грузоподъемности.

К переменным технологическим параметрам относятся объемы перевозок и число выделенных автосамосвалов на оперативную смену. Причем ограничения по объемам перевозок будут получаться после решения задачи оперативного планирования объемов добычи полезного ископаемого при работе карьера в режиме усреднения качества и храниться в запоминающем устройстве (ЗУ) на ИВЦ. Ограничение по числу выделенных на оперативную смену автосамосвалов будет также изменяться каждую смену. Число автосамосвалов, выделенных на оперативную смену, сообщается на ИВЦ диспетчером автоцеха за 1—1,5 ч до начала смены (рис. 241).

Производительность автосамосвалов, а также затраты на экскавацию и транспортирование относятся к условно-постоянным параметрам, устанавливаемым хронометражными наблюдениями и при обработке фактических данных о работе карьера за предыдущий отрезок времени (неделю, декаду, месяц) методами математической статистики. Условно-постоянное информирование по данной задаче хранится на ИВЦ в специальной карточке и при изменении условий работы обновляется.

Наибольшее влияние на конечные результаты распределения автосамосвалов оказывает их производительность. Для различных забоев производительность отличается в 2 раза и более. Значительного разброса (более чем на 30%) достигает суммарная себестоимость экскавации и транспортирования горной массы из различных забоев.

Необходимо отметить, что производительность, а соответственно и себестоимость транспортирования будут значительно изменяться (на 20—30%) в зависимости от времени года и расстояний транспортирования. Поэтому эти параметры и относятся к условно-постоянным и должны обновляться с течением времени. Производительность транспортных средств зависит от расстояний транспортирования, грузоподъемности автосамосвалов, среднего цикла погрузки, средне-взвешенной скорости движения из i -го забоя. Суммарные затраты

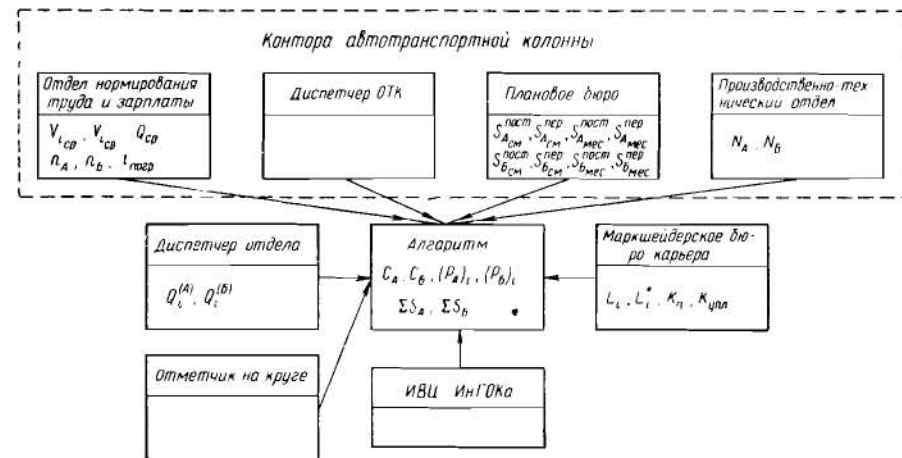


Рис. 241. Структурная схема получения информации по распределению транспортных средств в карьере

на транспортирование и экскавацию определяются исходя из постоянных и переменных расходов на транспортирование отдельно для каждого варианта.

Проиллюстрируем рассматриваемые выше задачи оперативного планирования на конкретном примере. В карьере Каракубского месторождения флюсовых известняков работают четыре экскаватора ЭКГ-4. Флюсовый известняк транспортируется на дробильно-обоганительную фабрику (ДОФ № 2) и дробилку предварительного дробления (ДПД), установленную в карьере. Производительность дробилки 1000 $m^3/смену$. На оперативную смену выделено 12 автосамосвалов МАЗ-525 и пять автосамосвалов КраЗ-222 для работы их в режиме закрытого цикла. Заданное на смену значение показателя качества полезного ископаемого — величина нерастворимого остатка — составляет 0,82%.

Исходная информация по забоям приведена в табл. 51.

Таблица 51

Планоые задания и качество полезного ископаемого на оперативную смену по забоям

% экскаватора	Расстояние транспортирования, до объектов, км			Планоые задания, м ³		Содержание нерастворимого остатка, %
	ДОФ	ДПД	отвал	по известнякам	по пустым породам	
20	0,0	0,05	0,6	600	350	1,1
21	1,5	0,6	1,2	600	350	0,9
18	1,6	0,7	0,6	500	400	0,77
4	2,6	—	1,9	600	400	0,5

Вычислим количество ходок, которые может выполнить автосамосвал каждого типа на каждом маршруте, и объем горной массы P_{ij} , которую каждый из них может при этом вывезти.

Значения сменной производительности автосамосвалов приведены в табл. 52.

Таблица 52

Сменная производительность автосамосвалов

№ экскаватора	Типы автосамосвалов	Сменная производительность при транспортировании на объект		
		ДОФ	ДПД	Отвал
20	МАЗ-525	$P_{111}-200$	$P_{121}-440$	$P_{131}-250$
	КрАЗ-222	$P_{112}-104$	$P_{122}-264$	$P_{132}-124$
21	То же	$P_{211}-170$	$P_{221}-250$	$P_{231}-190$
	»	$P_{212}-88$	$P_{222}-124$	$P_{231}-100$
18	»	$P_{311}-170$	$P_{321}-230$	$P_{331}-250$
	»	$P_{312}-88$	$P_{322}-120$	$P_{332}-124$
4	МАЗ-325	$P_{411}-120$	—	$P_{431}-150$
	КрАЗ-525	$P_{412}-64$	—	$P_{432}-80$

Целевая функция примет вид:

$$L = 200n_{111} + 104n_{112} + 440n_{121} + 264n_{122} + 250n_{131} + 124n_{132} + 170n_{211} + 88n_{212} + 250n_{221} + 124n_{222} + 190n_{231} + 100n_{232} + 170n_{311} + 88n_{312} + 230n_{321} + 120n_{322} + 250n_{331} + 124n_{332} + 120n_{411} + 64n_{412} + 0 + 0 + 150n_{431} + 80n_{432} \rightarrow \max,$$

а система ограничений, составленная по условиям (XI,5—XI,6), будет представлена следующими соотношениями.

По полезному ископаемому:

$$\begin{aligned} 200n_{111} + 104n_{112} + 440n_{121} + 264n_{122} &\geq 600; \\ 170n_{211} + 88n_{212} + 250n_{221} + 124n_{222} &\geq 600; \\ 170n_{311} + 88n_{312} + 230n_{321} + 120n_{322} &\geq 500; \\ 120n_{411} + 64n_{412} &\geq 600. \end{aligned}$$

По пустым породам:

$$\begin{aligned} 250n_{131} + 124n_{132} &\geq 350; \\ 190n_{231} + 100n_{232} &\geq 350; \\ 250n_{331} + 124n_{332} &\geq 400; \\ 150n_{431} + 80n_{432} &\geq 400. \end{aligned}$$

По ДПД:

$$440n_{121} + 264n_{122} + 250n_{221} + 124n_{222} + 230n_{321} + 120n_{322} \geq 1000$$

Повыделенному на смену числу автосамосвалов:

МАЗ-525

$$n_{111} + n_{121} + n_{131} + n_{211} + n_{221} + n_{231} + n_{311} + n_{321} + n_{331} + n_{411} + n_{431} \leq 12;$$

КрАЗ-222

$$n_{112} + n_{122} + n_{132} + n_{212} + n_{222} + n_{232} + n_{312} + n_{322} + n_{332} + n_{412} + n_{432} \leq 5.$$

По показателям качества полезного ископаемого.

$$1,1(200n_{111} + 104n_{112} + 440n_{121} + 264n_{122}) + 0,9(170n_{211} + 88n_{212} + 250n_{221} + 124n_{222}) + 0,77(170n_{311} + 88n_{312} + 230n_{321} + 120n_{322}) + 0,5(120n_{411} + 64n_{412}) = 0,82(200n_{111} + 104n_{112} + 440n_{121} + 264n_{122} + 170n_{211} + 88n_{212} + 250n_{221} + 124n_{222} + 170n_{311} + 88n_{312} + 230n_{321} + 120n_{322} + 120n_{411} + 64n_{412}).$$

Результаты решения сведены в табл. 53. Оптимальное распределение обеспечит добычу и транспортирование 3080 м³ горной массы; 1980 м³ известняка и 1100 м³ пустых пород. По разгрузочным пунк-

Таблица 53

Результаты расчета по задачам оперативного планирования горнотранспортных работ

Показатели	№ экскаватора				Автосамосвалы			
	20	21	18	4				
	МАЗ-525	КрАЗ-222	МАЗ-525	КрАЗ-222	МАЗ-525	КрАЗ-222	МАЗ-525	КрАЗ-222
Распределение автосамосвалов по маршрутам:								
ДОФ № 2	—	—	—	—	2,6	—	2,94	2,73
ДПД	—	2,27	1,37	—	0,25	—	—	—
отвал	1,4	—	1,84	—	1,6	—	—	—
Количество горной массы, перевезенной автосамосвалами от экскаваторов, м ³	350	600	692	—	900	—	353	185

там перевезенная горная масса распределилась следующим образом: ДОФ № 2—280 м³, ДПД — 1000 м³ и в отвале — 1100 м³.

Анализ данных, приведенных в табл. 52, показывает, что план по горной массе не будет выполнен на 720 м³ (320 м³ по известняку и 400 м³ по пустым породам). По известняку план не будет выполнен в забоях экскаватора № 4 на 62 м³ и экскаватора № 21 на 258 м³. Забой экскаватора № 4 наиболее удален от ДОФ № 2, но содержит известняк наилучшего качества. Добыча 342 м³ известняка по этому забою обусловлена близостью дробилки предварительного дробления. По пустым породам план не будет выполнен из-за наиболее удаленного от отвала забоя экскаватора № 4.

Недовыполнение плана вызвано тем, что сменная потребность в автотранспорте по карьере в целом на данную оперативную смену составляла 15 автосамосвалов МАЗ-525 и семь автосамосвалов КраЗ-222. В 1969 г. на карьере ИнГОКа также проводилась опытно-промышленная эксплуатация основных задач планирования горнотранспортных работ. В период опытно-промышленной эксплуатации 68% решений имели стандартное отклонение по качеству $\pm 0,5\%$ от планового задания (в настоящее время их 35%). Это дало возможность уменьшить содержание железа в отходах обогащения на 0,1—0,15%, увеличить выход концентрата и улучшить его качество. Кроме того, при оперативном распределении транспортных средств по минимальным затратам на транспортирование в год последние по карьере ИнГОКа снизились на 62 тыс. руб.

Задача оперативного управления горнотранспортными работами в карьере. Математическая модель задачи оперативного управления работой карьера в режиме усреднения по истечении времени t_1 с целью выдачи заданий $q_i^{(t_2)}$ на отрезок времени $t_2 = t_1$ имеет следующий вид.

I. При отклонении за время t_1 по качеству и объемам:

$$\sum_{i=1}^m q_i^{(t_2)} = \left(\frac{\Pi_{\text{кар}}}{T_{\text{см.р}}} u + \Delta q_{\text{фак}} \right);$$

$$\left(\bar{\alpha}_{\text{ф}} - |\Delta_{\text{фак}}^{(t_2)}| \right) \left(\frac{\Pi_{\text{кар}}}{T_{\text{см.р}}} u + \Delta q_{\text{фак}} \right) \leq \sum_{i=1}^m q_i^{(t_2)} \alpha_i \leq$$

$$\leq \left(\bar{\alpha}_{\text{ф}} + |\Delta_{\text{фак}}^{(t_2)}| \right) \left(\frac{\Pi_{\text{кар}}}{T_{\text{см.р}}} u + \Delta q_{\text{фак}} \right);$$

$$\frac{P_{i \text{ min}}}{T_{\text{см.р}}} u \leq q_i^{(t_2)} \leq \frac{P_{i \text{ max}}}{T_{\text{см.р}}}$$

при

$$u = \frac{T_{\text{см.р}}}{t_{i \text{ кв}}}; \quad t_2 = T_{\text{см.р}} - \sum_{i=1}^{m-1} t_{i \text{ кв}}. \quad (\text{XI,7})$$

II. При отклонениях только по объемам:

$$\sum_{i=1}^m q_i^{(t_2)} = \Pi_{\text{кар}} - \sum_{i=1}^m q_{i \text{ фак}};$$

$$\left. \begin{aligned} (\bar{\alpha}_{\text{ф}} - \Delta_{\text{д}}) \left(\Pi_{\text{кар}} - \sum_{i=1}^m q_{i \text{ фак}} \right) &\leq \sum_{i=1}^m q_i^{(t_2)} \alpha_i \leq \\ &\leq (\bar{\alpha}_{\text{ф}} + \Delta_{\text{д}}) \left(\Pi_{\text{кар}} - \sum_{i=1}^m q_{i \text{ фак}} \right); \\ (P_{i \text{ min}}^{(s)} - q_{i \text{ фак}}) &\leq q_i^{(t_2)} \leq (P_{i \text{ max}}^{(s)} - q_{i \text{ фак}}), \end{aligned} \right\} (\text{XI,8})$$

где $q_i^{(t_2)}$ — оперативные назначения в i -й забой на отрезок времени t_2 ;
 $\Pi_{\text{кар}}$ — плановые задания карьеру на оперативную смену;
 u — частота обновления информации о работе карьера;
 $T_{\text{см.р}}$ — расчетное время смены (установившийся период работы);
 $t_{i \text{ кв}}$ — наименьший отрезок времени, в период которого обновляется информация;
 $\Delta q_{\text{фак}}$ — суммарный фактический разбаланс по объемам, выдаваемым карьером за отрезок времени t ;
 α_i ; $\bar{\alpha}_{\text{ср}}$ — фактическое содержание полезного компонента в i -м забое и плановое по обогатительной фабрике;
 $q_{i \text{ фак}}$ — фактический объем, поступивший из i -го забоя за время t ;
 $\Delta_{\text{фак}}^{(t_2)}$, $\Delta_{\text{д}}^{(t_2)}$ — фактическое и допустимое отклонение по качеству полезного компонента на отрезок времени t_2 ;
 $P_{i \text{ min}}^{(s)}$, $P_{i \text{ max}}^{(s)}$ — минимальная и максимальная производительность i -го экскаватора.

В качестве критерия по указанной выше задаче принимается минимум суммарных среднеквадратичных отклонений между плановыми $q_i^{(n)}$ и фактическими $q_i^{(t_2)}$ устанавливаемыми на следующий отрезок времени t_2 значениями объемных и качественных показателей, заданных на оперативную смену,

$$K_{\text{оп}} = 100 \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^m \left(\frac{q_i^{(n)} - q_i^{(t_2)}}{q_i^{(n)}} \right)^2}{m^* - 1}} \rightarrow \min,$$

где m^* — число забоев, в которых сделаны изменения назначений.

При решении задачи оптимальный вариант (табл. 53) будет получен, если изменения будут производиться первоначально в имеющих

наибольшую нагрузку забоях до значения $q_i^{(t_2)} \leq q_{i \max}$ ($q_{i \max}$ — максимально возможная нагрузка на экскаваторы в период времени t_2). Такая постановка задачи оперативного управления позволит при срывах оперативного плана производить:

перераспределение плановых заданий в течение смены с минимальными отклонениями от основного критерия планирования на оперативную смену;

распределение недостающих объемов в целом по карьере за время t_1 по всем работающим забоям.

В табл. 54 приведены возможные варианты распределения объемов добычи при срыве плановых заданий за время t_1 при оперативном управлении карьером и значения принятого критерия оптимальности.

Таблица 54

Варианты распределения объемов на период времени t_2 и значения критерия оптимальности

№ забоя	Плановая нагрузка, т	Суммарный разбаланс по объемам, т	Варианты							
			I		II		III		IV	
			Плановая нагрузка на забой, т	Критерий оптимальности K_1	Плановая нагрузка на забой, т	Критерий оптимальности K_1	Плановая нагрузка на забой, т	Критерий оптимальности K_1	Оптимальная нагрузка на забой, т	Критерий оптимальности $K_{\text{опт}}$
1	250	-100	250	63	250	39,1	250	36,1	250	29,1
2	220	-100	220	63	240	39,1	230	36,1	250	29,1
3	200	-100	200	63	210	39,1	220	36,1	250	29,1
4	170	-100	200	63	240	39,1	210	36,1	185	29,1
5	150	-100	220	63	150	39,1	180	36,1	155	29,1

Примечание. Максимально возможная нагрузка на каждый экскаватор за период времени $t_1 = t_2$ составляет 250 т.

В приведенном выше примере исходили из того, что на оперативный отрезок времени t_1 оптимальная нагрузка на отдельные экскаваторные забой была $q_i^{(n)}$ и по истечении времени суммарный разбаланс по объемам составил (-100 т). В оптимальном варианте произведено распределение недостающего объема на отрезок времени $t_2 = t_1$. Очевидно, что при оптимальном варианте распределения объемов по экскаваторным забоям на следующий отрезок времени смены t_2 критерий оптимальности $K_{\text{оп}}$ достигает минимального значения, т. е. в этом случае при оперативном управлении достигается наибольшее приближение к принятому ранее критерию оперативного планирования.

Значение критерия оперативного управления будет приблизительно показывать процентное отклонение от принятого при оперативном планировании основного критерия оптимальности, так как отношение $q_i^{(n)} - q_i^{(t_2)}/q_i^{(n)}$ показывает процентное превышение

новых назначений по сравнению с плановыми. Необходимо отметить, что в оптимальном варианте загрузки значение критерия оптимальности отличается от такового в I варианте более чем в 2 раза.

Приведенный выше пример показывает целесообразность принятого критерия и актуальность задачи оперативного управления горнотранспортными работами в карьере.

К основным параметрам, фиксируемым на ИВЦ по указанной выше задаче оперативного управления, относятся: плановые и фактические объемы горных пород, выдаваемые из отдельных забоев в карьере за время t_i ; генеральное среднее (плановое) содержание полезного компонента ($Fe_{\text{магн}}$) в сырой руде по обогатительной фабрике; суммарный фактический разбаланс по объемам и качеству выдаваемой из карьера сырой руды за оперативные отрезки времени t_i ;

Указанные выше параметры постоянно фиксируются с нарастающим итогом на ИВЦ как по карьере в целом, так и по отдельным забоям.

Задача составления оптимальных графиков прибытия автосамосвалов на пункт разгрузки при работе карьера в режиме усреднения качества. Текущий (оперативный) контроль за работой карьера в целом по отдельным забоям можно производить, только если диспетчерская служба карьера имеет расчетный временный график прибытия транспортных средств на пункт разгрузки.

Расчет и моделирование графика очередности разгрузки автосамосвалов в приемный бункер обогатительной фабрики с целью получения наглядной картины протекания процесса усреднения в его динамике в течение смены производится при фиксированных параметрах, основными из которых являются:

объемы транспортирования Q_i по отдельным экскаваторным забоям, определенные исходя из качества a_i полезного ископаемого в i -м экскаваторном блоке;

производительность отдельных автосамосвалов i -го забоя P_{ij} ; грузоподъемность q_j транспортных средств, выделенных на оперативную смену;

суммарное число автосамосвалов j -го типа, выделенных на оперативную смену;

распределение автосамосвалов по отдельным забоям по критерию минимальных суммарных расходов на экскавацию и транспортирование по карьере в целом.

Организация работы транспортных средств по укрупненным графикам будет иметь большое значение для внутрикьерного звена на глубоких карьерах, так как автосамосвалы будут перегружаться на эстакадах с небольшими линейными параметрами, что потребует четкой организации перегрузочных работ. Формулировка задачи составления графиков прибытия автосамосвалов может быть произведена с учетом последнего фиксированного параметра и без него. Ниже изложена формулировка задачи без учета этого параметра.

Пусть в результате решения задачи планирования объемов добычи полезного ископаемого по отдельным экскаваторным блокам, исходя из качества полезного ископаемого α_i , определены грузопотоки Q_i .

Зная общее число выделяемых в карьер на оперативную смену автосамосвалов $\sum_{j=1}^Q N_j$ и их грузоподъемности q_A, q_B, q_C , необходимо произвести оптимальное распределение транспортных средств по типам и качеству и составить оптимальный график их прибытия на пункт разгрузки по критерию усреднения.

Выбор и расчет графиков прибытия транспортных средств на пункт разгрузки производится в следующем порядке.

1. На основании запланированных объемов Q_i и грузоподъемности различных типов автосамосвалов q_i определяется необходимое число рейсов, которое должен сделать автосамосвал j -го типа из i -го забоя

$$Q_i q_i = R_{ij}. \quad (XI,9)$$

2. По производительности j -го автосамосвала из i -го забоя P_{ij} и необходимого числа рейсов R_{ij} , определяется необходимое их число, или разрядка

$$R_{ij} : P_{ij} = n_{ij}. \quad (XI,10)$$

Так, при трех типах автосамосвалов и четырех забоях матричная форма записи базовых исходных вариантов разрядки будет иметь следующий вид:

I вариант	II вариант	III вариант	
$R_{1A} : P_{1A} = n_{1A};$	$R_{1B} : P_{1B} = n_{1B};$	$R_{1C} : P_{1C} = n_{1C};$	
$R_{2A} : P_{2A} = n_{2A};$	$R_{2B} : P_{2B} = n_{2B};$	$R_{2C} : P_{2C} = n_{2C};$	(XI,11)
$R_{3A} : P_{3A} = n_{3A};$	$R_{3B} : P_{3B} = n_{3B};$	$R_{3C} : P_{3C} = n_{3C};$	
$R_{4A} : P_{4A} = n_{4A};$	$R_{4B} : P_{4B} = n_{4B};$	$R_{4C} : P_{4C} = n_{4C};$	

3. Зная ограничения по N_A, N_B, N_C , необходимо составить возможное число вариантов разрядки разнотипных автосамосвалов при выполнении следующих ограничений:

$$\sum_{i=1}^m n_{iA} \leq N_A; \quad \sum_{i=1}^m n_{iB} \leq N_B; \quad \sum_{i=1}^m n_{iC} \leq N_C. \quad (XI,12)$$

Возможное число односторонних перестановок базовых вариантов разрядки определяется по следующему выражению:

$$z = (C_m^0 + C_m^1 + C_m^2 + \dots + C_m^n)(n-1), \quad (XI,13)$$

где m — число забоев;

n — число базовых вариантов.

Так, для четырех забоев и трех типов автосамосвалов число возможных вариантов разрядки составляет 30. Необходимо отметить,

что это число значительно сокращается в зависимости от общего количества выделенных на оперативную смену автосамосвалов.

4. По необходимому числу рейсов из i -го забоя автосамосвалов j -го типа составляют возможные варианты по числу рейсов.

5. По расчетному времени смены $T_{см.р}$ (установившийся режим) определяют интервалы прибытия автосамосвалов по вариантам

$$t_{ni} = \frac{60 T_{см.р}}{R_{ij}}.$$

При окончательном выборе возможных вариантов распределения автосамосвалов необходимо учитывать следующие ограничения:

интервал прибытия автосамосвалов j -го типа из i -го забоя должен быть больше или равен среднему времени цикла погрузки j -го автосамосвала в j -м забое:

$$t_{ni} \geq t_{ц, погр ij}, \quad (XI,14)$$

по пропускной способности пункта разгрузки (ДКИ-П)

$$\frac{\sum_{j=1}^k \sum_{i=1}^m R_{ij} t_{раз j}}{60x} \leq T_{см.р}, \quad (XI,15)$$

где $t_{ц, погр ij}$ — время погрузки j -го автосамосвалов в i -м забое, мин;
 x — возможное число одновременно разгружающихся автосамосвалов;

R_{ij} — необходимое число рейсов из i -го забоя автосамосвалов j -го типа;

$t_{раз j}$ — время разгрузки j -го автосамосвала на приемном пункте.

6. Исходя из среднего цикла движения j -го автосамосвала из i -го забоя ($t_{дв ij}$) и расчетного интервала прибытия грузов на пункт разгрузки, на ЭЦВМ рассчитывают возможные варианты стационарных поминутных графиков прибытия автосамосвалов по каждому забое. Время k -го рейса из i -го забоя можно определить, зная R_{ij} , $t_{дв ij}$, t_{ni} , по следующему выражению

$$t_{пр ij}^k = t_{дв ij} + (R_{ij} - 1) t_{ni}, \quad (XI,16)$$

7. Расчетные данные сводятся в таблицы. В табл. 55 приведены расчетные данные стационарного поминутного графика прибытия автосамосвалов трех типов на пункте разгрузки из четырех забоев с различным качественным составом руд α_i . В указанном примере объемы получены на основании решения задачи усреднения качества по экскаваторным блокам, причем $Q_2 < Q_4 < Q_1 < Q_3$, а $q_1 < q_2 < q_3$, а интервалы движения — с учетом грузоподъемности — транспортных средств и объемов Q_i .

Для перехода от стационарного поминутного графика прибытия к «вероятному» производится его группирование (укрупнение) по

Стационарный поминутный график прибытия автосамосвалов на пункт разгрузки

№ забоя	Качество полезного ископаемого $\alpha_{\text{магн}}$	Плановые объемы, т	Грузоподъемность автосамосвала, т	Средняя продолжительность приема, мин	Интервалы движения, мин	Текущее время смены, мин																			
						14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33
1	α_1	Q_1	q_{11}	14	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
2	α_2	Q_2	q_{21}	16	0	1	0	1	0	1	0	1	0	1	0	1	0	1	0	1	0	1	0	1	0
3	α_3	Q_3	q_{32}	15	0	1	0	1	0	1	0	1	0	1	0	1	0	1	0	1	0	1	0	1	0
4	α_4	Q_4	q_{43}	18	0	0	0	1	0	0	1	0	0	1	0	0	1	0	0	1	0	0	1	0	0

Продолжение табл. 55

№ забоя	Качество полезного ископаемого $\alpha_{\text{магн}}$	Плановые объемы, т	Грузоподъемность автосамосвала, т	Средняя продолжительность приема, мин	Интервалы движения, мин	Текущее время смены, мин																			
						38	39	40	41	42	43	44	45	46	47	48	49	50	51	52	53	54	55	56	57
1	α_1	Q_1	q_{11}	14	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
2	α_2	Q_2	q_{21}	16	0	1	0	1	0	1	0	1	0	1	0	1	0	1	0	1	0	1	0	1	0
3	α_3	Q_3	q_{32}	15	0	1	0	1	0	1	0	1	0	1	0	1	0	1	0	1	0	1	0	1	0
4	α_4	Q_4	q_{43}	18	1	0	0	1	0	0	1	0	0	1	0	0	1	0	0	1	0	0	1	0	0

времени прибытия автосамосвалов. В качестве интервала группирования принимается наибольший интервал прибытия автосамосвалов по j -ому направлению. Это логически оправдано тем, что в течение указанного выше времени руда «единичными объемами», равными α_i , q_{ij} , R_{ij} , поступит из всех рудных забоев, по которым производится усреднение качества.

Укрупненный график составляется в формализованном виде (см. табл. 56), что позволяет производить расчет нескольких вариантов разрядки на ЭЦВМ.

В зависимости от выбранных интервалов прибытия автосамосвалов из i -го забоя будет и различная периодичность поступления полезного компонента (металла) на приемный пункт обогащательной фабрики, а приведение стационарного поминутного графика к «вероятному» позволяет приблизить расчетные графики к натурным графикам прибытия автосамосвалов на действующем ГОКе, так как автосамосвалы внутри группы могут прибывать на пункт разгрузки согласно стационарному графику, опережая его или опаздывая, имея, таким образом, свободу движения в пределах 3—4 мин на каждую ходку. При нарушении графика прибытия водитель вышедшего из графика автосамосвала обязан на последующем цикле (ходке) понасть в свою группу.

Очевидно, что такие графики позволяют определить время полного усреднения единичных объемов $t_{\text{п.у}}$, поступающих из всех забоев карьера.

Укрупненный график поступления объемов полезного ископаемого на приемный пункт обогащательной фабрики приведен в табл. 56.

Для приведенного примера время полного усреднения равно 12 мин, т. е. наименьшему общему, кратному для всех интервалов прибытия автосамосвалов на пункт разгрузки (см. табл. 56). Необходимо отметить, что чем меньше время полного усреднения, тем большую свободу будут иметь транспортные средства и тем лучше будет происходить процесс усреднения качества в динамике.

Заранее составленный график прибытия транспортных средств на пункт разгрузки (рис. 242) может служить программой очередности разгрузки автосамосвалов в приемные бункера обогащательной фабрики и должен контролироваться в течение смены оператором диспетчерской службы. При этом управление транспортными средствами должно производиться с помощью световых табло и других средств автоматизации, установленных на выезде из карьера и приемных бункеров обогащательной фабрики.

В качестве критерия выбора оптимального графика разрядки автосамосвалов может быть использовано следующее выражение:

$$\sigma = \sqrt{\frac{\sum_0^{t_{\text{гр}}} (q_{ij}\alpha_i - q_{\text{ф}}\bar{\alpha}_{\text{ф}})^2}{n_0 - 1}}, \quad (\text{XI}, 17)$$

Урупненный график поступления объемов полезного ископаемого на приемный пункт обогатительной фабрики

№ забоя	Качество полезного ископаемого Fe, магн	Плановые объемы, т	Грузоподъемность автосамосвала, т	Текущее время смены, мин			
				$t_{гр1} = 14-17$	$t_{гр2} = 18-21$	$t_{гр3} = 22-25$	$t_{гр4} = 26-29$
1	α_1	Q_1	q_{11}	$4\alpha_1 q_{11}$	$4\alpha_1 q_{11}$	$4\alpha_1 q_{11}$	$4\alpha_1 q_{11}$
2	α_2	Q_2	q_{21}	$\alpha_2 q_{21}$	$\alpha_2 q_{21}$	$2\alpha_2 q_{21}$	$\alpha_2 q_{21}$
3	α_3	Q_3	q_{32}	$2\alpha_3 q_{32}$	$2\alpha_3 q_{32}$	$2\alpha_3 q_{32}$	$2\alpha_3 q_{32}$
4	α_4	Q_4	q_{43}	0	$\alpha_4 q_{43}$	$\alpha_4 q_{43}$	$\alpha_4 q_{43}$
Итого по карьере				$4\alpha_1 q_{11} + \alpha_2 q_{21} + 2\alpha_3 q_{32}$	$4\alpha_1 q_{11} + \alpha_2 q_{21} + 2\alpha_3 q_{32} + \alpha_4 q_{43}$	$4\alpha_1 q_{11} + 2\alpha_2 q_{21} + 2\alpha_3 q_{32} + \alpha_4 q_{43}$	$4\alpha_1 q_{11} + 2\alpha_2 q_{21} + 2\alpha_3 q_{32} + \alpha_4 q_{43}$

Продолжение табл. 56

№ забоя	Качество полезного ископаемого Fe, магн	Плановые объемы, т	Грузоподъемность автосамосвала, т	Текущее время смены, мин			
				$t_{гр5} = 30-38$	$t_{гр6} = 34-37$	$t_{гр7} = 38-41$	$t_{гр8} = 42-45$
1	α_1	Q_1	q_{11}	$4\alpha_1 q_{11}$	$4\alpha_1 q_{11}$	$4\alpha_1 q_{11}$	$4\alpha_1 q_{11}$
2	α_2	Q_2	q_{21}	$\alpha_2 q_{21}$	$2\alpha_2 q_{21}$	$\alpha_2 q_{21}$	$\alpha_2 q_{21}$
3	α_3	Q_3	q_{32}	$2\alpha_3 q_{32}$	$2\alpha_3 q_{32}$	$2\alpha_3 q_{32}$	$2\alpha_3 q_{32}$
4	α_4	Q_4	q_{43}	$\alpha_4 q_{43}$	$\alpha_4 q_{43}$	$\alpha_4 q_{43}$	$\alpha_4 q_{43}$
Итого по карьере				$4\alpha_1 q_{11} + \alpha_2 q_{21} + 2\alpha_3 q_{32} + \alpha_4 q_{43}$	$4\alpha_1 q_{11} + \alpha_2 q_{21} + 2\alpha_3 q_{32} + \alpha_4 q_{43}$	$4\alpha_1 q_{11} + \alpha_2 q_{21} + 2\alpha_3 q_{32} + \alpha_4 q_{43}$	$4\alpha_1 q_{11} + 2\alpha_2 q_{21} + 2\alpha_3 q_{32} + \alpha_4 q_{43}$

где $q_{\phi} \bar{\alpha}_{\phi}$ — плановые задания по металлу за отрезок времени, равный $t_{гр}$;
 $n_o = \frac{T_{см \cdot p}}{t_{гр}}$ — число возможных групп за оперативную смену.

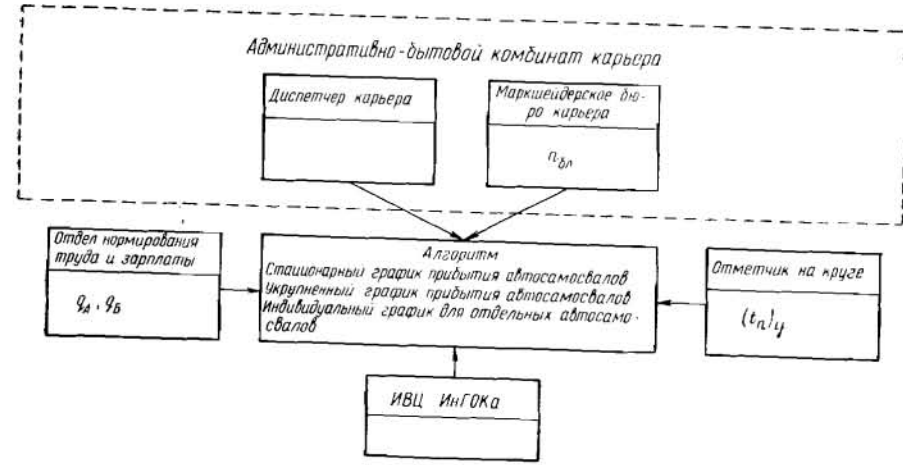


Рис. 242. График прибытия автосамосвалов на приемный пункт

§ 7. Система оперативного управления карьером и функции службы управления при наличии единого вычислительного центра

На объект управления (карьер) воздействуют внешние и внутренние возмущения, которые можно подразделить на предусматриваемые (организационного характера) и непредусматриваемые (случайные, аварийные). Поэтому любое заранее принятое решение, в том числе и установленный план, может оказаться неприемлемым. Для успешного руководства карьером необходим четко налаженный оперативный контроль за ходом производства и систематическая информация о нем. С этой целью для наблюдения за работой транспортных средств на основных скрещениях автомобильных дорог, а также в пунктах разгрузки и перегрузки горной массы установлены телевизионные камеры, передающие изображение на экран диспетчерской телевизионной установки. Телевизионные камеры необходимо устанавливать и на нерабочих бортах карьера для наблюдения за работой экскаваторов и буровых станков.

Диспетчерский пункт (ДП) и пункты погрузки (экскаваторы) оборудуются радиопередающими и радиоприемными установками.

Организация движения автосамосвалов в карьере корректируется диспетчером с помощью громкоговорящей селекторной связи, а также с использованием системы светофоров и световых табло. Для связи с вычислительным центром, управлением комбината,

инженерно-техническим центром карьера и другими объектами диспетчерский пункт оборудуется телетайпной и телефонной связью.

В соответствии с полученной информацией диспетчер карьера в любой момент должен оценить обстановку и, учитывая интересы как карьера, так и обогатительной фабрики, принять правильное решение. Чтобы в сложной, постоянно меняющейся обстановке принять правильное решение, необходимо переработать большой объем информации, поступающей из карьера и перерабатывающих цехов.

Для карьера в системе горнообогатительного комбината целесообразна организация единого вычислительного центра комбината (ВЦК), оборудованного ЭЦВМ для решения задач управления. В комплексе со средствами автоматизации и передачи информации данная система позволит наиболее оперативно управлять работой горно-транспортного оборудования в оптимальном режиме.

При современном уровне автоматизации производственных процессов в карьере ЭВМ при оперативном управлении может быть использована только в качестве советчика диспетчера.

Это обосновывается тем, что при ее использовании в режиме советчика диспетчер карьера исполняет ее рекомендации, только убедившись в правильности советов (и, следовательно, в исправности ЭВМ).

Для технологических процессов в карьере периодичность возмущений, когда появляется необходимость рассчитывать новый вариант оптимального режима, различна. В некоторых случаях возмущения происходят относительно редко, в других — чаще. Как показали предварительные расчеты, решение задачи усреднения возможно производить через 1—1,5 ч.

При медленном изменении условий протекания процесса, когда время следующего пересчета оптимального режима можно хотя бы приблизительно предвидеть, целесообразно использовать ЭВМ в режиме советчика. В этом случае оператор на вычислительном центре может переключать машину на решение других задач, например на решение задач перспективного и оперативного планирования, на обработку отчетных данных и т. д. Таким образом гарантируется максимальное использование машинного времени ЭВМ.

ЭВМ на вычислительном центре будет принимать постоянно поступающую многообразную информацию из карьера, обрабатывать ее, сопоставлять, взаимно увязывать с информацией обогатительной фабрики и в результате решения задач на максимум или минимум выдавать рекомендации диспетчеру карьера, направленные на оптимизацию протекающего процесса (перешихтовка, перераспределение грузовых потоков, переадресовка транспортных средств, введение в работу резервных агрегатов и т. д.). Выдача сменных оперативных заданий по отдельным забоям будет производиться с учетом изменяющейся обстановки, а также результатов работы предыдущей смены.

Таким образом, основными функциями данной системы будут являться: определение потребного количества полезного ископаемого при определенном его качестве по всем экскаваторным забоям; расчет потребного числа автосамосвалов на оперативную смену и их

распределение по забоям; выбор оптимальных путей следования автосамосвалов; перераспределение транспортных средств при изменении ситуации (резкое изменение качества полезного ископаемого по отдельным забоям, выход из строя экскаватора, сход с линии автосамосвалов и т. д.); регулирование работы автосамосвалов; управление перегонами (переключениями) экскаваторов; увязка данных других вспомогательных работ с работой автомобильного транспорта; компенсация возмущающих воздействий; учет выполненных объемов по каждому экскаватору и автомашине.

При этом целесообразен ввод в ЭЦВМ следующей информации: плановые объемы руды и вскрышных пород; качество руды по основным компонентам по всем забоям; характеристика руды по обогатимости; число и место работы экскаваторов; число автомашин, их грузоподъемность и скоростная характеристика; качественное состояние забоев; нормативная производительность отдельных экскаваторов с учетом качественной оценки забоев; нормативное время погрузки, разгрузки и транспортирования по каждому типу автосамосвалов при их работе в любом направлении и состоянии дорог; состояние экскаваторов (работа, простой); состояние отвалов (прием, не прием); плановое задание по качеству на обогатительной фабрике; допустимые отклонения по качеству основных компонентов; прогнозирование продолжительности простоев горнотранспортного и перерабатывающего оборудования; ритм приема бункерных устройств и т. д.;

На диспетчерском пункте необходимо иметь выносную мнемоническую схему-табло, которая давала бы возможность наглядно представлять диспетчеру все происходящее в карьере. На табло указываются: место работы экскаваторов и их состояние; простой экскаваторов сверх нормы; не прием бункеров фабрики; не прием отвалов; энергетическая схема потребителей (отключение, переключение, включение); мнемоническая схема автомобильных дорог; отклонение от заданного качества (критическое); показатель использования экскаваторов во времени (критический); показатель использования транспортных средств, их простой и т. д.

Порядок ведения вспомогательных работ, сроки их исполнения, место проведения, необходимая техника и т. д. — все это должно быть разработано инженерно-техническим центром на оперативных совещаниях. Функции диспетчера управления сводятся к координированию работы служб и участков в течение смены. Руководство по выполнению вспомогательных работ, как и при существующей системе, возлагается на начальников смен, участков и служб.

Данная система оперативного управления и планирования обеспечивает оперативное руководство как отдельными производственными процессами, так и карьером в целом. Она дает возможность быстро решать многовариантные задачи оперативного управления и планирования в оптимальном режиме, к которым относятся: задачи текущего планирования, оперативного управления, технико-экономического анализа, учетно-статистические, инженерные задачи, возникающие в процессе работы, и т. д.

ГЛАВА XII

ОРГАНИЗАЦИЯ И МЕТОДЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ КАРЬЕРОВ

§ 1. Общие сведения о проекте карьера

Проект — официальный документ, выполненный в соответствии с определенными нормами и правилами, в котором выявляется экономическая целесообразность строительства, т. е. решается задача правильно и в минимальных, но достаточных размерах направить капиталовложения для получения наибольшего экономического эффекта; устанавливаются наилучшие организационно-технические решения по строительству предприятия с заданными параметрами, в кратчайший срок и при наименьших затратах; находятся наилучшие технические решения по безопасной разработке месторождения с наибольшей отдачей вложенных средств.

Таким образом, цель проекта карьера заключается в выявлении оптимальных и взаимосвязанных организационно-технических решений по строительству и эксплуатации горного предприятия, реализация которых при разработке данного месторождения обеспечит наибольший экономический эффект с наименьшими затратами.

Проектирование горных предприятий (в отличие от проектирования наиболее распространенных промышленных сооружений, предприятий обрабатывающей промышленности, энергетических сооружений, транспортных коммуникаций и т. п.) требует учета особенностей горнодобывающей промышленности. К ним относят динамичность параметров карьера и всего технологического процесса горного производства. Карьер, как геометрический объект, получает свое завершение только к концу разработки месторождения. В процессе же строительства и эксплуатации, т. е. в течение длительного срока, линейные размеры карьера систематически увеличиваются, его конструктивные элементы (борта, уступы, площадки) изменяют свое пространственное положение, рабочие места (забой) непрерывно перемещаются, транспортные коммуникации, перемещаясь, также изменяют свои параметры.

В этих условиях решение технико-экономических задач осложняется, так как для разных периодов оптимальными оказываются различные варианты.

Второй особенностью является влияние климатических факторов на технологию и организацию производственного процесса. Эти особенности, наряду с многими геологическими факторами, ограничивают применение типовых проектов, требуют обычно индивидуального подхода и творческого решения при проектировании карьеров.

Содержание и порядок изложения разделов проектирования карьера могут быть различными в зависимости от горнотехнических условий. Наиболее распространенный порядок изложения разделов технологического проекта изложен ниже.

I. Введение и технико-экономическая справка — отмечаются особенности геологических и климатических условий, особые требования к качеству полезного ископаемого, особые указания заказчика и другие особенности, имеющие определенное влияние на методику проектирования и принимаемые решения или вызывающие отклонения от нормативных положений.

Технико-экономическая справка представляет собой краткий конспект основных частей проекта, излагаемый во введении или составляемый в виде отдельной пояснительной записки.

В технико-экономической справке обычно приводится: обоснование необходимости строительства карьера; краткая характеристика параметров карьера, товарной продукции предприятия и показатели его производственной мощности; сведения о моделях и количестве основного горнотранспортного оборудования; основные технико-экономические показатели (производительность, число трудящихся, себестоимость продукции, рентабельность и прибыль) и их оценка; данные о капитальных затратах и экономической эффективности строительства.

II. Геологическая часть включает: характеристику района и месторождения; качественную характеристику полезного ископаемого и сведения о возможности комплексного его использования, а также возможности использования вмещающих пород; сведения о физико-механических свойствах полезного ископаемого и пустых пород; о степени разведанности месторождения; о запасах полезного ископаемого, утвержденных ГКЗ.

III. Горная (технологическая) часть включает:

1. Определение границ карьера — раскройка карьерных полей, выделение этапов разработки, подсчет запасов полезного ископаемого и объемов вскрыши в контурах карьера.

2. Основные положения по организации работ — календарный режим, общая схема комплексной механизации, тип и модели бурового, выемочно-погрузочного, транспортного и отвального оборудования; характеристика товарной продукции.

3. Обоснование проектной мощности карьера, годовые объемы вскрыши, срок службы карьера, продолжительность строительства и период освоения проектной мощности, начало разработки второго этапа и т. д.

4. Буровзрывные работы — обоснование модели бурового стан-

ка, тип ВВ, расчет параметров буровзрывных работ, расход ВВ и ВМ, число буровых станков.

5. Экскаваторные (выемочно-погрузочные) работы — обоснование моделей добычных и вскрышных экскаваторов, расчет их производительности и числа.

6. Внутрикрьерный транспорт — обоснование видов транспорта, моделей транспортного оборудования, определение их производительности и числа, расчет параметров железных и автомобильных дорог и т. д.

7. Отвалообразование — обоснование способа отвалообразования, расчет параметров отвалов, числа оборудования, обоснование места расположения отвалов, выбор способа рекультивации поверхности отвалов.

8. Механизацию вспомогательных процессов и доставку материалов в карьер.

9. Проходку траншей — выбор способа проходки траншей, расчет их параметров, определение возможной скорости понижения горных работ, расчет объемов горноподготовительных работ.

10. Вскрытие — обоснование способа вскрытия и его характеристика, трассирование траншей, определение объема горнокапитальных работ и продолжительности их выполнения.

11. Системы разработки — обоснование систем разработки, их общую характеристику, элементы систем (высоту уступа, ширину заходки, рабочей площадки, угол откоса рабочего борта), схему подготовки новых горизонтов, способы выемки полезного ископаемого.

12. Календарный план и порядок разработки — распределение добычи полезного ископаемого и объемов вскрыши во времени и в пространстве по годам отработки и горизонтам. На первые 5—7 лет дается детальный календарный план с ежегодным распределением, на последующий период — приближенный план на отрезки времени по 5 лет; для более поздних периодов — перспективные наброски порядка отработки.

13. Дренаж и водоотлив — способы защиты карьера от поверхностных и подземных вод, водоотлив.

14. Хозяйство ВВ — способы хранения и доставки ВВ и ВМ в карьер.

15. Основные мероприятия по обеспечению безопасности работ в карьере; борьба с пылью, пожарами, вредными газами. План ликвидации аварий.

16. Промсанитария и транспорт рабочих — снабжение питьевой водой, оборудование медпунктов, доставка людей на объекты работ, пункты обогрева и пр.

IV. Горномеханическая часть — водоотливные, компрессорные, вентиляционные и подъемные установки, магистральные конвейеры и экскаваторы. Организация ремонтных работ и снабжение запчастями.

V. ДОФ и склады — обогатительные и дробильно-сортировочные установки, перегрузочные бункера, аварийные склады полезного ископаемого. Контроль за качеством товарной продукции.

VI. Энергетическая часть — электро- и теплоснабжение, ЛЭП и теплосети, шламовое и осветительное оборудование.

VII. Строительная часть — здания и сооружения на поверхности, промышленные и жилищно-культурно-бытовые.

VIII. Генплан и транспорт — размещение зданий и сооружений на промплощадке, трассировка путей сообщения, ЛЭП и различных сетей. Внешний транспорт. Ситуационный план.

IX. Экономическая часть.

1. Калькуляция себестоимости 1 т добычи и 1 м³ вскрыши, штаты трудящихся, производительность их труда и т. д.

2. Анализ технико-экономических показателей.

3. Расчет прибыли и рентабельности предприятия.

4. Обоснование экономической эффективности принятых решений по строительству (реконструкции) карьера.

X. Сметная часть — единичные расценки и калькуляция, сметы по объектам, сводная смета стоимости строительства проектируемого предприятия. Сводная смета после ее утверждения служит основанием для финансирования строительства и для расчетов между заказчиком и строительной организацией.

XI. Проект организации строительства карьера — организация и способы строительных работ, в том числе подготовка площадки, строительство дорог и коммуникаций. Горнокапитальные работы.

§ 2. Организация проектирования

Проектирование горных предприятий осуществляется проектными институтами, каждый из которых обслуживает определенную отрасль промышленности или группу карьеров в данной отрасли. В проектных институтах имеются специализированные отделы: горный или отдел открытых работ, генплана и транспорта, сметный и т. д. Эти отделы осуществляют решение соответствующих задач проекта, а в целом за качество и сроки выполнения проекта несет ответственность главный инженер проекта, назначаемый по каждому проектируемому объекту.

Проектирование промышленных предприятий, оформление проектов и смет, порядок их согласования и утверждения регламентируются инструкциями, нормами и правилами, а также основными техническими направлениями в проектировании предприятий соответствующих отраслей.

Время, в течение которого выполняется проект, можно разделить на три периода:

первый — предпроектный — включает получение задания на проектирование, изучение исходных материалов, в том числе геолого-разведочных и технико-экономических, проведение изыскательских и научно-исследовательских работ;

второй — проектный — включает собственно проектные работы, оформление чертежей и пояснительных записок;

третий — включает утверждение проектов и смет и сдачу их заказчику. Наименьшие сроки и наилучшая увязка и качество проектных работ, особенно по сложным проектам, достигаются при использовании методов сетевого планирования.

Работа над проектом начинается с получения задания на проектирование, которое разрабатывается заказчиком. В подготовке задания на проектирование обычно принимает участие проектная организация.

Решение о проектировании и строительстве предприятий и сооружений должно приниматься исходя из схем развития и размещения соответствующих отраслей народного хозяйства и промышленности, а также из схем развития и размещения производительных сил по экономическим районам и союзным республикам. По крупным и сложным предприятиям и сооружениям решение о проектировании принимается на основе технико-экономических обоснований (ТЭО), подтверждающих экономическую целесообразность и хозяйственную необходимость проектирования и строительства.

Задание на проектирование должно содержать основные исходные данные и заданные технико-экономические показатели. К заданию на проектирование прилагается геологический отчет по результатам разведки месторождения, протокол утверждения запасов Государственной комиссией по запасам (ГКЗ), а также материалы изучения качественной характеристики полезного ископаемого.

При проектировании объектов промышленного строительства проектные организации должны руководствоваться:

основными техническими направлениями, составленными с учетом ближайшей перспективы развития науки и техники;

действующими нормами, правилами и указаниями по проектированию и строительству, стандартами на материалы и изделия, каталогами типовых проектов;

утвержденными прейскурантами, сметными нормативами, расценками и ценниками;

нормативами удельных капитальных вложений для данной отрасли промышленности.

Проектирование предприятий, зданий и сооружений может осуществляться в две стадии — технический проект и рабочие чертежи или в одну стадию — рабочий проект (технический проект, совмещенный с рабочими чертежами).

Решение о разработке проектов в две или одну стадию принимается министерствами, ведомствами и советами министров союзных республик.

Для определения сметной стоимости строительства на стадии технического проекта составляется сводная смета.

В некоторых случаях до начала выполнения технического проекта составляется технико-экономический доклад (ТЭД), в котором намечаются основные положения проекта, указываются основные варианты, приближенно дается их экономическая оценка и делается

заключение об экономической целесообразности проектирования.

В техническом проекте оценивается техническая возможность и экономическая целесообразность строительства предприятия, обосновываются основные технологические решения, в том числе границы и параметры карьера, способ вскрытия, модели горнотранспортного оборудования, система разработки, календарный план, уточняется или определяется производственная мощность карьера, решаются вопросы организации строительства, методов переработки продукции, определяется сметная стоимость строительства и основные технико-экономические показатели.

В стадии рабочих чертежей производится детализация и корректировка проектных решений по отдельным объектам и сооружениям. Рабочие чертежи выполняются с учетом технических данных изготавливаемого и заказанного оборудования. На основании рабочих чертежей составляются рабочие сметы, по которым осуществляется финансирование строительства.

Рабочие чертежи по горной части включают планы горных работ по горизонтам и этапам с разбивкой объемов работ по годам и способам, детальные планы и профили траншей, съездов и т. д. На крупных горных предприятиях некоторые проектные институты имеют свои группы для доработки и корректировки рабочих чертежей с учетом сложившихся при строительстве условий, а также для осуществления авторского надзора.

До начала проектирования заказчик проекта и проектная организация производят согласование места расположения проектируемого объекта и примерные размеры намечаемых к изъятию участков. Согласование производится: с исполкомом местного Совета депутатов трудящихся и выделенными им представителями местных организаций, ведающих эксплуатацией транспортных коммуникаций, сетей электроснабжения, теплоснабжения, водоснабжения, канализации, связи и т. д., с местными организациями государственной санитарной инспекции, государственного пожарного надзора, госгортехнадзора; с органами совета министров союзных республик по использованию и охране водных ресурсов; с управлением железной дороги МПС; с Министерством связи СССР и с Министерством энергетики и электрификации СССР.

Экспертиза, утверждение проектов и смет. Выполненное проектное задание со сводным сметно-финансовым расчетом должно быть согласовано с заказчиком и организацией, которая будет осуществлять строительство объекта, так называемым генеральным подрядчиком, и подвергнуто экспертизе.

Основные части проекта (горная часть, транспорт, обогащение и др.) рассматривают соответствующие специальные экспертные комиссии, а в целом проект после одобрения в соответствующих министерствах и ведомствах подвергается государственной экспертизе в Госстрое союзной республики или, в зависимости от сметной стоимости строительства, в Госстрое СССР.

После экспертизы проектное задание утверждается (в зависимости от сметной стоимости строительства) в республиканских или союзных министерствах и ведомствах или в Совете Министров союзной республики или СССР.

§ 3. Оценка исходных материалов и надежность расчетов

Точность расчетов и реальность проектных решений зависят прежде всего от достоверности геологоразведочных материалов, к которым предъявляются определенные требования по содержанию, объему и степени детализации. Для проектирования карьера необходим отчет о геологоразведочных работах в стадии детальной разведки. Отчет и подсчитанные запасы должны быть утверждены Государственной комиссией по запасам полезных ископаемых (ГКЗ).

Отчет должен содержать все сведения, необходимые при проектировании и прежде всего: геологическую характеристику месторождения (форма отдельных залежей, условия залегания, размеры, структура, физико-механические свойства руд и пород, типы руд и их распределение в пределах месторождения); качественную характеристику руд; гидрогеологическую характеристику месторождения и вмещающих пород; подсчет запасов полезного ископаемого. В отчете должна быть указана степень разведанности и оценка перспективности месторождения.

К отчету прилагаются топографические карты района и участка месторождения с нанесением всех горных и разведочных выработок, зданий и сооружений; геологические карты района и месторождения; продольные и поперечные геологические разрезы; погоризонтные планы для крутопадающих месторождений и планы изо-мощностей или изолиний почвы и кровли при пологом их падении. Все разрезы и планы должны быть взаимосвязаны и иметь геометрическую привязку к сетке координат или каким-либо ориентирам.

В отдельных случаях к отчету прилагаются также буровые журналы с описанием керна, образцы керна и другие материалы.

В целом полученные материалы должны давать ясное представление об условиях разработки, и прежде всего о форме месторождения, строении рудных тел, качестве полезного ископаемого, свойстве пород, гидрогеологических условиях и рельефе местности. Надежность решения большинства задач при проектировании зависит прежде всего от достоверности исходных данных и их соответствия условиям задачи.

Исходные данные можно подразделить на геометрические, технические и технико-экономические.

К геометрическим относятся элементы залегания месторождения (мощность, угол падения и т. д.); величины, характеризующие свойства пород; запасы месторождения; объемы вскрыши; размеры карьерного поля и др. Величина этих параметров определяется в результате измерений, при которых допускается погрешность, определя-

емая точностью измерительных инструментов, способом измерений и условиями разработки месторождения. Допустимая погрешность в подсчете запасов составляет: для категорий А — $\pm 10\%$, для категории В — от ± 20 до $\pm 25\%$, для категорий С₁ — $\pm 50\%$, С₂ — $\pm 100\%$.

Погрешность в определении других исходных геологических данных приведена ниже.

Размеры залежки (мощность, угол падения, длина, площадь)	$\pm 10\%$
Объемные веса полезного ископаемого и пустых пород:	
плотных	$\pm 1\%$
рыхлых	$\pm 5\%$
Коэффициенты разрыхления	$\pm 5\%$
Коэффициенты крепости в пределах категорий по шкале проф. М. М. Протодяконова	$\pm 2-3\%$
Содержание полезного компонента	$\pm 10\%$

Точность определения физико-механических свойств пород и степень разведанности запасов для первого периода эксплуатации месторождения длительностью 10—12 лет должны быть выше, чем для последующих. Для периодов, за пределами 20—25 лет, возможны лишь приближенные расчеты.

К техническим исходным данным относятся рабочие размеры оборудования (например, емкость ковша экскаватора); коэффициенты полезного использования емкостей транспортных средств; мощность оборудования; рабочее и календарное время; производительность оборудования и другие параметры машин, расход материалов и т. д.

На точность технических параметров кроме природных геологических условий также влияют: организация труда; общий уровень культуры производства; степень квалификации рабочих; климатические условия.

Задача проектировщика заключается в том, чтобы добиться наибольшего соответствия технических исходных данных условиям задачи. Погрешность большинства технических данных составляет $\pm 5-10\%$. Это подтверждается отклонениями фактических размеров от расчетных, которые составляют 10% (для ширины рабочей площадки, высоты уступа в скальных породах, расстояний между скважинами и т. д.).

Экономические исходные данные можно разделить на две группы. К первой группе относятся официально утвержденные показатели: прейскуранты цен, тарифные ставки, единичные расценки, нормы выработки, нормативы расхода материалов, энергии и т. п. Они используются для расчета смет, калькуляций, определения штата обслуживающего персонала, расхода материалов и т. п.

Ко второй группе относятся различные удельные экономические показатели, принимаемые в качестве исходных данных для технико-экономических расчетов: себестоимость 1 т добычи полезного ископаемого, себестоимость 1 м³ вскрыши, себестоимость 1 ткм, удельные расходы материалов, электроэнергии, горючего и т. д.

Источниками этих показателей обычно бывают проектные или отчетные материалы. Поэтому надежность показателей зависит от степени соответствия условий задачи тем условиям, для которых получены фактические или проектные материалы.

Более точные экономические показатели могут быть получены при определении их расчетным путем на основе эскизных проектов и укрупненных расчетов. Недостаток способа — большая трудоемкость работ.

Достоверность экономических исходных данных меньше, чем геометрических и технических показателей, так как на них еще большее влияние оказывают естественные условия, состояние техники и организации производства. Стоимостные показатели зависят от колебания отпускных цен, темпов технического прогресса и фактора времени.

Как технические, так и в особенности стоимостные показатели являются величинами переменными. Они зависят от масштаба работ, глубины карьера, периода времени и других факторов. Однако, учитывая, что эти показатели приближены и их изменения под влиянием тех или иных факторов, в ряде случаев действующих противоположно, не выходят за пределы их погрешности, они могут быть приняты условно-постоянными. Такой подход к назначению исходных данных является общепринятым в практике проектных организаций. Однако он может быть допущен только в определенных пределах, в частности, на сроки не более 10—15 лет.

Если при технико-экономической оценке вариантов необходимо установить влияние того или иного фактора (например, глубины карьера) на экономические результаты или когда в проекте решаются вопросы, связанные со значительным возрастанием производственной мощности предприятия, а также с длительными сроками разработки (более 25—30 лет), переменный характер стоимостных показателей нельзя не учитывать.

Детальность и точность решения основных задач в проекте, таких, как определение основных параметров карьера, выбор горно-транспортного оборудования, установление основных элементов системы разработки и способов вскрытия, назначение исходных данных к экономическим расчетам и определение технико-экономических показателей, должны соответствовать этапам разработки. Для первого периода длительностью 10—12 лет расчеты выполняются с высокой точностью и достаточно полно учитывают реальные горногеологические и технико-экономические условия. Допустимая погрешность решения основных технико-экономических задач в зависимости от степени разведанности находится в пределах 10—20%.

Для второго периода длительностью 10—12 лет точность расчетов и надежность их результатов снижаются, так как они основываются на приближенных показателях развития техники и технологии ближайшего будущего.

Для третьего и последующих периодов на основе общих закономерностей в развитии технического прогресса устанавливаются

только перспективные параметры и показатели. Проектные решения второго и последующих периодов предусматриваются и уточняются в соответствующих проектах реконструкции карьеров.

§ 4. Методы решения технико-экономических задач

Проектирование карьеров — это творческий процесс, состоящий из решения различных технических, экономических и технико-экономических задач.

Большинство технических задач (горногеометрические, технологические, механические, строительные и т. п.) решаются обычными или специальными методами, а также с помощью математики, механики и других специальных дисциплин.

К числу технических задач относятся, например, определение угла устойчивости откоса борта или уступа, определение объемов вскрыши и запасов полезного ископаемого в контурах карьера, расчет минимальной ширины рабочей площадки, расчет производительности экскаватора, определение продолжительности рейса поезда, определение поперечного сечения ЛЭП и т. п.

Экономические задачи проекта (например, определение сметной стоимости продукции) решаются сравнительно несложными, хотя и трудоемкими методами. Отличительная особенность задач этой группы заключается в однозначности их решения.

Наиболее сложны технико-экономические или горно-экономические задачи, отличительная особенность которых заключается в множественности возможных решений, отвечающих техническим или технологическим требованиям, но различающихся по экономическим результатам. Поэтому необходимо подвергнуть экономической оценке результаты возможных решений задач и принять оптимальные для данных условий.

Технико-экономические задачи решаются различными методами технико-экономического анализа. Технико-экономический анализ — это совокупность методов количественной и качественной оценки факторов и параметров, определяющих искомый результат решения задачи.

Количественная оценка позволяет осуществлять измерение и, следовательно, сопоставление определяющих факторов и параметров посредством принятых технических и экономических показателей. В качестве таких показателей используют величину денежных затрат или прибыль за определенный период времени, величину капиталовложений, себестоимость продукции, производительность труда, расход электроэнергии, металла, ВВ и СВ и т. п.

Количественная оценка наиболее точна и объективна, так как может быть осуществлена совокупным однозначным измерением, выраженным в виде числа. При количественной оценке возможно использование вычислительных машин для решения задачи.

Однако при решении многих задач, связанных с открытой разработкой месторождений, бывает трудным, а иногда практически

невозможным сделать количественную оценку всем основным факторам. Большинство горноэкономических задач отличается многообразием и сложностью взаимосвязей между основными геологическими, техническими и экономическими факторами. Для учета этих зависимостей в некоторых случаях возникает необходимость кроме количественной оценки использовать также качественную оценку, т. е. оценивать форму и степень влияния тех или иных факторов путем логических суждений.

К числу оцениваемых качественно факторов относятся, например, безопасность работ, требование наименьших потерь полезного ископаемого, требования санитарных и противопожарных норм и др. Тот или иной вариант сравниваемых схем разработки может оказаться лучшим по технико-экономическим показателям, т. е. по результатам количественной оценки, но если условия безопасности работ при нем хуже, чем при других вариантах, он должен быть отвергнут.

Для правильного решения задачи необходимо учитывать в совокупности количественные и качественные зависимости, опираясь при этом на передовой опыт и новейшие достижения науки и техники. Основные методы технико-экономического анализа, используемые при решении технико-экономических задач открытой разработки — метод вариантов, аналитический, графический и графо-аналитический методы, а также группы новых вычислительных методов, объединяемых под названием «методы исследования операции» (линейное и динамическое программирование, вероятностно-статистические и т. д.).

Первую группу методов применяют для решения задач горного дела с давних пор. В современных условиях возникает необходимость в новом подходе не только к решению конкретных горноэкономических задач, но и к переработке методических положений. Поэтому указанные методы как в своей методической основе, так и в конкретном приложении непрерывно совершенствуются.

Группа новых вычислительных методов, некоторые из которых являются развитием метода вариантов, в связи с высокими темпами технического прогресса в горном деле и большим значением экономических обоснований в проектировании все быстрее расширяется.

Сущность метода вариантов заключается в том, что из числа технически возможных и экономически наиболее вероятных вариантов решения задачи принимают тот, технико-экономические показатели которого, полученные в результате расчета, оказываются наилучшими. Порядок решения задачи следующий: исходя из условий задачи, принимают технически возможные варианты решения; обосновывают экономический критерий для оценки и сравнения вариантов; осуществляют расчет вариантов, на основе которого определяют величину показателя или комплекса показателей, принятых в качестве экономического критерия; производят количественную и качественную оценку вариантов и путем сравнения выбирают наиболее целесообразный для данных условий.

Оценку и сопоставление вариантов производят по абсолютной величине показателя, принятого в качестве экономического критерия, и по его относительной величине — в процентах по отношению к меньшему показателю. Для сравнения вариантов обычно составляется таблица, в которой показывается абсолютная величина сравниваемых показателей. Если разница между вариантами не выходит из пределов точности расчета и, в частности, меньше погрешностей исходных данных, то сравниваемые варианты рассматриваются как равноценные.

В практике проектирования принято считать варианты равноценными, если разница в расходах составляет не более 10%. В этом случае предпочтение отдается варианту, более удобному в организационном отношении или технически более надежному.

Основные достоинства метода вариантов заключаются в универсальности условий применения, высокой точности решения задачи и наглядности результатов решения.

К недостаткам метода относится большая трудоемкость решения, а также трудность или иногда невозможность установления степени влияния определяющих факторов на результаты решения и, следовательно, выполнения необходимого для экономической оценки анализа.

В настоящее время такой недостаток, как трудоемкость решения, во многих случаях может быть устранен применением ЭВМ, применение которых позволяет расширить число вариантов, а также осуществить более детальный и более точный расчет каждого из сравниваемых вариантов, в результате чего появляется возможность прийти к реализации оптимальный вариант.

Аналитический метод состоит в том, что путем технико-экономического анализа задача решается в общем виде, т. е. создается, расчетная формула, а в конкретных условиях искомое неизвестное определяется подстановкой в формулу исходных числовых значений. В горном деле под аналитическим методом обычно понимают нахождение оптимальных значений искомой величины путем использования математического анализа — метода «максимума — минимума».

Порядок решения задачи в общем виде обычно следующий. Путем технико-экономического анализа устанавливается функциональная зависимость между искомой величиной x и стоимостным результатом S или каким-либо другим экономическим критерием K ;

$$S = f(x),$$

$$K = f(x).$$

причем можно допустить непрерывность этой функции. Графически функциональная зависимость подобного рода выражается в виде выпуклой или вогнутой кривой (рис. 243).

Наилучшее (оптимальное) значение искомой величины x должно соответствовать экстремальному значению S , например, минимальным затратам или максимальным прибылям. Следовательно,

решение задачи сводится к нахождению максимума или минимума функции. Для этого, взяв первую производную и приравняв ее нулю, получим уравнение

$$\frac{dS}{dx} = 0,$$

решив которое, найдем искомую величину.

Непрерывность функции проверяют, беря вторую производную: если она не равна нулю, то функция непрерывна и, следовательно, имеет экстремальное значение.

Результаты решения могут быть проверены графическим изображением функциональной зависимости, позволяющим легко обнаружить ошибку как в исходных данных, так и в результате.

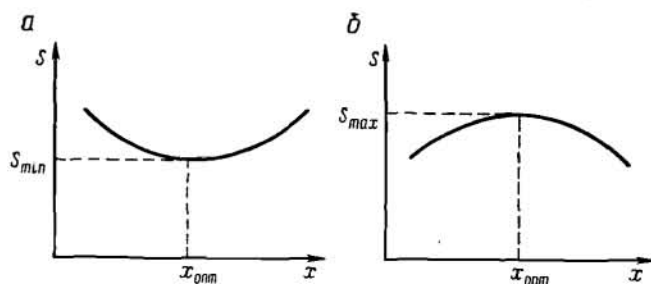


Рис. 243. Графическое изображение функциональных зависимостей вида $S = f(x)$:
а — затраты или себестоимость; б — прибыль

*Аналитический метод технико-экономических расчетов*¹ широко используется для создания расчетных формул при решении различных задач открытой разработки: определение конечной глубины карьера и др.

Практика использования данного метода показывает, что установление функциональных зависимостей и создание расчетных формул весьма трудоемко, требует внимательного анализа взаимосвязей между определяющими параметрами, изучения технического и экономического смысла, получаемых математических зависимостей.

Достоинства метода: малая трудоемкость и быстрота решения задач при наличии формулы, а также наглядное математическое выражение основных зависимостей, позволяющих установить форму и степень влияния того или иного фактора. Недостатки: однозначность решения, затрудняющая качественную оценку результатов и сравнение с другими возможными вариантами; приближенность решения, являющаяся следствием упрощения сложных горногеологических и технико-экономических условий.

¹ Данный метод впервые разработан в 20-х годах проф. Б. И. Бокием, развит акад. Л. Д. Шемяковым, профессорами Н. И. Городецким и Е. Ф. Шешко.

Аналитический метод применяется только для таких задач, варианты решения которых отличаются общей переменной величиной, изменяющейся непрерывно.

В практике проектирования и исследования аналитический метод обычно применяется в двух случаях: для анализа взаимосвязей и оценки различных факторов в какой-либо технико-экономической задаче; для получения приближенных решений, которые затем с меньшими затратами времени уточняются другими методами, например методом вариантов.

Графическим называют метод получения численных решений различных задач путем графических построений. Основное достоинство этого метода: простота и наглядность решения. При проектировании карьеров графический метод используется для определения параметров систем разработки (прежде всего бестранспортных); площадей и объемов полезного ископаемого и вскрыши, конечной глубины карьера и т. д.

Наиболее распространен разработанный чл.-корр. В. В. Ржевским графический метод геометрического анализа карьера, при котором измерение площадей полезного ископаемого и вскрыши, необходимое для вычисления их объемов, заменено измерением линий. Эти линии при определенном построении численно выражают величину площадей.

На рис. 244 показана горизонтальная проекция наклонного слоя. Площади наклонных 1—2, 3—4 слоев и площадь горизонтального слоя 5—6 равны как площади параллелограммов, имеющих одинаковое основание и одинаковую высоту. Если основание $h = 1$, то отрезок 5—6 численно равен (в масштабе чертежа) площади слоев 1—2, 3—4.

Если длина отрезка 5—6 составляет 120 мм, то площадь слоев 1—2, 3—4 равна 120 мм². Следовательно, для определения площади наклонного слоя, ограниченного любым контуром, в том числе поверхностью или контуром карьера, и имеющего высоту, равную единице, достаточно измерить горизонтальную проекцию этого слоя на данный горизонт.

Графо-аналитический метод объединяет достоинства графических и аналитических методов, а именно простоту и наглядность решений путем графических построений и возможность математического анализа закономерности и взаимосвязей между определяющими факторами.

Графо-аналитический метод геометрического анализа карьера посредством графика $V = f(p)$ разработан проф. А. И. Арсентьевым.

Методы математического программирования. Математическую зависимость между искомой величиной и экономическим критерием

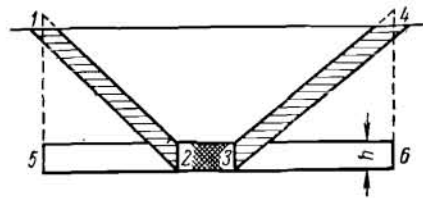


Рис. 244. Горизонтальная проекция наклонного слоя

называют целевой функцией. Для решения многофакторных задач необходимо:

математически описать целевую функцию, аргументами которой являются возможные варианты решения, а значениями — числа, которые описывают меру достижения экономического критерия;

найти максимум (или минимум) целевой функции и тем самым то решение, которое осуществляет этот максимум (или минимум), т. е. оптимальный вариант.

Если число технически возможных вариантов сравнительно невелико, то оптимальное решение может быть найдено методом непосредственного сравнения вариантов. Однако в ряде технико-экономических задач количество вариантов так велико, что для решения их необходимы специальные методы. Например, для выбора оптимального плана распределения добычи четырех карьеров между тремя обогатительными фабриками необходимо технико-экономическое сравнение $3,6 \cdot 10^9$ вариантов, что невозможно осуществить в практически допустимый срок даже с помощью быстродействующей ЭВМ. В последние годы используют новые вычислительные методы, называемые методами математического программирования. Среди них наибольшее распространение имеют методы линейного и динамического программирования, теория графов, метод Монте-Карло.

В практике проектирования и научного исследования открытых горных работ чаще других используется метод линейного программирования для решения транспортных и распределительных задач (выбор рационального порядка разработки группы залежей, выбор места расположения обогатительной фабрики или отвала для группы карьеров, установление рационального распределения добычи нескольких карьеров между несколькими фабриками и т. п.).

Метод динамического программирования может быть использован для установления рациональных промежуточных и конечных контуров, для обоснования производственной мощности и целесообразного распределения капитальных вложений при строительстве группы карьеров на месторождении, а также для решения других многоэтапных задач, связанных с принятием ряда последовательных решений.

В связи с интенсивным развитием экономико-математических исследований в области открытых горных работ возникло много задач, связанных с графами (сетевое и многоэтапное планирование, транспортные, целью которых является составление планов перевозок и т. д.).

§ 5. Применение вычислительной техники при проектировании

Автоматические быстродействующие ЭВМ с программным управлением выполняют арифметические операции над числами. Цифры представляются в виде электрических и магнитных состояний вычислительных элементов. С помощью численных методов решение

всего многообразия задач сводится в основном к выполнению четырех действий арифметики. Количество элементарных операций при решении задачи может быть очень велико, но благодаря высокой скорости счета электронных машин (до 100 000 и более операций в секунду) расчеты производятся в допустимые сроки.

Численный метод решений любой задачи сводится к ряду последовательных арифметических действий и логических операций над числами как заданными в условии задачи, так и получающимися в процессе счета. Точное описание того, какие действия, в каком порядке и над какими числами должны быть выполнены, т. е. описание всего процесса счета называют программой решения задачи на электронной цифровой вычислительной машине (ЭЦВМ).

При составлении программы удобно разбить ее на отдельные участки — блоки, по которым составляется блок-схема программы. На ней для наглядности стрелками указываются возможные переходы между блоками. В местах разветвлений программы на каждой из стрелок указывается условие, при котором происходит передача управления к данному блоку. Блоки на блок-схемах обозначаются в виде прямоугольников, внутри которых обычно записываются формулы для расчетов на данном этапе. Блок-схемы позволяют в наглядной графической форме представить логику задачи, связь ее отдельных частей.

Процесс решения задачи ЭЦВМ может быть разделен на три этапа:

1. Математические формулировки задачи, подготовка исходных данных и составление алгоритма.

Алгоритм (алгоритм) — это система вычислений, выполняемых по строго определенным правилам, которая после предусмотренного числа операций заведомо приводит к решению задачи. Задача считается решенной, если для ее решения установлен алгоритм. Естественно, что с практической точки зрения особую ценность имеют алгоритмы, приводящие к решению задачи возможно более коротким путем.

Работы этого этапа выполняются проектировщиками-технологами и требуют от исполнителей глубокого понимания технического и экономического смысла задачи, определенных знаний математики, а также знакомства с принципами составления программ задач для решения их на ЭЦВМ.

2. Составление программы расчета, ввод исходной информации, а также программы расчета и решение задачи на ЭЦВМ. Работы этого этапа выполняются последовательно специалистами вычислительного центра. Для составления программы сложных горно-экономических задач требуется от 2—3 до 10—15 дней работы одного программиста. Подготовка исходной информации для ввода в машину, осуществляемая на перфокартах, перфолентах или на магнитных лентах, требует от 1—2 до 5—7 ч. Эти работы осуществляются заранее и независимо от работы самой машины. Решение задач на самой машине вместе с ее подготовкой и вводом исходных данных требует от 1—2 до 3—4 учитываемых (оплачиваемых) часов ее работы.

3. Анализ технологами-проектировщиками результатов, полученных в результате решения.

Наиболее трудоемкими операциями являются работы первого этапа, а также программирование. Эти работы могут быть упрощены при использовании стандартных типовых программ. В этом случае в обязанности технолога-проектировщика входит только подготовка исходных данных в форме стандартных таблиц, а затем после решения задачи на ЭЦВМ — анализ полученных результатов.

ГЛАВА XIII

ГОРНОГЕОМЕТРИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ И РЕЖИМ ГОРНЫХ РАБОТ КАРЬЕРА *

§ 1. Общие сведения

Технико-экономическая эффективность открытой разработки месторождений полезных ископаемых в значительной степени определяется не только величиной объемов вскрышных работ, но и их распределением по годам в течение всего срока разработки.

Распределение объемов вскрышных работ во времени зависит от производственной мощности карьера, горногеологических условий месторождения, применяемой системы разработки, параметров карьерного поля, направления развития и интенсивности горных работ.

Принятое на основании анализа различных способов разработки месторождений (анализа различных режимов работы карьера) наиболее экономичное распределение объемов вскрышных работ по годам эксплуатации представляет собой календарный план развития горных работ карьера. Календарный план — это техническое обоснование планов добычи полезного ископаемого и выемки вскрышных пород. Календарный план является основой для всех дальнейших экономических расчетов по разработке месторождения.

К составлению календарного плана приступают после решения всех принципиальных вопросов разработки и исследования режима горных работ: контуров карьера, способа вскрытия, системы разработки, направления развития фронта работ. Для выбора рационального варианта разработки месторождения производят горногеометрический анализ карьерного поля, представляющий собой различным способом построенные графики распределения объемов вскрыши и полезного ископаемого во времени или по глубине карьера, графики изменения качества полезного ископаемого, мощности покрывающих пород, длины фронта работ и других характеристик месторождения, а также системы разработки. Такие графики достаточно полно и удобно информируют об условиях

разработки месторождения на продолжительный период. Для их построения используют: геологические разрезы по месторождению, погоризонтные планы, планы изомощностей вскрыши и полезного ископаемого и т. д.

Для выбора рационального режима горных работ необходимо: выбрать метод горногеометрического анализа карьера для данного типа месторождения; изучить распределение объемов вскрыши и полезного ископаемого при различных вариантах развития горных работ; разработать технологические способы разработки и выбрать параметры системы разработки, позволяющие достичь рационального режима горных работ.

Теоретические основы режима горных работ и методы горногеометрического анализа карьерного поля разработаны чл.-корр. В. В. Ржевским.

Известны также методы горногеометрического анализа карьера и обоснования этапов разработки производственной мощности, приведенные в работах А. И. Арсентьева, М. Г. Новожилова, Б. П. Юматова и др.

§ 2. Горногеометрический анализ карьерного поля для крутопадающих месторождений

Особенностью развития горных работ при отработке крутопадающих месторождений является систематическое увеличение рабочего пространства по мере их отработки: глубины карьера и поверхности

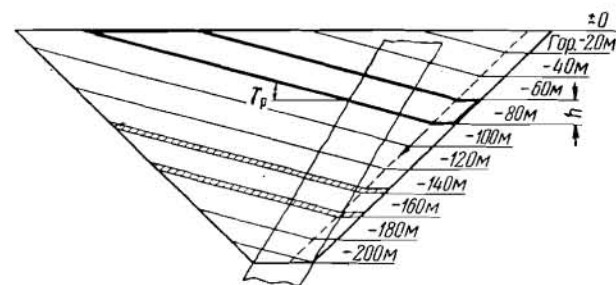


Рис. 245. Схема развития горных работ на крутопадающем месторождении

бортов. Зона, в которой производятся работы по удалению вмещающих пород и полезного ископаемого, называется рабочей зоной карьера.

На рис. 245 показаны промежуточные положения одного из возможных вариантов развития горных работ в карьере. Каждое положение рабочего борта карьера (рабочей зоны) характеризуется глубиной понижения горных работ h , скоростью понижения, углами откоса рабочих бортов карьера γ_p . В каждом слое, заключенном между двумя смежными положениями рабочих бортов карьера, могут быть подсчитаны объемы полезного ископаемого и пустых пород. Эти объемы горных работ зависят от горногеологических

* В написании главы принимал участие канд. техн. наук М. С. Четверик.

условий залегания месторождения, углов откоса рабочих бортов карьера, величины понижения горных работ. Определение объемов полезного ископаемого и пустых пород при существующих методах горнометрического анализа весьма трудоемко, поэтому при проектировании количество рассматриваемых вариантов отработки месторождения ограничивают.

В. В. Ржевским разработан графический метод, значительно снижающий трудоемкость геометрического анализа. Сущность метода и порядок выполнения работ заключаются в следующем:

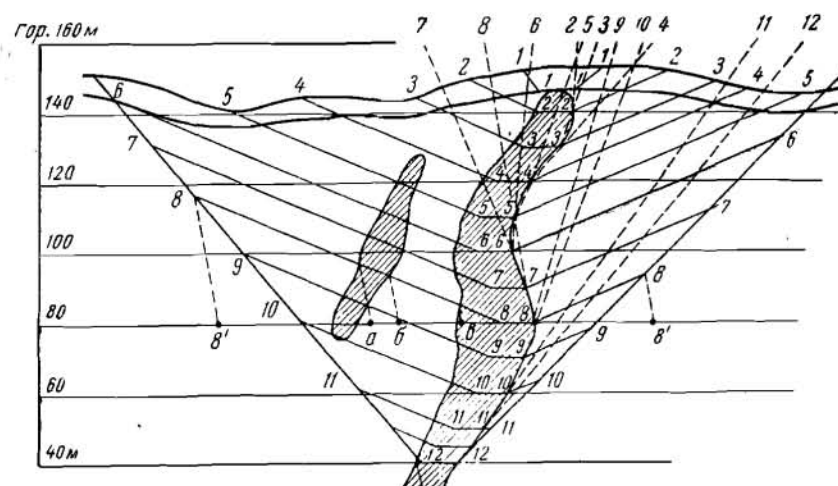


Рис. 246. Графическое построение контуров карьера и вспомогательных линий на поперечном геологическом профиле

1. На геологическом поперечном профиле проводят горизонтальные линии через интервал, равный годовому понижению уровня работ или высоте уступа (рис. 246).

2. На каждом горизонте вычерчивают дно разрезной траншеи и линии рабочих бортов.

3. Для каждого горизонта проводят вспомогательные линии (обозначены на рис. 246 пунктиром). Линии проводят через точки дна траншеи данного и вышележащего горизонтов. Например, вспомогательная линия 8—8' проведена через точки 7 и 8.

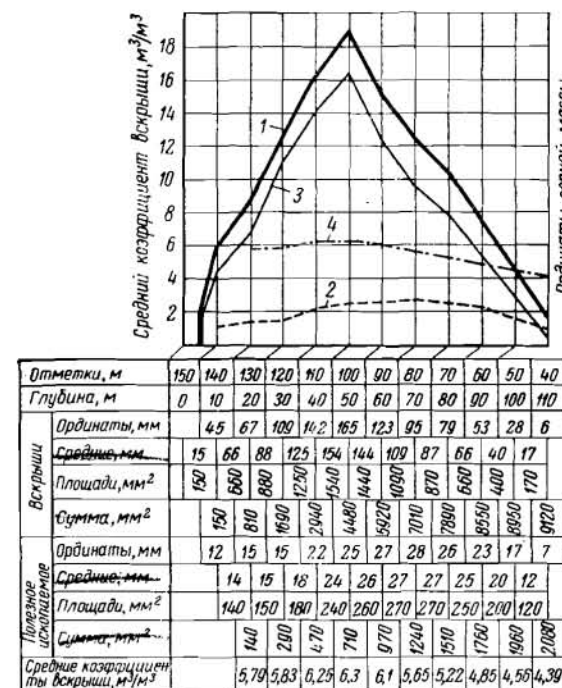
4. Для каждого горизонта из точек пересечения линий рабочих бортов с поверхностью или контурами карьера проводят линии, параллельные вспомогательным, до пересечения с линией горизонта. Таким образом, на линии горизонта (например, горизонта 80 м) получают отрезки по полезному ископаемому ab , $в$ — 8 и по вскрыше $a8'$, $бв$, $8—8'$, выражающие приращение объемов карьера на 1 м глубины на данной глубине работ.

Затем строят графики: по оси ординат откладывают значения величин горной массы и полезного ископаемого, по оси абсцисс —

глубину карьера (рис. 247). Построенные графики позволяют определить текущие коэффициенты вскрыши, площади (объемы) полезного ископаемого и вскрыши. Подсчет площадей производят методом трапеций. Для каждого горизонта находят среднюю ординату вскрыши и полезного ископаемого. Поделив суммарные площади вскрыши и полезного ископаемого для каждого интервала глубины определяют средний коэффициент вскрыши. Аналогичные построения и подсчеты производят для каждого геологического профиля.

Рис. 247. График режима горных работ для крутонадающей залежи:

1 — горная масса; 2 — полезное ископаемое; 3 — вскрыша; 4 — средний коэффициент вскрыши



Затем на основании этих данных строят сводный график режима горных работ для всего карьера. Если принимается решение об изменении углов откоса рабочих бортов карьера или направления развития горных работ, строятся новые графики распределения объемов полезного ископаемого и вскрышных пород.

При горногеометрическом анализе карьера, предложенном проф. А. И. Арсентьевым, подсчет объемов производится с использованием погоризонтных планов. Сущность его заключается в исследовании режима работы карьера при двух крайних случаях:

1. Добычные и вскрышные работы в карьере ведут на максимальном количестве уступов с сокращением размеров рабочих площадок до минимальных. Угол откоса рабочего борта постоянен и равен максимально допустимому.

2. Добычные и вскрышные работы производятся только на одном рабочем уступе до полной его отработки, а затем опускаются на заранее подготовленный нижележащий уступ и т. д. Рабочие площадки в этом случае будут максимальной ширины, а угол откоса рабочего борта будет близок к нулю.

В качестве исходных материалов для подсчета объемов используются выполненные на кальке погоризонтные планы с обозначением контуров рудной залежи и горизонта. На эти планы наносятся линии фронта работ и контур дна въездной траншеи, положение которых

обеспечивает вскрытие и подготовку нижележащих уступов при сохранении минимальных рабочих площадок (рис. 248). Построения начинают производить с нижнего горизонта карьера. Уступы показываются одной линией, которая соответствует положению нижней бровки уступа. Въездные траншеи вычерчиваются соответственно принятой схеме вскрытия, разрезные — исходя из принятого на-

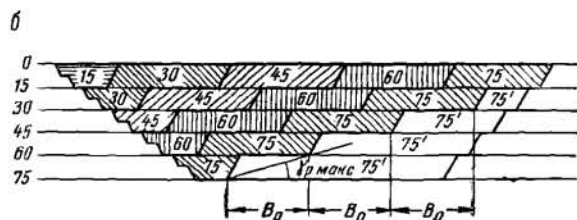
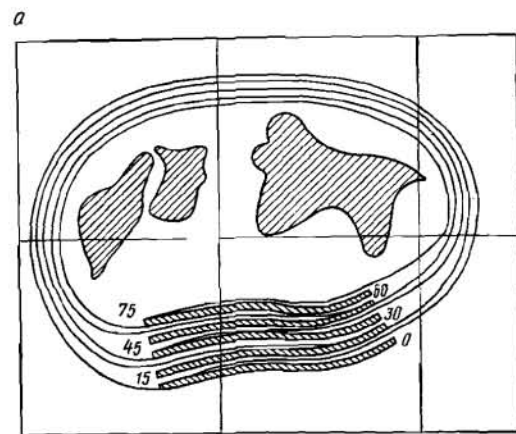


Рис. 248. К горногеометрическому анализу карьера: а — план карьера на конец отработки с трассой капитальных траншей; б — поперечное сечение

равления развития горных работ с учетом быстрейшего достижения залежи. Объем работ по подготовке новых горизонтов виден из поперечного разреза по карьеру, показанному на рис. 248, а. Для подготовки нижнего уступа необходимо на данном горизонте пройти разрезную траншею, а на всех вышележащих горизонтах подвинуть фронт работ на величину, обеспечивающую сохранение рабочих площадок на нижних горизонтах.

Порядок выполнения работ следующий:

1. На плане нижнего горизонта (например, горизонта — 75 м) вычерчивают въездную и разрезную траншеи (рис. 249, а). Объем горных работ на этом горизонте равен объему въездной и разрезной траншей.

2. На плане вышерасположенного горизонта — 60 м должны быть показаны контуры въездной и разрезной траншей (рис. 249, б),

обеспечивающие подготовку этого горизонта, а также положение фронта работ (линия $A'B'C'$), которое обеспечивает подготовку нижнего горизонта — 75 м. Это условие будет обеспечено, если линия фронта работ на горизонте — 60 м ($A'B'C'$) будет опережать линию фронта работ на горизонте — 75 м

а (ABC) на ширину рабочей площадки и ширину горизонтальной проекции откоса уступа. Для построения совмещаются планы горизонтов — 60 и — 75 м и на плане горизонта — 60 м проводится линия $A'B'C'$. Для этого от линии ABC (или горизонта — 75 м) в сторону развития горных работ откладывается величина, равная

$$B_0 = B_{p.p} + h \operatorname{ctg} \alpha, \text{ м}, \quad (\text{XIII}, 1)$$

где $B_{p.p}$ — минимальная ширина рабочей площадки, м;

h — высота уступа, м;

α — угол откоса уступа, град.

Линии фронта работ также наносятся на все остальные погоризонтные планы. Таким образом, каждый погоризонтный план разбит на участки, обозначенные отметками тех горизонтов, для подготовки которых необходимо отработать эти участки на данном горизонте. Затем измеряют площади всех участков на каждом погоризонтном плане по породе и полезному ископаемому.

Аналогичным образом строятся календарные планы горных работ в производственных условиях при проектировании. Только в этом случае определяют подвигание фронта работ из условия обеспечения производственной мощности карьера и объема вскрытых запасов.

На графике (рис. 250) кривые, построенные для γ , равной 0° , и γ_{\max} , ограничивают возможную область распределения объемов вскрышных работ. Коэффициент вскрыши для любого момента определяется тангенсом угла наклона δ касательной к кривой

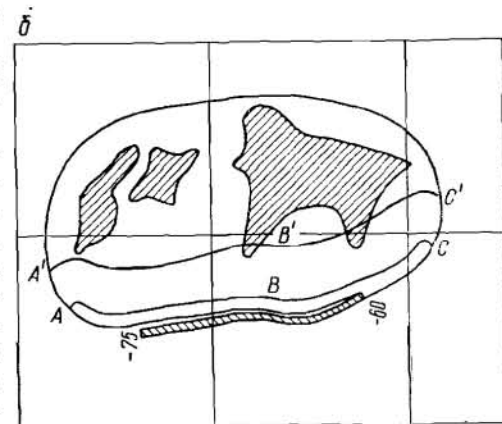
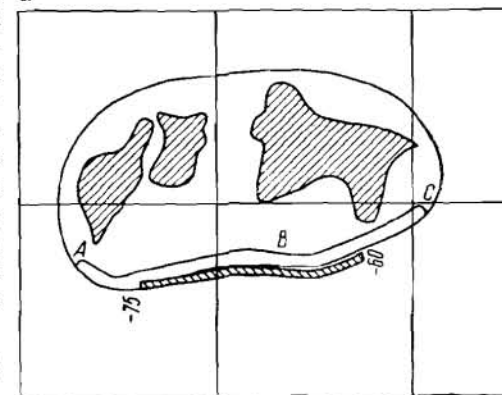


Рис. 249. Планы развития горных работ: а — на горизонте — 75 м; б — на горизонте — 60 м

$V = f(\Sigma P)$ в данной точке. Работа с постоянным коэффициентом вскрыши выражается прямой линией.

Для условий разработки крутопадающих месторождений проф. М. Г. Новожиловым и канд. техн. наук М. С. Четвериком предложен метод [32], сущность которого заключается в построении графиков изменения площадей сечений полезного ископаемого и вскрыши по направлению перемещения фронта горных работ для каждого горизонта. Для их построения используют погоризонтные планы горных работ и трафарет, вычерчиваемый на кальке. Его размеры соответствуют горизонту, площадь которого является наибольшей. На трафарет наносят ось l , показывающую направление подвигания фронта горных работ, и нормально к ней проводят условные линии положения горных работ по горизонтам 1, 2, 3, 4...

На рис. 251 показана схема к определению площадей сечений по горизонту.

Трафарет поочередно накладывается на погоризонтные планы таким образом, чтобы условные линии положения горных работ

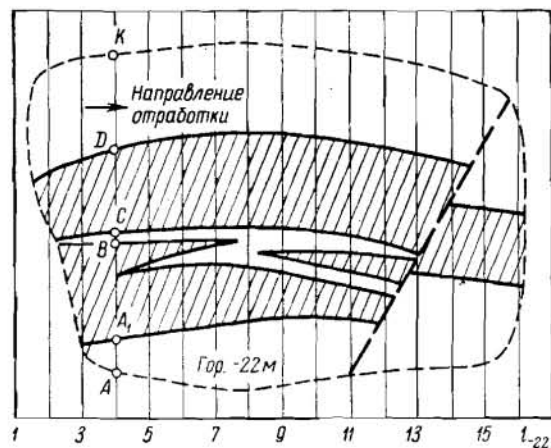


Рис. 251. Схема к определению площадей сечений по горизонту

занимали одно и то же пространственное положение на всех горизонтах. Затем определяется длина каждой линии для данного горизонта по полезному ископаемому и вскрышным породам. Например, определяются длины отрезков по линии z : AA_1 , A_1B , BC , CD , DK и суммируются соответственно по полезному ископаемому и по вскрыше. Сумма отрезков линий по полезному ископаемому и по

вскрыше для данного положения обозначает длину добычного и вскрышного фронта работ. Умножив их на высоту уступа, получают площади сечений по фронту горизонта.

Затем вычерчивают график, на котором в дальнейшем строят календарный план горных работ. Для вычерчивания графика проводится ось z и перпендикулярно к ней ряд параллельных осей l_i (i — отметка горизонта, м). Число этих осей соответствует количеству горизонтов до проектной глубины карьера (рис. 252, б). Для каждой оси l_i вверх и вниз проводится ось ординат S . На осях l_i отмечаются точки условных линий положения горных работ, из которых (в масштаб) откладываются вверх площади сечений по вскрыше и вниз — по полезному ископаемому. Полученные точки соединяют плавными линиями. Для вскрыши график располагается ниже, а для полезного ископаемого — выше оси абсцисс l_i . Графики кривых обозначают изменение площадей вертикальных сечений по горизонту в направлении перемещения фронта работ. Сумма ординат по какой-либо условной линии положения горных работ по всем горизонтам обозначает площадь вертикального сечения по карьерному полю.

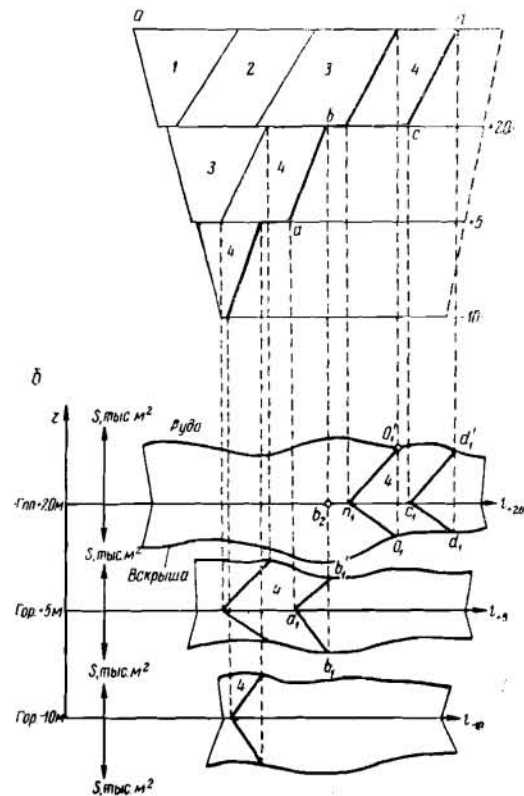


Рис. 252. Схема к определению положения горных работ при построении календарного плана: а — вертикальный разрез по карьеру; б — графики площадей сечений руды и вскрыши по горизонтам

Положение горных работ на графике по уступу определяется линиями, крайние точки которых отмечаются на оси подвигания l_i и на соответствующих кривых (одна линия обозначает положение горных работ по полезному ископаемому, другая — по вскрыше). Положение крайних точек этих линий находится проектированием ширины рабочих площадок и заложений уступов на ось абсцисс и соответствующие кривые. Например, при положении уступов av и cd (рис. 252, а) положение горных работ на графике по вскрыше определяется линиями a_1v_1 и c_1d_1 , а по полезному ископаемому —

a_1e_1 и c_1d_1 , при этом величина b_2c_1 равна ширине рабочей площадки между уступами. Определение объемов производится вычислением площадей криволинейных трапеций; например, площадь фигуры $c_1d_1O_1n_1$ в масштабе соответствует объему вскрыши, а площадь $c_1d_1O_1n_1$ (рис. 252, б) — объему полезного ископаемого. Вертикальный разрез приведен только для объяснения сущности определения рабочей зоны карьера, в дальнейшем в нем нет необходимости.

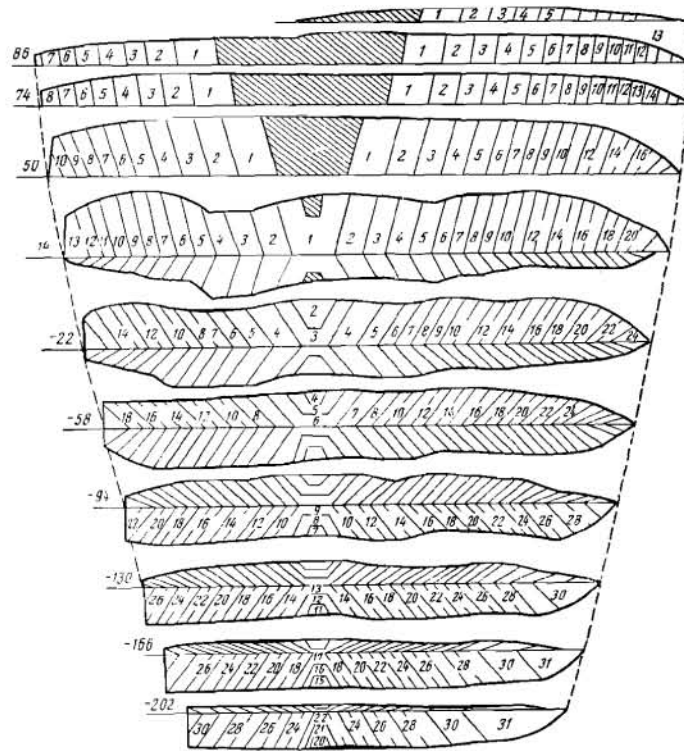


Рис. 253. Календарный план отработки Валявкинского карьера (заштрихован строительный объем)

Построение календарного плана производится в следующем порядке:

1. Определяется подвигание горных работ по выражению

$$d = \frac{Q_r - g_1}{k_n \sum_{i=1}^m S_i + S_1}, \text{ м}, \quad (\text{XIII}, 2)$$

где Q_r — производственная мощность карьера по полезному ископаемому, м^3 ;
 g_1 — объем полезного ископаемого по разрезной траншее при вскрытии очередного горизонта, м^3 ;

k_n — коэффициент извлечения;

$\sum_{i=1}^m S_i$ — сумма значений площадей сечений по полезному ископаемому всех вскрышных горизонтов, м^2 ;

S_1 — площадь вертикального сечения по полезному ископаемому очередного вскрываемого горизонта, м^2 ;

m — число вскрытых рудных горизонтов;

2. Полученное подвигание откладывается по оси абсцисс от положений нижних бровок уступов и определяется новое положение работ по полезному ископаемому и по вскрыше для всех действующих горизонтов.

На рис. 253 показан календарный план отработки Валявкинского карьера Криворожского железорудного бассейна, построенный по изложенному методу.

§ 3. Горногеометрический анализ карьерного поля для условий отработки пологих и горизонтальных залежей

При отработке горизонтальных залежей открытым способом перемещение рабочей зоны карьера происходит по площади месторождения. При этом рабочая зона карьера меняется по высоте только при изменении мощности вскрыши и пласта полезного ископаемого. При разработке горизонтальных залежей чл.-корр. АН СССР В. В. Ржевский предложил следующий метод геометрического анализа карьера. Исходным материалом служат планы изомощностей пустых пород и полезного ископаемого с нанесенными на них границами карьера.

1. Согласно принятому направлению развития работ карьерное поле разбивается серией параллельных кривых, которые фиксируют возможное положение фронта горных работ. Линии проводят через одинаковый интервал (рис. 254).

2. Условный фронт работ делят на равные участки, величина которых зависит от масштаба чертежа и сложности изомощностей

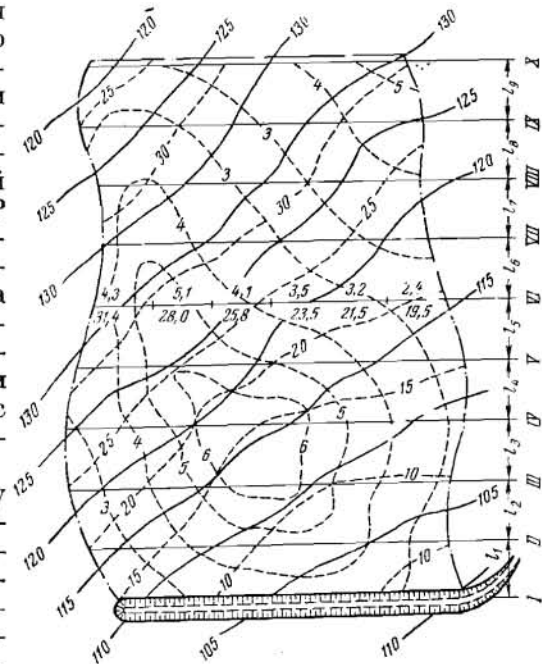


Рис. 254. План пологих залежей

вскрыши и залежи. В середине каждого участка проставляют среднее значение мощности вскрыши и полезного ископаемого. Для каждого условного фронта работ эти значения суммируются и умножаются на длину участка. Полученные произведения являются площадями сечений по условному фронту работ и откладываются в виде ординат полезного ископаемого и вскрыши (рис. 255). На оси абсцисс графика откладываются положения фронта работ I, II, III и т. д. в соответствии с расстоянием между ними (см. рис. 254), а на оси ординат — площади сечений полезного ископаемого и вскрыши, равные по значению объемам.

Площадь, заключенная между линией полезного ископаемого, осью абсцисс и любой парой ординат, показывает объем извлекаемого полезного ископаемого при подвигании фронта работ в пределах

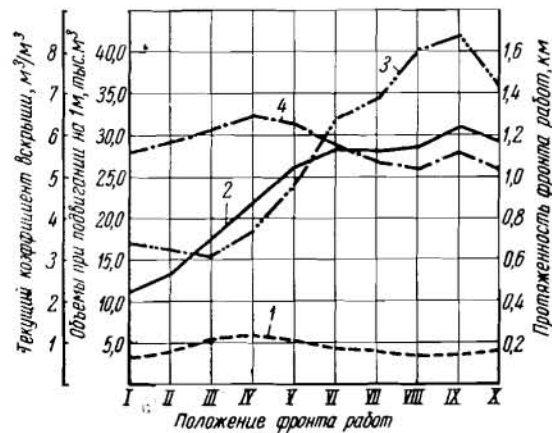


Рис. 255. График режима горных работ для пологой залежи: 1 — полезное ископаемое; 2 — вскрыша; 3 — текущий коэффициент вскрыши; 4 — протяженность фронта работ

этих этапов. Площади, заключенные между осью абсцисс и линией вскрыши, показывают извлекаемые объемы вскрыши. Подсчет объемов вскрыши и полезного ископаемого на графике производится с помощью таблицы. Разделив средние для каждого этапа ординаты вскрыши на соответствующие ординаты полезного ископаемого, получим текущие коэффициенты вскрыши.

При разработке горизонтальных залежей с использованием мощного вскрышного оборудования основной целью проведения горногеометрического анализа является определение равномерности использования оборудования и соответствие параметров технологических схем горногеологическим условиям месторождений.

Сущность метода горногеометрического анализа карьера для горизонтальных залежей, предложенного проф. М. Г. Новожиловым и канд. техн. наук М. С. Четвериков, заключается в следующем. Параллельно перемещению фронта работ на планах изомощностей вскрыши и полезного ископаемого проводится ряд линий. По каждой линии определяется площадь вертикального сечения по полез-

ному ископаемому и по вскрыше. Площадь вертикального сечения по основному вскрышному уступу определяется по формуле

$$S = \sum a_i (z_r - z_{m_i}) - 0,5d [2z_r - (z'_m + z''_m)], \text{ м}, \quad (\text{XIII}, 3)$$

где a_i ($i = 1, 2, 3, \dots n$) — расстояние между изогипсами (или скважинами) по линии;

z_r — абсолютная отметка верхней площадки основного уступа, м;

z_{m_i} — абсолютные отметки кровли пласта по площади участка, м;

d — проекция нерабочего борта на горизонтальную плоскость, м;

z'_m, z''_m — абсолютные отметки кровли пласта в торцовых участках, м.

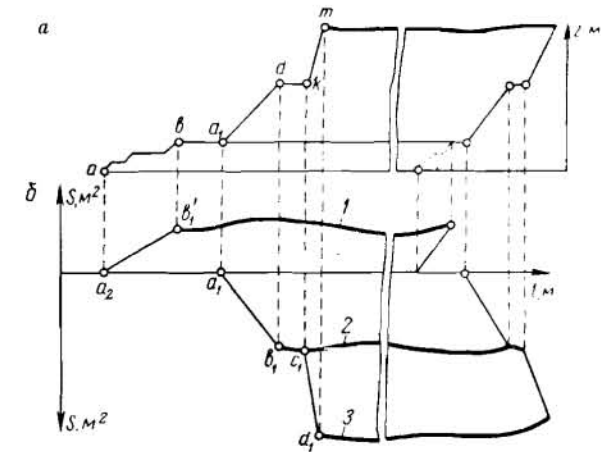


Рис. 256. Определение положения горных работ на карьере в случае применения бестранспортных, транспортно-отвальных и комбинированных систем разработки: а — вертикальный разрез по линии перемещения фронта; б — график изменения площадей сечений по полезному ископаемому (1); вскрыше (2); вскрыше, обрабатываемой основным вскрышным уступом (3)

На основании полученных значений площадей сечений строятся графики: по оси абсцисс l откладываются расстояния между линиями, а по оси ординат — значения площадей сечений S ; график изменения площадей сечений вскрыши строится ниже оси абсцисс. На рис. 256 показано определение положения горных работ на карьере в случае применения бестранспортных, транспортно-отвальных и комбинированных систем разработки.

Положение рабочей зоны карьера в каждый год эксплуатации обозначается линиями, крайние точки которых отмечаются на оси абсцисс и на соответствующих кривых. Положение крайних точек находят, проектируя на ось абсцисс рабочие площадки. Например, положение горных работ по основному вскрышному уступу определится линией a_1b_1 , по передовому — c_1d_1 .

добыче определится прямой O_1D_1 согласно условию построения графиков (см. рис. 256).

5. От точки O_2 откладывается положение фронта горных работ по вскрыше O_2L_2 . Объем вскрыши определится площадью трапеции $O_2L_1L_2O_2'$, который может быть определен любым известным методом.

6. При дальнейших построениях единица объемного масштаба перемещается по оси абсцисс, например в положение a_1b_1 , и определяется значение средней ординаты на предполагаемом участке подвигания, например, Q_1K_2 . Величина объемного масштаба может быть увеличена. Построения производятся на миллиметровой бумаге.

На рис. 258 показан график проведенного горногеометрического анализа карьера Керченского месторождения.

При построении календарных планов необходимо учитывать, что при транспортной, бестранспортной и комбинированной системах разработки существует различная взаимосвязь вскрышных работ.

Так, при бестранспортной и транспортно-отвальной системах разработки соблюдается равенство подвигания добычных и вскрышных работ. При транспортной системе разработки такое условие не соблюдается.

Рассмотрим планирование объемов горных работ по графикам при различных системах разработки. Функции $S = f(l)$, $S = \varphi(l)$ представлены графиками изменения площадей сечений соответственно по полезному ископаемому и вскрыше. При транспортной системе разработки объем вскрыши, необходимой для вскрытия запасов

$$B_3 = \int_{O_1}^{O_4} f(l) dl, \text{ м}^3,$$

определяется выражением

$$V_r = \int_{O_1}^{O_4} \varphi(l) dl, \text{ м}^3.$$

Для определения объемов вскрыши необходимо по заданной величине вскрытых запасов определить верхний предел интегрирования.

Пределы интегрирования, характеризующие положения фронтов работ по вскрыше и добыче при бестранспортной и транспортно-отвальной системах разработки, определяются в зависимости от режима вскрышных и добычных работ (круглогодного или сезонного), а также параметров применяемого горнотранспортного оборудования.

При одинаковом режиме добычных и вскрышных работ на участке O_1O_3 (рис. 259, а) объем вскрыши определится по формуле

$$V_r = \int_{O_1+\Pi}^{O_3+\Pi} \varphi(l) dl,$$

где Π — опережение вскрышных работ, изменяющееся в пределах $\Pi_{\min} < \Pi < \Pi_{\max}$.

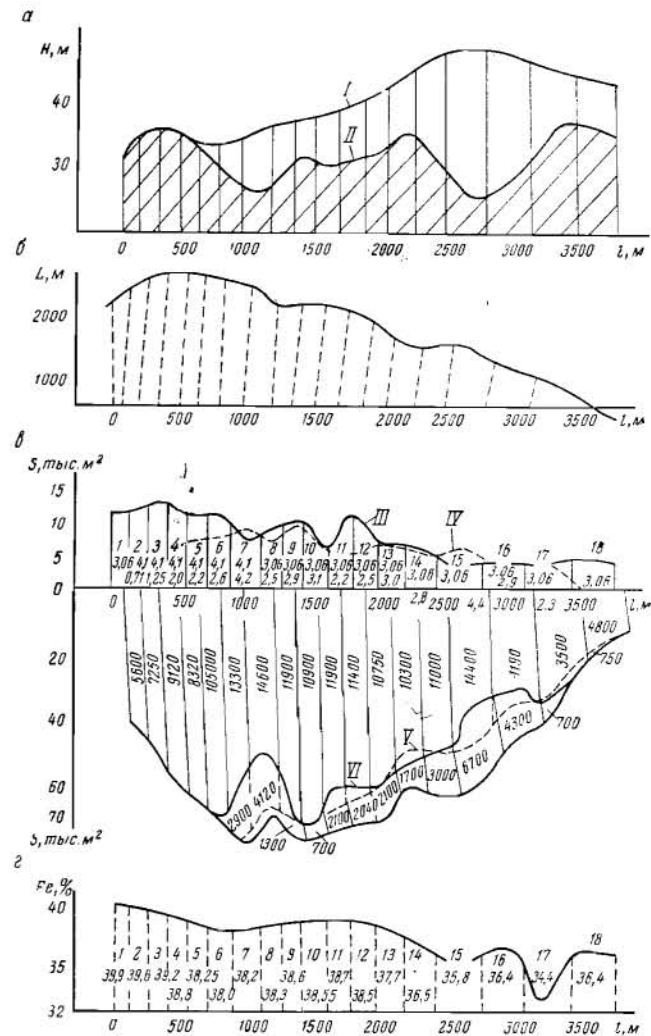


Рис. 258. Горногеометрический анализ карьера:

а — графики изменения мощности вскрыши (I) и высоты основного вскрышного уступа (II); б — изменение длины фронта работ в процессе отработки карьера; в — календарный план горных работ: графики объемов (III, IV); вскрыши по основному уступу при его постоянной высоте (V), переменной (VI) и общей (VII) вскрыши (арабскими цифрами обозначены годы эксплуатации и объемы работ); г — график изменения качества руды в процессе отработки карьера

При переменной мощности пласта подвигание добычных и вскрышных работ будет неодинаково. Режим горных работ может регулироваться за счет изменения величины опережения вскрышных работ. Поэтому при планировании объемов горных работ верхний предел интегрирования (переменная часть опережения Π) в этом случае определяется производительностью вскрышного оборудования и величиной Π_{\min} и Π_{\max} .

При сезонных вскрышных работах степень использования переменной части опережения вскрышных работ для создания зимних запасов в различные годы непостоянна. Поэтому происходит неодинаковое годовое подвигание добычных и вскрышных работ. Тогда определение годовых объемов вскрыши может быть следующее.

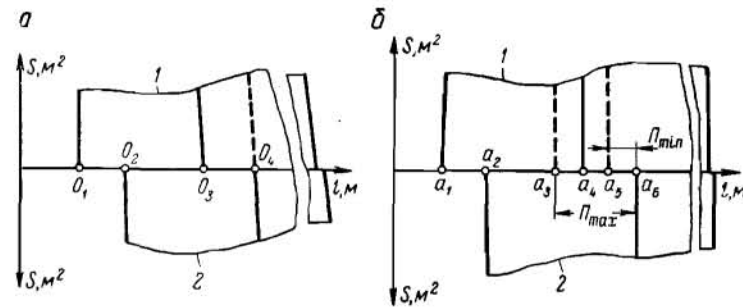


Рис. 259. Схема к определению годовых объемов горных работ при системах разработки:
а — транспортной и б — транспортно-отвальной

На начало планируемого периода положение фронта работ по полезному ископаемому находилось в положении a_1 (рис. 259, б), по вскрыше — в a_2 . За период вскрышного сезона n_v фронт работ по полезному ископаемому переместится в положение a_3 и за этот же период должно быть создано опережение между добычными и вскрышными фронтами работ с целью создания зимних запасов. Тогда объем вскрыши определится по формуле

$$V'_r = \int_{a_1 + \Pi_{\max}}^{a_3 + \Pi_{\max}} \varphi(l) dl, \text{ м}^3. \quad (\text{XIII}, 6)$$

Равномерность режима в этом случае необходимо проверять по возможности создания зимних запасов при заданных параметрах оборудования и его производительности.

§ 4. Геометрический анализ карьерных полей с использованием ЭВМ

Определение площадей и объемов при геометрическом анализе карьерных полей может выполняться с помощью ЭВМ. Для этого необходимо: представить модель месторождения в виде, удобном для записи в запоминающем устройстве вычислительной машины; про-

вести моделирование границ карьерного поля; провести математическое моделирование развития горных работ и вычисления объемов.

Модель горизонтального или пологопадающего месторождения может быть построена по методу ближайших точек. Сущность построения модели заключается в представлении топографической поверхности совокупностей, плоскостей проходящих через три ближайшие точки. Определение горногеологических показателей (мощности залежи, вскрыши и т. д.) в точке карьерного поля с координатами $x_i y_i$ производится линейной интерполяцией по значениям этих показателей в трех ближайших точках модели.

Подготовка модели месторождения производится следующим образом. На план месторождения накладывается палетка с нанесенными точками, расстояния между которыми равны и являются вершинами равносторонних треугольников. Для каждой точки на бланке выписываются ее координаты и значения необходимых горногеологических показателей. Подготовленный материал вводится в запоминающее устройство вычислительной машины. Для вычисления значений показателей в любой точке карьерного поля с известными координатами отыскиваются три ближайшие точки месторождения. Криволинейный контур карьера заменяется ломаной линией, проходящей через ее точки.

Наиболее просто осуществляется моделирование развития горных работ при параллельном перемещении фронта работ. Площадь карьерного поля разделяется на четырехугольники с непересекающимися сторонами; вершины нумеруются в порядке обхода его контура. На рис. 260 показана схема к моделированию развития горных работ при параллельном перемещении фронта. Принадлежность точки j к данному четырехугольнику проверяется следующим образом.

Центр тяжести четырехугольника лежит внутри его контура. Уравнения сторон четырехугольника:

$$\left. \begin{aligned} \begin{vmatrix} x - x_1 & y - y_1 \\ x_2 - x_1 & y_2 - y_1 \end{vmatrix} = 0, & \quad \begin{vmatrix} x - x_3 & y - y_3 \\ x_4 - x_3 & y_4 - y_3 \end{vmatrix} = 0, \\ \begin{vmatrix} x - x_2 & y - y_2 \\ x_3 - x_2 & y_3 - y_2 \end{vmatrix} = 0, & \quad \begin{vmatrix} x - x_4 & y - y_4 \\ x_1 - x_4 & y_1 - y_4 \end{vmatrix} = 0. \end{aligned} \right\} \quad (\text{XIII}, 7)$$

Координаты центра тяжести будут:

$$X_T = \frac{\sum_{j=1}^4 x_j}{4}; \quad Y_T = \frac{\sum_{j=1}^4 y_j}{4}. \quad (\text{XIII}, 8)$$

В уравнение каждой стороны четырехугольника подставляют поочередно координаты центра тяжести и точки фронта горных работ. Если знаки совпадают для всех сторон четырехугольника, значит точка находится в его контуре.

Для моделирования криволинейного фронта горных работ при отработке горизонтальных и пологопадающих месторождений канд. техн. наук С. Д. Коробов предложил следующий метод.

Карьерное поле разбивается условными линиями фронта на отдельные последовательные этапы, в пределах которых и подсчитываются объемы работ (рис. 261). На кальке заготавливается вспомогательная система координат xu с прямыми (6, 10, 14, ...), проведенными параллельно ou с интервалом s . Калька накладывается на план так, чтобы ось ou располагалась по нормали к линии фронта. По каждой из прямых (6, 10, 14 ...) измеряют расстояния от оси ox до точек пересечения с линией фронта. На бланке выписывают координаты точек фронта в вспомогательной системе координат, координаты начала вспомогательной системы в основной системе

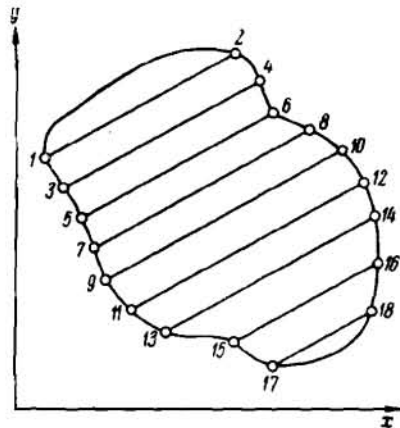


Рис. 260. Схема к моделированию развития горных работ при параллельном перемещении фронта

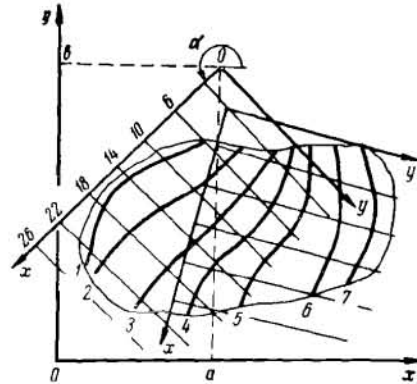


Рис. 261. Построение модели месторождения при криволинейном фронте работ

координат ab , угол поворота осей α . Числовой материал записывается во внешние запоминающие устройства так, что координаты точек каждой линии фронта образуют отдельную зону.

Конфигурация фронта и площадь рабочей зоны карьера при ведении горных работ изменяются. Для вычисления объемов и коэффициентов вскрыши площадь рабочей зоны можно заменить площадью вертикального сечения карьера по линии фронта работ. Площадь рабочей зоны можно представить как сумму конечного числа n элементарных площадок, имеющих высоту m_j и ширину c_j (j — номер элементарной площадки; m_j — мощность вскрыши или полезного ископаемого в средней зоне этой площадки).

Объем горных работ между линиями фронта приближенно определится по выражению

$$V_K = \frac{1}{2} \left(\sum_{j=1}^{j=n} m_j^{k-1} c_j^{k-1} l_j^k + \sum_{j=1}^{j=n} m_j^k c_j^k l_j^k \right), \text{ м}^3, \quad (\text{XIII.9})$$

где l_j^k — расстояние между соседними линиями фронта с номерами $k-1$ и k на элементарной площадке, m .

Затем строятся графики изменения текущих объемов. В качестве ординат откладываются площади этапов, взвешенные по длине пути, проходимому каждой элементарной площадкой (рис. 262). При разработке крутопадающих залежей геометрический анализ карьерного поля с использованием ЭВМ

осуществляется следующим образом. Моделирование месторождения осуществляется по вертикальным геологическим разрезам. Для этого на геологический разрез накладывается палетка (рис. 263), горизонтальные линии на которой проводят в соответствии с высотой уступа, а вертикальные — в соответствии с необходимой точностью построения. Клетки нумеруются в восьмиричной системе счисления. Каждый номер соответствует адресу ячейки памяти ЭВМ. Для обозначения содержимого ячеек вводятся коды в соответствии с сортностью руды и породы. Записываются также в запоминающем устройстве начальные и конечные номера клеток всех горизонтов, расположение дна тран-

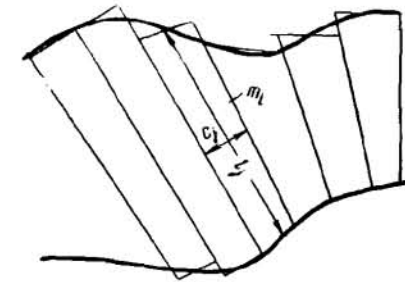


Рис. 262. Схема к определению объемов при криволинейном фронте работ

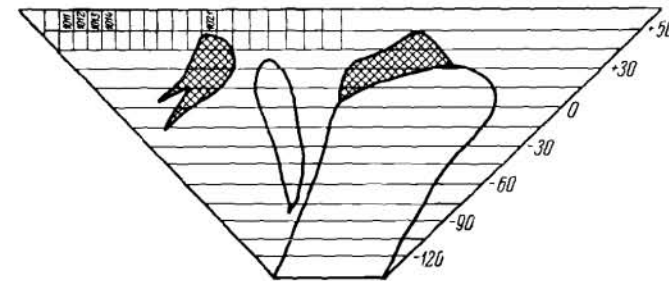


Рис. 263. Построение цифровой модели карьера для крутопадающего месторождения

шей на каждом горизонте, значение ее ширины, значение ширины рабочей площадки. Площади полезного ископаемого и вскрыши определяются подсчетом числа клеток, поскольку площадь каждой клетки известна. Сортность горной массы устанавливают по коду, помещенному в ячейке.

Годовые объемы работ подсчитываются следующим образом. Определяется объем разрезной траншеи на вскрываемом горизонте. Затем вычисляют объемы вскрыши и полезного ископаемого, вынимаемые при подвигании горных работ по вышележащим горизонтам.

На каждом горизонте фиксируется положение уступов на период вскрытия горизонта. Объем по каждому горизонту вычисляется до тех пор, пока количество просмотренных ячеек не станет равным величине разнота борта для данного этапа. Объемы в соответствии с кодом вычисляются по полезному ископаемому и породе. Аналогично вычисляются объемы для последующих этапов. При отработке всех горизонтов вычислительный процесс останавливается. После вычисления для каждого геологического разреза строятся сводные графики распределения объемов и текущих коэффициентов вскрыши.

При разработке крутопадающих месторождений в процессе эксплуатации карьера фронт работ приобретает криволинейную форму и к концу отработки горизонта совмещается с технической границей. Криволинейная форма фронта работ образуется в результате стремления: увеличить длину экскаваторных блоков; улучшить режим горных работ; обеспечить необходимый радиус закруглений транспортных коммуникаций или обеспечить соответствующую сортность годовой план выемки полезного ископаемого.

Способ геометрического анализа карьера при криволинейном фронте и таком же фронте его перемещения представляет собой математическую модель развития горных работ карьера¹.

Метод может также применяться при планировании горных работ на карьерах, разрабатывающих наклонные и горизонтальные месторождения.

Основой метода является аппроксимация линий фронтов горных работ и контуров карьеров системой примерно равно отстоящих точек, положение которых определяется координатами в горизонтальной плоскости.

Для учета углубления горных работ используются следующие закономерности разработки: горные работы на верхних горизонтах опережают работы на нижних, при этом в горизонтальной плоскости между ними сохраняется расстояние, определенное горнотехническими условиями; высота уступа на горизонте постоянна.

Линия фронта горных работ и контуры карьерного поля в плане нижних горизонтов повторяют конфигурацию линий фронта горных работ и контуры карьерного поля верхних горизонтов. При этом между координатами точек линии фронта горных работ или контуров карьера нижних горизонтов и координатами линии фронта горных работ или контуров карьера верхних горизонтов существует определенная взаимосвязь.

Кратчайшее расстояние между соответствующими точками линии фронта горных работ нижнего и верхнего горизонтов (или между точками фронта горных работ на начало и конец года) определяется как расстояние между параллельными касательными, проведенными в этих точках. На рис. 264 показана схема к определению координат точек при криволинейном перемещении фронта горных работ. Та-

¹ Предложение проф. М. Г. Новожилова и канд. техн. наук М. С. Четверика.

ким образом, в соответствующих точках значения производных функций, описывающих линии фронта горных работ верхнего и нижнего горизонтов, равны, т. е. $\varphi'(x_H) = \varphi'(x_1)$. Тогда уравнения касательных, проведенных через точки *I* и *H* имеют вид:

$$y - y_1 = \varphi'(x_H)(x - x_1), \quad (\text{XIII,10})$$

$$y - y_H = \varphi'(x_H)(x - x_H). \quad (\text{XIII,11})$$

Уравнение нормали к этим касательным, проходящей через точки *H*, *I*, будет иметь следующий вид:

$$y - y_H = -\frac{1}{\varphi'(x_H)}(x_1 - x_H). \quad (\text{XIII,12})$$

Расстояние между точками *H*, *I*, равное величине подвигания *l* (или ширине рабочей площадки *Ш_р*), может быть выражено уравнением

$$l^2 = (x_1 - x_H)^2 + (y_1 - y_H)^2. \quad (\text{XIII,13})$$

Решая уравнения, получим:

$$\frac{1}{\varphi'(x_H)^2}(x_1 - x_H)^2 = (y_1 - y_H)^2;$$

$$\frac{1}{\varphi'(x_H)^2}(x_1 - x_H)^2 = l^2 - (x_1 - x_H)^2, \quad (\text{XIII,14})$$

$$l^2 = (x_1 - x_H)^2 \left[\frac{1}{\varphi'(x_H)^2} + 1 \right];$$

$$(x_1 - x_H)^2 = \frac{l^2}{\left[\frac{1}{\varphi'(x_H)^2} + 1 \right]}. \quad (\text{XIII,15})$$

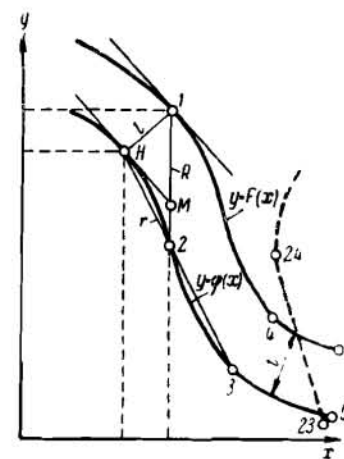


Рис. 264. Схема к определению координат точек при криволинейном перемещении фронта горных работ

Из полученных выражений определяются координаты точек линии фронта работ верхнего горизонта при известных значениях координат нижнего горизонта:

$$x' = x + \frac{\text{Ш}_p \varphi'(x)}{\sqrt{1 + \varphi'(x)^2}}; \quad y' = y + \frac{\text{Ш}_p}{\sqrt{1 + \varphi'(x)^2}}, \quad (\text{XIII,16})$$

где Ш_p — ширина рабочей площадки, горизонта, *m*;
 x'_1, y'_2, x, y — координаты точек линии фронта работ соответственно верхнего и нижнего горизонта, *m*;
 $\varphi'(x)$ — значение производной функции, описывающей линию фронта работ нижнего горизонта, в точке, координаты которой определяются.

Приближенное значение производных в точках контура и линии фронта работ определяется по выражению

$$\varphi'(x_n) = \frac{y_{n+1} - y_{n-1}}{x_{n+1} - x_{n-1}}. \quad (\text{XIII},17)$$

Установленная взаимосвязь между координатами соответствующих точек позволяет:

определить координаты точек, описывающие контуры всех горизонтов, при известном значении координат одного какого-либо контура и расстояния III_p между линиями контуров;

определить координаты точек линий фронта всех горизонтов при известном значении расстояния между линиями фронтов горных работ и координатами точек, описывающих линию фронта работ какого-либо горизонта;

при равном подвигании l точек линии фронта горных работ горизонтов определить положения линии фронта работ всех горизонтов;

определить координаты точек заданного $l = f(x)$ криволинейного перемещения линии фронта горных работ.

Объем вскрышных пород определяется по выражению

$$V_r = l \sum_{j=1}^k L_j h_j + \frac{l^2}{2} \sum_{j=1}^k \frac{1 + k'_k k'_\phi}{k'_k - k'_\phi}, \quad \text{м}^3, \quad (\text{XIII},18)$$

где L_j , h_j ($j = 1, 2, \dots, n$) — длина фронта работ и высота уступа вскрышных горизонтов, м;

k'_k , k'_ϕ — угловые коэффициенты отрезков линий контура горизонта или рудного тела и торцевых отрезков линий вскрышного фронта работ;

k — число вскрышных уступов.

При доработке горизонта выполняется условие: ординаты точек линий фронта горных работ, например точек 10, 11, 12, ... не должны превышать ординат точек границы контура горизонта, например точек 4, 5, 6, ..., на величину меньшую, чем ширина рабочей площадки. На рис. 265 показана схема к планированию развития горных работ при их криволинейном фронте. Остаточный объем $V_{ост}$ по горизонту при выполнении этого условия выразится

$$V_{ост} = \int_{x_4}^{x_4} [F_1(x) - \varphi(x)] dx, \quad \text{м}^3, \quad (\text{XIII},19)$$

где $y = F_1(x)$, $y = \varphi_1(x)$ — уравнения соответственно линии контура горизонта и линии фронта горных работ.

Криволинейное перемещение фронта задается следующим образом. Выбирается вид функции, по которой будет изменяться годовое подвигание горных работ $l = f(x)$. Тогда координаты точек фронта

горных работ при его криволинейном перемещении определяются по формулам:

$$x' = x + \frac{f(x) \varphi'(x)}{\sqrt{\varphi'(x)^2 + 1}}, \quad (\text{XIII},20)$$

$$y' = y + \frac{f(x)}{\sqrt{\varphi'(x)^2 + 1}}. \quad (\text{XIII},21)$$

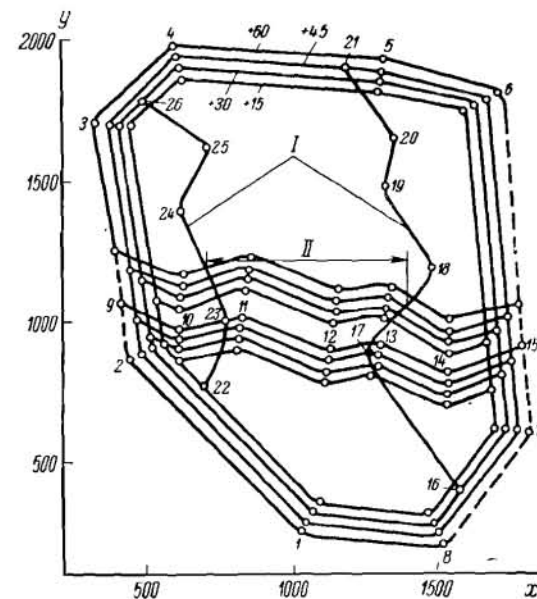


Рис. 265. Схема к планированию развития горных работ при криволинейном фронте:
I — контуры рудной залежи;
II — участок интенсивной отработки при криволинейном перемещении фронта горных работ

Для увеличения развития горных работ по центру рудной залежи принято криволинейное перемещение фронта работ:

$$l = f(x) = -0,00005x^2 + 0,1x \quad \text{и} \quad l = f_2(x) = -0,0001x^2 + 0,2x. \quad (\text{XIII},22)$$

Изложенный метод справедлив и для случаев, когда линии фронта горных работ представляют замкнутый контур и развиваются во все стороны до границ горизонтов. В настоящий период при маркшейдерских съемках контуры горных выработок характеризуются системой съемочных точек. В случае применения вычислительной техники и при соответствующих горнотехнических условиях метод может быть использован при непосредственных данных маркшейдерских съемок. Это позволит планировать режим горных работ при криволинейном фронте его перемещения.

§ 5. Влияние направления отработки, параметров карьеров и скорости понижения работ на режим горных работ

При разработке крутопадающих месторождений взаимосвязь между скоростью понижения уровня добычных работ и их развитием в горизонтальном направлении определяется производительностью экскаваторов, длиной экскаваторного блока, высотой уступа, а также углом откоса рабочего борта карьера. Так как длина добычного фронта горных работ изменяется с увеличением глубины карьера, то значение скорости понижения горных работ (по глубине) непостоянно и зависит от производственной мощности карьера, параметров карьерного поля и направления развития горных работ.

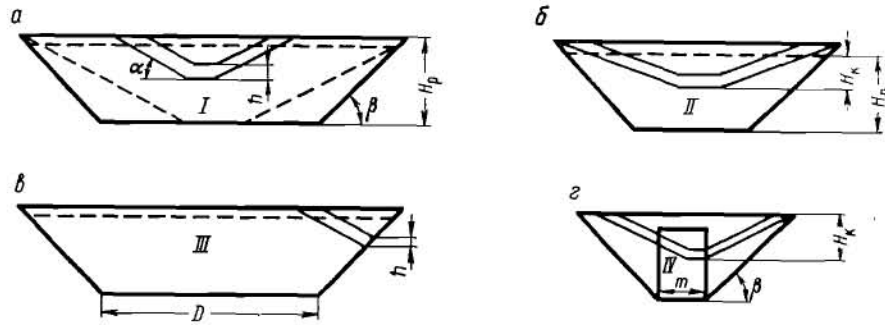


Рис. 266. Направление развития горных работ на карьерном поле

Направления развития горных работ, наиболее часто применяемые в условиях открытой разработки, следующие.

I. Карьерное поле вскрывается по центру простирания рудной залежи проходкой разрезной траншеи вкрест простирания рудного тела и развитием горных работ в обе стороны до границ карьеров (рис. 266, а). Горные работы при этом, достигая проектной глубины, не доходят до проектных контуров по простиранию залежи на поверхности карьера.

II. Карьерное поле вскрывается по центру залежи проходкой разрезной траншеи вкрест простирания залежи и развитием горных работ в обе стороны до границ карьеров. Горные работы по добыче, не достигая проектной глубины разработки, достигают проектных контуров на поверхности карьера (рис. 266, б). Глубина горных работ H_k — при которой верхние горизонты подходят к проектным контурам карьера.

III. Разрезная траншея проходится в торце у нерабочего борта карьера. Фронт работ располагается нормально к простиранию рудной залежи (рис. 266, в).

IV. Разрезная траншея проходится по полезному ископаемому параллельно его простиранию (рис. 266, г).

Скорость понижения горных работ при II и IV способах развития горных работ снижается с понижением уровня горных работ до глу-

бины H_k , а затем повышается. При I и III способах скорость развития горных работ снижается.

Снижение скорости развития горных работ при II и IV способах, а затем ее возрастание происходят вследствие увеличения до глубины H_k , а затем уменьшения длины добычного фронта. Максимальная производственная мощность карьера при I и II способах возможна при достижении горными работами проектной глубины H_p , а при III и IV способах — на глубине H_k . Достоинство I и II способов в быстром наращивании фронта добычных работ, что позволяет уменьшить объем горностроительных работ и ускорить освоение проектной производственной мощности карьера. Недостатки при развитии горных работ: при I и II способах — сложная организация работ ввиду короткого добычного фронта работ по горизонту; при III и IV способах — большой объем горностроительных работ.

Распределение объемов работ по вскрыше (рис. 267) зависит от параметров карьерного поля и принятой производственной мощности карьера. Равномерное распределение годовых объемов вскрыши происходит при III и I способах отработки карьера в период достижения проектной глубины и перемещении горных работ только в горизонтальном направлении. Колебания объемов вскрышных работ зависят от изменения мощности полезного ископаемого.

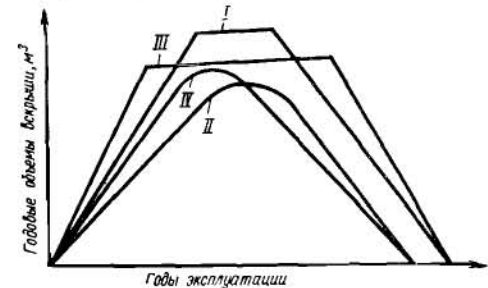


Рис. 267. Графики определения объемов вскрыши в зависимости от направления развития горных работ

Распределение объемов работ по вскрыше с интенсивным их возрастанием в средний период эксплуатации при разработке крутопадающих залежей при II и IV способах развития горных работ вызвано параметрами карьера и способом отработки. Изменение горногеологических условий оказывает меньшее влияние.

Распределение объемов работ приведено для условий разработки месторождения при максимальном понижении уровня работ и в зависимости от направления развития горных работ. При разработке мощных крутопадающих залежей, вытянутых по простиранию и распространяющихся на большую глубину, возможны два принципиально отличных способа развития горных работ при одинаковой производственной мощности карьера по полезному ископаемому.

Первый способ заключается в развитии горных работ с максимально возможным понижением уровня работ и выемкой при этом минимально необходимых объемов вскрыши. В каждый период разработки осуществляется такое понижение работ, которое обеспечивается разносом рабочих бортов при выполнении заданной производственной мощности карьера.

Второй способ характеризуется минимально необходимой скоростью понижения горных работ. В этом случае их понижение производится только до глубины, с которой может быть обеспечена проектная производственная мощность карьера. Затем горные работы развиваются до границ горизонтов на всю длину карьерного поля. При их доработке подготавливаются новые добычные горизонты на глубину, при которой обеспечивается производственная мощность карьера по полезному ископаемому и т. д. Объем работ по вскрытию при таком способе развития горных работ также выполняется в минимальных пределах. При выемке полезного ископаемого со всего горизонта разработка вскрышных пород должна лишь обеспечивать необходимое понижение уровня горных работ.

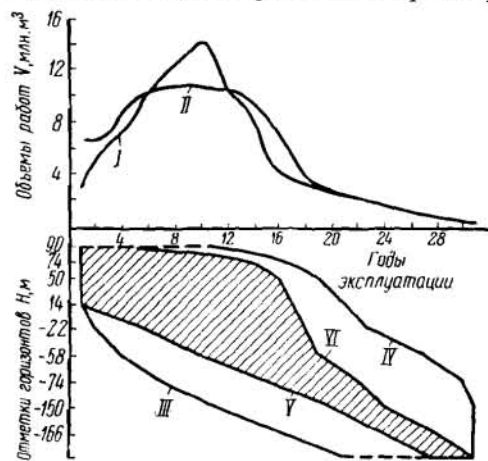


Рис. 268. Графики распределения объемов вскрыши при максимальном (I) и минимальном (II) понижении горных работ. Графики начала (III, V) конца (IV, VI) отработки горизонтов

Как видно из графика распределения объемов, наиболее выгоден способ отработки месторождения при минимальном понижении горных работ. В этом случае наибольший объем значительно меньше (кривая II, рис. 268), чем при развитии работ карьера с максимально возможным понижением. Отработка наибольших объемов (кривая II) производится в течение 7—8 лет (5—13-е годы), т. е. за срок, примерно равный сроку амортизации вскрышного оборудования. Кроме того, часть объемов вскрышных работ выполняется в более поздний период (13—19 лет).

При развитии работ с минимальным понижением уровня горных работ отработка нижележащих рудных горизонтов производится только после выемки верхних горизонтов. Это позволяет увеличить нагрузку на работающие горизонты, повышает интенсивность и концентрацию горных работ, что хорошо характеризуется сроками отработки добычных горизонтов.

Скорость понижения добычных работ в первом случае уменьшается с 30 до 8 м/год. Постоянная скорость понижения добычных работ при таком способе их развития возможна только при непрерывно увеличивающейся производственной мощности карьера по

полезным ископаемым. В противном случае происходит снижение концентрации горных работ и уменьшение интенсивности отработки.

Для изложенных вариантов развития горных работ карьера построено распределение объемов вскрыши по годам эксплуатации (рис. 268).

Углы откоса рабочих бортов карьера при обоих способах развития горных работ принимаются одинаковыми по вертикали и в направлении развития горных работ.

При отработке карьера с минимально необходимой скоростью понижения горных работ срок отработки горизонтов уменьшается в 1,5—4 раза по сравнению с максимально возможным их понижением. После отработки верхних горизонтов образуется значительная обнаженная площадь рудного тела. Поэтому отработка последующих горизонтов возможна как в направлении простирания, так и вкрест простирания рудной залежи. Подготовка нового рудного горизонта может одновременно производиться в нескольких местах, что позволяет ускорить подготовку к эксплуатации нового горизонта и повысить производительность экскаваторов по вскрытию вследствие их рассредоточения по площади карьера.

При максимально возможном понижении горных работ и постоянной производственной мощности карьера, а также при увеличении глубины разработки подвигание уровня горных работ в горизонтальном направлении значительно снижается. Однако общие объемы вскрыши при этом возрастают, что вызвано необходимостью разноса рабочих бортов карьера.

При развитии работ с максимальным понижением возрастают объемы скальной вскрыши. Увеличение глубины карьера при постоянной его производственной мощности приводит к необходимости обслуживать большое число уступов. При этом производится перевод экскаваторов с горизонта на горизонт, что снижает их производительность. Увеличиваются расходы на буровзрывные работы в связи с увеличением объемов скальной вскрыши.

При этом способе развития фронта горных работ положительным является то, что увеличение глубины карьера создает возможность без выполнения дополнительных горностроительных работ увеличить производственную мощность карьера, поскольку в этом случае создается большой фронт работ по руде.

Отработка карьера при различной скорости понижения рассматривалась в условиях развития горных работ по простиранию рудной залежи. Аналогичное распределение объемов вскрышных работ будет и при развитии горных работ по простиранию рудной залежи.

§ 6. Выбор оптимального развития горных работ и исследование режима методом динамического программирования

Регулирование режима может осуществляться при различном направлении развития горных работ. Выбор оптимального развития горных работ при заданной конфигурации линии фронта может осуществляться на основе стратегии поиска оптимальных решений, применяемой в динамическом программировании.

Каждое возможное перемещение линии фронта с номерами i и j характеризуется определенным изменением текущего коэффициента

вскрыши, который в различной степени может отклоняться от коэффициента погашения вскрышных работ $k^п$. Тогда

$$\Delta k_{ij} = k_{ij}^т - k^п.$$

Оптимальным вариантом развития горных работ будет тот, для которого сумма квадратов отклонений текущего коэффициента вскрыши от коэффициента погашения минимальна, т. е.

$$\sum (\Delta k_{ij})^2 \rightarrow \min. \quad (\text{XIII}, 23)$$

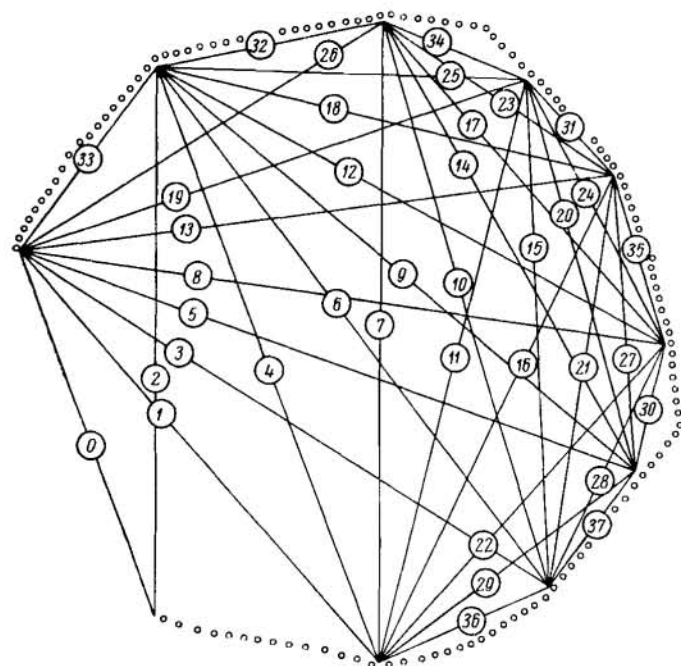


Рис. 269. Возможные варианты развития горных работ при отработке месторождения с веерным перемещением фронта горных работ

Решение задачи может осуществляться для веерного или параллельного развития горных работ. При параллельном перемещении фронта работ производится выбор направления отработки месторождения, обеспечивающего наилучшие показатели, при веерном — выбор направления перемещения фронта, также обеспечивающего наилучшие показатели.

На рис. 269 приведены возможные варианты развития горных работ при отработке месторождения с веерным перемещением фронта.

На плане карьерного поля намечается начальное положение линии фронта горных работ, соответствующее узлу сетевого графика с номером 0. Линия контура карьерного поля разбивается точками на от-

резки. Через эти точки проводятся условные положения линии фронта горных работ.

При перемещении фронта работ должны соблюдаться следующие условия:

объем полезного ископаемого между двумя положениями линии фронта работ соответствует заданному или отклоняется от него на допустимую величину.

длина фронта работ ограничивается условием $l_{\max} \geq l_i \geq l_{\min}$;

срок службы поворотного пункта должна быть не менее допустимого.

Каждое положение фронта горных работ в различных их вариантах нумеруется. На рис. 270 показан сетевой график вариантов отработки месторождения. Из рисунка видно, что от положения фронта 0 к положению 6 можно прийти двумя различными путями.

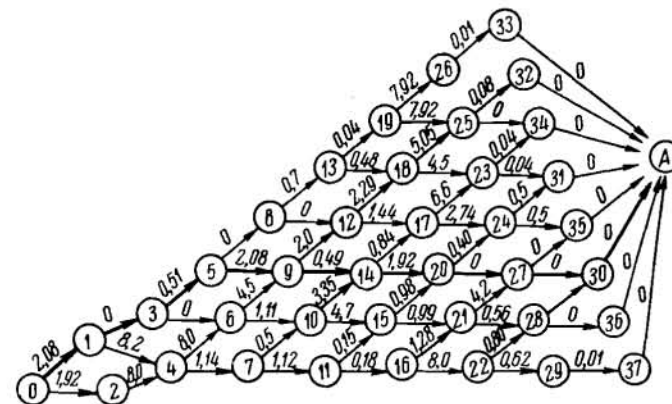


Рис. 270. Сетевой график отработки месторождения

Построение графа заканчивается, когда нельзя получить ни одного нового варианта, удовлетворяющего ограничивающим условиям. Последние узлы соединяются с конечным (фиктивным) узлом А. Для каждого этапа определяют значения $(\Delta k_{ij})^2$ и проставляют над стрелками графа. Для связей последнего узла $\Delta k_{ij} = 0$.

Затем производится поиск пути на сетевом графе, обеспечивающем ранее поставленное условие. Для каждого узла определяется оценка d_j , равная сумме предыдущей оценки d_i и величины $(\Delta k_{ij})^2$ для данного узла. Если к узлу подходят несколько стрелок, то выбирают меньшую оценку.

По данным расчетов строят таблицу, в которой для каждого узла проставляют оценку и номера узлов i , от которых ведет путь с наименьшей оценкой для рассчитываемого узла (табл. 57). Например, для узла 6 оценка составляет 2,08, а путь к узлу 6 ведет от узла 3.

Оптимальная траектория перемещения линии фронта восстанавливается при обходе от конца к началу с отметкой номеров очередных

Оценка узлов сетевого графа

Номер очередного узла	Оценка	Номер предыдущего узла, от которого подсчитана наименьшая оценка	Номер очередного узла	Оценка	Номер предыдущего узла, от которого подсчитана наименьшая оценка	Номер очередного узла	Оценка	Номер предыдущего узла, от которого подсчитана наименьшая оценка	Номер очередного узла	Оценка	Номер предыдущего узла, от которого подсчитана наименьшая оценка
0	0	—	10	3,19	6	20	7,08	14	29	21,02	22
1	2,08	0	11	12,22	7	21	13,68	16	30	18,62	19
2	1,96	0	12	9,96	8	22	20,4	16	31	14,9	24
3	2,08	1	13	10,66	8	23	18,0	17	32	16,27	25
4	9,96	2	14	5,16	9	24	14,4	17	33	16,63	26
5	2,59	3	15	3,66	10	25	16,9	18	34	18,04	23
6	2,08	3	16	12,4	11	26	18,62	19	35	7,08	27
7	11,1	4	17	11,4	12	27	7,08	20	36	14,24	28
8	2,59	5	18	11,14	13	28	14,24	21	37	21,03	29
9	4,67	5	19	10,7	13						

и предыдущих узлов. Оптимальная траектория характеризуется следующими положениями фронта 0—1—3—5—9—14—20—27.

Методом динамического программирования может быть определен оптимальный календарный план вскрышных работ при принятом направлении перемещения горных работ, минимальных и максимальных объемах вскрышных работ, определенных по графикам режима. Оптимальным является календарный план вскрышных работ, обеспечивающий наименьшие расходы на разработку месторождения. Так как затраты относятся к различным периодам, то их необходимо приводить к одному моменту оценки с учетом коэффициента эффективности капиталовложений.

§ 7. Способы регулирования режима горных работ

При разработке месторождений с большим сроком эксплуатации наиболее экономичен возрастающий график распределения вскрышных работ во времени. Кроме того, необходимо стремиться к равномерному использованию вскрышного оборудования и соответствию параметров технологических схем горногеологическим условиям месторождения. Это наиболее характерно при разработке горизонтальных месторождений вскрышным оборудованием большой производительности.

Достижение заданного распределения объемов вскрышных работ во времени может производиться: выбором направления развития горных работ; изменением параметров системы разработки.

При разработке крутопадающих залежей достижение возрастающего или равномерного распределения вскрышных работ возможно при специфических условиях залегания месторождения (например, при большой мощности пласта полезного ископаемого на верхних и средних горизонтах и меньшей — на проектной глубине). При отработке месторождений, вытянутых по простиранию, возможно равномерное распределение вскрышных работ при достижении горными работами проектной глубины, а затем их перемещение по простиранию. В каждом конкретном случае выбор направления развития горных работ производится на основе анализа.

Распределение объемов вскрышных работ зависит от размеров рабочих площадок и высоты усту-

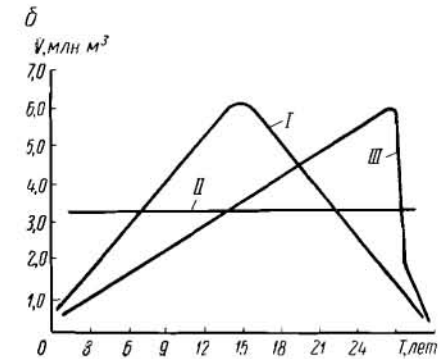
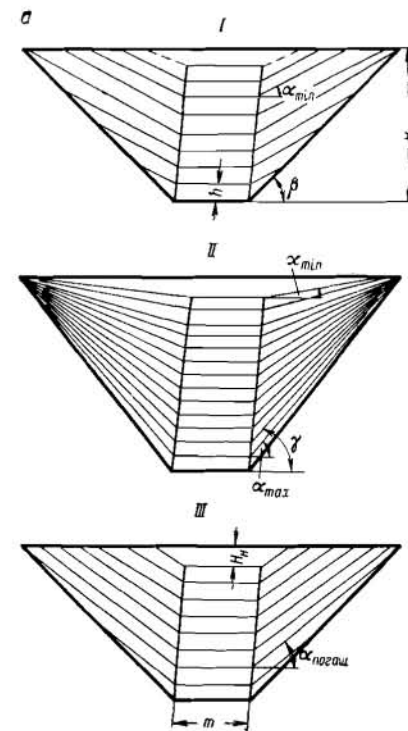


Рис. 271. К установлению зависимости объемов вскрышных работ от угла наклона бортов карьера:

a — расположение рабочих бортов при различных углах откоса бортов карьера; б — график распределения объемов вскрышных работ при различных углах откоса бортов карьера

пов, определяющих угол наклона рабочего борта карьера. Так, в зависимости от угла наклона рабочего борта карьера возможны следующие распределения объемов вскрышных работ (рис. 271).

I. Угол откоса бортов карьера постоянный в течение всего периода эксплуатации карьера. Годовые объемы вскрыши при этом возрастают до максимального значения в средний период карьера, а затем снижаются.

II. Отработка карьерного поля производится при переменном значении угла откоса бортов карьера по висячему и лежащему бокам залежи, изменяющемся от α_{\min} до α_{\max} . Объемы вскрышных работ постоянны на весь период эксплуатации карьера.

III. По висячему и лежащему бокам угол откоса бортов карьера имеет постоянное значение и близок к величине угла погашения.

Объемы вскрышных работ непрерывно возрастают; в каждый год разработки текущий коэффициент вскрыши близок к контурному.

Таким образом, возрастающего по годам или постоянного на весь период эксплуатации значения объемов вскрышных работ можно до-

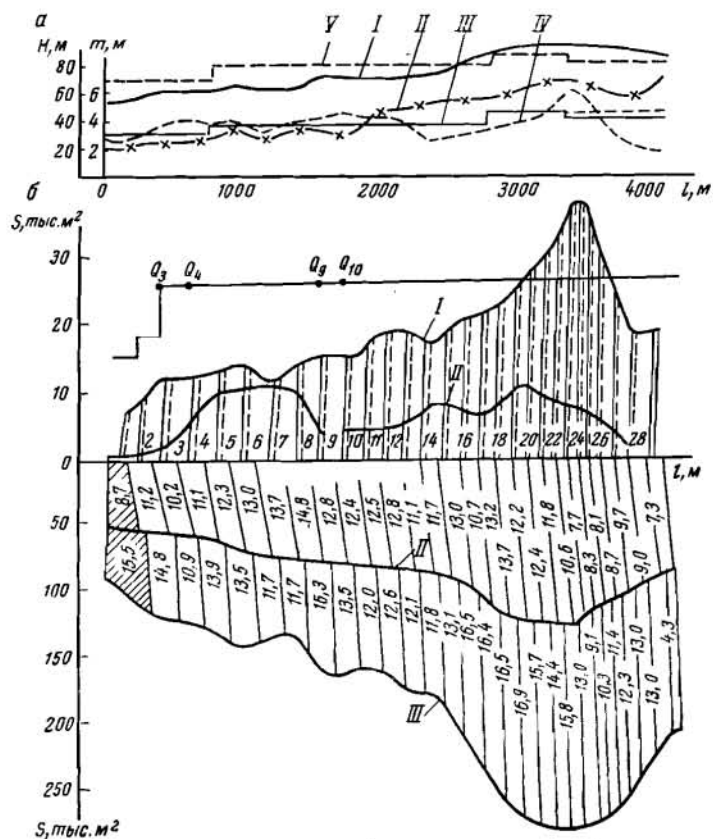


Рис. 272. График к горногеометрическому анализу условий отработки Морозовского карьера:

а — изменения мощности вскрыши I, мощности пласта угля II, мощности породной прослойки IV, высоты основного III и передового V уступов; б — календарный план добычных и вскрышных работ. Заштрихованная часть — строительный объем.

стичь, изменяя угол откоса рабочего борта карьера, что достигается уменьшением размеров рабочих площадок или увеличением высоты уступа.

Повышение угла откоса рабочего борта карьера рассмотрим на следующем примере.

При взрывании уступа высотой 30—40 м его отработку можно производить слоями по 12—14 м, при этом будет только одна площадка, включающая буровзрывную полосу.

При расположении фронта работ параллельно простиранию залежи взорванной блок по высоте разбивают на слои, которые обрабатывают последовательно. Слоевая площадка ограничивается размерами по простиранию и вкrest простирания залежи и перемещается по мере подвигания экскаватора. Ее длина и ширина определяются из условий погрузочно-транспортных работ в забое. По остальной длине взорванного блока ширина слоевой площадки уменьшается до размеров, определяемых шириной транспортной полосы. Такая организация работ позволяет повысить угол откоса рабочего борта карьера до 27—30°. Примерно такое развитие горных работ осуществлялось при освоении проектной мощности карьером ЦГОКа.

Регулирование режима горных работ при отработке горизонтальных залежей рассмотрим на примере Морозовского карьера Днепровского бурогоугольного бассейна (рис. 272). Бурогоугольный пласт представляет двумя пачками угля. Перемещение фронта работ параллельное. Вскрышной уступ высотой 35 м в среднем обрабатывается с применением транспортно-отвального моста. Остальная часть вскрыши обрабатывается с применением роторного экскаватора и системы ленточных конвейеров. Когда мощность вскрыши по передовому уступу превышает 40 м, используется драглайн, который подваливает эту породу к роторному экскаватору. По проекту предусматривается для равномерного использования вскрышного оборудования в первые три года эксплуатации понижение высоты мостового уступа с 35 до 31 м а через 16—20 лет — повышение до 40 м.

При построении календарного плана подвигание горных работ по добыче и необходимая ширина полосы зимних запасов полезных ископаемых определялись графическим способом.

Из рис. 272 видно, что в первые девять лет необходимая ширина полосы зимних запасов была большая. В последующие годы в связи с увеличением мощности пачек угля и длины фронта работ необходимая ширина полосы зимних запасов уменьшается до 17—25 м. Наибольшие объемы работ по породному прослойку приходятся на 3—8-й годы эксплуатации; в последующие годы из-за снижения уровня подвигания горных работ объемы работ сокращаются. Проведенный анализ распределения объемов работ по нижнему вскрышному уступу, обрабатываемому с использованием моста, показал необходимость увеличения его высоты в 16—20-е годы эксплуатации в связи с тем, что понижение высоты этого уступа в последние годы эксплуатации приводит к использованию транспортно-отвального комплекса на 75—65%, так как подвигание небольшое как по нижнему, так и по верхнему уступам. В этот же период производительность роторного экскаватора по передовому уступу недоиспользуется на 17—20%. При полном использовании производительности вскрышного оборудования в период 21—28 годов эксплуатации производственная мощность карьера по углю может быть увеличена на 2,5—3,2 млн. т, но при этом высота нижнего вскрышного уступа должна быть снижена до 35 м, что при использовании на передовом уступе системы ленточных конвейеров связано с технологическими трудностями. Кроме того, наибольший объем породы (65%), расположенной выше уровня высоты черпания роторного экскаватора, приходится на эти же годы. По этим соображениям снижение высоты нижнего вскрышного уступа до 35 м нецелесообразно. Увеличение подвигания роторного экскаватора по передовому уступу

позволит полнее использовать его по производительности. Увеличение высоты нижнего вскрышного уступа в период 16—20 годов эксплуатации даст возможность полнее использовать производительность транспортно-отвального моста. Объемы работ по передовому уступу в эти годы все же значительно превышают производительность роторного экскаватора. Увеличение подвигания горных работ по передовому уступу за счет более равномерного использования производительности экскаватора в первые 14 лет эксплуатации, не уменьшает объем работ в период с 14-го по 20-й годы эксплуатации. Увеличение производительности экскаватора в эти годы до 14 млн. м³ уменьшает объемы работ на 35%.

Таким образом, производственная мощность карьера по углю в период 14—20 годов эксплуатации не может быть обеспечена без ввода дополнительных мощностей вскрышного оборудования по передовому уступу.

ГЛАВА XIV

ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ПРОЕКТНЫХ РЕШЕНИЙ

§ 1. Общие сведения о технико-экономических задачах открытой разработки

Выбор критерия экономической оценки и методики сравнения вариантов определяется условиями технико-экономических задач, которые могут быть подразделены на два класса: статические и динамические. Прежде чем приступить к решению задачи, необходимо произвести оценку ее условий и определить класс задачи, на основании чего назначается экономический критерий для сопоставления вариантов и выбирается методика решения.

Подразделение задач на статические и динамические не является достаточно жестким. В практике могут иметь место задачи переходного типа, для решения которых выбор экономического критерия должен иметь дополнительное тщательное обоснование.

К числу статических могут быть отнесены задачи, отвечающие следующим условиям: срок оценки не более 7—10 лет, т. е. не превышает нормативного срока окупаемости капиталовложений или превышает его незначительно; годовые текущие затраты в каждом варианте в течение оцениваемого срока постоянны или колеблются незначительно (в пределах 10—15% от среднего уровня); варианты могут быть приведены к сопоставимому виду по объему и качеству продукции, срокам оценки и другим определяющим факторам.

Характерные признаки динамических задач:

1. Результаты решения задачи распространяются на длительный период. Например, определяя конечную глубину карьера, принимаем решение, которое должно быть реализовано иногда через не-

сколько десятков лет. Решение динамических задач — это прогнозирование на много, иногда на несколько десятков лет вперед.

2. Затраты и доходы в течение всего или длительного периода неравномерны. Неравномерность затрат по годам разработки хорошо иллюстрируется почти любым календарным графиком вскрышных работ глубокого карьера. Обычно в первый период объем работ, а следовательно, и затраты в соответствии с увеличением вскрышных работ систематически возрастают, а затем, во второй период, снижаются.

Усреднение вскрышных работ по периодам, принимаемое иногда в проектах и предлагаемое некоторыми авторами, на практике редко выдерживается. Это подтверждается фактическими календарными графиками за 20-летний период по карьерам Советского Союза. На рис. 273 показаны календарные графики вскрышных и добычных работ карьеров. В течение срока разработки изменяются не только годовые затраты, но и вследствие изменения объемов добычи полезного ископаемого, качества руды и других факторов меняются также ежегодные доходы, т. е. ежегодная ценность товарной продукции, производимой горными предприятиями.

3. Затраты и доходы не только неравномерны по годам, но и разновременны (рис. 274). Разновременность затрат на добычные и вскрышные работы может быть иллюстрирована следующим примером. Для добычи полезного ископаемого в слое Q на глубине H_k необходимо удалить пустые породы в приконтурном слое V . Так как

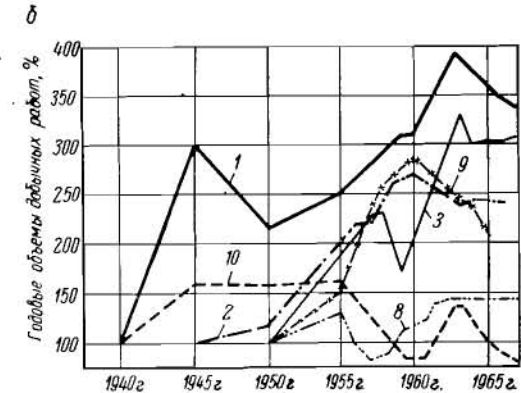
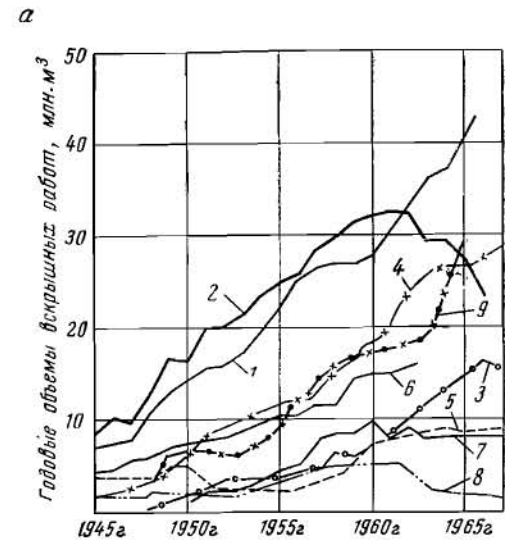


Рис. 273. Календарные графики вскрышных (а) и добычных (б) работ карьеров:

1 — Коркинского; 2 — комбината Вахрушевуголь; 3 — Ангренского; 4 — комбината Ураласбест; 5 — Коунрадского; 6 — Магнитогорского; 7 — Сибайского; 8 — Гороблагодатского; 9 — треста Волчанск-уголь; 10 — ВЖР (Главный карьер)

выемка пустых пород производится под углом рабочего борта $\gamma_p = 13-15^\circ$, который значительно меньше угла погашения борта карьера $\gamma_d = \gamma_b = \gamma_n = 37-42^\circ$, то затраты на производство объема работ V имеют место в течение длительного периода и осуществляются раньше, чем затраты на добычу запасов Q .

Следовательно, при экономической оценке необходимо иметь в виду, что какие-то части затрат производятся в разное время и поэтому несопоставимы. Следует отметить, что имеет значение не только величина затрат, но и время их вложения.

С этой точки зрения оценить эффективность добычи полезного ископаемого объемом Q можно, если все затраты на вскрышные и добычные работы, произведенные в разное время, будут приведены к одному моменту оценки. Чтобы определить общую сумму затрат, их слагаемые необходимо сделать сопоставимыми, т. е. затраты каждого года привести к одному моменту оценки.

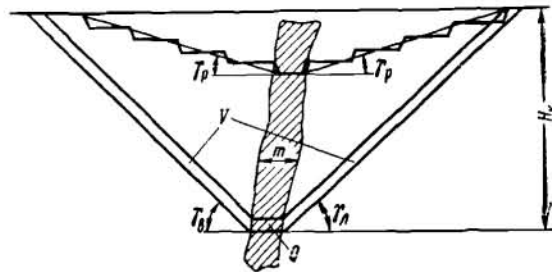


Рис. 274. Схема к вопросу равномерности затрат на вскрышные и добычные работы в карьере

4. Следует отметить также значение капитальных затрат, величина которых на строительство глубокого карьера сама по себе значительна, но с учетом требований вложения в первые годы освоения карьера величина этих затрат в общей сумме затрат, приведенных к одному моменту оценки, составляет до 30% и более.

Капитальные затраты вкладываются не только во время строительства объекта, но и в период его эксплуатации. Если в период строительства и в первый период эксплуатации карьера капиталовложения направляются на создание новой производственной мощности, то позднее они направляются на ее повышение, на поддержание производственной мощности при увеличении глубины карьера и на реконструкцию, которая обычно производится через 12—15 лет.

5. Характерным является систематическое изменение факторов, определяющих решение динамических задач. Несмотря на то что в проектах создания глубоких карьеров принимали ранее, а в некоторых случаях и до настоящего времени принимают на длительный срок постоянную производственную мощность и постоянными все другие показатели, в действительности же и производственная мощность карьера и другие технические показатели работы карьера систематически изменяются. Производственная мощность карьера как по полезному ископаемому, так и по вскрыше возрастает

и иногда значительно превышает принятую первоначальным проектом; технико-экономические показатели систематически улучшаются. В табл. 58 приведена динамика основных технико-экономических показателей на карьерах с транспортной системой разработки.

Таблица 58

Динамика основных технико-экономических показателей на карьерах с транспортной системой разработки

Показатели	Год		
	1940	1950	1960
Производительность буровых станков на рудных карьерах:			
м/смену	4	10	13
м/год	2000	3500	4250
Производительность экскаваторов (списочных):			
вскрышных на угольных карьерах, тыс. м ³ /год:			
на одну машину	340	350	1406
на 1 м ³ емкости ковша	132	192	н. д.
добычных на угольных карьерах, тыс. т/год:			
на одну машину	225	294	960
на 1 м ³ емкости ковша	250	184	360
на погрузке горной массы на рудных карьерах, тыс. м ³ :			
на одну машину	165	340	460
на 1 м ³ емкости ковша	75	107	148
Производительность локомотивосоставов:			
на угольных карьерах, м ³ /сутки	530	1386	2290
на рудных карьерах, ткм/смену	880	1390	1840
Производительность труда рабочего:			
на угольных карьерах, т/месяц	65,7	96,3	234,2
на железорудных карьерах, т/чел-смену	—	32	52
на меднорудных карьерах, м ³ /чел-смену	—	11,3	20,8
Средневзвешенные показатели себестоимости 1 м ³ вскрыши, коп.:			
на угольных карьерах	—	52,6	33,2
на рудных карьерах	—	69,1	55,9

В практике проектирования и планирования открытой разработки к числу динамических задач обычно относятся: обоснование глубины и контуров карьера, обоснование его производственной мощности, выбор рационального направления развития горных работ и рационального порядка разработки группы залежей, обоснование элементов разработки и способа вскрытия, выбор рационального способа транспортирования горной массы, сопоставление валового и селективного способов выемки руд, рационального размещения поверхностных сооружений для глубоких карьеров и т. д.

В этих задачах варианты различаются не только величиной затрат, но и временем их производства. Кроме того, они могут отличаться величиной прибыли и распределением ее по годам.

§ 2. Критерии экономической оценки вариантов

Принципы экономического обоснования вариантов строительства и реконструкции предприятий, разработки новых технологических процессов, применения различных технологических комплексов и машин установлены в типовой методике определения экономической эффективности капитальных вложений, утвержденной постановлением Госплана СССР, Госстроя СССР и президиума АН СССР и предназначенной для использования при проектировании и планировании.

Согласно методике эффективность использования капиталовложений определяется сопоставлением получаемого экономического эффекта и необходимых затрат, а если в сравниваемых вариантах капитальные и текущие затраты разновременны, то их необходимо приводить к одному моменту оценки.

Рассмотрим пригодность для статических и динамических задач таких возможных критериев, как: комплекс стоимостных и натуральных показателей; срок окупаемости капитальных затрат или приведенные затраты; сумма приведенной прибыли за оцениваемый период.

Использование натуральных и стоимостных показателей (себестоимость продукции, производительность труда рабочих, удельные капиталовложения и т. д.) в качестве нескольких, одновременно применяемых критериев, до недавнего времени было общепринято.

Если в задаче оцениваются не изолированные производственные процессы, а взаимосвязанные комплексы, то использование совокупности показателей в качестве экономического критерия не позволяет достичь объективной оценки вариантов, так как показатели в сравниваемых вариантах могут оказаться несопоставимыми.

Случай, когда все показатели одного из сравниваемых вариантов лучше или хуже всех соответствующих показателей другого варианта, весьма редки. В ряде случаев улучшение какого-либо показателя в одном варианте достигается за счет ухудшения других показателей. Например, снижение себестоимости продукции или повышение производительности труда рабочих обычно достигается в результате увеличения капиталовложений. Таким образом, использование комплекса показателей в качестве критерия оценки возможно только для простейших технико-экономических задач.

Новая типовая методика рекомендует для сравнения экономической эффективности вариантов использовать в качестве критерия минимальные приведенные затраты, определяемые по одной из следующих формул:

$$K_i E_n + C_i = \min, \text{ руб.}; \quad (\text{XIV}, 1)$$

$$K_i + T_n C_i = \min, \text{ руб.}, \quad (\text{XIV}, 2)$$

где K_i — сумма капиталовложений по каждому варианту за оцениваемый период, руб;

E_n — нормативный коэффициент экономической эффективности капиталовложений, принимаемый не менее 0,12;

C_i — текущие годовые затраты (годовая себестоимость продукции) по тому же варианту, руб;

T_n — нормативный срок окупаемости капитальных вложений, принимаемый не более 8,5 лет ($T_n = 8,5$ лет).

В результате сопоставления оптимальным является вариант, имеющий наименьшую сумму приведенных затрат. Если сравниваемые варианты различаются сроками вложения капитальных затрат или распределением их по величине в течение оцениваемого срока, то все годовые капитальные затраты должны быть приведены к одному моменту оценки, а в формулах минимума приведенных затрат (XIV, 1) и (XIV, 2) должна быть взята их сумма

$$K_i = \sum K_{it}, \text{ руб.}, \quad (\text{XIV}, 3)$$

где K_{it} — капитальные затраты любого года, приведенные к моменту оценки.

Если в сравниваемых вариантах текущие затраты изменяются во времени, то в формуле (XIV, 2) вместо произведения $T_n C_i$ берем сумму текущих затрат, причем все годовые текущие затраты по сравниваемым вариантам должны быть приведены к одному моменту оценки.

В общем случае при учете разновременности и неравномерности капитальных и текущих затрат формула для приведенных затрат имеет вид

$$\sum K_i + \sum C_i(t_n) = \min, \text{ руб.}, \quad (\text{XIV}, 4)$$

где $\sum K_i$ — сумма приведенных капитальных затрат;
 $\sum C_i(t_n)$ — сумма приведенных текущих затрат за оцениваемый период.

Очевидно, приведенные затраты, определяемые по формулам (XIV, 1) и (XIV, 2), могут использоваться в качестве экономического критерия только в статических задачах, условия которых (ограниченный срок оценки, постоянные годовые затраты) соответствуют этому критерию.

В динамических задачах в качестве экономического критерия может использоваться величина приведенных затрат, определяемых по формуле (XIV, 4).

Однако в динамических задачах важно оценить варианты на длительный срок, так как только в этом случае можно учесть разновременность затрат на вскрышные и добычные работы, динамичность технико-экономических показателей, зависимость погрешности исходных данных и результатов решения от времени и т. д.

Величина приведенных затрат не позволяет учитывать разницу вариантов по объему добычи и качеству полезного ископаемого, а эти факторы в ряде случаев являются определяющими.

Наиболее полным экономическим критерием для оценки вариантов в динамических задачах является суммарная приведенная прибыль $\sum \Pi_n$, которая определяется как разность между суммой приведенной ценности $\sum \Pi_n$ и суммой приведенных затрат $\sum Z_n$ за оцениваемый срок T . Оптимальным является вариант, при котором суммарная приведенная прибыль является наибольшей

$$\sum \Pi_{n_i} = \sum \Pi_{n_i} - \sum Z_{n_i} + O_n = \max, \text{ руб.}, \quad (\text{XIV}, 5)$$

$\sum \Pi_{n_i}$ — суммарная приведенная ценность товарной продукции (сырой или товарной руды, концентрата и т. п.) по тому же варианту за тот же срок, руб;

$\sum Z_{n_i}$ — суммарные приведенные затраты (капитальные и текущие затраты без учета амортизации) по тому же варианту за тот же срок, руб;

O_n — остаточная реализуемая стоимость основных фондов по данному варианту, приведенная к тому же моменту оценки. Этот критерий наиболее объективен для данного типа задач, так как он позволяет учесть не только все затраты (текущие и капитальные) и доходы за весь рассматриваемый период, но и их разновременность и неравномерность, т. е. условия, характеризующие эти задачи.

§ 3. Подсчет затрат на открытую разработку месторождения

Полные затраты за весь оцениваемый период определяются как сумма капитальных затрат на строительство карьера K_c , дополнительных капитальных затрат на развитие производственной мощности и реконструкцию карьера в период эксплуатации K_d , эксплуатационных затрат (без амортизации капитальных вложений) на выемку вскрыши и добычу полезного ископаемого Z_v и Z_n :

$$\sum Z = K_c + K_d + Z_v + Z_n, \text{ руб.} \quad (\text{XIV}, 6)$$

Затраты каждого вида определяются как сумма ежегодных затрат в течение оцениваемого периода. Капитальные затраты на строительство карьера являются суммой затрат в первый год строительства K_{c_1} , во второй K_{c_2} , в i -й год K_{c_i} и в последний год строительства K_{c_t} :

$$K_c = K_{c_1} + K_{c_2} + \dots + K_{c_i} + K_{c_t},$$

где t — срок строительства, лет.

Дополнительные капитальные затраты в период эксплуатации являются суммой затрат, произведенных в различные годы эксплуатации,

$$K_d = K_{d_1} + K_{d_2} + \dots + K_{d_i} + K_{d_t}.$$

Эксплуатационные затраты на вскрышные работы Z_v и добычу ископаемого Z_n являются суммой годовых затрат за весь период оценки:

$$Z_v = Z_{v_1} + Z_{v_2} + \dots + Z_{v_i} + \dots + Z_{v_T},$$

$$Z_n = Z_{n_1} + Z_{n_2} + \dots + Z_{n_i} + \dots + Z_{n_T}.$$

Для повышения точности расчета необходимо, чтобы ежегодные затраты определялись с учетом того времени, в которое они будут производиться. Для определения действительных затрат необходим учет технического прогресса, возможных изменений в параметрах горных работ, технологии производственных процессов, а также возможных изменений геологических условий. Учет технического прогресса может быть осуществлен, если затраты определяются методом калькуляции, но для этого необходимо знать хотя бы ориентировочно перспективные машины, материалы и т. п.

После определения ежегодных затрат всех видов, т. е. после распределения затрат по годам, ежегодные затраты должны быть приведены к одному моменту оценки. Для приведения действительных затрат к любому моменту времени необходимо действительные затраты каждого года умножить на соответствующий коэффициент приведения прошлых или будущих лет в зависимости от того времени, когда произведены эти затраты. Шаг времени при расчете равен одному году, или, как условно принято, вложение ежегодных затрат производится в конце года.

Затраты прошлых лет приводятся к настоящему времени по формуле

$$Z_{n_t} = Z_t k_n^{t-1}, \text{ руб.}, \quad (\text{XIV}, 7)$$

где Z_t — затраты, произведенные t лет назад;
 k_n^{t-1} — коэффициент приведения;
 t — отдаленность затрат;

$$t = t_n - t_3, \quad (\text{XIV}, 8)$$

где t_n — время оценки, т. е. год, к которому приводятся затраты;
 t_3 — время вложения затрат, т. е. год, в котором производятся затраты.

Будущие затраты приводятся к настоящему времени по формуле

$$Z_{n_T} = \frac{Z_T}{k^T}, \text{ руб.}, \quad (\text{XIV}, 9)$$

где Z_T — затраты, которые будут произведены через T лет;
 T — отдаленность будущих лет;

$$T = T_3 - T_n, \quad (\text{XIV}, 10)$$

где T_3 — год вложения затрат;

T_n — время (год) оценки.

Коэффициенты приведения затрат k_n^t приведены в табл. 59.

Таблица 59

Коэффициенты приведения затрат

t , лет	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
k_n^t	1,08	1,165	1,260	1,360	1,466	1,587	1,710	1,850	1,992	2,150
$\frac{1}{k_n^t}$	0,927	0,858	0,795	0,736	0,682	0,631	0,585	0,541	0,502	0,465
t , лет	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
k_n^t	2,330	2,505	2,715	2,925	3,155	3,405	3,620	3,960	4,280	4,590
$\frac{1}{k_n^t}$	0,430	0,399	0,369	0,342	0,317	0,294	0,273	0,253	0,234	0,218

Сравнительная экономичность вариантов не зависит от того, к какому моменту приводятся затраты, но он обязательно должен быть одинаковым для всех сравниваемых вариантов. Исходя из удобства технико-экономического сравнения и повышения точности расчета, целесообразно приводить затраты к моменту сдачи карьера в эксплуатацию, а при реконструкции — к концу основного периода реконструкции.

В этом случае весь оцениваемый период делится на два периода: строительство и эксплуатация. Затраты, произведенные в период строительства, рассматриваются по отношению к моменту приведения как затраты прошлых лет, а затраты периода эксплуатации — как будущие затраты.

Общая продолжительность оцениваемого периода ограничивает точность расчета приведенных затрат, которая (кроме обычных условий) определяется также фактором времени. Погрешность технико-экономических расчетов возрастает пропорционально времени. На основании исследований можно утверждать, что продолжительность периода, оцениваемого по приведенным затратам или приведенной прибыли, при $E = 0,08$ не должна превышать 20—25 лет.

Величина приведенных затрат каждого вида определится следующими суммами.

Приведенные капитальные затраты на строительство карьера определяют по формуле

$$K_{с.п} = K_{с_1} k_n^{t-1} + K_{с_2} k_n^{t-2} + \dots + K_{с_i} k_n^{t-i} + \dots + K_{с_t} k_n, \text{ руб.} \quad (\text{XIV.11})$$

Приведенные дополнительные капитальные затраты определяют по формуле

$$K_{д.п} = K_{д_1} \frac{1}{k_n} + K_{д_2} \frac{1}{k_n^2} + \dots + K_{д_i} \frac{1}{k_n^i}, \text{ руб.} \quad (\text{XIV.12})$$

Приведенные эксплуатационные затраты на вскрышные работы определяют по формуле

$$\mathcal{E}_{в.п} = \mathcal{E}_{в_1} \frac{1}{k_n} + \mathcal{E}_{в_2} \frac{1}{k_n^2} + \dots + \mathcal{E}_{в_i} \frac{1}{k_n^i} + \dots + \mathcal{E}_{в_t} \frac{1}{k_n^t}, \text{ руб.}, \quad (\text{XIV.13})$$

на добычные работы

$$\mathcal{E}_{п.п} = \mathcal{E}_{п_1} \frac{1}{k_n} + \mathcal{E}_{п_2} \frac{1}{k_n^2} + \dots + \mathcal{E}_{п_i} \frac{1}{k_n^i} + \dots + \mathcal{E}_{п_t} \frac{1}{k_n^t}, \text{ руб.} \quad (\text{XIV.14})$$

Сумма приведенных затрат $\Sigma \mathcal{E}_n$ за весь оцениваемый период ($t + T$) служит критерием экономической оценки данного варианта

$$\Sigma \mathcal{E}_n = K_{с.п} + K_{д.п} + \mathcal{E}_{в.п} + \mathcal{E}_{п.п}, \text{ руб.} \quad (\text{XIV.15})$$

Во втором и последующих сравниваемых вариантах расчет осуществляется аналогично. Период оценки может быть другой, но затраты приводятся к тому же моменту оценки. Если момент приведения один и тот же, то приведенные затраты по разным вариантам сопоставимы.

Если варианты различаются не только величиной и временем затрат, но также величиной и временем доходов, то приводятся к одному и тому же моменту не только затраты, но и доходы, а варианты оцениваются и сравниваются по приведенной прибыли, которая для каждого варианта определяется как разность между суммой приведенных доходов и суммой приведенных затрат по формуле (XIV, 5).

Приведенные доходы или ценность полезной продукции за рассматриваемый период, приведенная к тому же, как и затраты, моменту оценки, определяется по аналогичной схеме.

Приведенная ценность продукции, полученной в период строительства, (попутная добыча), определяется по формуле

$$\Sigma C_n = C_1 k_n^{t-1} + C_2 k_n^{t-2} + \dots + C_t k_n, \text{ руб.}, \quad (\text{XIV.16})$$

где C_1, C_2, \dots, C_t — ценность полезной продукции в первый, второй и последний годы строительства.

Приведенная ценность продукции в период эксплуатации определяется по формуле

$$\Sigma C_n = C_1 \frac{1}{k_n} + C_2 \frac{1}{k_n^2} + \dots + C_i \frac{1}{k_n^i} + \dots + C_t \frac{1}{k_n^t}, \text{ руб.} \quad (\text{XIV.17})$$

Для повышения точности расчета ценность полезной продукции будущих периодов должна определяться по перспективным ценам.

§ 4. Методы приближенных экономических расчетов

Обычные способы определения затрат детальными сметно-финансовыми расчетами и калькуляцией затрат по их элементам вследствие своей трудоемкости малопригодны, если необходимо технико-эко-

номическое сравнение не только многих, но даже нескольких вариантов, так как требуют больших затрат времени.

Учитывая это, а также то, что при технико-экономическом сравнении вариантов в горноэкономических задачах большой точности расчетов не требуется, определение приведенных затрат и прибылей можно осуществлять приближенно, пользуясь укрупненными сметами или единичными показателями.

Способ укрупненных смет. Капитальные затраты определяются по укрупненным показателям. По каждому варианту на основании календарных графиков вскрышных и добычных работ, а также графика ввода мощностей составляются календарные ведомости потребности в основном оборудовании и перечень необходимых сооружений. Исходя из этого составляется план-график строительства основных сооружений, ведомость движения оборудования по годам, т. е. приобретения дополнительного оборудования или замены старого оборудования новым. На этой основе составляются ежегодные сметы капитальных затрат. Затраты на вспомогательное оборудование и сооружения определяются в долях от основных.

Эксплуатационные затраты определяются также приближенно. Для этого выделяются 3—4 базисных года, например 1-й, 5-й, 10-й и 15-й, для которых подсчитываются эксплуатационные (без отчислений на восстановление) издержки и затраты на капитальный ремонт по основному оборудованию. Затраты определяются составлением калькуляции затрат на годовой объем, а затем на 1 м³ вскрыши или на 1 т полезного ископаемого. По этим данным базисных лет интерполированием получают значения для всех остальных лет и таким образом вычисляют общегодовые расходы всех лет оцениваемого периода.

Достоинство способа — возможность довольно точного определения капитальных затрат; недостаток — сравнительно большая трудоемкость расчетов.

Способ единичных показателей. При этом способе величина затрат определяется как произведение удельного показателя затрат на выполненный объем работ.

Капиталовложения в открытые горные работы производят в период строительства карьера и в период его эксплуатации. В период эксплуатации карьера капиталовложения необходимы для поддержания производственной мощности карьера по горной массе или, если это предусмотрено календарным планом, для развития производственной мощности карьера по добыче и для увеличения годовых объемов вскрыши.

Капитальные затраты на строительство или реконструкцию могут быть разбиты на три группы:

I. Затраты на производство горнокапитальных работ, величина которых определяется по формуле

$$K_{\text{гкр}} = V_{\text{гкр}} S_{\text{к}}, \text{ руб.}, \quad (\text{XIV}, 18)$$

где $V_{\text{гкр}}$ — объем горнокапитальных работ, который в большей степени определяется условиями залегания месторождений, чем производственной мощностью карьера, м³;

$S_{\text{к}}$ — себестоимость 1 м³ капитальной вскрыши, руб.

Затраты на горнокапитальные работы вкладываются обычно неравномерными долями по годам строительства: если в первый год строительства осваивается 5—10%, то в год сдачи карьера в эксплуатацию около 40—50% общей стоимости строительства.

II. Затраты на строительство дробильно-обогащительной фабрики (ДОФ); они пропорциональны производственной мощности фабрики.

III. Затраты на развитие работ отдельно по добыче полезного ископаемого $K_{\text{п}}$ и по вскрыше $K_{\text{в}}$.

Разделение капитальных затрат по добыче и по вскрыше вызывается тем, что при открытой разработке общая величина капиталовложений часто определяется не столько производственной мощностью карьера по добыче полезного ископаемого, сколько годовыми и общими объемами вскрыши, а также условиями вскрышных работ. Соответственно разделяются удельные капиталовложения, т. е. вводятся показатели:

удельные капитальные затраты на вскрышу — отношение капитальных затрат на вскрышные работы к объему работ карьера по вскрыше;

удельные капитальные затраты на добычу, отношение капитальных затрат на добычные работы к объему работ карьера по полезному ископаемому.

В группу затрат на развитие производственной мощности карьера входят затраты на приобретение оборудования, промышленное строительство; они составляют 80—90% всех капитальных затрат на строительство или реконструкцию (без ДОФ).

Общая величина капиталовложений (без ДОФ) определяется суммой затрат на горнокапитальные работы $K_{\text{гкр}}$, на создание, поддержание и развитие производственной мощности карьера по добыче полезного ископаемого $K_{\text{п}}$ и развитие работ по вскрыше $K_{\text{в}}$

$$K = K_{\text{гкр}} + K_{\text{м}}, \text{ руб.} \quad (\text{XIV}, 19)$$

или

$$K = K_{\text{гкр}} + K_{\text{п}} + K_{\text{в}}, \text{ руб.} \quad (\text{XIV}, 20)$$

В свою очередь:

$$K_{\text{п}} = K_{\text{м. п}} + K_{\text{д. п}} + K_{\text{п. п}} + K_{\text{р. п}}, \text{ руб.}; \quad (\text{XIV}, 21)$$

$$K_{\text{в}} = K_{\text{м. в}} + K_{\text{д. в}} + K_{\text{п. в}} + K_{\text{р. в}}, \text{ руб.} \quad (\text{XIV}, 22)$$

м, д, п, р — индексы, обозначающие соответственно создание, увеличение, поддержание и реконструкцию производственных мощностей карьера.

Капитальные затраты на создание новой производственной мощности соответственно по добыче полезного ископаемого $K_{м.п}$ и по вскрыше $K_{м.в}$ определяются из выражений:

$$K_{м.п} = M_{п.п} d_{м.п}, \text{ руб.}; \quad (\text{XIV},23)$$

$$K_{м.в} = M_{в.п} d_{м.в}, \text{ руб.}, \quad (\text{XIV},24)$$

где $M_{п.п}$, $M_{в.п}$ — создаваемая вновь производственная мощность соответственно по полезному ископаемому и по вскрыше, m^3 ;

$d_{м.п}$, $d_{м.в}$ — удельные капитальные затраты на создание производственной мощности соответственно по добыче ($\text{руб}/m$) и по вскрыше ($\text{руб}/m^3$).

Общая сумма затрат на создание производственной мощности, т. е. $K_{м} = K_{м.п} + K_{м.в}$ должна быть распределена по годам соответственно календарному графику ввода мощностей и условиям строительства карьера. Приближенно это распределение может быть произведено исходя из распределения долей капитальных затрат, вкладываемых в различные годы строительства и первый период эксплуатации.

Капитальные затраты на создание дополнительной мощности в период эксплуатации составят:

$$K_{д.п} = M_{д.п} d_{д.п}, \text{ руб.}; \quad (\text{XIV},25)$$

$$K_{д.в} = M_{д.в} d_{д.в}, \text{ руб.}, \quad (\text{XIV},26)$$

где $M_{д.п}$, $M_{д.в}$ — дополнительная производственная мощность, соответственно по полезному ископаемому и по вскрыше, m^3 ;

$d_{д.п}$, $d_{д.в}$ — удельные капитальные затраты на частичную реконструкцию, измеряемые в рублях на единицу дополнительной мощности, соответственно на добычу ($\text{руб}/m$) и на вскрышу ($\text{руб}/m^3$); эти затраты приблизительно равны 40—50% удельных капитальных затрат на создание новой мощности, т. е.

$$d_{д.п} = (0,4 \div 0,5) d_{м.п},$$

$$d_{д.в} = (0,4 \div 0,5) d_{м.в}.$$

Капитальные затраты на полную реконструкцию составят:

$$K_{р.п} = M_{п.р} d_{р.п}, \text{ руб.}; \quad (\text{XIV},27)$$

$$K_{р.в} = M_{в.р} d_{р.в}, \text{ руб.}, \quad (\text{XIV},28)$$

где $M_{п.р}$, $M_{в.р}$ — производственная мощность предприятия после реконструкции соответственно по добыче полезного ископаемого (m) и по вскрыше (m^3);

$d_{р.п}$, $d_{р.в}$ — удельные капитальные затраты на реконструкцию карьера, измеряемые на единицу полной мощности

после реконструкции и равные приблизительно 40—50% удельных капитальных затрат на создание новой мощности.

Капитальные затраты на полную реконструкцию могут вкладываться только после того, когда окупятся ранее вложенные средства, т. е. через 10—12 лет. Распределение капитальных затрат, вкладываемых на дополнительную или полную реконструкцию, производится соответственно календарному графику, обычно в течение 2—4 лет.

Эксплуатационные затраты определяются ежегодными затратами за весь оцениваемый период отдельно по добыче полезного ископаемого и по видам вскрыши (например, рыхлая и скальная вскрыши).

Ежегодные затраты определяются как произведение объема работ в данном году на себестоимость (без амортизации) единицы:

$$\mathcal{E}_{пi} = \Pi_{пi} S_{пi}, \text{ руб.}; \quad (\text{XIV},29)$$

$$\mathcal{E}_{вi} = V_{вi} S_{вi}, \text{ руб.}, \quad (\text{XIV},30)$$

где $\mathcal{E}_{пi}$, $\mathcal{E}_{вi}$ — производственные эксплуатационные затраты соответственно на добычные и вскрышные работы в i -м году;

$\Pi_{пi}$, $V_{вi}$ — годовая добыча полезного ископаемого (m) и годовой объем вскрыши (m^3) в i -м году;

$S_{пi}$, $S_{вi}$ — производственная себестоимость (без амортизации) соответственно 1 m добычи (без погашения вскрыши) и 1 m^3 вскрыши в i -м году, руб.

Годовые объемы добычи и вскрыши принимаются по календарному графику. Удельные показатели, в том числе себестоимость 1 m добычи и 1 m^3 вскрыши, должны быть приняты с учетом изменения условий во времени (например, увеличения глубины карьера) и влияния технического прогресса.

Достоинства данного метода расчета — быстрота и возможность создания алгоритмов для машинного счета вариантов; недостатки — необходимость тщательного предварительного обоснования значений удельных экономических показателей и некоторая условность в распределении капитальных затрат на поддержание нормальной деятельности предприятия.

Расчет затрат посредством единичных показателей может быть осуществлен двумя способами — табличным или аналитическим.

При табличном способе подсчет затрат и доходов производится в форме таблицы, в которой для оцениваемого варианта показаны объемы затрат и прибыли по годам рассматриваемого периода.

Таблица содержит горизонтальные строки и вертикальные колонки; число вертикальных колонок соответствует годам строительства и оцениваемого периода эксплуатации карьера. Над таблицей для удобства контроля расчетов вычерчивается календарный график

вскрышных и добычных работ по видам пустых пород и сортам полезного ископаемого.

Табличный способ применим для оценки небольшого количества вариантов в конкретных горногеологических условиях. Он может быть рекомендован для технико-экономического обоснования вариантов при планировании и проектировании, когда возможно более или менее точное календарное распределение всех основных видов работ.

При аналитическом способе объемы работ по годам и приведенные затраты определяются по формулам, основанным на арифметико-геометрической прогрессии.

Сумму приведенных эксплуатационных затрат за период от $t = 1$ до $t = T$

$$\sum_{t=1}^T \mathcal{E} = S_1 V_1 K + S_2 V_2 K^2 + \dots + S_T V_T K^T, \text{ руб.}$$

можно представить в виде

$$\sum_{t=1}^T \mathcal{E} = S_0 \sum_{t=1}^T V_t \sum_{t=1}^T K_0^T, \text{ руб.} \quad (\text{XIV,31})$$

где $V_1, V_2 \dots V_T$ — объемы работ, м^3 ;
 S_0 — исходные расчетные затраты для выполнения единицы объема работ, $\text{руб}/\text{м}^3$;

$$K_0 = \frac{K_c}{1+E} \text{ — общий коэффициент приведения.}$$

Сложные календарные графики, представленные ломаными линиями или кривыми, можно разделить на периоды, в каждом из которых изменение объемов работ во времени выражается, с определенной степенью точности, прямой линией. Затраты всех периодов приводятся к одному моменту — началу оси абсцисс.

В общем случае для любого графика формула для определения эксплуатационных затрат любого периода, приведенных к началу эксплуатации, может быть записана в следующем виде:

$$\sum_{t=t_n}^{t_k} \mathcal{E}_n = S_0 \left[V \frac{K_0^{t_n-1} (1 - K_0^{t_k-t_n})}{1 - K_0} + \frac{V_k - V_n}{t_k - t_n} \times \right. \\ \left. \times \frac{K_0^{t_n-1} [1 - (t_k - t_{n+1}) K_0^{t_k-t_n} + (t_k - t_n) K_0^{t_k-t_{n+1}}]}{(1 - K_0)^2} \right], \quad (\text{XIV,32})$$

где V_n — годовой объем работ в начале периода, т. е. в последний год предыдущего периода;

V_k — то же, в конце периода, т. е. в последний год данного периода;

t_n — время начала периода, т. е. последний год предыдущего периода;

t_k — конец периода, т. е. последний год данного периода.

По аналогичным формулам определяются капитальные затраты. Несмотря на громоздкость формул, ограничивающую их применение при проектных работах, этот способ расчета имеет определенные преимущества, заключающиеся в аналитическом представлении основных зависимостей, что удобно для технико-экономического анализа при исследованиях, и позволяющие применение ЭВМ. Это дает возможность дать оценку большему количеству вариантов и выбрать оптимальный вариант, а также проанализировать определяющие факторы во взаимосвязи.

ГЛАВА XV

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ГРАНИЦ ОТКРЫТЫХ РАЗРАБОТОК

§ 1. Контуры и углы откоса бортов карьера

При проектировании карьеров необходимо производить их оконтуривание, т. е. установить контуры карьеров в плане и на геологических профилях. Различают конечные, перспективные и промежуточные контуры карьера. На рис. 275 показаны контуры карьера на месторождениях с небольшими и значительными запасами полезного ископаемого.

Конечными называют контуры, по которым (согласно проекту) должны быть погашены открытые горные работы. Их определяют с высокой степенью точности.

Перспективными являются контуры, до которых предполагается развитие открытых работ в перспективе. Такие контуры определяют приближенно и в процессе разработки корректируют.

Промежуточными являются контуры, которые согласно проекту должны быть достигнуты к определенному моменту разработки.

Конечные контуры могут быть определены только для относительно небольших и хорошо разведанных месторождений или в проекте реконструкции для последнего этапа разработки крупного месторождения, а также в других случаях, когда срок разработки не превышает 10—12 лет. Для глубоких месторождений, а также для всех других условий, когда срок технико-экономической оценки превышает 12—15 лет, возможно определение не конечных, а перспективных и промежуточных контуров, которые по мере разработки должны уточняться.

Определение контуров карьера имеет важное значение при открытой разработке, так как от них зависит объем промышленных запасов полезного ископаемого и объем вскрышных пород в контуре карьера, возможная производственная его мощность и срок существования карьера. Контуры карьера влияют на выбор способа вскрытия и место заложения траншей, на расположение поверхностных сооружений, транспортных коммуникаций на поверхности и т. д.

Соответственно контурам устанавливают технические границы карьера.

Углы откоса нерабочих бортов карьера должны удовлетворять прежде всего требованиям устойчивости бортов, устойчивости уступов и условиям размещения на них необходимых площадок (предохранительных, транспортных и др). Занижение угла откоса борта на 2—3° на момент погашения карьера приводит к увеличению объема вскрыши на 10—30%.

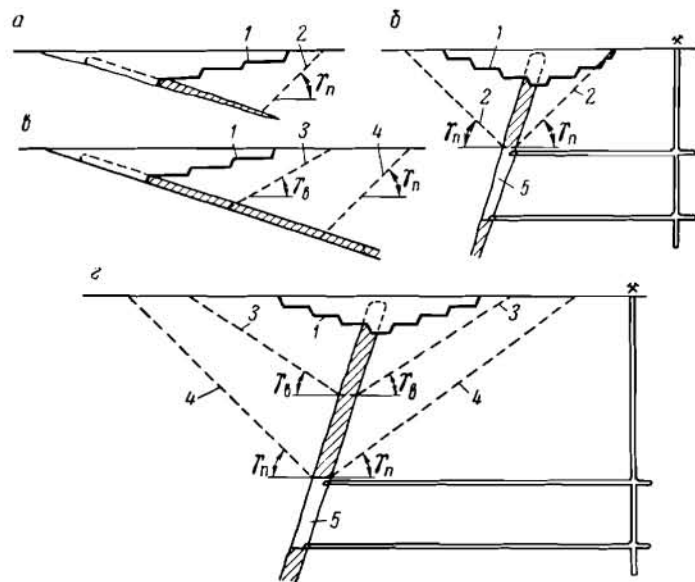


Рис. 275. Контур карьера на месторождениях с небольшими (а, б) и значительными (с; а) запасами полезного ископаемого:
1 — рабочий борт; 2 — конечный контур; 3 — промежуточный контур; 4 — перспективный контур; 5 — подземная добыча полезного ископаемого; γ_n — угол погашения; γ_b — угол временного борта

Завышенное значение угла откоса борта не обеспечивает безопасности работ, так как приводит к возникновению оползней и обрушений пород.

Задача проектировщика состоит в том, чтобы принять максимально возможный по условию обеспечения устойчивости угол откоса борта карьера. Углы откоса бортов конечных контуров карьера должны быть определены с максимально возможной степенью точности, углы откоса бортов перспективного и промежуточных контуров могут быть определены приближенно, так как в последующем они уточняются с учетом опыта эксплуатации.

Углы устойчивого откоса бортов карьеров при проектировании принимают ориентировочными на основе опыта поддержания бортов в аналогичных условиях (табл. 60); при реконструкции карьера

Таблица 60

Углы устойчивого откоса бортов карьера

Борт карьера	Породы	Углы откоса бортов, град
Рабочий	Скальные	18—25
	Нескальные в обычных условиях	18—20
	Песчано-глинистые, трудно осушаемые	10—15
Нерабочий	Скальные	35—50
	Нескальные в обычных условиях	25—35
	Песчано-глинистые, трудно осушаемые	18—25

их принимают более точными, так как основываются на исследованиях и опыте работы данного карьера в первый период эксплуатации.

Значения угла откоса нерабочего борта карьера колеблются в пределах 35—37°, реже 41—42°.

Угол откоса борта определяется шириной и количеством площадок, высотой и углом откоса уступов.

Ширина и число площадок определяются в зависимости от способа вскрытия. Если на борту карьера не будет капитальных съездов или соединительных берм, то должны быть оставлены предохранительные бермы. Согласно Правилам безопасности при погашении уступов должны оставаться предохранительные бермы шириной не менее 0,2 высоты уступа через каждые 15 м по вертикали в мягких породах и через 30 м в крепких породах с соблюдением общего угла погашения борта карьера, установленного проектом.

Предохранительные бермы должны быть горизонтальными или иметь уклон в сторону борта карьера и регулярно очищаться. Если на борту предусмотрено устройство капитальных съездов или соединительных транспортных берм, для них также оставляются площадки.

Таблица 61

Устойчивые углы откоса уступов (по данным Гипроруды)

Характеристика пород по крепости	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова	Углы откосов уступов при погашении работ карьера, град
В высшей степени крепкие и очень крепкие	15—20	75—85
Крепкие и довольно крепкие	8—14	65—75
Средней крепости	3—7	55—65
Довольно мягкие и мягкие	1—2	40—55
Мягкие и земляные	0,6—0,8	25—40

Угол откоса борта, обеспечивающий размещение транспортных площадок в скальных породах, меньше значения устойчивого угла (табл. 62). Это вызывает дополнительный разнос борта карьера.

На первом этапе проектирования (когда еще не решен вопрос вскрытия) углы бортов, обеспечивающие размещение капитальных съездов, принимают ориентировочно по данным, приведенным в табл. 62, а затем уточняют.

Таблица 62

Углы откоса бортов, обеспечивающие размещение на бортах капитальных съездов

Вид транспорта	Вид и ширина соединительных берм	Угол откоса уступа, град	Угол откоса бортов (град) при высоте уступа (м)	
			10	15
Железнодорожный	Однопутевые, оставляют между каждым уступом, 6,5 м	40	25	30
		50	30	35
		65	36	43
	Двухпутевые, оставляют между каждым уступом, 10,6 м	40	22	26
		50	25	30
65	30	37		
Автомобильный	Для 10-тонных автосамосвалов на две полосы шириной 8 м	40	25	29
		50	29	34
		65	35	42
	Для 25-тонных автосамосвалов шириной 10 м	40	23	27
		50	26	31
		65	31	38

§ 2. Понятие о коэффициенте вскрыши

Коэффициент вскрыши — это отношение объема или веса вскрыши к объему или весу добываемого полезного ископаемого.

На меднорудных карьерах часто применяют объемный коэффициент вскрыши, а на железорудных и карьерах строительных материалов — весовой коэффициент вскрыши. Объемный коэффициент вскрыши используют при проектировании карьеров и в расчетах конечной глубины карьера по аналитическим формулам, а также по графическому методу.

В практике эксплуатации и проектирования карьеров наиболее применение имеет промышленный коэффициент вскрыши, который рассматривают как средний, слоевой, контурный и текущий.

Средний коэффициент вскрыши показывает отношение всего объема вскрыши V (m^3) к запасам полезного ископаемого Q (m) в контурах карьера при данной глубине разработки (рис. 276):

$$k_{cp} = \frac{V}{Q}, m^3/m. \quad (XV,1)$$

Рис. 276. Схема к определению среднего коэффициента вскрыши для залежей:

а — крутых; б — наклонных; в — горизонтальных

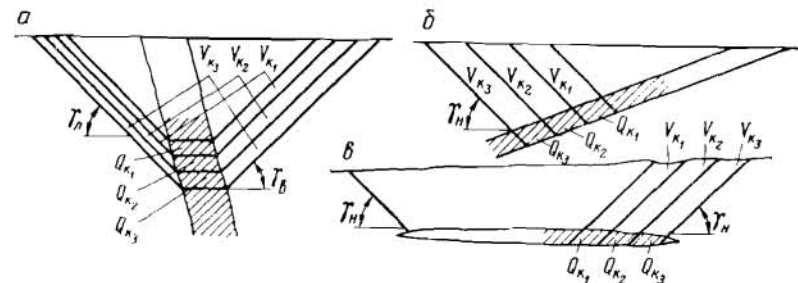
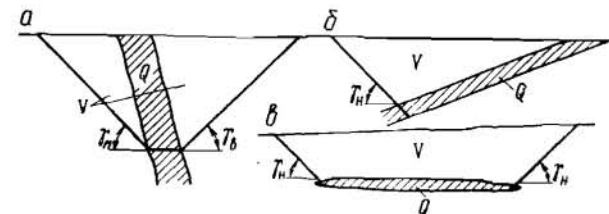


Рис. 277. Схема к определению контурного коэффициента вскрыши для пластов: а — крутых; б — наклонных; в — горизонтальных

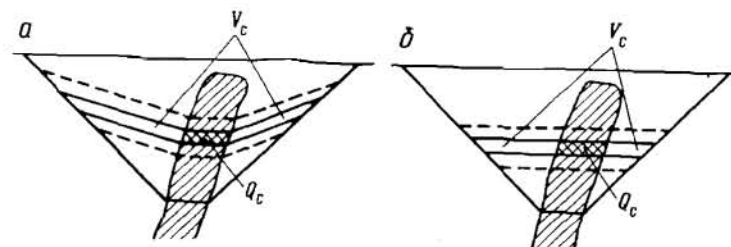


Рис. 278. Схема к определению: а — слоевого коэффициента вскрыши; б — погоризонтного коэффициента вскрыши

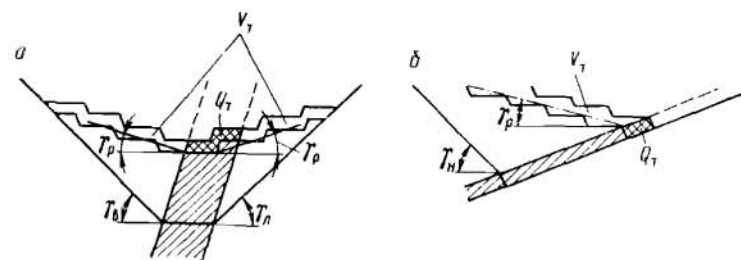


Рис. 279. Схема к определению текущего коэффициента вскрыши: а — при крутом падении залежи; б — при пологом залегании

К о н т у р н ы й коэффициент вскрыши — это отношение объема вскрыши V_k , вынимаемого за счет расширения контуров карьера, к извлекаемым при этом запасам полезного ископаемого Q (рис. 277):

$$k = \frac{V_k}{Q}, \text{ м}^3/\text{м}. \quad (\text{XV}, 2)$$

С л о е в о й коэффициент вскрыши — это отношение объема вскрыши в границах слоя V_c карьера к запасам полезного ископаемого Q_c в этом же слое. В общем случае слой может иметь любую форму и может быть как в поперечном, так и в продольном сечении горизонтальным, наклонным или ломаным (рис. 278). Слоевой коэффициент вскрыши горизонтального слоя может быть назван погоризонтным

$$k_c = \frac{V_c}{Q_c}, \text{ м}^3/\text{м}. \quad (\text{XV}, 3)$$

Т е к у щ и й коэффициент вскрыши — это отношение объемов пустых пород V_T , вынутых за определенный период времени, к фактической добыче ископаемого Q_T за тот же период (рис. 297),

$$k_T = \frac{V_T}{Q_T}, \text{ м}^3/\text{м}. \quad (\text{XV}, 4)$$

Рассмотренные коэффициенты вскрыши являются геометрическими показателями, так как их устанавливают измерением количества вскрышных пород и полезного ископаемого. При проектировании и при разработке месторождений полезных ископаемых пользуются также плановым и граничным (или предельным) коэффициентами вскрыши, которые являются экономическими показателями.

По плановому коэффициенту вскрыши устанавливают размер погашения затрат на вскрышные работы в период эксплуатации. Он обычно равен или близок к среднему промышленному коэффициенту вскрыши.

По граничному коэффициенту вскрыши оценивают сравнительную экономическую эффективность открытой разработки и находят конечные и перспективные контуры карьера, в том числе конечную глубину карьера.

Полная себестоимость добычи единицы полезного ископаемого (например, 1 т угля) из открытых работ складывается из себестоимости собственно добычи полезного ископаемого и себестоимости выемки пустых пород, которые необходимо удалить, чтобы добыть единицу полезного ископаемого.

Таким образом, полную себестоимость добычи единицы полезного ископаемого из открытых работ можно выразить формулой

$$C_o = C_d + C_b k_b, \text{ руб}/\text{м}, \quad (\text{XV}, 5)$$

где C_o — коммерческая себестоимость добычи полезного ископаемого, руб/м;

C_d — себестоимость добычи единицы полезного ископаемого без учета вскрыши, руб/м;

C_b — себестоимость выемки 1 м³ пустых пород, руб.;

k_b — коэффициент вскрыши, м³/м.

Очевидно, разработка месторождения открытым способом будет экономична, если полная коммерческая себестоимость добычи единицы полезного ископаемого при открытых работах будет меньше или равна экономически допустимой, или граничной.

Коэффициент вскрыши, при котором коммерческая себестоимость добычи полезного ископаемого равняется экономически допустимой, называется граничным или предельным. Таким образом, граничный коэффициент вскрыши — расчетный показатель, устанавливаемый в качестве наибольшей допускаемой величины из условия экономичности открытых работ. Другими словами, это число, показывающее наибольшее экономически допустимое количество единиц вскрыши, которое необходимо вынуть для добычи единицы полезного ископаемого открытыми работами.

Граничный коэффициент вскрыши может быть получен из равенства $C_r = C_o$ или $C_r = C_d + C_b k_r$, откуда

$$k_r = \frac{C_r - C_d}{C_b}, \text{ м}^3/\text{м}^3, \quad (\text{XV}, 6)$$

где C_r — граничная (или экономически допустимая) коммерческая себестоимость 1 м³ добычи полезного ископаемого, руб.

В качестве граничной величины используется коммерческая себестоимость добычи полезного ископаемого, равного качества с подземными работами C_n , или отпускная цена C . Величины C_n , C_d , C_b принимают на основании статистической обработки практических данных, взятых по тем шахтам и карьерам, горнотехнические условия которых аналогичны условиям проектируемого карьера.

Принимая практические показатели стоимости разработки, необходимо ориентироваться не только на аналогичные горнотехнические условия и на одно и то же время, но также и на приблизительно равную производственную мощность карьера и на наиболее прогрессивную технику и технологию разработки.

Так как погрешность исходных данных сравнительно невелика ($\pm 20-40\%$), граничный коэффициент вскрыши может быть определен только приближенно, с возможной ошибкой $\pm 20\%$.

Для повышения точности расчета обычно используется метод, при котором стоимостные показатели, принятые по аналогии, корректируются с учетом определяющих факторов. Основные факторы, которые подлежат учету: разница в качестве полезного ископаемого, а также в величине его потерь при различных способах разработки; увеличение глубины и дальности транспортирования по мере развития горных работ и т. д.

§ 3. Принципы разграничения открытых и подземных разработок

Конечные контуры карьера могут определяться сравнением граничного коэффициента вскрыши с контурным, средним или текущим. При определении глубины карьера по контурному коэффициенту вскрыши экономически предельным считают тот контур, при котором контурный коэффициент равен граничному. Затраты на добычу полезного ископаемого при открытом и подземном способах разработки при этом равны только на конечном контуре. Разграничение открытых и подземных работ по этому принципу обуславливает, очевидно, минимальные расходы средств на разработку всего месторождения.

Принцип определения конечной глубины по контурному коэффициенту вскрыши широко распространен в практике проектирования. На нем основаны известные аналитические формулы проф. П. И. Городецкого, чл.-корр. АН СССР В. В. Ржевского, а также его графический метод.

При определении конечной глубины карьера по среднему коэффициенту вскрыши ее величина будет такой, при которой средний коэффициент вскрыши равен граничному. Следовательно, условно можно считать, что себестоимость добычи 1 т полезного ископаемого при конечной глубине карьера одинакова.

Принцип определения конечной глубины карьера по среднему коэффициенту вскрыши применяют, если вследствие небольших запасов полезного ископаемого или горизонтального залегания пласта применение двух способов разработки исключено и месторождение должно разрабатываться только одним способом — либо подземным, либо открытым. Если средний коэффициент вскрыши меньше или равен граничному, то применяют открытый способ разработки месторождения. Несмотря на то что затраты на разработку всего месторождения открытым способом могут быть одинаковы с подземным, применение открытого способа разработки более целесообразно, так как создаются более безопасные и лучшие санитарно-гигиенические условия труда. Следует отметить, что при открытом способе разработки имеет место более быстрый рост производительности труда горнорабочих.

При определении экономически выгодной глубины карьера по текущему коэффициенту вскрыши последней считается такая, при которой текущий коэффициент вскрыши равен граничному. На рис. 280 показана схема к определению глубины карьера по текущему коэффициенту вскрыши.

Определение глубины карьера может быть произведено по суммарной приведенной прибыли за оцениваемый период. В этом случае конечной глубиной считается такая, при которой общая приведенная к одному моменту оценки прибыль, получаемая в результате разработки залежи открытыми и подземными работами, является наибольшей. Для решения задачи принимают несколько вариантов глубины карьера. Для каждого варианта строят календарный план,

на основании которого определяют затраты и доходы за каждый год с начала строительства карьера. Ежегодные доходы и затраты приводят к одному моменту оценки с учетом эффективности государственных средств и технического прогресса, что делает их сопоставимыми. Суммируя ежегодные затраты и доходы за весь срок отработки залежи, находят общую приведенную прибыль по каждому варианту. Расчет по этому принципу, хотя и наиболее правилен, но весьма трудоемок.

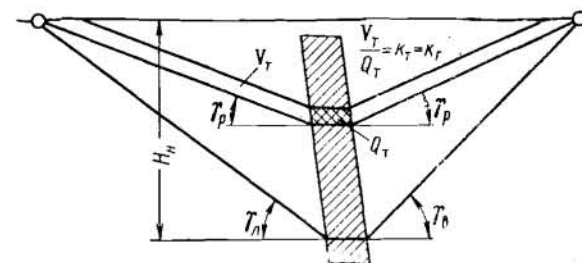


Рис. 280. Схема к определению глубины карьера по текущему коэффициенту вскрыши

§ 4. Методы определения конечных контуров карьера

Порядок определения конечных контуров карьера следующий: принимают значение углов погашения бортов карьера; определяют граничный коэффициент вскрыши; принимают и обосновывают принцип определения конечной глубины; принимают и обосновывают метод определения конечной глубины (метод вариантов, аналитический и графический); определяют глубину карьера и устанавливают технические границы карьера на поверхности.

Способы определения конечных контуров карьера различны для месторождений большой и малой протяженности. В первом случае конечную глубину карьера определяют по нескольким поперечным сечениям, достаточно характеризующим месторождение, и затем дно и контуры карьера выравнивают в соответствии с уклоном транспортных съездов и способов вскрыши. Во втором случае, т. е. при коротких округленных в плане карьерах и при значительной их глубине, конечную глубину определяют в целом.

Протяженность карьера оценивают по отношению его длины к ширине поверху. Если это отношение больше 1,5—2, то протяженность карьера при обычной степени разведанности месторождения можно считать значительной. При высокой степени разведанности протяженность карьера считается большой, если отношение длины к ширине не менее 4—5.

Конечные контуры карьера при разработке наклонных и крутопадающих месторождений с относительно большой длиной их по простиранию определяют по вертикальным поперечным сечениям по месторождению, причем расчеты объемов заменяются расчетами площадей и линейных величин.

Строят ряд поперечных и продольных сечений, достаточно полно характеризующих месторождение. На рис. 281 показана схема

к определению конечных контуров карьера для месторождений вытянутой формы. На сечениях указывают рельеф поверхности, конфигурацию залежей, сортность полезного ископаемого, границы категорий запасов полезных ископаемых, вмещающие породы и условия их залегания, а также все тектонические нарушения, которые учитывают при проектировании. Число сечений зависит от сложности

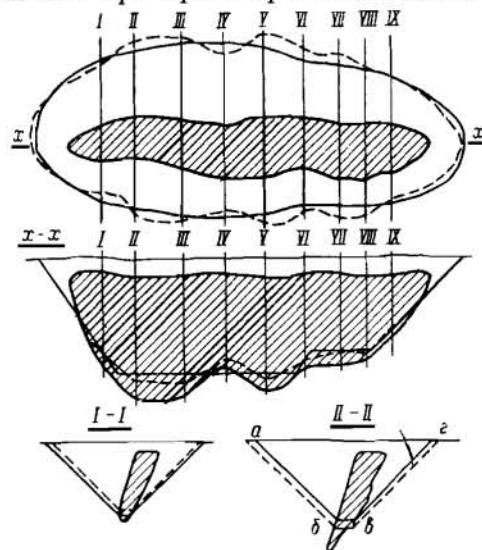


Рис. 281. Схема к определению конечных контуров карьера для месторождений вытянутой формы

по условию вскрытия рабочих горизонтов. Профиль карьера должен быть выровнен в соответствии с уклоном транспортных съездов. Следует учитывать, что один или два нижних горизонта могут быть отработаны без подведения путей благодаря применению погрузки на верхний горизонт.

При выравнивании профиля карьера необходимо иметь в виду, что запасы, прирезаемые к расчетному контуру, должны быть примерно равны запасам, которые отсекаются от него. Объем вскрыши и полезного ископаемого в контуре карьера в этом случае может быть подсчитан методом вертикальных параллельных сечений.

Объем горной массы, заключенной в торцевом борту карьера, определяют по формуле

$$V_{\tau} = \frac{1}{2} D H_{\text{ср}}^2 \text{ctg } \gamma_{\tau} + \frac{\pi}{12} H_{\text{ср}}^3 (\text{ctg}^2 \gamma_{\text{в}} + \text{ctg}^2 \gamma_{\text{л}}), \quad (\text{XV}, 7)$$

где D — ширина дна карьера;
 $H_{\text{ср}}$ — средняя глубина торцевого борта;
 $\gamma_{\tau}, \gamma_{\text{в}}, \gamma_{\text{л}}$ — углы откосов в середине дна торцевого борта, по всисячему и лежащему бокам.

При определении конечных контуров карьера на вертикальных поперечных сечениях применяются следующие методы: аналитический, метод сравнения вариантов, графо-аналитический и графический.

Аналитический метод наиболее удобен для практического применения, так как позволяет быстро найти конечную глубину карьера путем решения несложных уравнений применительно к заданным условиям. Однако при сложных элементах залегания месторождения точность расчетов по этому методу недостаточна. Поэтому в практике проектирования карьеров аналитическим методом пользуются для предварительного определения глубины карьеров которую затем уточняют, пользуясь другими методами.

Формула чл.-корр. АН СССР В. В. Ржевского для определения конечной глубины карьера имеет вид

$$H_{\text{к}} = \frac{k_{\text{г}}(M-m)-m}{\text{ctg } \gamma_{\text{л}} + \text{ctg } \gamma_{\text{в}}}, \quad (\text{XV}, 8)$$

где $k_{\text{г}}$ — граничный коэффициент вскрыши, $\text{м}^3/\text{м}^3$;
 M — горизонтальная мощность залежи, м ;
 m — горизонтальная мощность пропластков пустой породы в залежи полезного ископаемого, м ;
 $\gamma_{\text{л}}, \gamma_{\text{в}}$ — углы откосов бортов карьера соответственно лежащего и всисячего боков, град.

При сложных элементах залегания месторождения, а также если требуется большая точность подсчетов для определения конечной глубины карьера пользуются методом сравнения вариантов или графо-аналитическим методом.

Определение конечных контуров карьера по этому методу состоит в следующем. На поперечном сечении по месторождению вычерчивают контуры карьера для ряда вариантов, т. е. для каждого горизонта или через несколько горизонтов. Если ориентировочное значение конечной глубины карьера было уже предварительно определено по какой-либо из рассмотренных выше формул, то контуры карьера строят только на участке возможной конечной его глубины.

Для каждого контура определяют запасы полезного ископаемого, объем вскрыши и коэффициент вскрыши. Путем сравнения значений коэффициентов вскрыши по вариантам с граничным коэффициентом вскрыши определяют конечную глубину карьера по данному поперечному сечению.

Запасы полезного ископаемого и объемы вскрыши определяются как площади с помощью планиметра. Коэффициенты вскрыши могут быть выражены как средние, контурные или текущие. Конечная глубина открытых работ на поперечном сечении по месторождению может находиться путем графических построений по упрощенному графическому методу, предложенному В. В. Ржевским.

В наиболее простом виде этот метод определения конечной глубины карьера состоит в следующем (рис. 282). Измеряют горизонтальную мощность залежи M на ориентировочно возможной глубине

карьера. От какой-либо произвольно выбранной точки A на поверхности откладывают отрезок AB в том же масштабе, в котором измерена горизонтальная мощность месторождения. Величина отрезка AB должна отвечать условию

$$AB = Mk_r,$$

где k_r — граничный коэффициент вскрыши, установленный аналитическим путем.

Из точек A и B проводят наклонные линии под углами погашения лежачего γ_d и висячего γ_b боков залежи. Точка пересечения этих линий O соответствует конечной глубине карьера. Высотное положение этой точки переносится на лежачий бок залежи (точка C) и затем вычерчивается фактическое положение дна карьера и его бортов. Если на уровне точки O горизонтальная мощность залежи M_1 отличается

от принятой ранее M , то расчет уточняют повторением, принимая отрезок равным

$$AB_1 = M_1 k_r.$$

На косогорах отрезок AB откладывают на уровне той отметки поверхности, которая соответствует выходу залежи.

Конечную глубину карьеров для месторождений с небольшой длиной определяют в целом для всего месторождения аналитическим методом или методом сравнения вариантов.

При аналитическом методе конечную глубину карьера определяют по формуле В. В. Ржевского. Для наиболее распространенных условий, когда угол падения залежи больше $15-20^\circ$ и углы откосов бортов карьера не резко отличаются друг от друга, применяют формулу

$$H = \operatorname{tg} \gamma_{\text{ср}} (\sqrt{0,025P^2 + 0,32k_r S_n} - 0,16P), \text{ м}, \quad (\text{XV},9)$$

где $\gamma_{\text{ср}}$ — средневзвешенный угол откоса бортов карьера, град;

P — периметр дна карьера, м;

S_n — площадь полезного ископаемого на конечной глубине, м^2 .

Определение параметров P и S_n производят по плану залежи на ориентировочно возможной глубине. Если параметры P и S_n на глубине, определенной по формуле, отличаются от первоначально принятых, то расчет повторяют, принимая новые значения P_1 и S_{n1} .

При определении конечных контуров карьера методом сравнения вариантов принимают несколько вариантов, для каждого из которых определяют текущий, средний или контурный коэффициенты вскрыши. Приращение объема вскрыши между двумя вариантами глубины определяют как разницу между приращением объема горной

массы и приращением объема полезного ископаемого. Приращение объема полезного ископаемого определяют методом горизонтальных параллельных сечений. Приращение объема горной массы выражается как разница между объемами двух карьеров, отличающихся по глубине.

Объем карьера, имеющего форму усеченного конуса, дно которого является выпуклым многоугольником, а глубина примерно одинакова на всем протяжении, может быть определен по формуле

$$V = SH + \frac{1}{2} H^2 P \operatorname{ctg} \gamma_{\text{ср}} + \frac{\pi}{3} H^3 \operatorname{ctg}^2 \gamma_{\text{ср}}, \text{ м}^3, \quad (\text{XV},10)$$

где S — площадь дна карьера, м^2 ;

H — глубина карьера, м;

P — периметр дна карьера, м;

$\gamma_{\text{ср}}$ — средний угол откоса бортов карьера, град.

Особенности определения конечных контуров карьеров на пологопадающих месторождениях. При определении конечных контуров карьера на пологопадающих месторождениях пласт разделяют на заходки шириной $20-50$ м и для каждой строят контур под углом погашения борта карьера. Контурные коэффициенты вскрыши определяют по поперечным сечениям, если месторождение имеет относительно большую длину, или подсчетом объемов, если необходимо учесть объемы торцов карьера.

Особое внимание необходимо уделить определению граничного коэффициента вскрыши, который зависит от применяемой системы разработки. При бестранспортной или комбинированной системе разработки граничный коэффициент вскрыши может достигать $20-25 \text{ м}^3/\text{м}^3$, тогда как при транспортной системе он редко превышает $8-10 \text{ м}^3/\text{м}^3$. Это объясняется тем, что при первых двух системах разработки стоимость выемки породы в $3-4$ раза ниже, чем при транспортной системе.

В случае применения комбинированной системы разработки, когда себестоимость вскрышных работ на нижнем и верхних уступах карьера резко различна, условия конечной глубины по предельно допустимой себестоимости добычи будут иметь вид

$$C_n = C_d + k_6 C_6 + k_r C_r, \text{ руб.}, \quad (\text{XV},11)$$

где k_6 — коэффициент бестранспортной вскрыши;

C_6 — стоимость бестранспортной выемки 1 м^3 породы;

k_r — коэффициент транспортной вскрыши;

C_r — стоимость транспортной выемки 1 м^3 вскрыши.

Особенности определения границ карьера горизонтальных месторождений. При разработке горизонтальных месторождений открытым способом конечная их глубина обычно соответствует отметке почвы пласта. Но в этом случае необходимо установить экономичность применения открытого способа разработки, которая для горизонтально залегающих пластов выражается условием: $k_{\text{ср}} \leq k_r$ ($k_{\text{ср}}$ — средний коэффициент вскрыши, k_r — граничный коэффициент вскрыши).

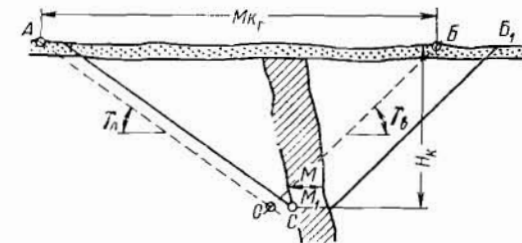


Рис. 282. Определение конечной глубины карьера по графическому методу В. В. Ржевского

Если площадь карьера значительна и можно не учитывать разнос бортов карьера, то средний коэффициент вскрыши можно определить по формуле

$$k_{\text{ср}} = \frac{H}{m}, \text{ м}^3/\text{м}^3,$$

где H — мощность вскрыши, м;

m — мощность полезного ископаемого, м.

При небольших по площади, но глубоких месторождениях коэффициент вскрыши определяют как соотношение объемов вскрыши V и запасов полезного ископаемого Q в контуре карьера.

§ 5. Определение конечной глубины карьера с учетом фактора времени

В рассмотренных методах определения конечной глубины карьера условие экономичности открытых работ выражено в форме сравнения контурного, среднего или текущего коэффициента вскрыши с экономически допустимым граничным коэффициентом вскрыши. При этом затраты на разработку месторождения выявляются косвенно, в виде условного экономического показателя — граничного коэффициента вскрыши. Решение задачи с помощью коэффициентов вскрыши удобно, так как позволяет выразить зависимости между параметрами карьера, элементами залегания месторождения и экономическими показателями простыми математическими формулами. Однако в этом случае невозможен анализ непосредственно денежных затрат и учет разновременности затрат; последний оказывает существенное влияние, особенно при значительных глубинах и больших объемах карьеров. При изменении конечной глубины и контуров карьера разновременность затрат проявляется особенно резко. Различные варианты глубины карьера отличаются не только объемами пустых пород и полезного ископаемого и, следовательно, величиной затрат на разработку месторождения, но и временем вложения этих затрат в производство. Последнее является важнейшим фактором, определяющим экономическую оценку вариантов контуров карьеров. При непосредственном сравнении затрат видна не только экономичность того или иного варианта, но также экономия, достигаемая при оптимальном варианте по сравнению с другими возможными вариантами. Это позволяет более правильно учесть и другие факторы, не учтенные или не полностью учтенные экономическим расчетом (величину потерь и разубоживания, пожароопасность, условия труда, производительность труда горнорабочих и т. д.).

Влияние разновременности затрат можно пояснить на следующем примере.

При определении глубины карьера по контурному коэффициенту вскрыши имеется в виду равенство затрат на открытые и на подземные работы в последнем слое.

Условие экономичной предельной глубины карьера выражается неравенством

$$QC_{\text{д}} + VC_{\text{п}} \leq QC_{\text{п}}, \quad (\text{XV}, 12)$$

где Q — объем извлекаемой руды, m ;

$C_{\text{д}}$, $C_{\text{п}}$ — стоимость выемки 1 m руды соответственно открытым и подземным способом, руб.;

$C_{\text{в}}$ — стоимость 1 m^3 вскрышных работ, руб.

Исходя из этого условия получена известная формула (XV,8) для определения конечной глубины карьера. В действительности отработка месторождения в контурах карьера производится под углом рабочего борта $\gamma_{\text{р}}$, который меньше углов погашения бортов $\gamma_{\text{д}}$ и $\gamma_{\text{в}}$. Вследствие этого большая часть затрат на открытые работы, а именно затраты на выемку вскрыши, будут произведены раньше, чем на подземные работы. Таким образом, затраты на открытые и подземные работы по добыче руды из слоя Q разновременны и не могут быть сопоставлены, прежде чем они не будут приведены к одному моменту оценки.

Следовательно, рассмотренные условия формулы (XV.12), а также формула (XV.8) не отражают действительного соотношения затрат. Кроме того, эти методы не учитывают время отработки нижней части месторождения подземным способом, т. е. время вложения затрат на подземные работы; интенсивность горных работ в карьере, а также происходящее в действительности изменение во времени исходных экономических показателей $C_{\text{д}}$, $C_{\text{п}}$ и $C_{\text{в}}$. Поэтому проектные границы карьеров на многих месторождениях неоднократно пересматривают.

При разработке месторождений карьерами небольшой производственной мощностью и с относительно малой продолжительностью разработки влияние разновременности затрат было незначительным. В настоящее время, особенно при разработке глубокими карьерами-гигантами, когда ежегодные объемы работ в карьерах достигают нескольких десятков миллионов кубических метров, учет разновременности затрат при определении конечных контуров карьера необходим.

Общая схема и порядок решения задачи следующие.

1. Принимают несколько возможных вариантов глубины карьера. При этом имеется в виду, что запасы ниже контура карьера должны быть отработаны подземным способом и разработка осуществлена раньше открытых работ, одновременно с ними или после их окончания.

2. Для каждого варианта глубины карьера строят календарные планы для открытых и подземных работ и определяют для каждого года объем работы по вскрыше, добыче руды, а также объемы горнокапитальных работ.

3. Определяют по каждому варианту все виды эксплуатационных и капитальных затрат для каждого года работ, а затем приводят их к одному моменту оценки.

Учет фактора времени позволяет вскрыть влияние многих факторов. В табл. 63 показано влияние горнотехнических факторов на конечную глубину карьера.

Таблица 63

Влияние горнотехнических факторов на конечную глубину карьера

Условия разработки	Значение конечной глубины карьера, %	
	по формуле (XV,8)	при оценке по приведенным затратам (прибыли)
<i>Влияние способа вскрытия и угла рабочего борта</i>		
Спиральными железнодорожными съездами	100	50
Автомобильными скользящими съездами	90	110
<i>Влияние порядка разработки</i>		
Разработка без очередей	100	75
Разработка с выделением очередей по вскрыше	90	140
<i>Влияние интенсивности отработки</i>		
Скорость понижения горных работ в карьере, м/год:		
10	100	60
15	90	110
<i>Влияние времени начала подземных работ</i>		
Подземные работы:		
после окончания открытых работ	100	60
одновременно с открытыми работами	80—90	150

Установлено, что на конечную глубину карьера кроме тех факторов, которые обычно учитывают при решении задачи, имеет влияние порядок разработки, способ вскрытия и угол рабочего борта, интенсивность ведения горных работ, время начала подземных работ и соотношение между производственной мощностью карьера и шахты.

Конечная глубина карьера возрастает при повышении угла рабочего борта, так как при этом уменьшаются объем вскрыши в первый период; вклад части затрат переносится на более поздние годы и вследствие этого повышается экономическая эффективность открытого способа разработки.

Для расширения границ открытых работ необходимо стремиться к увеличению угла откоса рабочего борта и улучшению режима горных работ.

Улучшение режима горных работ по вскрыше, т. е. снижение годовых объемов вскрыши в первый период разработки и увеличение их в последний, может быть осуществимо при отработке месторождения этапами. При этом прямые затраты возрастают, что оказывает влияние на уменьшение конечной глубины карьера при расчете обычными методами. Но такой порядок разработки обеспечивает более экономичное распределение затрат во времени и вследствие

этого учет фактора времени дает значительно большую конечную глубину карьера.

Другим важным фактором, определяющим конечную глубину карьера, является интенсивность отработки месторождения, влияние которой также вскрывается только при учете фактора времени. Скорость понижения уровня горных работ существенно влияет на экономические результаты разработки: чем больше интенсивность отработки, тем больше общая прибыль и, следовательно, тем больше конечная глубина карьера.

Конечная глубина карьера зависит от соотношения интенсивности открытых и подземных разработок или от соотношения производственной мощности карьера, обрабатывающего верхнюю часть месторождения, и рудника, обрабатывающего нижнюю часть месторождения. Если скорость понижения уровня горных работ в карьере и шахте одна и та же или если производственная мощность карьера и шахты одинакова, то их изменение (в одинаковых пределах) не влияет на значение конечной глубины карьера.

Так как на одном и том же месторождении (залежи) максимально возможная производственная мощность карьера обычно в несколько раз больше максимально возможной производственной мощности рудника, то этот фактор необходимо обязательно учитывать при расчете.

Конечная глубина карьера зависит также от начала отработки нижней части месторождения подземным способом. При этом фактор времени влияет на экономические результаты отработки. Несмотря на то что при одновременной разработке месторождения открытыми и подземными работами затраты как в карьере, так и в шахте несколько повышаются, сравнительная экономичность открытых работ резко возрастает.

В настоящее время необходим учет ценности занимаемого промышленными предприятиями пространства земли, расходов на геологоразведочные работы, горной ренты на асбестовые и некоторые другие месторождения. На особо ценных месторождениях и при высокой сельскохозяйственной ценности земли влияние этих факторов весьма значительно и приводит к уменьшению проектных контуров карьеров. Таким образом, учет разновременности затрат существенно изменяет результаты расчетов границ карьера по сравнению с обычными методами.

При ориентировочной качественной оценке предпочтение должно отдаваться тому варианту, при котором вложение капитальных затрат относится на более поздние сроки, а получение наибольших прибылей осуществляется раньше.

Если открытая разработка месторождения осуществляется с наилучшим режимом горных работ (угол рабочего борта 15—17°; работы от центра к флангам или осуществляются по этапам и с высокой интенсивностью), то конечная глубина карьера, рассчитанная по приведенным затратам или прибыли, в 1,2—1,5 раза больше, чем ее значение, полученное при расчете по общепринятой формуле.

Такой же вывод можно сделать, если предполагаемая производственная мощность рудника меньше, чем карьера, или если подземные работы начинают одновременно с открытыми. Если же открытая разработка возможна только с наилучшими параметрами режима горных работ, интенсивность работ в карьере незначительна и не выше, чем в шахте, а подземные разработки предполагается осуществлять после окончания открытых работ, то конечная глубина карьера, рассчитанная по приведенным затратам, в 1,5—2 раза меньше, чем полученная при расчете по общепринятой формуле.

§ 6. Особенности обоснования контуров глубоких карьеров

При большой глубине и значительных запасах месторождения длительность его полной отработки превышает 15—20 лет, а иногда достигает 30—40 лет. В этом случае установить в проекте достаточно точные конечные контуры карьера, вследствие снижения точности расчетов с течением времени, не представляется возможным. Поэтому рекомендуется установить перспективные и промежуточные контуры карьера, которые ограничивают развитие ведения открытых работ по отдельным периодам.

С учетом действительного развития открытых работ в карьере определяющее значение имеет не проектная глубина карьера, а проектный его контур на поверхности. Это объясняется тем, что горные работы в карьере при их развитии достигают проектного контура в 2—3 раза быстрее, чем проектной глубины. Поэтому при определении границ открытой разработки необходимо прежде всего устанавливать не глубину карьера, а его контур на поверхности, т. е. расчет надо вести от установленного контура на поверхности к проектированию его глубины.

Общая схема расчета состоит в следующем. Прежде всего устанавливают перспективные и ряд промежуточных контуров. Перспективные контуры на поверхности карьера ограничивают возможное развитие открытых работ по экономическим и другим условиям. Эти контуры определяют и зону, внутри которой не должно вестись строительство долгосрочных зданий и сооружений (крупных гидротехнических сооружений, больших общественных зданий и т. п.).

Перспективные контуры по глубине карьера ограничивают участки месторождения, способ разработки которых не может считаться окончательным. Выше этих участков расположена зона открытых работ, ниже — зона подземных работ. Промежуточные контуры карьера проектируются с заданным интервалом времени, который в общем случае рекомендуется принимать в пределах 10—12 лет. Точность расчета промежуточных контуров различна.

Первый промежуточный контур карьера должен иметь высокую точность с погрешностью расчетов около 5—10%. Она вполне может быть достигнута, так как обеспечивается высокой степенью разведанности верхних горизонтов месторождения и высокой степенью достоверности исходных экономических показателей.

Второй промежуточный контур, находящийся за пределами 20—25 лет, может иметь погрешность порядка 20—25%. Погрешность последующих контуров, в том числе и перспективного конечного контура карьера, еще выше. В расчетах она может быть принята около $\pm 50\%$. Расчет экономичности открытых горных работ в каждом ближайшем промежуточном контуре карьера должен осуществляться с учетом фактора времени. Однако с несколько меньшей точностью экономичность открытых работ в ближайшем промежуточном контуре карьера может быть установлена по текущему коэффициенту вскрыши. Оценка экономичности открытой разработки в последующих контурах карьера вследствие невысокой точности расчета может быть осуществлена по среднему коэффициенту вскрыши.

По мере развития горных работ промежуточные контуры карьера и экономичность ведения в них открытых работ должны уточняться.

Когда горные работы по верхнему уступу карьера достигнут первого промежуточного контура, то необходимо произвести проверку экономичности дальнейшего развития открытых работ в пределах второго контура, т. е. на последующие 10—12 лет. Если дальнейшее расширение открытых работ окажется экономичным, то расчетом должны быть уточнены второй и последующий контуры. Через 10—12 лет должно быть произведено уточнение третьего промежуточного контура и т. д.

Если дальнейшее расширение открытых работ окажется неэкономичным, то они будут погашаться по границе, установленной исходя из первого промежуточного контура. К этому времени могут быть достаточно хорошо исследована устойчивость пород, весьма точно определены значения углов погашения пород и точно установлена конечная глубина карьера.

ГЛАВА XVI

ПРОИЗВОДСТВЕННАЯ МОЩНОСТЬ КАРЬЕРОВ

§ 1. Производственная мощность карьера и факторы ее определяющие

Производственная мощность карьера — это количество горной массы, добываемой в карьере в единицу времени. Производственную мощность карьера измеряют в тоннах или кубометрах и исчисляют в смену, сутки, месяц и год.

Взаимосвязь между объемами работ карьера по полезному ископаемому, вскрыше и горной массе следующая:

$$P_v = P_n k_T, \text{ м}^3,$$

$$P_{г. м} = P_n \cdot \frac{1}{\gamma_n} + P_v = P_n \left(\frac{1}{\gamma_n} + k_T \right), \quad (\text{XVI}, 1)$$

где P_n — производительность карьера по ископаемому, $m/год$;
 P_v — объем работ по вскрыше, $m^3/год$;
 $P_{г.м}$ — годовой объем по горной массе, m^3 ;
 $k_{г.м}$ — текущий коэффициент вскрыши, m^3/m ;
 γ_n — объемный вес полезного ископаемого, t/m^3 .

Обоснование производственной мощности карьера по полезному ископаемому является технико-экономической задачей, так как для ее решения необходим анализ технических факторов и экономических результатов. Целью разработки месторождения является не только добыча полезного ископаемого в установленном размере, но и достижение в результате этого наибольшего экономического эффекта, т. е. максимальной прибыли. Поэтому производственная мощность по полезному ископаемому должна быть оптимальной, т. е. такой, при которой в результате разработки месторождения достигается максимальная прибыль. Так как в затратах на открытую разработку большая доля падает на вскрышные работы, то определение оптимальной производственной мощности карьера невозможно без учета вскрышных работ. Поэтому она должна быть оптимальной не только по полезному ископаемому, но и по вскрыше.

На величину производственной мощности карьера влияет большое число технических и экономических факторов: потребность народного хозяйства в полезном ископаемом; отпускная цена на товарную продукцию; себестоимость 1 m добычи с учетом погашения затрат на вскрышные работы; геологические условия месторождения; величина запасов полезного ископаемого; способ вскрытия; система разработки и т. д.

Вследствие значительного количества определяющих факторов, большинство из которых взаимосвязаны, решение задачи по определению оптимальной производственной мощности карьера представляет трудность и требует тщательного выявления и анализа основных факторов.

Факторы, ограничивающие производственную мощность карьера, можно разделить на горнотехнические и экономические. Основными горнотехническими факторами, определяющими производственную мощность карьера, являются: провозная способность транспортных коммуникаций; интенсивность развития горных работ и число добычных экскаваторов. Провозная способность транспортных коммуникаций ограничивает объем горной массы, выдаваемой из карьера и, следовательно, добычу полезного ископаемого. В общем случае ограничение производственной мощности карьера по горной массе по условию провозной способности транспорта выражается формулой

$$P_{г.м} = N_T P_T, m^3/год, \quad (XVI,2)$$

где N_T — количество грузотранспортных выходов из карьера;
 P_T — провозная способность грузотранспортного выхода, $m^3/год$.
 Количество грузотранспортных выходов из карьера обычно ограничивается по условиям их взаимного размещения, а производ-

ственная мощность каждого транспортного выхода определяется его конструкцией и параметрами.

При железнодорожном транспорте число капитальных траншей и железнодорожных станций на одном карьере обычно не более одной, на крупном карьере — не более двух. Пропускная способность современных карьерных коммуникаций колеблется в пределах: однокольные траншеи и простые съезды — 15—20 пар поездов в смену; двухкольные траншеи и сложные съезды — 50—60 пар поездов в смену; карьерные железнодорожные станции — 200—250 пар поездов в сутки. При заданном весе поезда, равном nq , и известной пропускной способности N поездов определяется провозная способность транспортного выхода

$$P_T = \frac{N}{f} nq, T, \quad (XVI,3)$$

где f — коэффициент резерва провозной способности ($f = 1,2-1,25$).

При автомобильном транспорте число транспортных выходов может быть больше, но для нижних горизонтов (глубже 30—40 м) оно обычно составляет не более 2—3 на одном карьере. Пропускная способность автомобильного съезда или траншей с двухполосным движением в обычных климатических условиях составляет 200—250 пар автомобилей в 1 ч.

Количество наклонных подъемников (скиповых или конвейерных) ограничивается рациональными размерами рабочей зоны внутри карьера, приходящейся на один подъемник, условиями размещения перегрузочных пунктов на поверхности и длиной нерабочих бортов, на которых могут быть размещены подъемники. Расстояние между перегрузочными пунктами подъемников на поверхности; обеспечивающее необходимое развитие железнодорожных путей и нормальный обмен поездов, составляет 250—300 м. Если на поверхности используется не железнодорожный, а автомобильный транспорт, то это расстояние может быть уменьшено до 185—150 м. Производительность современных скиповых и конвейерных подъемников составляет 7—12 млн. m в год (табл. 64).

Возможная производственная мощность карьера по интенсивности развития горных работ определяется обычно при наклонном

Таблица 64
 Производительность транспортных коммуникаций (средств) на карьерах

Наименование транспортных средств	Производительность одного транспортного потока, тыс. $m/ч$
Железнодорожный транспорт	До 4—10
Автомобильный транспорт	» 3—4,5
Конвейерный транспорт	» 20—25
Наклонные скиповые подъемники	» 2—5

и крутом падении залежи скоростью понижения горных работ, при пологом и горизонтальном залегании — скоростью подвигания фронта работ. Зависимость между величиной годового понижения горных работ и производственной мощностью карьера по полезному ископаемому приведена в главе XIII.

При горизонтальном и пологом залегании зависимость между производственной мощностью карьера и скоростью подвигания фронта работ будет

$$P_n = mLv_n\gamma_n\eta(1 + \rho), \text{ м/год}, \quad (\text{XVI},4)$$

где m — средняя мощность пласта, м;

L — длина фронта по добычному уступу, м;

v_n — скорость подвигания фронта работ по полезному ископаемому, м/год;

η_n — коэффициент извлечения, %;

ρ — разубоживание, %.

Скорость подвигания добычного фронта работ v_n не может превышать скорость подвигания вскрышных работ v_b , которая обычно определяется числом и производительностью вскрышных экскаваторов. При бестранспортных системах разработки должно соблюдаться условие $v_n = v_b$, а v_b определяется по формуле

$$v_b = \frac{P_3}{H_b L_b}, \text{ м/год}, \quad (\text{XVI},5)$$

где P_3 — производительность основных вскрышных экскаваторов, м³/год;

H_b и L_b — высота и длина вскрышного уступа, обрабатываемого этими экскаваторами, м.

При транспортной системе скорость подвигания вскрышных работ определяется по формуле

$$v_b = \frac{P_3}{H_b L_6}, \quad (\text{XVI},6)$$

где P_3 — производительность вскрышного экскаватора, м³/год;

H_b — высота вскрышного уступа, м;

L_6 — длина блока, м.

Число добычных экскаваторов в общем случае определяется по формуле

$$N_3 = N_d m, \quad (\text{XVI},7)$$

где N_d — число добычных уступов;

m — число экскаваторов на одном уступе.

Число экскаваторов может быть определено графически путем их расстановки на нескольких характерных погоризонтных планах, в достаточной степени отражающих особенности горных работ за рассматриваемый период.

К экономическим факторам, определяющим производственную мощность карьера, относят: величину удельных и абсолютных капитальных затрат на строительство карьера; себестоимость и отпуск-

ную цену товарной продукции; размер оплаты за земельные площади, занимаемые предприятием; величину горной ренты и т. д.

Факторами, ограничивающими возможную производительность карьера, являются потребность в полезном ископаемом и величина абсолютных капитальных затрат.

Потребность в полезном ископаемом задается директивно или принимается в соответствии с планом развития района. Уровень потребности в полезном ископаемом является жестким ограничением, если карьер обеспечивает ограниченное число предприятий со стабильной потребностью в данном сырье или топливе (например, определенную обогатительную фабрику или ТЭЦ).

Величина абсолютных капитальных затрат прямо пропорциональна производственной мощности карьера. Это относится прежде всего к месторождениям с ограниченными запасами.

Капитальные затраты на строительство карьера почти полностью погашаются на извлекаемые запасы. Поэтому при ограниченных запасах, чем больше производственная мощность карьера, тем больше амортизация капитальных затрат в себестоимости 1 т полезного ископаемого. Несмотря на то что с увеличением производственной мощности карьера эксплуатационные расходы (в основном зарплата и электроэнергия) сокращаются, при небольших сроках отработки месторождения (меньше 15—20 лет) указанную зависимость необходимо учитывать. Величина амортизации капитальных затрат в себестоимости 1 т полезного ископаемого может стать особенно ощутимой, если при интенсивной отработке месторождений с небольшими запасами предполагается строительство сооружений поверхностного комплекса, проходка траншей большого сечения, строительство дорог и т. д. Остальные экономические факторы не служат безусловным ограничением максимальной производительности, в общем случае учет этих факторов позволяет установить оптимальную производственную мощность карьера.

Удельные капитальные затраты и себестоимость 1 т горной массы с увеличением производственной мощности карьера сокращаются. Эта зависимость различна для разных отраслей горной промышленности и для различных диапазонов изменения производственной мощности карьера.

Отпускная цена на товарную продукцию зависит от ее качества и определяет ценность полезного ископаемого и тем самым рентабельность разработки. В общем виде между величиной оптимальной производственной мощности карьера и отпускной ценой имеет место пропорциональная зависимость. Чем выше уровень отпускных цен, тем больше значение оптимальной производственной мощности карьера.

При оценке этой зависимости необходим учет фактора времени, так как надо оценить не только величину затрат и доходов, но и их распределение во времени. Влияние фактора времени наиболее существенно на месторождениях ценных руд с высокими отпускными ценами, а также на месторождениях с большими коэффициентами

вскрыши. Зависимость производственной мощности карьера от фактора времени сложна и выявляется в общей экономико-математической модели карьера. Однако в общем виде учет фактора времени указывает на необходимость интенсификации разработки месторождений.

На месторождениях с большими запасами (условно неограниченными) производственная мощность карьера должна приниматься максимальной по горнотехническим факторам и условиям сбыта продукции. В этих условиях максимальная его производственная мощность наиболее экономична.

На месторождениях с ограниченными запасами, когда при оценке по максимально возможной производительности срок службы предприятия менее 20—25 лет, необходимо рассчитывать оптимальное значение производственной мощности карьера.

§ 2. Рациональный календарный график вскрышных и добычных работ

Экономическая оценка и анализ календарного плана вскрышных и добычных работ необходимы при обосновании оптимальной производственной мощности карьера как по полезному ископаемому, так и по вскрыше. При заданной постоянной производственной мощности карьера по добыче

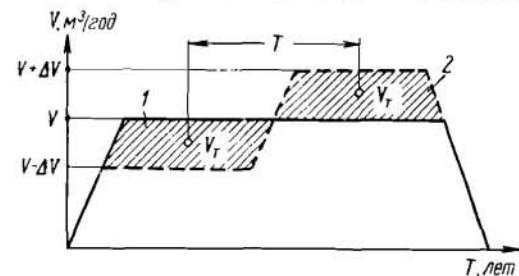


Рис. 283. Варианты равномерного (1) и ступенчатого (2) распределения объемов вскрыши по годам разработки

полезного ископаемого в течение определенного периода годовые объемы вскрыши могут быть также постоянными, но могут и изменяться во времени различным образом в зависимости от условий залегания месторождения, способа вскрытия, системы разработки и других факторов. Изменяя параметры

горных работ и направление их развития, можно добиться изменения календарного распределения вскрыши. При этом необходимо знать, какая форма и какие параметры календарного графика вскрыши наиболее экономичны.

Оценим рациональность плана вскрышных работ в общем виде на примере экономического сравнения двух форм графика (рис. 283), имея при этом в виду, что производственная мощность карьера по добыче в обоих вариантах одинакова. Объем пустых пород в контурах карьера одинаков в том и другом варианте, но распределение вскрыши по годам в течение срока разработки T различно.

При первом варианте производственная мощность карьера по вскрыше постоянна в течение всего эксплуатационного периода. При втором варианте весь срок разработки разделен на два периода,

различающихся годовыми объемами вскрыши. В первый период годовые объемы вскрыши меньше на ΔV ($\text{м}^3/\text{год}$), а во второй период больше на эту же величину, чем в первом варианте. Выемка части, пустых пород объемом V_T отнесена с первого на второй период, т. е. на T лет позднее.

Варианты различаются распределением объемов и, следовательно, затраты во времени могут быть оценены только с учетом фактора времени, т. е. по приведенным затратам. По величине эксплуатационных затрат второй вариант экономичнее. Средства, сэкономленные в первый период благодаря уменьшению годовых объемов вскрыши, будут в течение T лет экономически эффективно использоваться в народном хозяйстве и дадут прирост. Выемка того же объема вскрыши V_T через T лет может быть осуществлена более совершенными машинами, и следовательно, с наименьшими затратами.

Разница в капитальных затратах не всегда в пользу второго варианта; она зависит от продолжительности периода и соотношения между величиной капитальных затрат, вкладываемых при строительстве карьера, и величиной капитальных затрат, вкладываемых при увеличении объемов работ, т. е. в начале второго периода.

При небольшой продолжительности периода (менее 5—7 лет), а также если в период строительства, исходя из горногеологических условий, вкладывается более 70—80% всех капитальных затрат, второй вариант оказывается менее экономичным. Задача имеет экстремальный характер: технико-экономическая оценка возможных вариантов позволяет найти оптимальный вариант.

Так как указанные исключения весьма редки, то можно полагать (особенно при транспортной системе разработки), что более экономичен второй вариант, т. е. ступенчатый график вскрышных работ. Из этого следует первый признак рационального плана вскрышных работ — в любой период разработки, за исключением периода затухания работ на месторождении, текущий коэффициент вскрыши должен быть минимальным или меньше, чем в последующем периоде:

$$k_{T_1} < k_{T_2} < \dots < k_{T_i}. \quad (\text{XVI},8)$$

В соответствии с этим производственная мощность карьера по вскрыше в каждом последующем этапе должна быть больше, чем в предыдущем, т. е.

$$P_{b_1} < P_{b_2} < \dots < P_{b_i}. \quad (\text{XVI},9)$$

Анализ опыта развития глубоких карьеров с транспортной системой разработки дает основание полагать, что их производственная мощность по добыче полезного ископаемого также должна быть возрастающей непрерывно или ступенями (рис. 284).

Добыча полезного ископаемого не должна прерываться или уменьшаться в какие-либо периоды в момент перехода горных работ через промежуточный контур и в течение всего срока разработки должна быть выдержанной соответственно плановым заданиям, т. е. постоянной или чаще возрастающей во времени.

Возрастающие графики производственной мощности карьера по добыче полезного ископаемого и выемке вскрыши соответствуют существующей практике хозяйственного плана развития и ведения открытых горных работ и, стимулируя использование внутренних резервов и внедрение новых методов и техники, способствуют улучшению технико-экономических показателей. В проектах производственная мощность карьера часто принималась постоянной на сравнительно длительный период времени (на 10—15 лет и более). В действительности же на большинстве рудных, угольных и нерудных карьерах она ежегодно возрастает.

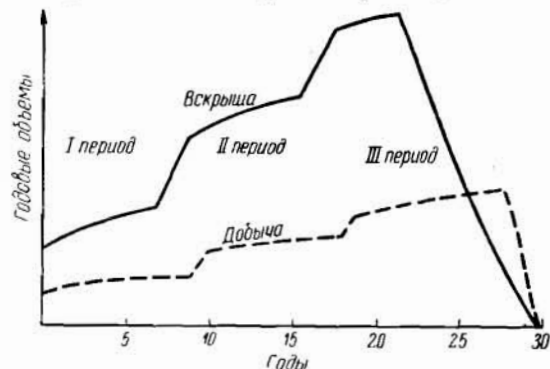


Рис. 234. Рациональный календарный график вскрышных и добычных работ в карьере

Практика показывает, что даже незначительное снижение производственной мощности карьера, т. е. по существу неполное использование мощности, резко снижает технико-экономические показатели.

Вложение капитальных затрат на развитие производственной мощности карьеров по вскрыше и по добыче на отдельном карьере обычно не может производиться ежегодно равными долями, так как связано с приобретением дорогостоящего оборудования и устройством сооружений — отвалов, станций и граншей. Исходя из технологии открытых горных работ, крупные капиталовложения целесообразно осуществлять периодически, связывая эти вложения с реконструкцией и одновременным повышением производственной мощности предприятия. Из этого следует второй признак рационального плана вскрышных работ — ступенчатость календарного графика вскрыши и добычи и, следовательно, этапность в развитии горных работ на карьере.

Основные параметры ступенчатого графика режима горных работ: продолжительность этапа; высота ступени; характер изменения графика внутри этапа. Рациональная продолжительность этапа по большинству организационно-технических и экономических факторов ограничивается 7—10 годами.

Характер изменения графика внутри этапа определяется приближенно возрастающей прямой, а более точно — графиком степенной функции, чем определяется ежегодный прирост производительности

горно-транспортного оборудования. Высота ступени графика определяется по известной длительности этапа, характеру и темпам повышения ежегодного объема работ внутри этапа при соблюдении первого признака рационального графика.

§ 3. Характеристика качества товарной продукции и полезного ископаемого

В процессе добычи и переработки полезное ископаемое может быть представлено в следующих стадиях: исходное сырье, т. е. руда в массиве; сырая руда, т. е. руда, подаваемая на обогатительную фабрику; товарная руда или концентрат — продукты обогащения сырой руды; конечный продукт, получаемый в результате обработки концентрата — металл (в черной металлургии — обычно чугуны).

Исходная руда характеризуется содержанием в (%) полезного компонента (металла) в массиве (α). Содержание полезного компонента (металла) в сырой руде (α') обычно меньше, чем α , за счет разубоживания при погрузке, а также за счет других стадий технологического процесса.

Величина разубоживания определяется как отношение разности содержаний полезного компонента в массиве и сырой руде к содержанию в массиве и выражается в долях единицы

$$\rho = \frac{\alpha - \alpha'}{\alpha}, \quad (\text{XVI},10)$$

или в процентах

$$r = \frac{\alpha - \alpha'}{\alpha} \cdot 100. \quad (\text{XVI},11)$$

Расчеты удобнее производить, выражая разубоживание в долях единицы. Перевод одной зависимости в другую

$$\rho = \frac{r}{100}, \text{ долей единицы}$$

и

$$r = \rho \cdot 100, \%$$

При открытой разработке разубоживание руд цветных металлов в среднем составляет от 5—15 до 50—60%, разубоживание руд черных металлов — 3—5%.

В процессе разведки и эксплуатации содержание полезного компонента в массиве и в сырой руде определяется опробованием. При проектировании содержания полезного компонента принимается по данным геологоразведочных работ, а величина разубоживания — по данным практики аналогичных предприятий.

Если промышленные запасы полезного ископаемого Z , коэффициент извлечения η , то объем сырой руды, которая будет добыта при разработке, равен

$$Q = Z\eta(1 + \rho), \text{ м}^3 \quad (\text{XVI},12)$$

Выход сырой руды из единицы объема в массиве равен

$$\gamma_p = \eta(1 + \rho), \text{ долей единицы.} \quad (\text{XVI,13})$$

Объем сырой руды является исходным показателем для расчета производственной мощности карьера, определения выхода товарной продукции и расчета технико-экономических показателей. В этих расчетах используют зависимости между содержанием, извлечением и выходом промышленного продукта из сырой руды при извлечении из руды одного полезного компонента.

Выход концентрата из добытой руды будет

$$\gamma_k = \frac{\alpha \varepsilon_k}{\beta}, \quad (\text{XVI,14})$$

где ε_k — извлечение полезного компонента из сырой руды в концентрат, долей единицы;

β — содержание полезного компонента в концентрате, %.

Выход товарного продукта (металла) из концентрата будет

$$\gamma_m = \frac{\beta \varepsilon_m}{\delta}, \quad (\text{XVI,15})$$

где ε_m — извлечение полезного компонента из концентрата, долей единицы;

δ — содержание полезного компонента в товарной продукции (часто $\delta = 100$), %.

Выход товарного продукта из руды в массиве составляет

$$\gamma = \gamma_k \cdot \gamma_m$$

или

$$\gamma = \frac{\alpha \varepsilon (1 - \rho)}{\delta}, \quad (\text{XVI,16})$$

где ε — общее извлечение полезного компонента из добытой руды, долей единицы.

При проектировании решаются различные задачи, связанные с качественной характеристикой руд, в том числе и определение годового объема добычи руды для получения заданного объема товарной продукции (концентрата) N (т/год) при заданном содержании металла в концентрате β (%).

Расход сырой руды на 1 т концентрата будет

$$Q_1 = \frac{1}{\gamma_k} = \frac{\beta}{\alpha' \varepsilon_k} = \frac{\beta}{\alpha \cdot \varepsilon_k (1 - \rho)}, \text{ т.} \quad (\text{XVI,17})$$

Годовая добыча сырой руды с содержанием α' для получения N_T концентрата с содержанием β составляет

$$Q = N Q_1 = \frac{N}{\gamma_k} = \frac{N \beta}{\alpha' \varepsilon_k}, \text{ т.} \quad (\text{XVI,18})$$

При раздельной разработке нескольких сортов руд, соотношение между которыми в долях единицы составляет U_1, U_2, \dots, U_n , годовая добыча сырой руды будет

$$Q = \frac{N}{U_1 \gamma_{k_1} + U_2 \gamma_{k_2} + \dots + U_n \gamma_{k_n}}, \text{ т.} \quad (\text{XVI,19})$$

где $\gamma_{k_1}, \gamma_{k_2}, \dots, \gamma_{k_n}$ — выход концентрата из руды соответственно 1-го, 2 и n -го сортов.

§ 4. Обоснование производственной мощности карьера и календарный план

Производственная мощность карьера по добыче полезного ископаемого с разделением на различные сорта часто бывает задана. В этом случае задача сводится в основном к анализу горнотехнических условий и установлению технической возможности, а также экономической целесообразности добычи полезного ископаемого в заданном объеме. Однако в практике проектирования бывают случаи, когда производственная мощность карьера неизвестна и обосновывается только в проекте. Так, в задании на проектирование может быть задана производственная мощность комбината, включающего группу карьеров, а производственная мощность каждого отдельного карьера должна быть определена.

При решении задачи необходимо определить оптимальную производственную мощность карьера, т. е. когда может быть достигнут наибольший экономический эффект — максимальная прибыль за оцениваемый длительный период разработки.

В современных экономических условиях, особенно на месторождениях с большими запасами полезного ископаемого, наибольший экономический эффект достигается при производственной мощности карьера максимально возможной по горнотехническим факторам и условиям сбыта продукции. Поэтому при проектировании обычно путем анализа находят ограничивающие факторы и тем самым направляют максимально возможную производственную мощность карьера, затем (принимая несколько вариантов) по производительности делают экономическую оценку и находят оптимальное значение.

На месторождениях с большими коэффициентами вскрыши экономическая сущность задачи обоснования оптимальной производственной мощности карьера, если отвлечься от внешних факторов (потребность в товарной продукции, капиталовложения и др.), сводится к технико-экономической оценке режима ведения горных работ, т. е. соизмерению одновременных затрат и доходов. Поэтому в качестве экономического критерия для оценки наиболее вероятных вариантов производственной мощности карьера должна быть принята величина максимальной приведенной прибыли.

Количество возможных и вероятных вариантов производственной мощности карьера в конкретных условиях обычно сравнительно

невелико, поэтому расчет приведенной прибыли может быть произведен табличным методом. При этом для каждого варианта должен быть составлен эскизный проект, установлен порядок отработки месторождения, построен календарный план. На основании этих данных определяют себестоимость добычи, вскрыши, затраты на строительство карьера и освоение его производственной мощности, ежегодные эксплуатационные затраты и доходы. Затем все виды затрат и доходов пересчитывают, приведя к одному моменту оценки (например, к первому году эксплуатации), и определяют величину максимальной приведенной прибыли.

При окончательной оценке учитывают также факторы, которые не могли быть учтены в экономической форме.

Упрощенный метод экономической оценки вариантов состоит в том, что в качестве оптимальной принимают такую производственную мощность, при которой срок службы карьера соответствует физическому и моральному износу основных зданий и сооружений. Принимая срок службы карьера T , определяют его производственную мощность по формуле

$$P_{\text{п}} = \frac{Z}{T}, \quad (\text{XVI},20)$$

где Z — запасы месторождения, извлекаемые при разработке.

В угольной промышленности техническими направлениями по проектированию и строительству карьеров предусматриваются следующие производственные мощности и сроки службы карьеров (табл. 65).

Таблица 65
Производственная мощность и срок службы карьеров

Месторождения	Годовая производственная мощность по углю, млн. т	Срок службы карьера, лет
Крупные	10—12	35—40
С ограниченными запасами	3—5	25—30
С малыми запасами	1—2	5—10

В рудной промышленности Нормами технологического проектирования предлагаются следующие нормальные сроки эксплуатации карьера при годовой производственной мощности по руде (млн. т): до 1—2 — 15—20 лет; до 2—5 — 20—25 лет; до 5—10 — 25—35 лет; более 10—40 лет.

Рекомендованные нормами технологического проектирования соотношения срока службы и производственной мощности карьера должны корректироваться в конкретных горнотехнических условиях. В течение длительного времени (около 15—20 лет) эти соотношения неоднократно пересматривались в сторону уменьшения сроков, что наблюдается также и в настоящее время.

Точность определения производственной мощности карьера зависит от времени. Со сравнительно высокой точностью (около 10—

15%) мощность может быть принята только на ближайший период времени — на 10—12 лет. Для последующих периодов производственная мощность карьера может быть принята только перспективной с точностью до 20—25% для второго периода, и с точностью $\pm 50\%$ для периодов, находящихся за пределами 20—25 летнего срока. Значения перспективной мощности второго и последующих периодов должны со временем уточняться при реконструкции.

Исключением являются карьеры, где производственная мощность устанавливается по производительности основного агрегата (транспортно-отвального моста или мощного вскрышного экскаватора), технические возможности которого могут остаться неизменными в течение длительного периода времени.

Объем работ карьера по вскрыше приблизительно устанавливается по среднему коэффициенту вскрыши, т. е.

$$P_{\text{в}} = P_{\text{п}} k_{\text{ср}} k_{\text{н}}, \quad (\text{XVI},21)$$

где $P_{\text{в}}$ — производственная мощность карьера по вскрыше;
 $P_{\text{п}}$ — производственная мощность карьера по добыче полезного ископаемого;
 $k_{\text{н}} = 1,1 - 1,3$ — коэффициент неравномерности распределения вскрыши по годам;
 $k_{\text{ср}}$ — средний коэффициент вскрыши.

Вследствие неравномерного распределения вскрыши по годам общий срок разработки карьера рекомендуется разделить на несколько периодов, для каждого из которых принимается определенное более точное значение среднего коэффициента вскрыши и коэффициента неравномерности.

Расчет по формуле (XVI, 21) пригоден только как ориентировочный. Более точно производственная мощность карьера по вскрыше устанавливается на основании календарного плана, который выполняется в проекте согласно принятому порядку развития горных работ в карьере и в соответствии с заданной производительностью по добыче полезного ископаемого.

Календарный график вскрыши (рис. 285, б) может быть получен преобразованием (трансформации) графика режима горных работ (рис. 285, а). Для этого по известной (заданной) производственной мощности карьера по полезному ископаемому P_i определяют срок отработки любого i -го слоя с запасом полезного ископаемого равного Q_i , т. е.

$$t_i = \frac{Q_i}{P_i}. \quad (\text{XVI},22)$$

Исходя из срока отработки слоя t_i и объема вскрыши в слое V_i , определяют требуемую производственную мощность карьера по вскрыше

$$P_{\text{в}} = \frac{V_i}{t_i}. \quad (\text{XVI},23)$$

Результаты расчетов выражают в форме таблиц и календарных графиков вида $V = f(T)$. На графике по оси абсцисс откладывают время (рис. 285, б), используя две шкалы: на верхней показаны годы эксплуатации, на нижней — срок отработки слоя. Определив продолжительность отработки каждого слоя по формуле (XVI,22), отмечают на нижней шкале срок отработки каждого слоя как сумму предыдущих периодов.

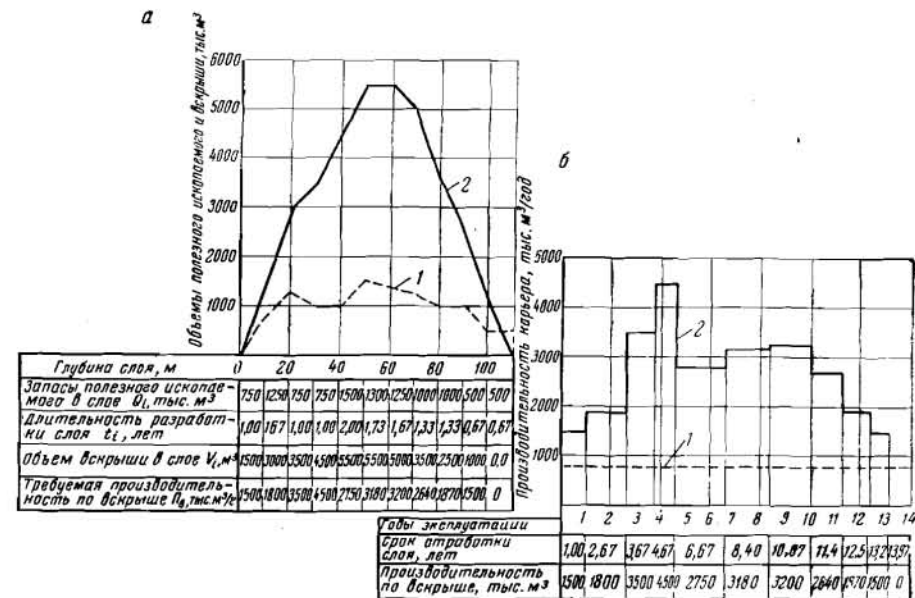


Рис. 285. Трансформация графика режима горных работ (а) в календарный график (б)

Затем по формуле (XVI, 23) находят для каждого периода значение требуемой производственной мощности карьера по вскрыше, соответственно $P_{в1}$, $P_{в2}$ и т. д., и строят календарные графики

$$P_{вi} = f(T) \text{ и } P_{вj} = f(T).$$

Полученные календарные графики могут быть очень неравномерными и поэтому их нужно регулировать. Основная задача регулирования календарного плана сводится к установлению наиболее экономичного распределения вскрыши по периодам отработки карьера, обеспечивающего в то же время безопасную добычу полезного ископаемого в заданных объемах. Для устранения возможных осложнений, связанных с пиковыми объемами вскрыши, производят выравнивание графика вскрыши.

Для регулирования календарного графика вскрыши используют следующие приемы.

Календарный план горных работ

Горизонты карьера	Вид работ	Общий объем работ за весь срок существования карьера	Годы работы				
			1	2	3	4	5
+150 м и выше	Вскрышные, тыс. м ³	3 212	350	350	350	300	300
	В том числе: по нескальным породам, тыс. м ³	2 183	200	200	250	250	200
	По руде, тыс. т	2 049	—	300	300	400	400
+140 м	Вскрышные, тыс. м ³	1 479	150	150	150	200	120
	В том числе: по нескальным породам, тыс. м ³	896	100	100	100	100	70
	По руде, тыс. т	4 921	—	800	800	700	500
+130 м	Вскрышные, тыс. м ³	1 429	—	—	—	—	80
	В том числе: по нескальным породам, тыс. м ³	640	—	—	—	—	50
	По руде, тыс. т	4 780	—	—	—	—	200
+120 м	Вскрышные, тыс. м ³	887	—	—	—	—	—
	В том числе: по нескальным породам, тыс. м ³	241	—	—	—	—	—
	По руде, тыс. т	4 504	—	—	—	—	—
+120—90 м	Вскрышные, тыс. м ³	1 041	—	—	—	—	—
	В том числе: по нескальным породам, тыс. м ³	188	—	—	—	—	—
	По руде, тыс. т	9 830	—	—	—	—	—
Всего	Вскрышные, тыс. м ³	8 048	500	500	500	500	500
	В том числе: по нескальным породам, тыс. м ³	4 098	300	300	350	350	320
	По руде, тыс. т	25 984	—	1100	1100	1100	1100
Средний коэффициент вскрыши, м ³ /т			0,455	0,455	0,455	0,455	0,455
Планировый коэффициент вскрыши, м ³ /т			0,296	0,296	0,296	0,296	0,296
Число экскаваторов ЭКГ-4			2	2	2	2	2
Объем подготовленных запасов, тыс. т			500	550	700	800	1200

ОБОСНОВАНИЕ ВЫБОРА ГОРНОГО И ТРАНСПОРТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

§ 1. Общие сведения о методике выбора горного и транспортного оборудования

Технологическую схему комплексной механизации выбирают путем тщательного анализа геологических, технологических, организационных и экономических факторов, а также условий разработки. При этом вначале производят качественную оценку, в результате которой устанавливают степень соответствия известных рациональных условий применения той или иной схемы комплексной механизации заданным горногеологическим условиям. Основными определяющими факторами обычно являются физико-механические свойства пород, климатические условия, условия залегания, объем производства и требование к качеству товарной продукции. Оценке подвергают последовательно наиболее вероятные для данных условий схемы комплексной механизации, начиная с экономичных, но и более ограниченных по условиям применения, и кончая наименее экономичными, но универсальными по использованию. В первую очередь проверяют технические возможности применения поточных схем комплексной механизации и схем гидромеханизации, затем последовательно схем комплексной механизации с железнодорожным транспортом, с комбинированным транспортом и, наконец, с автомобильным транспортом. В результате качественной оценки отбирают несколько технически возможных вариантов, которые подвергают технико-экономическому сравнению.

Технико-экономическую оценку схем комплексной механизации обычно производят вначале приближенно, так как для детальной необходимо иметь все модели каждой оцениваемой схемы. Для приближенной оценки модели машин могут быть приняты ориентировочно. Чаще приближенная оценка основывается не на параметрах и показателях конкретных моделей оборудования, а на укрупненных технико-экономических показателях отдельных составляющих операций технологического процесса, которые могут быть приняты по аналогии с действующими предприятиями и скорректированы с учетом конкретных условий.

После того как схема комплексной механизации принята, выбирают модели машин для отдельных звеньев технологического процесса. Технико-экономическая оценка наиболее вероятных моделей машин для той или иной операции технологического процесса осуществляется вначале приближенно, а после уменьшения числа вариантов — детально.

Как схема механизации, так и особенно модели машин и оборудования могут быть обоснованы в проекте с достаточной степенью точности на 10—12 лет. Для второго периода могут быть приняты перспективные модели, создаваемые или готовящиеся к выпуску,

1. Перенос объемов вскрыши на более поздний период отработки карьера путем выделения очередности и этапов.

2. Выравнивание пиковых объемов вскрыши за счет переноса вскрыши на более ранние периоды, что экономично только в отдельных случаях, когда «пики» имеют большую высоту и, следовательно, требуют значительных капитальных затрат. При этом объем переносимой вскрыши должен быть небольшим, время переноса незначительным. При переносе вскрыши на более ранние периоды необходимо соблюдать определенные геометрические закономерности.

При разработке горизонтальных и пологопадающих залежей, когда годовые объемы вскрыши возрастают по мере отработки месторождения, выравнивание графика вскрыши достигается за счет выполнения дополнительных объемов вскрыши на верхних уступах в первые периоды эксплуатации. При разработке наклонных и крутопадающих залежей регулирование календарного графика усложняется, при этом необходимо производить усреднение коэффициентов вскрыши по отдельным периодам.

В отдельных случаях регулирование графика вскрыши может быть произведено за счет снижения годовых объемов добычи. В календарном плане горных работ указывается распределение основных видов работ (вскрыша, добыча, проходка траншей и т. п.) по годам и горизонтам.

На стадии проектного задания календарный план представляется в виде таблицы, в которой отражаются виды, места и объемы работ по годам существования карьера и пояснительной записки к ней, в которой кратко обосновываются принятые решения.

В табл. 66 приведено примерное составление календарного плана на первые пять лет эксплуатации одного из карьеров.

При разработке рабочих чертежей календарный план дополняется графическими материалами, включающими общие погоризонтные планы карьера с состоянием горных работ на заданное календарное время, например на первый, второй, третий и т. д. годы отработки карьера. К планам прилагаются графики изменения объемов вскрыши добычи по годам существования карьера. На планах указывается расстановка экскаваторов, выполняющих указанные объемы работ. Подробный календарный план горных работ составляется на первые пять лет. На остаточный период отработки карьера приводятся только объемы работ и ожидаемое положение горных работ через каждые пять лет или же на конец отработки выделенных этапов карьера.

а для последующих периодов назначение в проекте конкретных моделей нецелесообразно. Исключением являются уникальные машины — вскрышные механические лопаты с большими размерами, транспортно-отвалы мосты и т. п.

В качестве экономического критерия для сравниваемой оценки схем механизации рекомендуется принимать срок окупаемости дополнительных капиталовложений, расчетные затраты или приведенную прибыль.

Прежде чем назначить экономический критерий, необходимо оценить в сравниваемых вариантах распределение и колебание затрат и доходов во времени. Если в течение оцениваемого периода годовые объемы работ и добыча полезного ископаемого одинаковы и почти постоянны и, следовательно, текущие затраты неравномерны, то в качестве экономического критерия принимается срок окупаемости или удельные приведенные затраты. Разновременность капитальных затрат в этом случае учитывается приведением их к одному моменту оценки.

Если объемы работ и их распределение во времени в сравниваемых вариантах резко отличаются и неравномерны, то, как следствие, имеет место существенная неравномерность и разновременность не только капитальных, но и эксплуатационных затрат. В этом случае в качестве экономического критерия принимают величину суммы приведенных затрат или приведенной прибыли.

В технико-экономической оценке различных моделей горного и транспортного оборудования существенными факторами являются производительность машин и ее стоимость. Более мощные и производительные машины имеют и большую стоимость, которая однако должна возрастать в меньшей степени, чем их производительность. Комплексную оценку величины затрат на приобретение машины с учетом ее производительности в данных условиях можно сделать по показателю удельной цены.

Удельная цена определяется как отношение стоимости машины (отпускной цены или себестоимости) к ее годовой производительности и выражает цену единицы производственной мощности машины. Производительность машины может быть взята фактической или расчетной, а стоимость оборудования в виде отпускной цены или заводской себестоимости в зависимости от условий решения задачи. Так как различные модели машины часто различаются не только их производительностью, но и рабочими размерами, то они должны быть учтены сравнением. Это важно, так как рабочие размеры машин существенно влияют на их вес, а следовательно, и на стоимость.

Влияние рабочих размеров может быть учтено в показателях стоимости, приходящейся на единицу работы. Работа (работоспособность) экскаватора может быть условно определена как произведение его производительности на максимальный радиус разгрузки. Показатели удельной цены позволяют быстро определять ориентировочные затраты на приобретение оборудования для карьера с заданной производительностью в тех или иных горнотехнических

условиях, а также производить технико-экономическое сравнение различных моделей карьерных машин, давать сравнительную экономическую оценку вновь выпущенным.

§ 2. Выбор рациональной модели автосамосвала

Рациональная модель автосамосвала должна обеспечить наиболее производительную, экономическую и безопасную работу всего комплекса горнотранспортного оборудования в карьере и соответствовать требованиям технологии ведения горных работ.

Выбор рациональной модели автосамосвала зависит от ряда факторов, к основным из которых относят: цену автосамосвала, величину расходов на погрузку и транспортирование, способ погрузки горной массы, модель экскаватора и емкость его ковша, физико-механические свойства пород (объемный вес, крепость и качество их предварительного рыхления в забое), схему движения и разворотов автосамосвала при загрузке и разгрузке, дальность транспортирования горной массы, качество дорог, форму и параметры продольного профиля и трассы дорог и т. д.

Комплексный учет основных факторов, определяющих выбор рациональной модели автосамосвала, весьма затруднителен. Поэтому при решении этой задачи исходя из заданных условий можно вначале определить требуемые рациональные или оптимальные грузоподъемность или емкость кузова автосамосвала, а затем, анализируя организационно-технические факторы и оценивая экономическую эффективность сравниваемых моделей по сроку окупаемости или величине расчетных затрат, окончательно выбрать его тип и модель.

Рациональные грузоподъемность или емкость кузова автосамосвала могут быть определены двумя способами: по рациональной величине соотношения емкостей кузова и ковша принятой модели экскаватора с учетом объемного веса погружаемых пород и их разрыхления или, более точно, в виде оптимальных величин по минимальным расходам на погрузку и транспортирование.

Первый способ. Рациональное сочетание емкостей кузова автосамосвала и ковша экскаватора является основным условием, обеспечивающим высокопроизводительное использование экскаваторов и автосамосвалов при минимальных затратах на горнотранспортные работы. Как показывают практика карьеров и проведенные исследования, отношение емкости кузова автосамосвала и ковша экскаватора должно быть не менее 4—5 и не более 10—12. Если это соотношение меньше 4—5, то затрудняется прицельная выгрузка породы из ковша экскаватора и требуется тщательная и точная установка ковша над центром кузова, что увеличивает длительность разгрузки ковша и, следовательно, приводит к увеличению продолжительности цикла экскаватора и снижению его производительности.

Верхний предел соотношения емкости кузова автосамосвала и ковша экскаватора принимается не более 10—12, так как при

больших величинах чрезмерно увеличиваются простои транспортных сосудов и снижается их производительность.

Число ковшей, необходимых для загрузки кузова автосамосвала, можно определить как отношение грузоподъемности и емкости кузова к весу и объему горной породы в ковше по формулам:

$$n'_k = \frac{Q}{g_n}, \quad (XVII,1)$$

$$n''_k = \frac{V_k}{V_n}, \quad (XVII,2)$$

где n'_k и n''_k — число ковшей экскаватора, необходимых для загрузки кузова автосамосвала соответственно по грузоподъемности и по емкости;

Q и g_n — грузоподъемность автосамосвала и вес породы в ковше, m ;

V_k и V_n — емкость кузова и ковша, m^3 .

Вес породы в ковше определяется по формуле

$$g_n = g \frac{k_n}{k_p} \gamma, \quad m, \quad (XVII,3)$$

где g — емкость ковша экскаватора, m^3 ;

k_n — коэффициент наполнения ковша экскаватора;

k_p — коэффициент разрыхления породы в ковше экскаватора;

γ — объемный вес породы, m/m^3 .

Объем породы в ковше экскаватора определяется по формуле

$$V_n = g k_n k_y, \quad (XVII,4)$$

где k_y — коэффициент уплотнения, учитывающий уплотнение разрыхленной породы при погрузке ее в автосамосвал, равный отношению коэффициентов разрыхления породы в кузове автосамосвала k_p^a и в ковше экскаватора k_p^b ;

$$k_y = \frac{k_p^a}{k_p^b}. \quad (XVII,5)$$

Коэффициент уплотнения разрыхленной породы приближенно составляет: для легких пород и угля — 0,94, для скальных пород средней крепости — 0,87, для тяжелых скальных пород — 0,79. При перевозке легких пород число ковшей, необходимых для полной загрузки кузова, ограничивается обычно его емкостью, а в тяжелых — грузоподъемностью.

Значение n_k , полученное расчетом по формулам, округляется до целого числа (в меньшую сторону) и служит для определения веса Q_n и объема V_n породы в кузове автосамосвала по формулам:

$$Q_n = n_k g_k, \quad m; \quad (XVII,6)$$

$$V_n = n_k V_n, \quad m^3, \quad (XVII,7)$$

которые в развернутой форме имеют вид:

$$Q_n = n_k g \frac{k_n}{k_p^a} \gamma, \quad m; \quad (XVII,8)$$

$$V_n = n_k g k_n k_y, \quad m^3, \quad (XVII,9)$$

Зная вес и объем породы, загружаемой в кузов автосамосвала, можно определить степень использования грузоподъемности автосамосвала и емкости его кузова при принятой модели экскаватора по выражениям:

$$k_r = \frac{Q_n}{Q}; \quad (XVII,10)$$

$$k_e = \frac{V_n}{V_k}, \quad (XVII,11)$$

где k_r — коэффициент использования грузоподъемности автосамосвала;

k_e — коэффициент использования емкости кузова автосамосвала.

Значения коэффициентов использования грузоподъемности и емкости кузова характеризуют сочетание моделей экскаватора и автосамосвала в зависимости от физико-механических свойств погружаемых пород и наряду со значением n_k служат основанием для выбора модели экскаватора. Чем выше коэффициенты использования грузоподъемности и емкости кузова автосамосвала, тем лучше он используется и тем больше его производительность.

Однако коэффициент использования грузоподъемности не должен быть больше 1,02—1,05, так как перегрузка автосамосвала даже на несколько процентов резко повышает износ ходовой части автомобиля. Принимая несколько из возможных моделей автосамосвалов, определяют для заданного экскаватора значения n_k , k_r и k_e и выбирают ту модель автосамосвала, при которой число загружающих кузовов ковшей находится в пределах от 4—5 до 10—12, а коэффициенты использования грузоподъемности кузова наибольшие.

Второй способ. Оптимальной грузоподъемностью автосамосвала Q и оптимальным числом ковшей n_k , необходимых для загрузки автосамосвала, являются такие, при которых обеспечиваются наименьшие эксплуатационные расходы по экскавации и транспортированию. Следовательно, необходимо определить минимальные эксплуатационные расходы как функции n_k и Q .

Суммарные годовые затраты на содержание экскаваторов и автосамосвалов можно представить суммой

$$Z = Z_3 + Z_a + Z_r, \quad \text{тыс. руб.}, \quad (XVII,12)$$

где Z_3 — расходы на содержание экскаваторов;

Z_a — расходы на содержание автосамосвалов, не зависящие от их грузоподъемности и определяемые их количеством;

Z_r — расходы на содержание автосамосвалов, пропорциональные их грузоподъемности.

Обозначив W — часовой грузооборот карьера, m ;
 Q — грузоподъемность одного автосамосвала, m ;
 t_0 — время обмена автосамосвалов у экскаватора, $ч$;
 v — среднюю техническую скорость движения автосамосвалов, $км/ч$;
 $t_{пр} + t_p$ — время погрузки, разгрузки и маневрирования одного автосамосвала, $ч$;
 L_r — расстояние перевозки, $км$;
 $K_э$ — годовую стоимость содержания одного экскаватора, тыс. руб. (около 600—800 тыс. руб. для механических лопат с ковшем емкостью 3—6 m^3);
 K_a — годовые затраты на один автосамосвал, не зависящие от его грузоподъемности, тыс. руб.;
 K_r — годовые затраты на автосамосвал, пропорциональные его грузоподъемности на 1 m груза найдем, что:

$$Z_э = W \left(\frac{1}{\vartheta} + \frac{t_0}{Q} \right) K_э, \quad (XVII,13)$$

$$Z_a = W \left(\frac{L_r}{vQ} + t_{пр} + t_p \right) K_a, \quad (XVII,14)$$

$$Z_r = W \left(\frac{L_r}{v} + t_{пр} + t_p \right) K_a. \quad (XVII,15)$$

Чтобы отразить влияние физико-механических свойств погружаемых пород и емкости ковша экскаватора выразим:

$$Q = n_k q \frac{k_n}{k_p^3} \gamma, \quad m; \quad (XVII,16)$$

$$\vartheta = q \frac{k_n}{k_p^3} \gamma n k_b, \quad (XVII,17)$$

$$t_{пр} = n_k t_u, \quad ч, \quad (XVII,18)$$

где n — число циклов в 1 $ч$ ($n = \frac{3600}{t_u}$);

t_u — продолжительность цикла, $сек$;

k_b — коэффициент использования сменного времени экскаватора на работе.

Подставляя развернутые значения Q , ϑ , $t_{пр}$ в формулы (XVII,13), (XVII,14), (XVII,15) и взяв после преобразований первую производную от суммы затрат, получим;

$$\frac{dZ}{dn_k} = \frac{t_0 K_э}{n_k^2 \delta} - \frac{L_r K_a}{n_k^2 v \delta} + \frac{K_r}{n k_b} - \frac{t_p K_a}{n_k^2 \delta}, \quad (XVII,19)$$

$$\delta = q \frac{k_n}{k_p^3} \gamma. \quad (XVII,20)$$

Так как $\frac{d^2 Z}{dn_k^2} > 0$, то получаем формулу для определения оптимального числа ковшей, необходимых для загрузки автосамосвала по его грузоподъемности

$$n_k = \sqrt{\frac{n k_b}{q \frac{k_n}{k_p^3} \gamma K_r} \left(t_0 K_э + \frac{L_r}{v} K_a + t_p K_a \right)}. \quad (XVII,21)$$

Оптимальная грузоподъемность автосамосвала определяется по формуле

$$Q = q \frac{k_n}{k_p^3} \gamma \sqrt{\frac{n k_b}{q \frac{k_n}{k_p^3} \gamma K_r} \left(t_0 K_э + \frac{L_r}{v} K_a + t_p K_a \right)}, \quad m. \quad (XVII,22)$$

Определив оптимальные значения n_k и Q можно подобрать модель автосамосвала по емкости кузова, которая должна быть равна

$$V_k = n_k q k_n k_y, \quad m^3. \quad (XVII,23)$$

При оценке экономической эффективности следует иметь в виду, что срок физического износа карьерного автосамосвала обычно меньше нормативного срока окупаемости. Поэтому в качестве расчетного срока окупаемости следует принимать срок амортизации t_a , а для оценки экономической эффективности использовать величину расчетных затрат

$$Z_p = C + \frac{1}{t_a} K, \quad \text{руб.}, \quad (XVII,24)$$

где C — годовые затраты по варианту;

K — капитальные вложения по тому же варианту.

§ 3. Выбор рационального вида транспорта *

Рациональный вид транспорта и границы его применения определяются условиями разработки и могут меняться в соответствии с изменениями этих условий. На выбор рационального вида транспорта влияет множество объективных природных и технологических факторов. На карьерах с горизонтальным и пологим залеганием залежей основными факторами, определяющими эффективность транспорта, являются расстояние и объемы перевозок горной массы, так как развитие работ происходит преимущественно в горизонтальном направлении, глубина карьера изменяется незначительно, а режим горных работ отличается равномерностью во времени.

На наклонных и крутопадающих месторождениях при выборе вида транспорта должны приниматься во внимание глубина карьера и характер распределения во времени объемов вскрыши и полезного ископаемого. Параметры вскрытия и систем разработки, объемы

* § 3 написан доц. Л. А. Сорокиным.

и порядок развития горных работ зависят от вида внутрикарьерного транспорта и определяют режим горных работ карьера. Так, крутопадающие рудные тела при автотранспорте целесообразно вскрывать и обрабатывать скользящими съездами с развитием горных работ от центра к флангам в направлении I (рис. 286, а). В случае применения

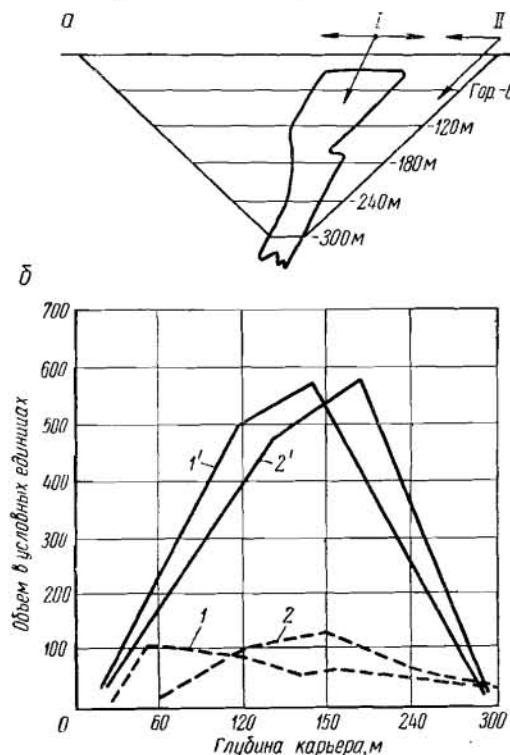


Рис. 286. Влияние направления отработки карьера на режим горных работ: а — схема отработки; б — режим горных работ; 1 и 1' — соответственно режимы добычных и вскрышных работ при направлении развития I, 2 и 2' — то же, при направлении развития работ II.

комбинированного транспорта со скиповыми подъемниками карьер должен быть вскрыт стационарными крутыми траншеями, пройденными со стороны лежащего бока залежи. Горные работы удобнее развивать при этом в направлении II с подвиганием фронта от лежащего бока залежи к висячему (рис. 286, а). В соответствии со способом вскрытия и порядком развития горных работ распределяются объемы вскрыши и руды. При автотранспорте руда распределяется согласно графику I, а вскрыша — графику I' (рис. 286, б). При комбинированном же транспорте — соответственно графикам 2 и 2', которые несколько смещены в пространстве по сравнению с графиками I и I'.

От способа вскрытия зависят конструкция нерабочего борта и угол его погашения. При вскрытии тупиковыми железнодорожными съездами угол наклона борта должен составлять 36—40°.

Петлевые автосъезды удается разместить на борту при угле его погашения не свыше 35—36°. Крутые траншеи наклонного скипового подъема устраивают на бортах, угол откоса которых близок к устойчивому углу откоса пород, его слагающих. На рис. 287 приведены данные по объемам вскрыши при комбинированном транспорте с подъемником и при автомобильном транспорте с петлевыми съездами.

ними съездами при увеличении уклона путей текущие коэффициенты вскрыши и абсолютные объемы ее на начальных этапах разработки уменьшаются. Поэтому в случае применения в карьере железнодорожного транспорта, допускающего уклоны до 30—40‰, горная масса распределяется согласно графику I (рис. 288). При автотранспорте и автосъездах ($i_p = 70-80\text{‰}$) графиком режима горных работ будет ломаная II, а при троллейвозах ($i_p = 120\text{‰}$) — ломаная III.

Изменение элементов системы разработки в зависимости от вида транспорта оказывает влияние на режим горных работ.

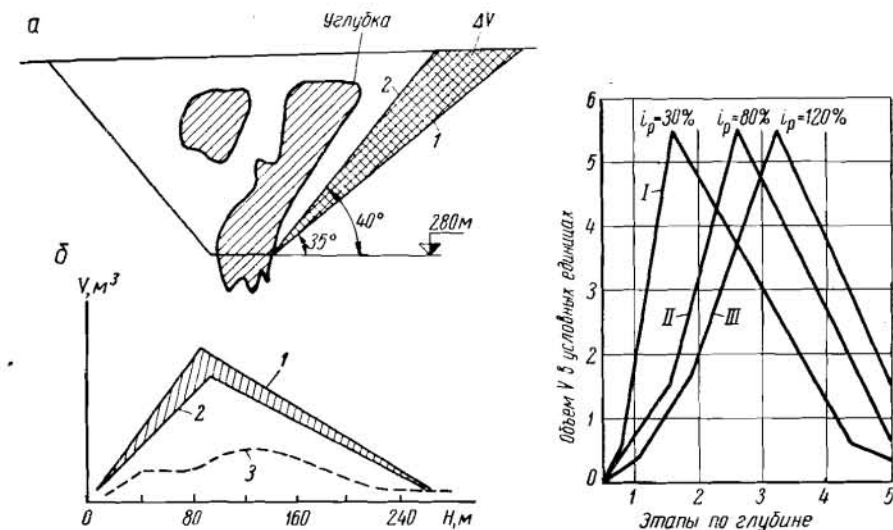


Рис. 287. Объемы работ карьера (а) и режим вскрышных работ (б): 1 — контур карьера и объемы вскрыши при автотранспорте; 2 — то же, при скиповых подъемниках; 3 — объемы руды

Рис. 288. Режим вскрышных работ при разных уклонах капитальных траншей

Ширина рабочей площадки и угол рабочего борта в зависимости от вида транспорта изменяются в пределах:

	Ширина рабочей площадки, м	Угол рабочего борта, град
Железнодорожный	35—150	10—18
Автомобильный	20—60	12—30
Конвейерный	30—100	8—22

Показатели интенсивности разработки — скорость понижения и подвигание фронта горных работ — в зависимости от вида транспорта приведены в табл. 67.

Следовательно, при различных видах транспорта могут быть достигнуты разные уровни производственной мощности карьера по полезному ископаемому и различные сроки строительства карьера. Так, при разработке с железнодорожным транспортом, допускающим

Средние показатели интенсивности разработки при разных видах транспорта

Вид транспорта	Скорость углубки, м/год	Подвигание фронта работ, м/год	
		по скорости углубки	по условиям работы оборудования на уступе
Автомобильный	10—30	65—200	90—1200
Железнодорожный	6—15	40—95	75—350
Конвейерный	10—25	До 120—160	До 1000

в данных условиях скорость понижения горных работ, равную 8 м/год , годовые объемы добычи составят $M'' (m)$, срок строительства карьера T_c'' (лет), а продолжительность его эксплуатации T_k'' (лет). На рис. 289 показан режим работ при разной интенсивности разработки.

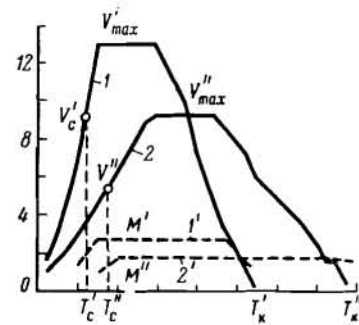


Рис. 289. Режим горных работ при разной интенсивности разработки: 1 и 1' — вскрышные и добычные работы при понижении работ 12 м/год ; 2 и 2' — то же, при понижении работ 8 м/год

При разработке с автомобильным транспортом можно вести разработку с интенсивностью углубки 12 м/год и, если это целесообразно, увеличить производительность по руде до $M' (m)$. Карьер будет сдан в эксплуатацию при этом раньше и срок строительства составит T_c' (лет). Быстрее будут отработаны и запасы карьера.

В результате при различных режимах добычных работ будут и разные календарные графики распределения вскрыши, причем разновременность выполнения вскрышных работ будет весьма существенной. Варианты разработки с применением различных видов транспорта могут отличаться друг от друга в отдельных случаях и качеством полезного ископаемого, выдаваемого из карьера.

Это объясняется тем, что не все виды транспорта в одинаковой степени приспособлены к селективной выемке сложных по составу руд. Например, конвейерный транспорт ее исключает, так как разделение грузопотоков по сортам становится практически невозможным. Качество селективной выемки при железнодорожном транспорте хуже, чем при разработке с применением автотранспорта.

При разработке месторождений с наклонным и крутым падением способ транспортирования тесно связан с вопросами оконтуривания карьеров, вскрытия и порядка развития горных работ. Поэтому на таких карьерах экономической оценке вариантов транспорта предшествует горнотехнический анализ, в процессе которого устанавливается степень влияния транспорта на режим горных работ в карьерах.

Если в результате анализа установлено, что варианты разработки с различными видами транспорта имеют разновременные режимы вскрышных и добычных работ и неодинаковое качество сырья, то их следует сравнивать по величине приведенной прибыли, полученной за тот срок, на который проектируется данный вид транспорта.

Если режим добычных работ во всех вариантах одинаков, за критерий экономичности транспорта принимаются приведенные к одному моменту общие затраты на разработку карьера. При эквивалентности режимов вскрышных и добычных работ варианты сравнивают по сумме расчетных затрат на транспорт, погрузку и отвалообразование.

Порядок выбора транспорта для сравнительно неглубоких ($150—250 \text{ м}$) карьеров, на срок эксплуатации которых применяется только один вид, может быть следующим:

1. Путем анализа с учетом естественных климатических и горно-геологических условий принимают к сравнению два или несколько видов транспорта, технически совместимых с условиями разработки данного карьера в вероятных по экономическим условиям. Средства транспорта считаются совместимыми с условиями разработки, если они обеспечивают необходимые показатели интенсивности развития горных работ, объемы добычи, способ выемки полезного ископаемого, а также позволяют иметь транспортные коммуникации в карьере с минимальным разномом его бортов. При отборе для сравнения вариантов транспорта можно пользоваться предпочтительными условиями их применения, приведенными в табл. 68.

2. Для каждого варианта выбирают целесообразные схемы вскрытия и порядок отработки. Намечают контуры карьера для установленной глубины открытых работ. Вычисляют объемы вскрыши и запасы полезного ископаемого в контурах карьера.

3. Назначают и рассчитывают необходимые для построения режима горных работ параметры транспорта, вскрытия и системы разработки (руководящий уклон траншей, высоту уступов, ширину рабочих площадок).

Строят календарные графики распределения объемов вскрыши и полезного ископаемого в соответствии с основными решениями по вскрытию, порядку разработки, производительности по полезному ископаемому и др.

4. Выбирают критерий оценки вариантов.

5. Подсчитывают и приводят к одному моменту затраты и, если это необходимо, доходы при разработке карьера.

Затраты капитальные и эксплуатационные при укрупненных расчетах с достаточной точностью могут быть подсчитаны способом единичных показателей

С целью учета влияния глубины карьера на эксплуатационные затраты их подразделяют на две части. В первой части учитывают затраты на все процессы, кроме транспорта, а во вторую включают собственно транспортные затраты. Таким образом, неприведенные эксплуатационные затраты в какой-либо год разработки t_n по одному

Рациональные условия применения основных видов карьерного транспорта

Факторы	Авто-транспорт	Железнодорожный транспорт	Конвейерный транспорт	Комбинированный транспорт	
				авто-железнодорожный	авто-скиповые подъемники
Горнотехнические					
Угол падения месторождения, град	Любой	Предпочтительно до 10—15°	Предпочтительно до 35—50°	Любой	Предпочтительно до 40—60°
Физико-механические свойства пород	Любые		Рыхлые	Любые	
Глубина карьера, м	До 200—250	До 150—300	150 и более	150—400	Более 150—200
Относительные размеры карьера в плане	Вытянутые			Любые	Небольшие
Расстояние транспортирования, км	До 4—5	Более 3—4	4 и более	Более 5—7	—
Производственные					
Скорость понижения горных работ, м/год	10—30	6—15	До 20—35	15—25	20—35
Скорость продвижения фронта, м/год	До 200	60—100	120—160	160—200	До 200
Годовая производственная мощность карьера млн. т	До 20—30	20—100	40 и более	30—60	лучше 20—40
Способ выемки полезного ископаемого	Любой		Валовый	Любой	

из вариантов транспорта рассчитываются по формулам; на выемку вскрыши

$$\mathcal{E}_в = [S_{т.в} + (S_{тр.в} + gh_в)] V_в, \text{ руб.}, \quad (\text{XVII}, 25)$$

на добычу

$$\mathcal{E}_н = [S_{т.н} + (S_{тр.н} + gh_н)] V_н, \text{ руб.}, \quad (\text{XVII}, 26)$$

где $S_{т.в}$ и $S_{т.н}$ — «технологические эксплуатационные» затраты, отнесенные к 1 м³ вскрыши и 1 т полезного ископаемого, руб.;

$S_{тр.в}$ и $S_{тр.н}$ — эксплуатационная часть себестоимости перевозки 1 м³ вскрыши и 1 т полезного ископаемого в исходный год, руб.

g — градиент увеличения транспортных затрат с глубиной карьера, руб/м;

$h_в$ и $h_н$ — средневзвешенная глубина вскрышных и добычных работ в рассматриваемый год, измеряемая по отношению к исходному, м;

$V_в$ и $V_н$ — объемы вскрыши (м³) и полезного ископаемого (т), в рассматриваемый год.

Технологические затраты по некоторым рудникам

Карьеры	Вид транспорта	Общая себестоимость, руб.		Технологическая часть в себестоимости, руб.	
		1 т полезного ископаемого	1 м ³ вскрыши	1 т полезного ископаемого	1 м ³ вскрыши
Сибайский	Автомобильный	1,10	1,02	0,60	0,41
Сорский	То же	1,00	0,78	0,64	0,21
Зыряновский	»	4,14	1,22	1,32	0,19
Тишинский	»	3,56	0,64	1,10	0,18
Учалинский	»	1,20	0,86	0,84	0,48
Николаевский	»	3,82	—	1,32	—
Блявинский	»	1,40	1,05	0,96	0,64
Высокогорский	Железнодорожный	0,61	1,12	0,26	0,75
Коунрадский	То же	0,53	0,52	0,34	0,24
ЮГОКа	»	0,52	0,90	0,26	0,56
Магнитогорский	»	0,38	0,52	0,25	0,29
Баженовские	»	0,48	0,73	0,31	0,40
Первоуральский	»	0,30	0,80	0,16	0,44
Гороблагодатский (Центральный)	Авто-железнодорожный	2,15	1,20	0,27	0,62

В табл. 69 приведены данные за последние 2—3 года по их значениям для некоторых рудников.

Для распространенных видов транспорта значения перечисленных показателей приведены в табл. 70.

Аналогично подсчитывают эксплуатационные затраты по всем остальным годам. Если выявится целесообразность последовательного

Таблица 70

Градиенты увеличения транспортных затрат (коп/т)

Транспорт	Градиенты
Автомобильный:	
27 т	0,085—0,12
40—45 т	0,065—0,09
Железнодорожный:	
с одиночной тягой	0,04—0,055
с моторвагонной тягой	0,035—0,05
Дизель-троллейвозный	0,06—0,09
Конвейерный	0,02—0,03
Скиповой подъем	0,008—0,015

применения в течение оцениваемого срока двух и более видов транспорта, то границы использования каждого из них определяются методом вариантов с использованием тех же критериев. Техничко-экономическому сравнению подвергаются подварианты транспорта при разной глубине перехода от одного из них к другому. В процессе сравнения находится такое сочетание видов транспорта и зон их применения, которое приводит к минимальным затратам на разработку в течение анализируемого периода времени.

ГЛАВА XVIII

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПОЭТАПНОГО РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ НА КАРЬЕРАХ

§ 1. Основные параметры этапов разработки

Сущность поэтапной разработки месторождений состоит в том, что карьер делят промежуточными контурами на последовательно разрабатываемые этапы — очереди.

На рис. 290 показана схема разделения карьера на этапы разработки. Горные работы могут развиваться от лежачего бока к вися-

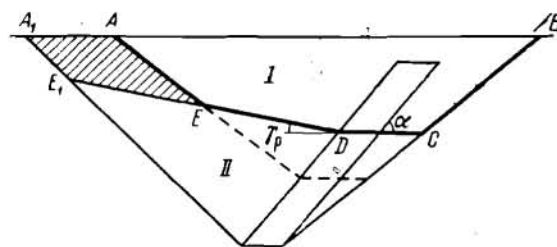


Рис. 290. Схема разделения карьера на этапы разработки

чему, годовые объемы вскрыши в первый период разработки возрастают, а затем снижаются. При разделении карьера на этапы разработки, участок рабочего борта AE временно консервируется под углом, близким к углу погашения борта карьера. Вскрышные работы на этом участке будут возобновлены только после того, как горные работы достигнут контура $ABCDE$. Вследствие этого выемка вскрыши объемом AA_1EE_1 будет отнесена на несколько лет позднее по сравнению с первым вариантом.

Отработка временно законсервированных бортов производится значительно позже, чем это было бы необходимо при обычном порядке развития горных работ, и ведется параллельно с основными работами по добыче полезного ископаемого. В этот период создаются две рабочие зоны по глубине карьера, отличающиеся различной интенсивностью ведения горных работ, — основная (нижняя) зона горных работ и зона (верхняя) по разноске временно законсервированного борта карьера. Понижение горных работ при разноске временного

борта должно быть достаточно интенсивным для обеспечения бесперебойной работы карьера по добыче полезного ископаемого и своевременного развития горных работ до конечных его контуров. При определении объема и срока консервации вскрышных работ весьма важным является правильное построение границ этапов — промежуточных контуров карьера, состоящих из комбинации постоянных и временных бортов.

Рациональное расположение временных бортов зависит от ряда горногеологических и горнотехнических факторов: длины, мощности и угла падения залежи, строения залежи и ее качественной характеристики, интенсивности отработки временных бортов и месторождения в целом.

Практика проектирования и опыт работы карьеров показывают, что в одних случаях временный нерабочий борт может занимать значительную часть периметра карьера (Николаевское, Сибайское, Коунрадское и другие месторождения), в других случаях (Сарбайский, Гороблагодатский карьеры) возможно выделение очереди только в одном торце карьера или вдоль одного из бортов по простиранию залежи.

Существующие схемы поэтапной разработки карьеров являются комбинацией двух основных схем расположения временных бортов относительно технической границы карьера. При первой схеме временный борт располагают по простиранию залежи (со стороны висячего или лежачего бока залежи или с обоих боков одновременно); при второй схеме консервацию вскрыши производят в одном или в обоих торцах карьера.

Типичные схемы разделения карьера на зоны поэтапной разработки показаны на рис. 291.

Расположение временного борта в торце карьера (рис. 291, а) целесообразно при длине карьерного поля, превышающей в 1,5—2,5 раза его ширину. При меньшем отношении длины карьера к его ширине рационально размещать временный борт по простиранию залежи (рис. 291, б). Схема, показанная на рис. 291, в применяется для поэтапной отработки карьеров округлой в плане формы (Коунрадский, Сибайский и Николаевский карьеры). Схема попеременной консервации и разноски обоих бортов карьера (рис. 291, г)

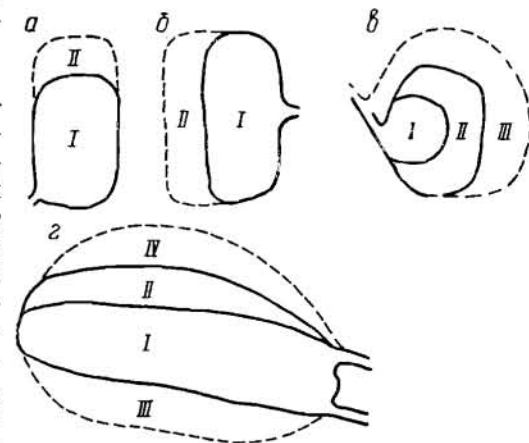


Рис. 291. Схемы разделения карьера на зоны поэтапной разработки (сплошными линиями показаны промежуточные контуры карьера, пунктирными — конечные)

характеризуется тем, что на временном борту укладываются главные транспортные коммуникации, а на рабочем борту только передвижные погрузочные пути. Через 7—8 лет приостанавливаются работы на рабочем борту, на него переносятся главные съезды, а на временно нерабочем борту возобновляются работы и производится его разноска. Таким образом, в любой момент времени один борт целиком или верхняя часть одного и нижняя часть другого находятся в долговременной консервации и используются для размещения железнодорожных съездов. Такая схема ведения горных работ с расположением главных вскрывающих выработок на промежуточных контурах карьера стала обычной (Баженовские асбестовые карьеры и т. д.).

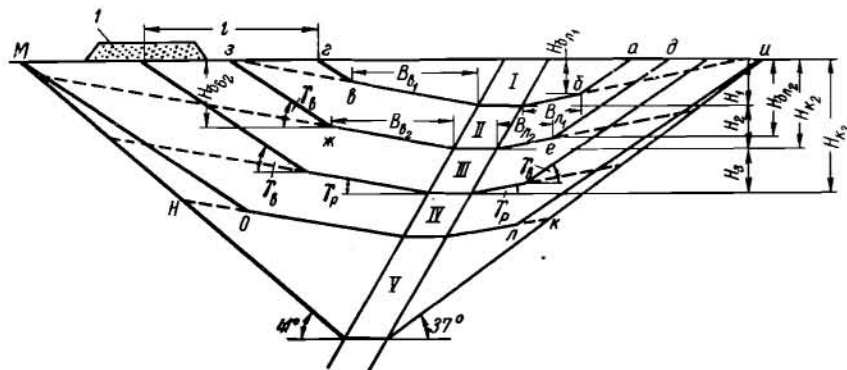


Рис. 292. Основные параметры промежуточных контуров

Основные параметры карьера каждой очереди (рис. 292): высота этапа H_i , глубина карьера на конец отработки этапа H_{ki} ; высота временного борта H_{ci} , угол откоса временного борта γ_b , ширина зоны этапа B_i и коэффициент вскрыши k_i .

В практике открытых горных работ глубина зон, разрабатываемых поэтапно, колеблется в пределах 50—120 м, высота временных бортов — от 20—30 до 60—90 м, а угол откоса временного борта — от 25 до 37—40°.

Основные исходные положения, определяющие рациональную схему разделения карьера на этапы, и рациональные параметры карьера каждой очереди состоят в следующем:

1. Производственная мощность карьера по полезному ископаемому не должна уменьшаться в какие-либо периоды, в частности в момент перехода горных работ через промежуточный контур от одного этапа к другому. Даже незначительное уменьшение годовой добычи или снижение темпов ее роста, т. е. неполное использование производственной мощности карьера, резко ухудшает технико-экономические показатели.

В период перехода от одного этапа к другому для безостановочной добычи необходимо иметь резервные запасы полезного ископаемого на срок, который требуется для разноса временного борта.

Если временный борт имеет высоту H_{ci} (рис. 293), то резервные запасы полезного ископаемого, которые могут быть отработаны без разноса борта, определяются слоем $b'e$ высотой H_{i+1} . Очевидно, за то время, в течение которого добычные работы опустятся с горизонта b' до горизонта e , контур карьера должен занять вместо положения abb' положение $вжс$, т. е.

$$\frac{H_{ci} + H_{i+1}}{h_c} \leq \frac{H_{i+1}}{h_{i+1}}, \quad (\text{XVIII,4})$$

где h_c — вертикальная скорость понижения горных работ при разноске временного борта, м/год;

h_{i+1} — вертикальная скорость понижения добычных работ в $(i+1)$ -м этапе, м/год;

i — порядковый номер этапа.

Средние коэффициенты вскрыши по этапам должны быть нарастающими, т. е. средний коэффициент вскрыши карьера любой очереди должен быть меньше, чем в карьере последующей очереди. Эти условия обеспечивают наилучший режим ведения горных работ, при котором выемка наибольших объемов вскрыши относится на более поздние периоды, в результате чего достигаются наименьшие затраты на разработку всего месторождения.

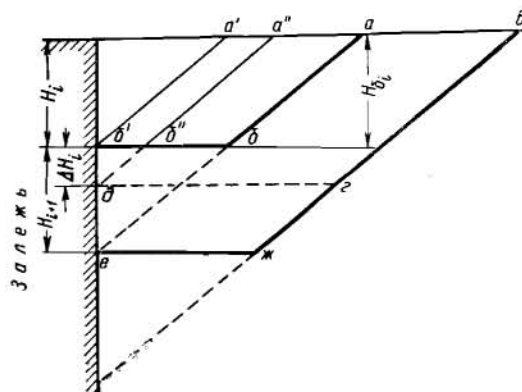


Рис. 293. Схема к определению положения временного борта

Наименьшие значения параметров этапа — высота H_i и ширина B_i , определяющие минимальный средний коэффициент вскрыши, ограничиваются сроком службы этапа t_i , который устанавливается в зависимости от экономических и организационно-технических факторов в пределах 8—12 лет, т. е.:

$$H_i = h_i t_i, \text{ м}; \quad (\text{XVIII,2})$$

$$B_i = H_{i+1} \text{ ctg } \gamma_b, \text{ м}. \quad (\text{XVIII,3})$$

3. Производственная мощность карьера по вскрыше и его текущие коэффициенты в каждом последующем этапе должны быть больше, чем в предыдущем этапе (за исключением периода затухания месторождения).

Если временный борт будет занимать какое-либо другое положение, отличное от ab' , то условия рациональности не будут выполнены (рис. 293). Предположим, карьер первой очереди имеет борт $a'b'$.

При этом коэффициент вскрыши первого этапа и затраты на разработку первого этапа минимальны, но не удовлетворяется первое условие, а именно не соблюдена безостановочность добычи полезного ископаемого. Если ограничивать контур первого этапа линией $a'b'$, то после достижения горными работами глубины карьера первой очереди H_i добыча прекратится из-за отсутствия вскрытых запасов. Очевидно, требованиям безостановочной добычи и минимального коэффициента вскрыши на данном этапе удовлетворяет линия временного борта, расположенная правее линии $a'b'$. Предположим, что временный борт занимает положение $a''b''$, которое удовлетворяет указанным требованиям. Анализ показывает, что при этом не обеспечивается третье исходное требование, так как календарный график вскрыши в переходный период при отработке запасов в интервале ΔH_1 будет иметь недопустимую пиковую величину. Второй этап может быть разбит на два подэтапа: переходный, когда отрабатываются запасы в интервале ΔH_1 и вынимается вскрыша в контуре $b'b''a''$ в gd и основной, когда производится доработка запасов второго этапа до горизонта H_{i+1} и вынимается вскрыша в контуре $deжг$. Из рис. 293 видно, что коэффициент вскрыши в переходный период больше, чем в основной. Подобный календарный график имеет резкие скачки, а затем спады годовых объемов в течение коротких периодов, что не может быть признано удовлетворительным.

Все три исходных условия рационального разделения карьера на этапы удовлетворяются, если только $\Delta H_1 = H_{i+1}$ и временный борт второго этапа занимает положение ab .

Исходя из этих условий, на основе зависимостей (XVIII, 1), (XVIII, 2) и (XVIII, 3) получены формулы (XVIII, 4—XVIII, 12) для расчета параметров этапов для крутопадающих и наклонных месторождений с углом падения $\alpha > \gamma_b$.

Высота зоны поэтапной разработки принимается наибольшей из двух значений:

$$H_i \geq h_i t_i, \text{ м.} \quad (\text{XVIII, 4})$$

$$H_i \geq \frac{H_{k_i-r}}{\frac{h_i}{h_{i+1}} + \frac{\text{ctg } \gamma_b - \text{ctg } \alpha}{\text{ctg } \gamma_p - \text{ctg } \gamma_b}}, \text{ м.} \quad (\text{XVIII, 5})$$

Высоту бортов со стороны лежачего и висячего боков определяют по формуле

$$H_{\sigma_i} = H_{k_i} - H_{i+1} \frac{\text{ctg } \gamma_b \pm \text{ctg } \alpha}{\text{ctg } \gamma_p - \text{ctg } \gamma_b}, \text{ м.} \quad (\text{XVIII, 6})$$

Ширину зоны поэтапной разработки со стороны лежачего и висячего боков определяют по формуле

$$B_i = H_{i+1} (\text{ctg } \gamma_b + \text{ctg } \alpha), \text{ м.} \quad (\text{XVIII, 7})$$

Объем вскрыши (на 1 м длины карьерного поля) в контурах второго и последующих этапов, а также отдельно со стороны висячего и лежачего боков, определяется по формулам:

$$V_i = \text{ctg } \gamma_b (H_i^2 + 2H_{i+1}H_{k_i}) + \frac{\text{ctg}^2 \gamma_b + \text{ctg}^2 \alpha}{\text{ctg } \gamma_p - \text{ctg } \gamma_b} (H_i^2 - H_{i+1}^2), \quad (\text{XVIII, 8})$$

$$V_{i_{в(н)}} = \frac{\text{ctg } \gamma_b \pm \text{ctg } \alpha}{2} (H_i^2 + 2H_{i+1}H) + \frac{\text{ctg } \gamma_b \pm \text{ctg } \alpha}{\text{ctg } \gamma_p - \text{ctg } \gamma_b} \cdot \frac{H_i^2 - H_{i+1}^2}{2}. \quad (\text{XVIII, 9})$$

При равенстве высот $H_i = H_{i+1}$.

$$V_i = \text{ctg } \gamma_p (2i + 1) H_i^2. \quad (\text{XVIII, 10})$$

Коэффициент вскрыши второго и последующих этапов определяется по формуле

$$k = \frac{L_{b_i} V_i}{L m_i H_i}, \text{ м}^3/\text{м}^3. \quad (\text{XVIII, 11})$$

Объем вскрыши первого этапа определяется по формуле

$$V_i = \text{ctg } \gamma_b \left[H_i^2 + 2H_1 H_2 - H_2^2 \frac{\text{ctg}^2 \gamma_b + \text{ctg}^2 \alpha}{\text{ctg } \gamma_b (\text{ctg } \gamma_p - \text{ctg } \gamma_b)} \right], \text{ м}^3. \quad (\text{XVIII, 12})$$

В формулах принимается $-\text{ctg } \alpha$ при определении параметров со стороны лежачего бока и $+\text{ctg } \alpha$ со стороны висячего бока. Обозначим L_{b_i} и L — среднюю длину вскрышных и добычных уступов; h_i — скорость понижения горных работ по залежи мощностью m_i .

Результаты расчета по формулам (XVIII, 4) — (XVIII, 12) месторождения с углом падения $\alpha = 60^\circ$ и мощностью 100 м, залегающего в скальных породах, приведены в табл. 71. При расчете приняты следующие условия: $\gamma_p = 11^\circ$; $\gamma_b = 34^\circ$; $h_0 = 30 \text{ м/год}$, $h_i = 10 \text{ м/год}$, $t = 10 \text{ лет}$.

Таблица 71

Расчетные параметры этапов

Номер этапа	Высота зоны поэтапной разработки, м	Глубина карьера, м	Высота бортов, м		Ширина этапа (м) со стороны		Коэффициент вскрыши, м ³ /м ³	
			висячего	лежачего	висячего бока	лежачего бока	при раз- делении на этапы	без раз- деления на этапы
1	100	100	44	75	288	126	3,24	5,14
2	100	200	144	175	288	126	7,40	12,20
3	100	300	244	275	288	126	10,40	12,20
4	100	400	331	370	480	240	15,70	7,20
5	212	612	432	483	466	204	4,10	4,10

Минимальная ширина B_{\min} по техническим условиям ограничивается минимальной шириной рабочей площадки. Однако экономически целесообразное значение B_{\min} , установленное с учетом удорожания 1 м^3 вскрыши в 1,2—1,6 раза в зоне возобновления горных работ на временному борту, находится в пределах 100—150 м.

§ 2. Экономическая эффективность и условия применения поэтапной разработки

Экономическая эффективность поэтапной разработки месторождений подтверждается опытом работы карьеров и выражается в улучшении календарного графика вскрышных работ, который легче регулируется.

Благодаря разделению карьера на этапы улучшается календарный график вскрышных работ и повышается экономичность разработки всего месторождения, так как выемка большого объема пустых пород в контуре карьера переносится на более поздние периоды. Текущие коэффициенты вскрыши в первые 10—20 лет могут быть сокращены при разработке крутопадающих месторождений на 50—70%, наклонных — на 10—30%. Поэтому общие приведенные к одному моменту оценки затраты на разработку месторождения сокращаются приблизительно на 30%.

К преимуществам поэтапной разработки относят: сокращение сроков строительства карьера; повышение интенсивности разработки а следовательно, и производственной мощности предприятия; сокращение первоочередных объемов геологоразведочных работ на больших глубинах; возможность проведения плановых реконструкций; повышение точности перспективных планов и облегчение их корректировки, в результате чего обеспечивается планомерное развитие горного предприятия с наименьшими затратами.

Угол падения залежи определяет возможность выделения этапов разработки и влияет на величину коэффициентов вскрыши поэтапно. Выделение этапов возможно только при крутых углах падения: со стороны лежачего бока при угле падения более $55\text{--}60^\circ$, со стороны висячего бока — более $24\text{--}25^\circ$. С увеличением угла падения залежи уменьшается коэффициент вскрыши этапа и, следовательно, возрастает экономическая эффективность выделения очередей по выемке вскрыши.

Мощность наносов определяет объем горнокапитальных работ и первоочередные объемы вскрыши, а мощность залежи — относительный объем вскрыши. Чем больше относительное значение вскрышных работ, т. е. чем больше мощность наносов и меньше мощность залежи, тем экономичнее применение поэтапной разработки. На месторождениях со значением среднего коэффициента вскрыши меньше $1\text{--}1,5 \text{ м}^3/\text{м}^3$ выделение очередной по выемке вскрыши не дает должного экономического эффекта и может иметь только локально-ограниченный характер.

Длина залежи определяет не только объем пустых пород и коэффициент вскрыши этапа, но также место расположения временного борта, его длину, высоту и форму (в плане), а также интенсивность отработки. При расположении временного борта по простиранию залежи его отработывают с двух сторон, а при расположении в торце карьера — только с одной стороны.

Объем целика, оставленного в боку залежи, больше, чем в торце. Однако при глубине карьера 250—300 м и длине, превышающей в 2—3 раза его ширину, целесообразно расположение временных бортов в торцах карьера. При меньшей глубине и длине карьера необходим проверочный расчет по условию интенсивности добычных работ.

При расположении целика вскрышных пород даже в одном торце карьера глубиной 250—300 м можно законсервировать на 10—15 лет значительный объем вскрыши. Конечная глубина карьера и углы откосов бортов определяют поперечные размеры карьера поверху, а следовательно, число этапов, их параметры и распределение объемов вскрыши по годам. Чем больше конечная глубина карьера и чем меньше углы погашения борта, тем экономичнее вести его разработку с выделением этапов, так как увеличивается объем вскрыши, выемка которой откладывается на более поздние сроки. В карьерах, конечная глубина которых меньше 200—250 м, построение промежуточных контуров, дающих заметный экономический эффект, почти невозможно даже при углах падения залежи $80\text{--}90^\circ$ и значительной мощности наносов. Длительность консервации отдельных участков в этих условиях обычно не превышает 4—5 лет.

В карьерах, конечная глубина которых составляет 300—400 м, возможно выделение двух-трех этапов, в основном со стороны висячего бока. Со стороны лежачего бока может быть построен только один промежуточный контур. Длительность консервации объемов вскрыши составляет 5—10 лет. Экономический эффект в этих условиях значителен, особенно при большой мощности наносов и сложном строении залежи, благоприятствующем выделению очередей по вскрыше. К этой группе относят многие карьеры руд цветных металлов средней производственной мощности.

Наибольшая экономия от применения схемы отработки с выделением этапов может быть достигнута в глубоких карьерах, конечная глубина которых превышает 400—500 м. В этом случае число этапов может составлять 4—5, а длительность консервации вскрыши объемом около нескольких десятков миллионов кубических метров может достигнуть 15—20 лет.

Качественная характеристика и строение залежи могут определять число промежуточных контуров, их конфигурацию, параметры и длительность консервации.

Временный нерабочий борт рационально строить с таким условием, чтобы в консервации оказались только пустые породы, а если это невозможно, то и участки месторождения или отдельные залежи с наиболее низким содержанием полезных компонентов. Первооче-

редная и интенсивная разработка залежей с высоким содержанием полезных компонентов экономически наиболее эффективна.

Физико-механические свойства пород определяют прежде всего углы временного борта и тем самым параметры поэтапно разрабатываемых зон. Наиболее рационально применение схемы с поэтапной разработкой в породах вышесредней крепости, в которых (по условиям устойчивости) возможно построение временных бортов наибольшей высоты и с наибольшими углами.

В слабых породах, когда по условиям устойчивости угол временного борта незначителен ($20-25^\circ$) и мало отличается от угла рабочего борта, выделение очередей может дать экономию только в отдельных случаях при больших объемах и длительном (более 12—15 лет) сроке консервации.

В весьма крепких скальных породах, когда развал породы при взрывании уступа значителен, на временных бортах необходимо оставление площадок большой ширины, что требует уменьшения угла временного борта, а также снижает экономическую эффективность выделения очередей.

Основными недостатками схемы разработки с разделением карьера на этапы являются: повышение сложности ведения горных работ; необходимость более четкого и осуществляемого на более длительный срок планирования горных работ, потребность в специальном оборудовании и в дополнительных средствах для возобновления и развития горных работ на временном борту карьера и в некотором ухудшении технико-экономических показателей работы карьера в периоды его реконструкции.

§ 3. Возобновление горных работ на временном борту и интенсивность его отработки

Конструкция временного борта карьера должна обеспечивать наибольший, допустимый условиями безопасности, угол его откоса и наибольшую, возможную по горнотехническим условиям, интенсивность отработки при возобновлении горных работ на его борту.

Угол откоса борта карьера для удобства определения можно измерять как угол между горизонталью и линией, соединяющей нижние бровки уступов, т. е.

$$\operatorname{ctg} \gamma_{\text{в}} = \frac{B_{\text{ср}}}{h_y} + \operatorname{ctg} \alpha, \quad (\text{XVIII}, 13)$$

где $B_{\text{ср}}$ — средняя ширина площадки на временном борту, м;
 α — угол откоса уступа, град;
 h_y — высота уступа, м.

Развитие горных работ на временно законсервированном борту при расширении узких рабочих площадок производится в порядке, показанном на рис. 294.

Суммарное время разноса временного борта, имеющего n уступов, при последовательной их отработке составит

$$t = t_1 + t_2 + \dots + t_n, \quad (\text{XVIII}, 14)$$

где t_1, t_2, \dots, t_n — продолжительность выемки объемов, необходимых для создания нормальных рабочих площадок соответственно на 1, 2, 3, ..., n -м горизонте, лет.

Для увеличения интенсивности отработки временного борта необходимо стремиться к возможно большей степени совмещения работ на разгоняемых уступах, т. е. к параллельной отработке уступов. Степень совмещения этих работ определяется схемой вскрытия, длиной обрабатываемого борта, видом транспорта.

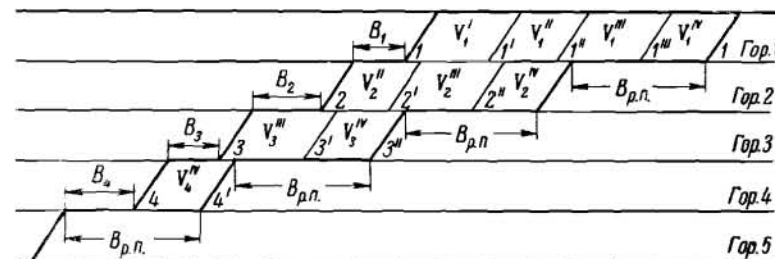


Рис. 294. Схема развития горных работ на временном борту (нижний индекс объема указывает горизонт, а верхний — порядок выемки объемов)

Интенсивность развития горных работ по борту оценивается скоростью их понижения по вертикали, т. е.

$$h = \frac{\sum h_y}{t}, \quad \text{м/год}, \quad (\text{XVIII}, 15)$$

где $\sum h_y$ — суммарная высота группы уступов на борту, м;
 t — время, измеряемое от начала горных работ на первом уступе до начала горных работ на последнем уступе группы, лет.

Объем работ на уступе, ограничивающий время перехода на следующий уступ, определяется по выражению

$$V = (B_{\text{р.п}} - B_{\text{ср}}) h_y l_y, \quad \text{м}^3, \quad (\text{XVIII}, 16)$$

где $B_{\text{р.п}}$ — ширина рабочей площадки, обеспечивающая нормальное развитие горных работ на уступе, м;

l_y — длина уступа, м.

При разработке скальных пород с применением буровзрывных работ ширина площадок на временном борту может быть недостаточной для размещения развала породы при взрыве. В этом случае часть породы от взрыва первых заходов будет располагаться на площадке нижнего уступа.

Объем породы, оставшейся на площадке взрываемого уступа, определяется по формуле

$$V = Ah_y l_y C_{1(2)}, \text{ м}^3, \quad (\text{XVIII}, 17)$$

где A — ширина буровой заходки, м;
 $C_{1(2)}$ — коэффициенты, характеризующие объем породы, оставшейся на площадке взрываемого уступа после взрыва соответственно первой и второй заходок (табл. 72).

Таблица 72

Расчетные значения коэффициентов C_1 и C_2

Коэффициент	Ширина буровой заходки, м	Ширина уменьшенной площадки (м) при высоте уступа	
		5 м	15 м
C_1	10	0,65	0,93
	20	0,58	0,77
C_2	10	0,93	1,00
	20	0,90	0,97

Если Π_3 — годовая производительность экскаватора при возобновлении и развитии работ на временном борту, а k_c — коэффициент совмещения, характеризующий число одновременно работающих экскаваторов, то скорость понижения можно выразить формулой

$$h = \frac{\Pi_3 k_c}{(B_{p.п} - B_{cp}) l_y}, \text{ м/год}. \quad (\text{XVIII}, 18)$$

Конструкция временного борта, угол его откоса, порядок возобновления и развития горных работ, а также интенсивность отработки зависят от числа и ширины площадок на борту, а также от схемы ведения горных работ.

При современном техническом оснащении карьеров наиболее рациональны следующие способы возобновления и развития горных работ на борту: применение экскаваторов ЭКГ-4 и ЭКГ-8 для погрузки пород в железнодорожный транспорт в туиковом забое; применение экскаваторов ЭКГ-4 и ЭКГ-8 с автомобильным транспортом; применение экскаваторов ЭВГ-4 и ЭКГ-6 для верхней погрузки на железнодорожный транспорт; применение экскаваторов ЭКГ-4 и ЭКГ-8 и автотранспорта при поперечном направлении развития горных работ (поперечные заходки).

От способа развития горных работ зависят порядок их развития, конструкция, угол откоса борта и интенсивность его отработки. Площадки для возобновления работ могут быть оставлены на каждом горизонте, через один или через два горизонта.

Если при возобновлении и развитии горных работ экскаваторами с погрузкой на железнодорожный транспорт на каждом гори-

зонте (через один уступ) оставлены уменьшенные рабочие площадки, то ширина их B_p должна быть достаточной для размещения ограниченного развала породы при взрыве и обеспечения безопасной работы экскаватора в туиковом забое при отработке первой заходки (рис. 295), т. е.:

$$B_p \geq P, \quad (\text{XVIII}, 19)$$

$$B_p \geq B_3 + B - A, \quad (\text{XVIII}, 20)$$

где P — ширина развала породы, м;
 B — ширина бермы безопасности, м;
 B_3 — ширина экскаваторной площадки, равная

$$B_3 = R_k + \frac{b}{2} + c, \text{ м},$$

где R_k — радиус вращения кузова экскаватора, м;

$\frac{b}{2}$ — половина ширины экскаваторного хода, м;

c — безопасный зазор между гусеницей экскаватора и бермой безопасности, равный 1 м.

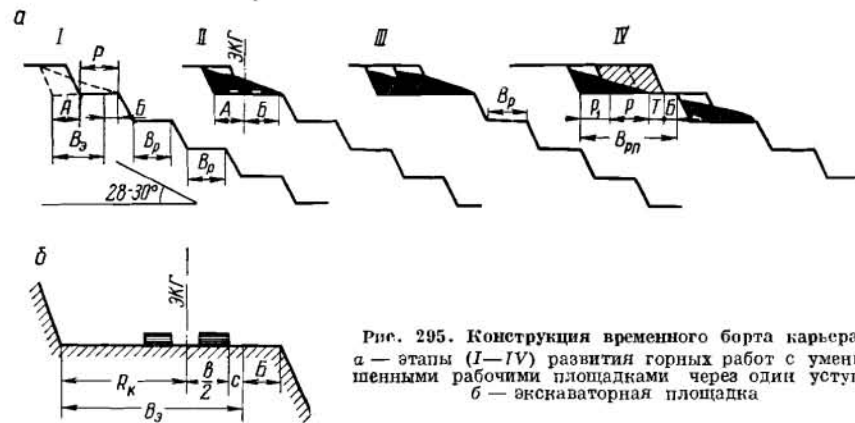


Рис. 295. Конструкция временного борта карьера
 а — этапы (I—IV) развития горных работ с уменьшенными рабочими площадками через один уступ;
 б — экскаваторная площадка

Если уменьшенные рабочие площадки оставлены через два уступа, то каждая пара уступов имеет две площадки: верхнюю шириной B_1 и нижнюю шириной B_2 (рис. 296).

Ширина верхней площадки должна быть не меньше бермы безопасности, т. е.

$$B_1 \geq B. \quad (\text{XVIII}, 21)$$

Ширина нижней площадки определяется по условию размещения развала породы и по условию безопасной работы экскаватора при очистке площадки от породы, т. е.:

$$B_2 \geq P, \quad (\text{XVIII}, 22)$$

$$B_2 \geq B_3 + B. \quad (\text{XVIII}, 23)$$

Ширина нижней площадки здесь больше на ширину заходки, чем в предыдущей схеме. При использовании экскаваторов ЭКГ-4 и ЭКГ-8 с погрузкой в автосамосвалы развитие работ аналогично схемам с железнодорожным транспортом, но ширину площадок определяют из условий разворота автосамосвала.

Если уменьшенные рабочие площадки оставляются на каждом уступе, то ширину их определяют условием

$$B_p \geq B_a + B - A, \text{ м}, \quad (\text{XVIII}, 24)$$

где B_a — ширина площадки, достаточная для разворота автосамосвала, определяемая суммой

$$B_a = R_a + l_a + c, \text{ м},$$

где R_a — радиус разворота автосамосвала, м;
 l_a — длина автосамосвала, м;
 c — безопасный зазор, равный 1—1,5 м.

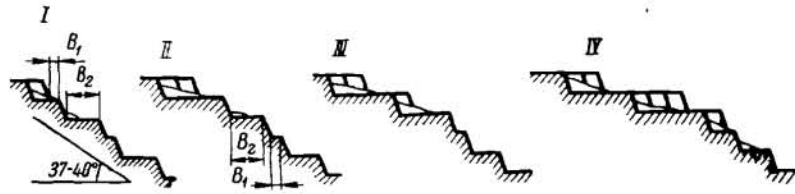


Рис. 296. Конструкция временного борта и этапы развития (I—IV) горных работ с железнодорожным транспортом с уменьшенными рабочими площадками на борту через два уступа

Если уменьшенные рабочие площадки оставляются через два уступа, то их ширину определяют условиями:

$$B_1 \geq B,$$

$$B_2 \geq B_a + B.$$

Угол откоса временного борта для конкретных схем развития горных работ определяется по формулам, сведенным в табл. 73.

Основным фактором, ограничивающим повышение угла откоса борта, является величина развала породы при взрыве уступа. Минимальная ширина площадок, достаточная для работы экскаватора ЭВГ-4 и ЭКГ-8, а также для разворота автосамосвалов БелАЗ-540 ($R_a = 8,3 \text{ м}, l_a = 7,2 \text{ м}$), составляет с учетом бермы безопасности 16—18 м. Следовательно, ширина развала также не должна превышать 16—18 м, чего при высоте уступа 12—15 м можно достичь только применением специальных методов взрывания. При автомобильном транспорте для уменьшения ширины развала целесообразно применять широкие заходки, взрывание — короткозамедленное. При железнодорожном транспорте при тупиковой схеме работы экскаватора ширина заходки должна быть минимальной. В этом

Таблица 73

Формулы для расчета угла откоса временного борта карьера

Схема работы	Конструкция борта	Формулы для расчета угла откоса временного борта	Формулы для расчета ширины площадки	
			при железнодорожном транспорте	при автомобильном транспорте
Экскаваторы с погрузкой на железнодорожный транспорт или в автосамосвалы	Рабочие площадки на каждом уступе	$\text{ctg } \gamma_b = \frac{B_p}{h_y} + \text{ctg } \alpha$ $\text{ctg } \gamma_b = \frac{B_3 - A}{h_y} + \text{ctg } \alpha_y$	$B_p \geq P$ $B_p \geq B_a + B - A$ $B_a = R_a + l_a + c$	$B_1 \geq B$ $B_2 \geq P$ $B_3 \geq B_a + B$
	Рабочие площадки через два уступа	$\text{ctg } \gamma_b = \frac{B_1 + B_2 + \text{ctg } \alpha}{2h_y}$ $\text{ctg } \gamma_b = \frac{B_3}{2h_y} + \text{ctg } \alpha_y$	$B_1 \geq B$ $B_2 \geq P$ $B_3 \geq B_a + B$	$B_1 \geq B$ $B_2 \geq P$ $B_3 \geq B_a + B$
	Рабочие площадки через три уступа	$\text{ctg } \gamma_b = \frac{B_1 + B_2 + B_3 + \text{ctg } \alpha}{3h_y}$ $\text{ctg } \gamma_b = \frac{B_3}{3h_y} + \text{ctg } \alpha_y$	$B_1 \geq B$ $B_2 \geq P$ $B_3 \geq B_a + B$	$B_1 \geq B$ $B_2 \geq P$ $B_3 \geq B_a + B$
Экскаваторы с верхней погрузкой	Рабочие площадки на каждом уступе	$\text{ctg } \gamma_b = \frac{B_p}{h_y} + \text{ctg } \alpha$ $\text{ctg } \gamma_b = \frac{B_3}{h_y} + \text{ctg } \alpha_y$	$B_p = B_3 + B, \text{ где } B_3 = R_k + \frac{b}{2} + c$ $B_p \geq \frac{P + h_y \text{ctg } \alpha}{2}$	$B_1 \geq B$ $B_2 \geq P$ $B_3 \geq B_a + B$
	Рабочие площадки через два уступа	$\text{ctg } \gamma_b = \frac{B_1 + B_2 + \text{ctg } \alpha}{2h_y}$ $\text{ctg } \gamma_b = \frac{B_3}{2h_y} + \text{ctg } \alpha_y$		$B_1 \geq B$ $B_2 \geq P$ $B_3 \geq B_a + B$

случае уменьшение ширины развала достигается однорядным расположением скважин малого диаметра ($d = 105$ мм) и применением короткозамедленного варывания.

При минимальной по условиям безопасной работы горнотранспортного оборудования ширине площадки и угле откоса уступа $\alpha_y = 65-70^\circ$ угол откоса временного борта может достигать значительных величин порядка $37-42^\circ$.

Высота уступа H_y , м	10		15		20	
Ширина площадки B , м	15	25	15	25	15	25
Интервал между площадками уступов:						
1	27	18	35	26	41	31
2	41	31	28	39	52	44
3	48	44	52	46	56	48

При средних, наиболее распространенных условиях (высоте уступа 10—15 м, ширине развала (1,5—2) H_y , экскаваторах ЭКГ-4, ЭКГ-8, автомобильном или железнодорожном транспорте) наиболее целесообразна конструкция борта с уменьшенными (20—25 м) рабочими площадками через два уступа. Угол откоса временного борта при этом составляет $35-40^\circ$.

При установлении угла откоса временного борта необходимо учитывать его взаимосвязь со скоростью понижения горных работ. Значения ширины площадок, выраженные через $\text{ctg } \gamma_B$, найдем для всех вариантов конструкции борта

$$\text{ctg } \gamma_B = \frac{B_{p.n}}{h_y} + \text{ctg } \alpha - \frac{P_{\text{экс}}}{h_y l_y h}, \quad (\text{XVIII}, 25)$$

где h — годовое понижение работы, м;

$$h = \frac{P_{\text{экс}}}{[B_{p.n} - h_y (\text{ctg } \gamma_B - \text{ctg } \alpha)] l_y}, \quad \text{м/год}. \quad (\text{XVIII}, 26)$$

Из этих выражений видно, что скорость понижения горных работ обратно пропорциональна углу временного борта. Если максимальный угол борта, принятый по условиям безопасной работы горнотранспортного оборудования, при возобновлении горных работ не позволяет достичь необходимой скорости углубки, то его следует уменьшить, приняв большую ширину площадок. Величина угла борта при заданной скорости понижения горных работ может быть рассчитана по формуле (XVIII, 25).

Формулы для расчета скорости понижения горных работ для различных схем и приближенные их значения для средних условий приведены в табл. 74.

Фактическая скорость понижения горных работ на временном борту составляет 30—40 м/год. Основными факторами, ограничивающими скорость понижения горных работ на борту карьера, являются производительность экскаватора, ширина развала и определяющая ее высота уступа, длина фронта работ и длина блока.

Таблица 74

Скорость понижения горных работ на временном борту

Схема работы	Конструкция борта	Формулы для расчета скорости понижения горных работ	Расчетные значения для средних условий				Коэффициент совмещения при		
			Скорость понижения *, (м/год) при высоте уступов, м		Угол откоса временного борта	железнодорожном транспорте	автомобильном транспорте		
			10	15				20	
Экскаваторы с погрузкой на грузовой железнодорожный или автомобильный транспорт	Рабочие площадки на каждом горизонте (через один уступ) Рабочие площадки через два уступа Рабочие площадки через три уступа	$h = \frac{P_{\text{экс}}}{B_{p.n} - B_p} l_y$ $h = \frac{P_{\text{экс}}}{\left(\frac{B_{p.n} - B_p}{m} + \frac{B_p - B_1}{2} \right) l_y}$ $h = \frac{P_{\text{экс}}}{\left[\frac{B_{p.n} - B_p}{m} + \frac{2}{3} (B_p - B_1) \right] l_y}$	16	25	12	18	9	15	3—4
			32	50	24	36	18	30	18
Экскаваторы с верхней погрузкой	Рабочие площадки на каждом уступе Рабочие площадки через два уступа	$h = \frac{P_{\text{экс}}}{(B_{p.n} - B_p) l_y}$ $h = \frac{P_{\text{экс}}}{\left(B_{p.n} - \frac{B_p - B_1}{2} \right) l_y}$	48	75	36	54	27	45	2,0—2,2
			64	100	48	72	36	60	24
			11	15	8	10	6	8	1,5—1,6
			22	30	16	20	12	16	—
			33	45	24	30	18	24	—
			44	60	32	40	24	32	—
			10	13	7	9	5	7	—
			20	26	14	18	10	14	—
			30	39	22	27	15	21	—
			40	52	28	36	20	28	—
			8,7	6	4,8	6	4,8	6	—
			17,4	12	9,6	12	9,6	12	—
			26	18	14,4	18	14,4	18	—
			35	24	19,2	24	19,2	24	—
			6,7	4,9	3,5	4,9	3,5	4,9	—
			13,4	9,8	7,0	9,8	7,0	9,8	—
			20,1	14,7	10,5	14,7	10,5	14,7	—
			25,8	19,6	14,0	19,6	14,0	19,6	—

* Скорость понижения горных работ рассчитана для вариантов железнодорожного (первая вертикальная колонка) и автомобильного транспорта (вторая колонка).

Значительное увеличение скорости понижения горных работ может быть достигнуто применением автомобильного транспорта при возобновлении и развитии горных работ на временном борту. Производительность экскаваторов при этом в тупиковом забое в 1,5—2 раза выше, чем при работе с железнодорожным транспортом.

Применение автотранспорта позволяет сокращать длину блока и без больших затруднений создавать на борту временные съезды. Благодаря этому фронт работ может быть разделен на участки и величина l_y в формулах скорости понижения горных работ может быть уменьшена в 2—3 раза, в результате чего в 3—4 раза можно повысить интенсивность отработки временного борта.

При железнодорожном транспорте значительное повышение интенсивности отработки можно достичь применением мощных экскаваторов и созданием транспортных подступов к временному борту карьера с обеих сторон, т. е. разделением фронта работ на два крыла, что позволяет увеличить интенсивность отработки временного борта в 1,5—2 раза.

ЛИТЕРАТУРА

1. Арсентьев А. И. Определение производительности и границ карьеров. М., Госгортехиздат, 1961.
2. Арсентьев А. И. и др. Интенсификация горных работ в карьерах. М., изд-во «Недра», 1965.
3. Васильев М. В. Комбинированный карьерный транспорт. М., изд-во «Недра», 1965.
4. Васильев М. В. и др. Наклонные подъемники на карьерах. М., Госгортехиздат, 1962.
5. Васильев М. В., Серебренников К. Н. Карьерные рудоспуски и их применение. М., Изд-во «Недра», 1966.
6. Вовк А. А., Черный Г. И. Разработка месторождений полезных ископаемых комбинированным способом. Изд-во «Наукова Думка», Киев, 1965.
7. Городецкий П. И. Основы проектирования горнорудных предприятий. М., Металлургиздат, 1965.
8. Единые правила безопасности при взрывных работах. М., изд-во «Недра», 1964.
9. Казикаев Д. М. Совместная разработка рудных месторождений. М., изд-во «Недра», 1967.
10. Лосицкий В. В. Открытая разработка железистых месторождений КМА. М., изд-во «Недра», 1969.
11. Мельников Н. В., Чесноков М. М. Техника безопасности на открытых горных разработках. М., Госгортехиздат, 1963.
12. Новожилов М. Г. Основные вопросы открытой разработки месторождений на больших глубинах (автореферат докторской диссертации), Свердловск, 1954.
13. Новожилов М. Г. О применении на глубоких карьерах большегрузных канатных наклонных подъемников. «Горный журнал», 1956, № 4.
14. Новожилов М. Г. Перспективы совершенствования открытой разработки месторождений полезных ископаемых на больших глубинах. Бюллетень горного общества, Свердловск, 1957, № 4—5.
15. Новожилов М. Г. и др. Научные основы планирования и управления мощными карьерами с применением ЭЦВМ. М., изд-во «Наука», 1969.
16. Новожилов М. Г. Открытые горные работы. М., изд-во «Недра», 1965.
17. Новожилов М. Г., Селянин В. Г. Эффективная схема открытой разработки железистых кварцитов Кривого Рога. «Горный журнал», 1959, № 7.
18. Новожилов М. Г. Вскрытие и системы открытой разработки глубоких горизонтов карьеров. В сб. «Техника и технология открытых горных работ». М., Углетехиздат, 1959.
19. Новожилов М. Г. Основные направления механизации карьеров. «Горный журнал», 1961, № 1.
20. Новожилов М. Г. Открытые горные работы. М., Госгортехиздат, 1961.

21. Новожилов М. Г. и др. Новая технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых. Гостехиздат УССР, Киев, 1961.
22. Новожилов М. Г. и др. Глубокие карьеры. М., Госгортехиздат, 1962.
23. Новожилов М. Г., Фиделев А. С. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых. Гостехиздат УССР, Киев, 1963.
24. Новожилов М. Г. и др. Взрывание высоких уступов на карьерах. М., Госгортехиздат, 1963.
25. Новожилов М. Г. и др. Экономико-математическое моделирование параметров карьеров. М., изд-во «Недра», 1971.
26. Новожилов М. Г. Проблемы открытой разработки месторождений на больших глубинах. «Горный журнал», 1963, № 5.
27. Новожилов М. Г. и др. Пути коренной реконструкции карьеров Криворожского бассейна. «Горный журнал», 1964, № 9.
28. Новожилов М. Г. и др. Проектирование технологии строительства карьеров при применении техники непрерывного действия. М., изд-во «Наука», 1965.
29. Новожилов М. Г. и др. Поточная технология открытой разработки месторождений. Изд-во «Наукова Думка», Киев, 1965.
30. Новожилов М. Г. и др. Основы управляемого обрушения уступов на открытых разработках. Изд-во «Наукова Думка», Киев, 1967.
31. Новожилов М. Г. Технический процесс на открытых разработках рудных месторождений и пути его ускорения. Пятый международный Горный конгресс. М., изд-во «Недра», 1968.
32. Новожилов М. Г. и др. Горно-геометрический анализ и режим горных работ карьеров. Киев, изд-во «Наукова Думка», 1971.
33. Пути совершенствования техники и технологии открытой разработки месторождений. Под ред. М. Г. Новожилова и Б. Н. Тартаковского. М., изд-во «Недра», 1968.
34. Пляскин И. И., Сандригайло Н. Ф. Технология и механизация строительства крупных железорудных карьеров. М., изд-во «Недра», 1967.
35. Правила технической эксплуатации для предприятий, разрабатывающих месторождения открытым способом. М., Госгортехиздат, 1962.
36. Ржевский В. В. Технология, механизация и автоматизация процессов открытых горных разработок. М., изд-во «Недра», 1966.
37. Ржевский В. В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М., изд-во «Недра», 1968.
38. Северьянов Н. Н. Генеральные планы угольных предприятий. М., Госгортехиздат, 1961.
39. Сера Предкарпатья. Под общей редакцией М. Г. Новожилова. Изд-во «Каменяр», Львов, 1967.
40. Справочник по горнорудному делу, т. I. М., Госгортехиздат, 1962.
41. Типовая методика определения экономической эффективности капитальных вложений и новой техники в народном хозяйстве СССР. М., изд-во АН СССР, 1960.
42. Тымовский Л. Г. Тупиковые съезды в глубоких карьерах. М., Металлургиздат, 1957.
43. Фролов А. Г. Устройство поверхности шахт и карьеров. М., Госгортехиздат, 1963.
44. Хохряков В. С. Проектирование и организация работы карьерного автотранспорта. М., Госгортехиздат, 1963.
45. Чураков А. И. и др. Опыт и перспективы применения роторных комплексов на железорудных карьерах КМА. «Горный журнал», 1969, № 4.
46. Шехмейстер Ш. Я. и др. Схемы проходки траншей в скальных породах и их технико-экономические показатели. «Горный журнал», 1966, № 8.
47. Шешко Е. Ф. Основы проектирования угольных карьеров. М., Углетехиздат, 1950.
48. Юматов Б. П. Технология открытых горных работ при комбинированной разработке рудных месторождений. М., изд-во «Недра», 1966.

О Г Л А В Л Е Н И Е

Предисловие	3
-----------------------	---

РАЗДЕЛ ПЕРВЫЙ

4 ВСКРЫТИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

<i>Глава</i>	<i>I. Открытые горные выработки и способы их прозедения</i>	8
<i>§</i>	1. Назначение и элементы вскрывающих горных выработок	8
<i>§</i>	2. Трассы капитальных траншей	9
<i>§</i>	3. Расчет объемов траншей *	14
<i>§</i>	4. Бестранспортные способы проходки траншей	22
<i>§</i>	5. Транспортные способы проходки траншей	28
<i>§</i>	6. Проходка траншей с применением вскрывных комплексов непрерывного действия	40
<i>§</i>	7. Специальные способы проходки траншей	49
<i>§</i>	8. Комбинированный способ проходки траншей	51
<i>§</i>	9. Организация работ при проходке траншей	51
<i>§</i>	10. Особенности строительства карьеров в сложных гидрогеологических условиях	59
<i>Глава</i>	<i>II. Способы вскрытия месторождений</i>	62
<i>§</i>	1. Вскрытие месторождений наклонными траншеями	62
<i>§</i>	2. Вскрытие месторождений крутыми траншеями	93
<i>§</i>	3. Подземные способы вскрытия при открытой разработке месторождений	103
<i>§</i>	4. Выбор рационального варианта вскрытия	114

РАЗДЕЛ ВТОРОЙ

СИСТЕМЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

<i>Глава</i>	<i>III. Раскройка горизонтальных месторождений на карьерные поля и порядок их отработки</i>	131
<i>§</i>	1. Общие сведения	131
<i>§</i>	2. Перемещение фронта горных работ	133
<i>§</i>	3. Раскройка горизонтальных месторождений на карьерные поля	134
<i>§</i>	4. Последовательность отработки карьерных полей	142
<i>§</i>	5. Общая организация горноподготовительных и вскрывных работ при переходе на отработку смежного карьерного поля	144
<i>§</i>	6. Совместная разработка смежных карьерных полей	152

Глава	IV. Бестранспортная система разработки	156
§	1. Общие сведения	156
§	2. Бестранспортная система разработки при установке экскаваторов на вскрышном уступе	160
§	3. Бестранспортная система разработки при установке экскаваторов на предотвале	163
§	4. Бестранспортная система разработки при установке экскаваторов на вскрышном уступе и предотвале	165
§	5. Область применения бестранспортной системы разработки	175
§	6. Организация вскрышных и добычных работ	180
§	7. Планирование и управление вскрышными работами при бестранспортной системе разработки	184
§	8. Управляемое обрушение пород вскрыши при бестранспортной системе разработки	187
§	9. Примеры применения бестранспортной системы разработки	190
Глава	V. Транспортно-отвальные системы разработки	198
А.	Транспортно-отвальная система разработки с применением консольных отвалообразователей	198
§	1. Взаимосвязь элементов системы разработки и параметров горнотранспортного оборудования	198
§	2. Выбор эффективной технологической схемы и определение рациональных параметров системы	209
§	3. Управление внутренними отвалами при работе консольных отвалообразователей	211
§	4. Производственная мощность карьера и технико-экономические показатели системы разработки	212
§	5. Схемы усложненной транспортно-отвальной системы разработки	213
Б.	Транспортно-отвальная система разработки с применением транспортно-отвальных мостов	215
§	6. Особенности применения транспортно-отвальных мостов	215
§	7. Взаимосвязь параметров транспортно-отвальных мостов и элементов системы разработки	219
§	8. Отработка тушников	221
§	9. Технология горных работ при транспортно-отвальных мостах	223
§	10. Способы перемещения фронта работ при транспортно-отвальной системе разработки	229
Глава	VI. Транспортные системы разработки горизонтальных и пологопадающих месторождений	237
§	1. Общие сведения	237
§	2. Система разработки с конвейерным транспортом	239
§	3. Система разработки с железнодорожным транспортом	252
§	4. Система разработки с автомобильным транспортом	258
Глава	VII. Комбинированные системы при отработке горизонтальных и пологопадающих месторождений	263
§	1. Общие сведения	263
§	2. Комбинация бестранспортной и транспортной систем разработки	265
§	3. Комбинация транспортно-отвальной системы с транспортной	267
§	4. Комбинированная система разработки с применением оборудования циклического и непрерывного действия	271
Глава	VIII. Элементы транспортных систем при разработке наклонных и крутопадающих месторождений	277
§	1. Общие сведения	277
§	2. Высота уступа	283
§	3. Ширина рабочей площадки	286

§	4. Длина фронта работ и размеры экскаваторных блоков	288
§	5. Интенсивность горных работ на карьерах	291
Глава	IX. Транспортные системы разработки наклонных и крутопадающих месторождений	296
§	1. Система разработки с применением железнодорожного транспорта	296
§	2. Система разработки с автомобильным транспортом	304
§	3. Система разработки с конвейерным транспортом	317
§	4. Особенности систем разработки с комбинированным транспортом	322
§	5. Параметры систем разработки с комбинированным транспортом	337
§	6. Особые случаи разработки наклонных и крутопадающих месторождений	347
Глава	X. Потери, разубоживание и усреднение качества полезных ископаемых	354
§	1. Взаимосвязь технологических процессов добычи и обогащения полезных ископаемых	354
§	2. Потери и разубоживание полезных ископаемых и методы их снижения	357
§	3. Усреднение качества полезных ископаемых	361
§	4. Моделирование технологических связей группы карьеров с обогатительной фабрикой в режиме усреднения руд	371
Глава	XI. Организация горного производства на карьерах	385
§	1. Особенности организации горного производства на мощных карьерах	385
§	2. Структура горного производства на карьере	387
§	3. Структура управления горнодобывающим предприятием (общие положения)	388
§	4. Службы управления и их функции	389
§	5. Планирование и управление горным производством	393
§	6. Основные задачи оперативного планирования и управления горным производством в карьере	396
§	7. Система оперативного управления карьером и функции службы управления при наличии единого вычислительного центра	415

РАЗДЕЛ ТРЕТИЙ

ОСНОВЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ КАРЬЕРОВ

Глава	XII. Организация и методы проектирования карьеров	418
§	1. Общие сведения о проекте карьера	418
§	2. Организация проектирования	421
§	3. Оценка исходных материалов и надежность расчетов	424
§	4. Методы решения технико-экономических задач	427
§	5. Применение вычислительной техники при проектировании	432
Глава	XIII. Горногеометрический анализ и режим горных работ карьера	434
§	1. Общие сведения	434
§	2. Горногеометрический анализ карьерного поля для крутопадающих месторождений	435
§	3. Горногеометрический анализ карьерного поля для условий отработки пологих и горизонтальных залежей	443
§	4. Геометрический анализ карьерных полей с использованием ЭВМ	450
§	5. Влияние направления отработки, параметров карьеров и скорости понижения работ на режим горных работ	458

	§ 6. Выбор оптимального развития горных работ и исследование режима методом динамического программирования	461
	§ 7. Способы регулирования режима горных работ	464
Глава	XIV. Техничко-экономическая оценка проектных решений	468
	§ 1. Общие сведения о технико-экономических задачах открытой разработки	468
	§ 2. Критерии экономической оценки вариантов	472
	§ 3. Подсчет затрат на открытую разработку месторождения	474
	§ 4. Методы приближенных экономических расчетов	477
Глава	XV. Проектирование границ открытых разработок	483
	§ 1. Контуры и углы откоса бортов карьера	483
	§ 2. Понятие о коэффициенте вскрыши	486
	§ 3. Принципы разграничения открытых и подземных разработок	490
	§ 4. Методы определения конечных контуров карьера	491
	§ 5. Определение конечной глубины карьера с учетом фактора времени	496
	§ 6. Особенности обоснования контуров глубоких карьеров	500
Глава	XVI. Производственная мощность карьеров	501
	§ 1. Производственная мощность карьера и факторы ее определяющие	501
	§ 2. Рациональный календарный график вскрышных и добычных работ	506
	§ 3. Характеристика качества товарной продукции и полезного ископаемого	509
	§ 4. Обоснование производственной мощности карьера и календарный план	511
Глава	XVII. Обоснование выбора горного и транспортного оборудования	517
	§ 1. Общие сведения о методике выбора горного и транспортного оборудования	517
	§ 2. Выбор рациональной модели автосамосвала	519
	§ 3. Выбор рационального вида транспорта	523
Глава	XVIII. Проектирование поэтапного развития горных работ на карьерах	530
	§ 1. Основные параметры этапов разработки	530
	§ 2. Экономическая эффективность и условия применения поэтапной разработки	536
	§ 3. Возобновление горных работ на временном борту и интенсивность его отработки	538
Литература	547

**Новожилов Михаил Галактионович, Хохряков Владимир Степанович,
Пчелкин Георгий Дмитриевич, Эскин Владимир Самуилович**

**ТЕХНОЛОГИЯ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

Отв. редактор *Е. Б. Стахевич*
 Редактор издательства *Г. М. Ерохин*. Техн. редакторы *В. В. Максимова, Л. Д. Агапова*
 Переплет художника *Г. А. Петрова*. Корректор *И. А. Соколова*

Сдано в набор 31/III 1971 г. Подписано в печать 5/VII 1971. Т-10464. Формат 60×90^{1/16}.
 Печ. л. 34,5. Уч.-изд. л. 36,50. Бумага № 1. Индекс 1—1—1. Заказ 329/3141—10.
 Тираж 9600 экз. Цена 1 р. 52 к.

Издательство «Недра», Мссива, К-12, Третьяковский проезд, 1/19.
 Ленинградская типография № 14 «Красный Печатник» Главполиграфпрома
 Комитета по печати при Совете Министров СССР, Московский проспект, 91.