

ВНИ  
МВО

**МАРКШЕЙДЕРСКИЕ  
РАБОТЫ  
ПРИ ПЛАНИРОВАНИИ  
ОТКРЫТЫХ  
ГОРНЫХ РАБОТ**

*Е. С. МИЛЬНЕР*

Книга должна быть возвращена не  
позже указанного здесь срока

Количество предыдущих выдач \_\_\_\_\_

215 211  
3 11/11  
11/11 11/11

2005—1967

11/11		

610  
160

Е. С. МИЛЬНЕР

МАРКШЕЙДЕРСКИЕ  
РАБОТЫ  
ПРИ ПЛАНИРОВАНИИ  
ОТКРЫТЫХ  
ГОРНЫХ РАБОТ

5916 ✓

ИЗДАТЕЛЬСТВО «НЕДРА»  
Москва 1968



МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ ПРИ ПЛАНИРОВАНИИ  
ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ. *Миллер Е. С.* Изд-во «Недра»,  
1968 г., стр. 144

В книге освещены задачи маркшейдерской службы при планировании открытых горных работ, а также материалы, необходимые при составлении планов горных работ. Рассмотрена методика планирования горных работ в периоды эксплуатации и строительства карьеров, изложены способы подсчета объемов вскрыши, добычи и запасов полезного ископаемого.

Книга предназначена для инженерно-технических работников горной промышленности и может быть полезна студентам горных вузов.

Таблиц 26, иллюстраций 63, библиография 32 названия.

Рецензент канд. техн. наук Л. Е. РОДИОНОВ

## ПРЕДИСЛОВИЕ

Открытый способ добычи полезных ископаемых в последние годы получил особенно интенсивное развитие.

В настоящее время открытым способом в Советском Союзе добывается более 50% железной руды и цветных металлов, более 20% угля и почти 100% нерудных строительных материалов. На Урале, например, открытым способом добывают около 70% железной руды, 50% угля и 100% асбеста, магнезита, талька, стройматериалов и флюса.

Карьеры оснащены первоклассной техникой — транспортно-отвальнойными мостами, одноковшовыми, роторными и многоковшовыми экскаваторами с ковшами различной емкости и высокопроизводительными средствами внутрикарьерного и внешнего транспорта для перевозки породы и полезных ископаемых.

Изменившиеся на базе новой техники карьеры требуют иного подхода к организации технологического процесса. Новые задачи в связи с высокой степенью механизации основных процессов и значительной мощностью современных карьеров возлагаются на проектирование и планирование горных работ, предусматривающие наиболее эффективное использование материальных и трудовых ресурсов.

В связи с этим изменились содержание и характер маркшейдерских работ при планировании горных работ.

В этой книге сделана попытка обобщить накопленный опыт маркшейдеров (главным образом опыт маркшейдеров карьеров Северного Урала и Челябинского угольного бассейна), изложить методику подсчета объемов вскрыши, добычи и запасов полезного ископаемого, а также методику определения параметров горных работ. Кроме того, рассмотрено участие маркшейдерской службы карьера при решении других горнотехнических задач.

Книга не может служить руководством во всей разнообразной деятельности маркшейдера при планировании открытых горных работ. Автор излагает лишь самые необходимые сведения и основные положения при составлении проектных планов.

Рассматривая книгу как одну из первых попыток некоторого обобщения имеющегося опыта маркшейдеров, автор надеется, что

она может оказать помощь маркшейдерам, занимающимся планированием открытых горных работ.

Автор с благодарностью примет все замечания по содержанию книги для того, чтобы учесть их в дальнейшей работе.

Автор весьма признателен доценту, канд. техн. наук Л. Е. Родионову за замечания, которые помогли исправить ряд недочетов в содержании книги и приносит благодарность инженер-маркшейдеру Р. М. Гусеву.

В процессе подготовки книги к изданию полезные указания внесли также доц., канд. техн. наук В. В. Камшилов, инженеры Д. Г. Борисенко, А. В. Горбунов, И. А. Донцов, А. П. Косяков и др.

## ГЛАВА I

# ОСНОВНЫЕ ВОПРОСЫ, РЕШАЕМЫЕ МАРКШЕЙДЕРСКОЙ СЛУЖБОЙ ПРИ ПЛАНИРОВАНИИ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

### § 1. Общие сведения

Задачи, поставленные перед горнорудной промышленностью по развитию добычи полезного ископаемого, увеличению производительности труда и снижению себестоимости, могут быть успешно решены лишь при условии дальнейшего совершенствования планирования.

Основой планирования производства, труда и себестоимости являются не фактически достигнутые результаты деятельности карьера, а показатели, обоснованные технико-экономическими расчетами. Работа карьера должна строиться на основе техпромфинплана, который представляет собой сводный план производственно-технической деятельности предприятия.

Основными задачами техпромфинплана угольного предприятия являются:

обеспечение выполнения перспективного плана развития добычи полезного ископаемого в соответствии с основными техническими направлениями развития горнорудной промышленности;

разработка мероприятий по совершенствованию технологии производства, расширению механизации и автоматизации процессов добычи полезного ископаемого, улучшению организации производства и повышению безопасности работ;

максимальное использование резервов роста производительности труда и снижения себестоимости полезного ископаемого.

В техпромфинплане основное значение придается показателям по добыче полезного ископаемого, которые устанавливают, исходя из условия максимального использования производственной мощности карьера и горнотранспортного оборудования, внедрения прогрессивных технологических схем, передовых методов работ и освоения новой техники. Все эти положения необходимо обосновывать соответствующими технико-экономическими расчетами и прорабатывать в проектно-плановом плане горных работ карьера.

Для получения эффективных показателей по добыче при планировании необходимо иметь данные об условиях залегания

полезного ископаемого и его составе, свойствах и составе вмещающих пород, тектонике, а также о гидрогеологических условиях месторождения.

Неучтенные при планировании горногеологические условия могут повлечь за собой изменение коэффициента вскрыши и, следовательно, изменение экономических показателей добычи.

Источниками удешевления стоимости горных работ является установление рациональных параметров систем разработки, схем транспорта на рабочих уступах и постах примыкания железнодорожных путей рабочих горизонтов к главным путям съездов.

На экономические показатели добычи существенно влияют потери полезного ископаемого. Нормативы потерь целесообразно устанавливать для каждого участка с учетом горногеологических и гидрогеологических условий, системы разработки, технологии обогащения и т. д.

Решения сентябрьского (1965 г.) Пленума ЦК КПСС послужили началом нового периода в развитии советской экономики — периода внедрения новой системы планирования и экономического стимулирования промышленного производства.

Для шахт, карьеров и обогатительных фабрик при новой системе планирования и экономического стимулирования круг планируемых показателей значительно сокращен. Утверждению подлежат:

- общий объем реализации продукции;
- общий объем добычи угля по маркам и сортам;
- вольность углей;
- общая сумма прибыли и рентабельность (отношение суммы прибыли к стоимости основных производственных фондов и нормируемых оборотных средств), платежи в бюджет и ассигнования из бюджета;
- общий объем централизованных капитальных вложений, в том числе строительно-монтажных работ;
- ввод в действие основных фондов и производственных мощностей;
- задание по внедрению новой техники;
- объем поставок оборудования и материалов.

Все остальные показатели разрабатывают сами предприятия, которые включаются в статистическую отчетность.

Действующей инструкцией по планированию производства, труда и себестоимости на угольных шахтах и разрезах для обеспечения своевременной и качественной разработки планов принят следующий порядок и сроки составления планов.

Не позднее мая, предшествующего планируемому периоду, предприятие составляет проект развития горных работ и основных технико-экономических показателей на год с распределением по кварталам и представляет его в вышестоящую организацию со всеми расчетами и обоснованиями.

После уточнения объема работ на планируемый период производятся исправления всех остальных показателей и подготавливается

проект техпромфинплана на год. После получения окончательных показателей на планируемый период руководитель карьера утверждает техпромфинплан и представляет его в вышестоящую организацию для контроля.

По горным участкам и цехам руководитель карьера утверждает план основных производственных показателей на год не позднее чем за 15 дней до начала планируемого периода.

После рассмотрения вышестоящей организацией основных показателей квартального плана по месяцам предприятие составляет план по всем технико-экономическим показателям на месяц и не позднее 15 числа каждого месяца утверждает планы по участкам и цехам.

Планируемые показатели составляются по формам, приведенным в приложениях инструкции по планированию производства, труда и себестоимости на угольных шахтах и разрезах.

Объемы экскаваторных работ по вскрыше, отвалообразованию и переэкскавации планируются в кубических метрах плотной массы.

Единицей измерения при планировании показателей по добыче угля является тонна товарной продукции. Если уголь подвергается механическому обогащению, то показателем по добыче является исходный рядовой уголь, поступающий на фабрику. Продукты обогащения и отходы (хвосты) также учитываются в тоннах.

Выше были рассмотрены основные положения планирования горных работ, одинаковые для угольных, рудных и нерудных месторождений. Однако планирование горных работ на рудных карьерах имеет некоторые особенности. План-задание этих карьеров устанавливается по выходу готовой продукции-концентрата, полученного путем пересчета плана на рудную массу для получения руд определенного вещественного состава.

Имея план-задание по добыче руды в целом и по отдельным видам, производят распределение добычи на планах горных работ с учетом качественной характеристики руд.

## § 2. Задачи маркшейдера при составлении планов горных работ

При составлении техпромфинплана маркшейдерская служба принимает участие и выполняет расчеты по определению основных показателей производства. К ним относятся данные по добыче, нормативы по качеству, объемы вскрышных работ и материалы по планированию буровзрывных работ.

К показателям по добыче относится количество полезного ископаемого по видам выемки и способам транспортирования. При экскаваторной выемке определяется количество полезного ископаемого, добываемого одноковшовыми и многоковшовыми экскаваторами, а при гидравлическом способе — количество полезного ископаемого, транспортируемого из забоя. Раздельному подсчету подлежит добыча полезного ископаемого, транспортируемая железнодорожным, конвейерным и автомобильным транспортом.

При рассмотрении вопроса развития и использования фронта работ, а также вопроса подготовки запасов определяют число разрабатываемых уступов, среднюю высоту уступа, длину действующих добычных уступов на конец планируемого периода и в среднем за период, наличие вскрытых и готовых к выемке запасов на начало и конец планируемого периода, обеспеченность (в днях) готовых к выемке запасов. Кроме того, рассчитывают количество вскрываемых запасов по направлениям работ и устанавливают их движение на планируемых участках.

Далее рассчитывают план добычи полезного ископаемого по забою, который определяют, исходя из наличия запасов и вскрываемых запасов в планируемом периоде, производительности экскаватора и пропускной способности транспортных средств.

Одной из основных задач буровзрывных работ является получение оптимальной кусковатости отбитой породы (руды), обеспечивающей наиболее эффективную работу горнотранспортного оборудования.

При оценке кусковатости руды маркшейдерская служба выполняет различные измерения и съемки, позволяющие взрывникам определять зависимость коэффициента разрыхления от величины среднего куска руды для карьера. При планировании буровзрывных работ участие маркшейдерской службы, помимо этого, заключается в предоставлении материалов, характеризующих остатки взорванной горной массы по уступам на начало планирования и количество невзорванных скважин, пригодных для зарядания. Кроме того, производятся расчеты по определению выхода взорванной горной массы с 1 м скважины по уступам или группе уступов с учетом крепости и структуры пород.

Нормативы по качеству полезного ископаемого устанавливаются вышестоящей организацией. Если качество полезного ископаемого не соответствует действующим нормативам, то вопрос о пересмотре норм должен быть поставлен заблаговременно (до начала добычных работ в планируемом периоде). Для этого составляют обоснованный проект временных норм качества на основании запланированного развития горных работ и материалов о качественной характеристике участков добычных работ.

При определении объемов вскрышных работ их следует учитывать по видам выемки и способам транспортирования. Раздельно определяют объемы экскаваторной выемки (по одноковшовым и многоковшовым экскаваторам) и выемки гидравлическим способом. Определению подлежат объемы вскрыши, транспортируемые железнодорожным транспортом, автотранспортом, транспортно-отвальными мостами, отвалообразователями и гидротранспортом.

Если в карьере применяется переэкскавация, то определение объемов вскрыши производят на основании запланированного развития добычных и вскрышных работ по графическим материалам, прилагаемым к плану горных работ.

Объемы работ по отвалообразованию определяют раздельно по способам размещения пород: при складировании пород экскава-

торами с использованием для перевозки породы до отвала железнодорожного, автомобильного и других видов транспорта и при разложении породы в выработанном пространстве — при бестранспортной системе разработки.

При разработке показателей производства перед маркшейдером ставятся следующие задачи:

выполнение съемочных работ в карьере, на отвалах, в дренажных выработках для пополнения планов и профилей и получения контуров горных работ на начало планирования. Пополненные графические материалы служат исходными данными для сравнения фактически выполненных горных работ с планируемыми за предыдущий период;

расчет промышленных запасов для получения количества запасов на начало планирования и движение этих запасов в планируемое время;

составление проектных планов горных работ по материалам расчета объемов вскрыши, добычи полезного ископаемого с учетом максимального использования параметров горнотранспортного оборудования.

Помимо решения перечисленных задач маркшейдер участвует в разработке, расчетах и рассмотрении других горнотехнических вопросов;

в выборе эффективных технологических схем. При транспортной системе разработки рассматриваются наиболее рациональные схемы путевого развития на рабочих уступах, схемы транспортных коммуникаций при конвейерном, автомобильном и троллейбусном транспорте. При бестранспортной системе разработки определяются параметры этой системы по максимальному использованию экскаваторного оборудования и обеспечению надежной устойчивости внутренних отвалов;

в разработке проекта норм качества полезного ископаемого и в установлении соответствия развития горных работ с нормами;

в разработке мероприятий по охране сооружений и борьбе с оползнями в карьере;

в расчете устойчивых углов откосов;

в проектировании наиболее эффективных способов извлечения полезного ископаемого, вынимаемого попутно с породой при разработке вскрышных уступов;

в разработке нормативов потерь полезного ископаемого;

в составлении графических материалов для планирования буровзрывных работ;

в расчете отвалов пород;

в планировании горнокапитальных работ и работ по осушению месторождения;

в разработке различных схем съездов и заездов и расчете объемов горных работ при планировании их устройства.

В настоящее время большое внимание уделяется научной организации производства, труда и управления (НОТ).

Участие маркшейдерской службы в планировании НОТ заключается в составлении подробной горногеологической характеристики участков и плана горных работ на начало планирования. Приведенные маркшейдерские данные служат основой для изучения и анализа существующей организации труда, условий работ и для разработки мероприятий по внедрению передовых приемов труда и рациональных методов ведения горных работ.

После утверждения плана НОТ маркшейдер карьера вместе с другими специалистами осуществляет контроль за реализацией мероприятий по рациональному ведению горных работ и участвует в определении эффективности выполненных мероприятий.

Проектный план горных работ служит оперативным документом для организации и развития горных работ в карьере.

## Г Л А В А II

### ПЛАНИРОВАНИЕ ВСКРЫШНЫХ РАБОТ В ПЕРИОД ЭКСПЛУАТАЦИИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

#### § 1. Общие соображения при планировании вскрышных работ

Планирование горных работ осуществляется по показателям, утвержденным вышестоящей организацией, и по расчетным данным, являющимся производными величинами, которые рассчитываются и учитываются в процессе планирования.

Важнейшим звеном в процессе планирования вскрышных работ является детальная разработка вопросов вскрытия запасов полезного ископаемого, обеспечивающая нормальную и бесперебойную работу карьера. Если на начало планирования имеет место отставание в подготовке запасов, то к концу планирования должен быть обеспечен такой рост запасов, который соответствовал бы нормативу.

При составлении плана вскрышных работ на год данные по подготовке запасов получают из подсчетов количества вскрываемых запасов за каждый квартал, которое равно добыче полезного ископаемого за квартал с учетом потерь и роста вскрываемых запасов.

Нормативы подготовленных к выемке запасов и эксплуатационных потерь для каждого карьера устанавливаются производственными управлениями министерств.

Требования по обеспечению нормативных показателей предъявляются ко вскрытым и готовым к выемке запасам полезного ископаемого.

В стадии строительства карьера к подготовке запасов предъявляются иные требования. Строительные организации должны предусмотреть такое развитие вскрышных работ, которое обеспечивало бы вскрытие запасов в сроки и количестве, регламентируемом проектом строительства карьера.

Полученные данные по подготовке запасов являются отправными для последующей детализации развития вскрышных работ.

К расчетным данным относятся:  
объемы по направлениям работ;  
выход взорванной горной массы с 1 м скважины в зависимости от крепости и структуры слагающих пород во взрывааемых блоках;

элементы системы разработки;  
величины устойчивых углов откоса бортов и углов разноса бортов;  
способы отвалообразования по участкам;  
число вскрышных и добычных механизмов и их производительность;

производительность внутрикарьерного транспорта и возможность ее увеличения, объемы путеукладочных работ и протяженность новых железнодорожных путей, а также объемы работ при других видах транспорта;

способы осушения месторождения;  
нормативы потерь полезного ископаемого.

При планировании следует учитывать основные направления в развитии горных работ, разработанные для карьера в перспективных планах и техническом проекте карьера.

Для этого необходимо произвести подробный анализ выполнения вскрышных работ по основным направлениям и выявить, отстают или опережают фактические работы по сравнению с проектными или перспективными направлениями. При отставании вскрышных работ по основным направлениям необходимо предусмотреть такое возрастание объемов вскрыши, при котором компенсировалось бы это отставание. Общий объем вскрыши по карьеру тогда будет складываться из объемов, обеспечивающих вскрытие запасов полезного ископаемого согласно заданному нормативу, и из объемов для ликвидации отставания по направлениям и участкам работ. Помимо этого необходимо произвести сравнение запланированной вскрыши с календарным планом и увязать ее с режимом ведения горных работ.

## § 2. Подсчет исходных балансовых и промышленных запасов на начало и конец планирования горных работ

Одной из задач маркшейдерско-геологической службы является подсчет исходных балансовых и промышленных запасов полезного ископаемого с целью определения их наличия в пределах технических границ карьера для рационального использования при планировании горных работ и эксплуатации месторождения.

По классификации запасов 1960 г. запасы полезных ископаемых по их народнохозяйственному значению разделяются на балансовые, использование которых экономически целесообразно и которые удовлетворяют установленным кондициям, и забалансовые, использование которых в настоящее время нецелесообразно.

Эти группы запасов подлежат отдельному учету.

Исходными балансовыми запасами горного предприятия являются запасы из числа утвержденных Государственной комиссией по запасам (ГКЗ), принятые по проекту на момент сдачи его в эксплуатацию в пределах технических границ предприятия или на первое января отчетного года.

Часть балансовых запасов, которая должна быть извлечена из недр, составляет промышленные запасы. Количество их получают вычитанием из балансовых запасов проектных потерь, т. е. потерь, предусмотренных техническим проектом.

Проектные потери могут быть разделены на:

проектные общекарьерные потери под охраняемыми зданиями и сооружениями, а также потери в барьерных целиках у границ безопасного ведения горных работ;

проектные эксплуатационные потери, предусмотренные системой разработки;

проектные потери вследствие неблагоприятных геологических и гидрогеологических условий, если они заранее могут быть предусмотрены в виде целиков с соответствующими границами.

Проектные общекарьерные потери, оставляемые в целиках под охраняемыми зданиями и сооружениями, а также в барьерных целиках у границ безопасного ведения горных работ, подсчитывают по размерам целиков, нанесенных на маркшейдерские планы.

Данные о проектных эксплуатационных потерях берут в виде определенного процента от балансовых запасов, полученного по опыту разработки месторождения за последние годы.

Потери от неблагоприятных геологических и гидрогеологических условий подсчитывают по планам и профилям для каждого конкретного случая и только тогда, когда эти потери можно предусмотреть.

К забалансовым запасам, которые ограничиваются от балансовых на основе кондиций, могут быть отнесены запасы пластов, неудовлетворяющие кондиции в целом, запасы отдельных некондиционных зон, расположенных среди кондиционных блоков, и отдельные пачки угля в кровле, почве или внутри пластов, если по величине или другим признакам они не отвечают действующим кондициям.

В тех случаях, когда такие запасы в контуре технической границы карьера экономически целесообразно использовать или когда они освоены карьером для выемки, тогда перед началом составления плана горных работ они также подсчитываются в дополнение к балансовым. Этот подсчет производят для получения наиболее полной промышленной оценки месторождения.

Подсчет балансовых и промышленных запасов производят перед составлением годовых и перспективных планов горных работ. Составление запасов на начало планирования выявляют по материалам подсчета запасов месторождения, утвержденных ГКЗ, по данным маркшейдерских съемок, материалов геологической документации и результатов пластово-дифференциального опробования.

Подсчет выполняет геолог карьера при участии маркшейдера или маркшейдер (в случае отсутствия геолога в штате карьера).

Фактическое состояние балансовых запасов на начало планирования может быть выявлено:

непосредственным подсчетом запасов на копиях комплекта доступных планов, на которые наносят результаты маркшейдерской



съемки уступов с корректированием контуров выемки на начало планирования;

учетом на основании данных о наличии запасов за последний отчетный период по фактической добыче и по данным о потерях полезного ископаемого.

Непосредственный подсчет запасов на поуступных планах является трудоемким способом. Его применяют при разработке месторождений с небольшим количеством разрабатываемых уступов.

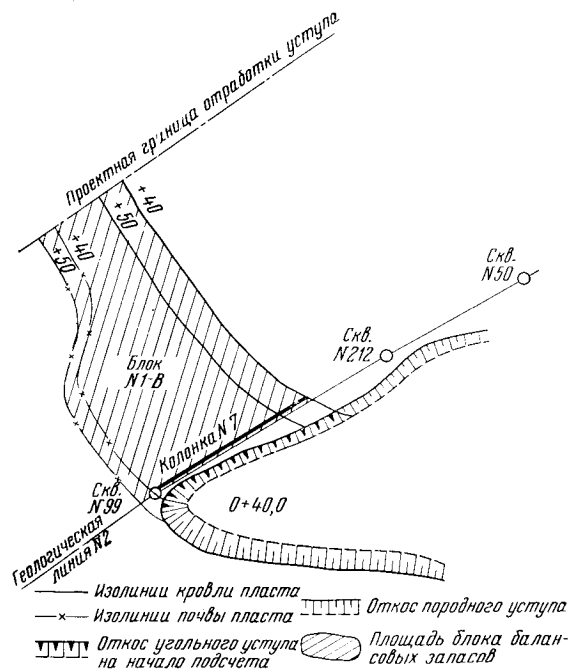


Рис. 1. Контур блока балансовых запасов

Более прост способ, заключающийся в учете движения по материалам предыдущего подсчета, ожидаемой добычи и данным о потерях полезного ископаемого.

Перед подсчетом запасов на поуступные планы наносят:

границы и номера блоков подсчета запасов месторождения по результатам материалов, утвержденным ГКЗ;

проектные границы отработки уступа;

фактический контур отработки уступа по данным маркшейдерской съемки и корректировки на начало подсчета;

изолинии кровли и почвы пласта, характеризующие слой угля в границах уступа;

разведочные скважины, направления геологических профилей, тектонические нарушения;

свои структурно-качественные колонки, зарисовки забоев и бортов;

контуры охранных и барьерных целиков.

На рис. 1 приведен контур блока балансовых запасов.

Подсчет запасов производится отдельно по каждому блоку с учетом отработанного выемочного контура.

Результаты подсчета заносятся в формуляр для определения балансовых запасов карьера (табл. 1).

Таблица 1

N блока	Средняя площадь, м <sup>2</sup>	Высота уступа, м	Объем блока, м <sup>3</sup>	Коэффициент улегаемости	Объем угля, м <sup>3</sup>	Зольность A <sup>0</sup> , %	Объемный вес, т/м <sup>3</sup>	Запасы угля, тыс. т							
								A	B	C <sub>1</sub>	A+B	A+B+C <sub>1</sub>			

Запасы в блоке в весовой мере определяют по процентному содержанию угля, объемному весу и объему в блоке, подсчитываемому по сумме двух площадей и умноженному на высоту уступа. Содержание угля устанавливают по материалам структурно-качественных колонок, при отсутствии которых используют зарисовки забоев. Объемный вес получают по результатам опробования — по зольности угольных прослоек.

Подсчет запасов производят только по разрабатываемым уступам. По нескрытым уступам запасы указывают суммарно до предельной проектной глубины горных работ.

При разработке нескольких пластов сначала приводятся данные по первому пласту с разделением по каждому уступу и каждой марке, затем по второму пласту и т. д. Итоги по карьере даются по уступам, пластам и маркам. Подсчет проектных потерь и промышленных запасов производится по схеме, приведенной в табл. 2 [28].

Таблица 2

Балансовые запасы, тыс. т	Проектные потери, тыс. т		Запасы, уменьшенные на величину потерь, тыс. т	Проектно-эксплуатационные потери		Промышленные запасы, тыс. т
	в предохранительных и барьерных целиках	от геологических и гидрогеологических условий		%	тыс. т	
2000	60	40	1900	5	95	1805

При установлении величины запасов следует учитывать возможное их уменьшение вследствие выявления в процессе эксплуатации некондиционных участков, которые ранее были включены в балансовые запасы. Возможны изменения запасов в результате доработки. Эти изменения оценивают приближенно, а в конце года уточняют.

Для рудных месторождений кроме подсчета запасов полезного ископаемого (руды) производится также подсчет запасов полезного компонента (металла или другого компонента).

Учет состояния и движения запасов сводят в таблицы расчет балансовых и промышленных запасов. Эти данные дают представление об обеспеченности карьера запасами.

### § 3. Классификация запасов полезного ископаемого по степени готовности к выемке

Одной из трудоемких маркшейдерских работ при составлении плана горных работ и особенно на карьерах со сложным строением угольных пластов или рудных залежей, резко изменяющихся по мощности, структуре и качеству, является подсчет запасов полезного ископаемого по степени готовности их к добыче. Такой подсчет позволяет правильно решать задачи развития горных работ в карьере.

В зависимости от степени подготовленности к выемке запасы делятся на вскрытые, подготовленные и готовые к выемке.

На угольных карьерах вскрытыми запасами считается та часть промышленных запасов, для разработки которой произведены все необходимые работы по вскрытию пласта или отдельных его участков, осушены, нарезаны уступы для укладки транспортных средств, пройдены траншеи или съезды и т. д.

Из общего числа вскрытых запасов по степени готовности их к выемке выделяют активные и неактивные группы.

К активным относятся запасы:

готовые к выемке;  
подготовленные к зачистке.

Неактивными считаются запасы:

во временных целиках;  
временно заваленные;  
временно затопленные;

временно находящиеся в пожарных участках.

К запасам, готовым к выемке, относятся запасы из числа вскрытых, полностью зачищенные, выемка которых возможна без нарушения правил технической эксплуатации и безопасности, с соблюдением установленных размеров предохранительных берм, рабочих площадок и полноты выемки по высоте уступа.

К запасам, подготовленным к зачистке, относятся запасы из числа вскрытых, не зачищенные от породы, оставшейся после экскавации при вскрышных работах сверху угля мощностью до 1 м

и до 0,5 м при равномерной толще на горизонтально залегающем уступе или не зачищенные от попутной породы при селективной выемке. К подготовленным к зачистке также относятся запасы на участках с подваленной к откосу уступа породой при системе работ с выемкой и зачисткой вскрышных пород в выработанное пространство. После зачистки эти запасы переводят в категорию готовых к выемке.

К запасам во временных целиках относятся запасы из числа вскрытых, находящиеся под железнодорожными путями, под эстакадами магистральных или сборных конвейеров, в предохранительных бермах, а также в нижних действующих уступах, выемка которых не может производиться ввиду наличия неотработанных запасов в вышележащих уступах.

К запасам, временно заваленным, относятся запасы угля из числа вскрытых, заваленные породой и требующие значительных работ для расчистки, а также запасы, закрытые породой или надвинутым оползнем. По мере расчистки они переходят в запасы, готовые к выемке.

Запасы временно затопленные — это запасы из числа вскрытых, для выемки которых требуется откачка или спуск воды для проведения дополнительных дренажных работ. По мере осушения и зачистки от навалов породы запасы переводят в категорию готовых к выемке.

К запасам, временно находящимся в пожарных участках, относятся запасы из числа вскрытых, выемка которых невозможна до ликвидации пожаров.

При разработке рудных месторождений открытым способом вскрытыми считают запасы участков уступа, верхняя площадка которых освобождена от покрывающих пород или руды вышележащего уступа или обнажена вследствие естественных условий залегания. При этом во всех случаях должна быть пройдена выездная траншея или траншея для оборудования подъемными средствами с отметкой рабочего горизонта, предусмотренного проектом.

Границами вскрытой залежки или участка являются: на глубину — горизонт, подсеченный выездной траншеей, и по площади — контур обнаженного рудного участка.

Из общего числа вскрытых запасов выделяют запасы, находящиеся в целиках — под заездами и сооружениями.

Если проектом или организацией работ предусмотрена разработка уступа ниже транспортного горизонта и если не требуется проведение траншеи (например, при работе драглайном), к вскрытым запасам относят запасы той части уступа, которая освобождена от покрывающих пород или от руды вышележащего уступа.

Подготовленными и одновременно готовыми к выемке считают запасы части уступа, на которой обнажена верхняя и боковая площадки, обеспечивающие начало выемки.

Для отнесения запасов уступа или части его к подготовленным требуется выполнение подготовительных работ, предусмотренных

планом организации работ или проектом, как-то: проведение разрезной траншеи, дренаж месторождения, проведение водоотливных и водоотводных выработок, зачистка уступа от остатков породы после вскрыши и др.

В некоторых случаях подразделение запасов на основные категории бывает осложнено характерными особенностями месторождения и технологии горных работ. Так, например, на сложных железорудных карьерах, где руда различных сортов и породные прослойки перемежаются между собой, среди различных сортов руд выделяют товарную руду. В таких случаях наряду со вскрытыми и подготовленными запасами товарной руды выделяют запасы, для которых подготовка горизонта к экскавации готова, но количество богатых руд в забоях по всему фронту недостаточно для планирования руды к добыче.

Работа транспортно-отвальных мостов характеризуется особенностями, обусловленными жесткостью параметров системы. Количество запасов под пролетным строением находится в зависимости от горизонтальной подвижности транспортно-отвального моста. Если подвижность моста равна нулю, то количество запасов постоянно, если же имеется подвижность, то к концу сезона должен наблюдаться прирост запасов. При работе транспортно-отвального моста необходимо, сообразуясь с производительностью добычных и вскрышных работ, подобрать такие параметры горных работ, которые наиболее полно удовлетворяли бы оптимальным условиям работы. По параметрам горных работ строят контуры запасов полезного ископаемого по приведенным выше определениям.

К вскрытым запасам в этом случае будут относиться запасы, находящиеся под сооружениями.

К подготовленным относят запасы, для которых все подготовительные работы закончены и выход богатых руд достаточен для того, чтобы горизонт можно было включить в планирование добычи руды.

Готовыми являются запасы, готовые к эксплуатации.

При дражных и гидравлических разработках вскрытыми считаются запасы, расположенные на участках, на которых проведены все работы по вскрытию месторождения.

Подготовленными считаются запасы, расположенные на участках, на которых проведена работа по очистке от леса и произведена вскрыша торфов, устроена плотина или другие сооружения для подъема воды. При отсутствии вскрыши вскрытые запасы считаются подготовленными сразу же после проведения подготовительных работ.

К запасам, готовым к выемке при дражных разработках, относят запасы, которые могут быть добыты (без проведения необходимой подготовки) при обеспечении полигона водой и водостоком.

При разработке россыпей гидравлическим способом с естественным напором запасы россыпи считают вскрытыми и подготовленными в том случае, если пройдены капитальная и водоотводная каналы,

вырублен лес, кустарники, построены все горногидротехнические сооружения, необходимые для создания напора воды.

При разработке россыпей гидравлическим способом с искусственным напором запасы участка считаются вскрытыми, подготовленными и готовыми к выемке:

при естественном водостоке из гидравлического разреза, если проведена капитальная канава, разрез подготовлен для установки оборудования, проведена поверхностная канава для отвода воды по русла и если россыпь расположена в пойме;

при искусственном водоотливе, если для установки насоса пройден колодец, обеспечивающий сбор воды с разрабатываемого участка (или части его) и участок подготовлен для установки оборудования.

#### § 4. Планирование движения вскрытых и готовых к выемке запасов

Учет движения запасов при планировании горных работ состоит в том, чтобы:

установить на определенную дату количество запасов главным образом вскрытых и готовых к выемке (по степени их готовности);

определить количество подготавливаемых запасов по направлению работ, по планируемому периоду и дать качественную характеристику их.

Задача по подготовке запасов состоит в том, чтобы не допустить их снижения в процессе производства добычных работ. Если имеется отставание в подготовке запасов, то необходимо предусматривать такой их рост на планируемый период, при котором компенсировалось бы отставание.

Движение вскрытых запасов полезного ископаемого в карьере можно выразить формулой

$$B_x = B_n + P_v - (D + П),$$

где  $B_x$  и  $B_n$  — остаток вскрытых запасов соответственно на конец и начало планируемого периода,  $m$ ;

$P_v$  — количество подготавливаемых запасов на планируемый период,  $m$ ;

$D$  — добыча полезного ископаемого на планируемый период,  $m$ ;

$П$  — плановые потери,  $m$ .

Если заданием предусмотрено сохранить уровень обеспеченности карьера вскрытыми запасами на конец планируемого периода в неизменных цифрах, то формула будет иметь вид

$$P_v = D + П.$$

Учет движения готовых к выемке запасов выполняется по аналогии с учетом вскрытых запасов

$$G_k = G_n + P_r - (D + H),$$

где  $G_k$  и  $G_n$  — готовые к выемке запасы соответственно на конец и начало планируемого периода;

$P_r$  — количество подготавливаемых и одновременно готовых к выемке запасов на планируемый период.

Если на месторождении разрабатывается несколько пластов, залежей или участков с четкими границами, то учет движения запасов выполняют по каждому пласту, залежи или участку самостоятельно.

При учете движения запасов необходимо знать запланированную добычу по «чистому» углю или «чистой» руде, т. е. добычу за вычетом разубоживающих пород.

Угольные пачки при селективной или валовой выемке засоряются многочисленными породными прослойками. Определить увеличение веса угля за счет разубоживания непосредственным измерением невозможно. Степень засорения угля породными прослойками можно установить по качественным показателям пласта.

Товарный уголь представляет собой смесь угля с породой. Качественная характеристика этой смеси выражается уравнением

$$P_y A_y^c + P_n A_n^c = P_{т.у} A_{т.у}^c,$$

где  $P_y$  — вес «чистых» угольных пачек;

$A_y^c$  — зольность «чистых» угольных пачек;

$P_n$  — вес породы;

$A_n^c$  — зольность породы;

$P_{т.у}$  — вес товарного угля (планируемая добыча);

$A_{т.у}^c$  — зольность товарного угля.

Вес породы в товарном угле

$$P_n = P_{т.у} - P_y.$$

Подставляя значение  $P_n$  в формулу и решая уравнение относительно веса чистого угля, получим

$$P_y = \frac{P_{т.у} (A_n^c - A_{т.у}^c)}{A_n^c - A_y^c}.$$

По материалам пластово-дифференциального опробования и проектам норм зольности, составляемым ежегодно на карьере, можно получить все необходимые исходные данные за исключением зольности товарного угля.

Качественную характеристику товарного угля получают из отчетных данных карьера за предыдущие периоды работы.

Для наглядности в табл. 3 приводятся данные, характеризующие качество угля на карьере Челябинского бассейна.

Из данных табл. 3 видно, что зольность товарного угля намного выше зольности «чистого» угля. Следовательно, уголь значительно засорен, засорение достигает 1—7% и более.

Таблица 3

Номер карьера	Зольность, %		
	«чистых» угольных пачек	товарного угля	породы, содержащейся в угольных пачках
1—2	25,6	32,5	82,0
4	29,9	35,0	78,0
7	35,5	36,8	71,3

В табл. 4 приведена форма учета движения запасов угля по кварталам на планируемый год. Примерно по такой же форме учитывается движение запасов при планировании горных работ на месяц или на квартал.

Основные положения по планированию запасов не могут в полной мере отражать особенностей каждого карьера. В зависимости от горногеологических условий эти положения могут изменяться.

Планирование движения запасов на рудных месторождениях имеет некоторые особенности.

Для рудных карьеров план устанавливается не в рудной массе, а в готовой продукции — концентрате. В связи с этим возникает необходимость пересчета плана на рудную массу для получения руд определенного вещественного состава.

Пусть:

$P_r$  — план-задание по готовой продукции,  $m$ ;

$P_1, P_2, \dots, P_n$  — план-задание по отдельным сортам готовой продукции,  $m$ ;

$k_1, k_2, \dots, k_n$  — коэффициенты, характеризующие средний выход готовой продукции из рудной массы, доставленной на фабрику;

$D_1, D_2, \dots, D_n$  — план-задание по отдельным видам добычи рудной массы,  $m$ ;

$D$  — план-задание по рудной массе в целом,  $m$ .

План-задание по рудной массе может быть представлен формулой

$$D = D_1 + D_2 + \dots + D_n.$$

План-задание по отдельным видам рудной массы можно выразить формулами

$$D_1 = \frac{P_1}{k_1}, \quad D_2 = \frac{P_2}{k_2}, \quad \dots, \quad D_n = \frac{P_n}{k_n}.$$

Таблица 4

Пласт	I квартал					II квартал					До тыс.	
	Вскрытые запасы на 1/1 196—г., тыс. т.	Добыча, тыс. т.		Потери, тыс. т.	Подготавливается запасов, тыс. т.	Вскрытые запасы на 1/IV 196—г., тыс. т.	Добыча, тыс. т.		Потери, тыс. т.	Подготавливается запасов, тыс. т.	Вскрытые запасы на 1/VII 196—г., тыс. т.	До тыс.
		товарного угля	«чистого» угля				товарного угля	«чистого» угля				
II верхний	1350	305	270	12	499	1567	300	265	11	114	1405	325
II пласт	150	—	—	—	—	150	250	224	11	330	245	200
II нижний	1920	655	585	32	430	1733	410	360	18	445	1800	485
Тонкие пласты	—	60	53	7	60	—	60	53	7	60	—	40

Тогда

$$D = \sum_{i=1}^n \left( \frac{p_i}{k_i} \right).$$

Имея план-задание по добыче рудной массы, определяют фактическое наличие запасов на начало планируемого периода, состояние вскрышных работ и отвального хозяйства и рассчитывают подготавливаемые запасы по изложенной выше методике. При этом должное внимание должно быть уделено вопросу разубоживания и селективной выемки на основе правильной методики учета потерь и разубоживания в карьере.

Добычу «чистой» руды за планируемый период определяют по формуле

$$V_{\text{ч}} = V_{\text{т}} - V_{\text{п}}, \text{ м.}$$

Количество разубоживающих пород при добыче руды определяют по формуле [24]

$$V_{\text{п}} = \frac{V_{\text{т}} \cdot d_{\text{р}} (C_{\text{р}} - C_{\text{п}})}{d_{\text{п}} (C_{\text{р}} - C_{\text{п}})}, \text{ м}^3,$$

или

$$T_{\text{п}} = T_{\text{т}} \frac{C_{\text{р}} - C_{\text{т}}}{C_{\text{р}} - C_{\text{п}}}, \text{ м},$$

где  $V_{\text{п}}$  и  $T_{\text{п}}$  — соответственно объем ( $\text{м}^3$ ) или вес ( $\text{м}$ ) разубоживающих пород в добыче;

$V_{\text{т}}$  и  $T_{\text{т}}$  — соответственно объем ( $\text{м}^3$ ) или вес ( $\text{м}$ ) товарной руды;

$d_{\text{р}}$  и  $d_{\text{п}}$  — соответственно объемный вес руды или породы,  $\text{т}/\text{м}^3$ ;

$C_{\text{р}}$  — содержание металла в руде, %;

$C_{\text{п}}$  — содержание металла в породе, %;

$C_{\text{т}}$  — содержание металла в товарной руде, %.

Пласт	III квартал					IV квартал					За год			
	Вскрытые запасы на 1/III 196—г., тыс. т.	Потери, тыс. т.	Подготавливается запасов, тыс. т.	Вскрытые запасы на 1/X 196—г., тыс. т.	До тыс.	Добыча, тыс. т.		Потери, тыс. т.	Подготавливается запасов, тыс. т.	Вскрытые запасы на 1/1 196—г., тыс. т.	Добыча, тыс. т.		Потери, тыс. т.	Подготавливается запасов, тыс. т.
						товарного угля	«чистого» угля				товарного угля	«чистого» угля		
II верхний	1350	12	342	1450	325	400	355	14	409	490	1330	1175	49	1364
II пласт	150	9	42	100	200	—	—	—	—	100	450	402	20	372
II нижний	1920	23	596	1940	485	550	493	25	488	910	2100	1871	98	1959
Тонкие пласты	—	6	40	—	40	60	53	7	60	—	220	193	27	220

После подсчета добычи маркшейдер производит: пополнение плана и геологических разрезов или профилей на начало планирования горных работ;

подсчет запасов по степени их подготовленности к выемке на начало планирования;

установление контура и подсчет количества подготавливаемых запасов по участкам за планируемый период.

Перечисленные работы обязательны как при составлении перспективных планов (пятилетка, год), так и при планировании горных работ на короткий период (квартал, месяц).

Планы горных работ составляются всегда заблаговременно. Поэтому после съемки забоев и нанесения их на план необходимо на основе расчета объемов вскрыши и добычи скорректировать положение действующих забоев с одновременным пополнением геологических разрезов или профилей на начало планирования. По этим графическим материалам подсчитывают наличие запасов по степени их подготовленности к выемке.

**Пример.** Допустим, что к составлению годового плана горных работ приступили 1 ноября.

Наличие вскрытых запасов угля на 1 ноября, установленное по маркшейдерским подсчетам, составило 1950 тыс. т. План добычи угля за ноябрь и декабрь установлен в 330 тыс. т, а по «чистому» углю согласно пересчету 300 тыс. т. Потери за ожидаемый период определяются в 5%. За ноябрь и декабрь будет вскрыто согласно плану горных работ 345 тыс. т запасов угля.

Определяем запасы угля на начало планирования.

$$B_{\text{н}} = 1950 + 345 - 300 (1 + 0,05) = 1980 \text{ тыс. т.}$$

Зададимся условием, что план добычи угля за год составляет 2000 тыс. т или, по «чистому» углю согласно пересчету 1800 тыс. т, плановые потери равны 5%.

Если вскрытые запасы угля в конце планируемого года не снижаются, т. е. если  $B_{\text{к}} = B_{\text{н}}$ , то подготавливаемые запасы будут

$$П_{\text{в}} = 1800 (1 + 0,05) = 1890 \text{ тыс. т.}$$

Аналогично подсчитывают подготавливаемые запасы на промежуточные планируемые периоды (за каждый квартал в году).

Если разрабатывается горизонтальный или наклонный пласт одним уступом, то подготавливаемые запасы по уступу будут одновременно характеризовать продвижение фронта работ.

Для вскрытия 1890 тыс.  $m$  запасов угля на фронте работ в 2 км при мощности пласта 20 м и выходе угля 1,26  $m$  с 1  $m^3$  горной массы продвижение будет

$$\frac{1890000}{2000 \cdot 20 \cdot 1,26} = 37,5 \text{ м.}$$

Эта величина характеризует интенсивность разработки карьера, по которой можно определить и другие показатели: объем вскрыши при известной мощности пород, технологию производства горных работ и др.

Более трудоемкой задачей является установление контура запасов на карьерах со сложным строением пластов.

На карьерах, разрабатывающих мощные пласты угля с изменчивым простиранием, определять контур подготавливаемых запасов удобнее всего отдельно по участкам, в зависимости от развития вскрышных работ. Для этого вскрывающий фронт делят на характерные участки, на геологических разрезах строят заходки и определяют количество вскрываемых запасов с 1 м фронта работ

$$q_{\phi} = S \cdot m_{\Sigma} \cdot d_{\Sigma},$$

где  $S$  — площадь контура на профиле,  $m^2$ ;

$m_{\Sigma}$  — суммарная мощность угольных прослоек,  $m$ ;

$d_{\Sigma}$  — объемный вес угля,  $m/m^3$ .

Полученные данные являются исходными для установления количества подготавливаемых запасов по участкам и в целом по карьере.

## § 5. Методика построения контура запасов

Подсчет вскрытых запасов угля производят в пределах массива, ограниченного:

сверху — поверхностью пласта, обнаженного вскрышными работами от покрывающих пород, с допуском незначительного количества породы, оставшейся на уступах после вскрышных работ, если зачистка этой породы не задерживает работ по добыче угля;

с боков — плоскостями уступов, построенных от границ обнаженной поверхности угля с углами откосов и площадками, предусмотренными проектом разработки или паспортом управления породами и угольными уступами;

снизу — проектной глубиной разработки (в частном случае — почвой пласта) или дренажным горизонтом, или глубиной, при которой сходящиеся боковые плоскости уступов создают ширину дна траншеи, достаточную для данного способа ведения работ.

Рассмотрим наиболее характерные примеры оконтуривания запасов.

Если кровля пласта обнажена не на всю ширину рабочей пло-

щадки, то контур вскрытых запасов начинают строить от контакта угля с породой (точка 3, рис. 2, а). Затем определяют величину предохранительной бермы породного уступа по формуле

$$B = \frac{H}{2} (\operatorname{ctg} \beta_1 - \operatorname{ctg} \beta),$$

где  $H$  — высота породного уступа,  $m$ ;

$\beta_1$  — угол естественного откоса породного уступа, град.

$\beta$  — угол откоса рабочего (породного) уступа, град.

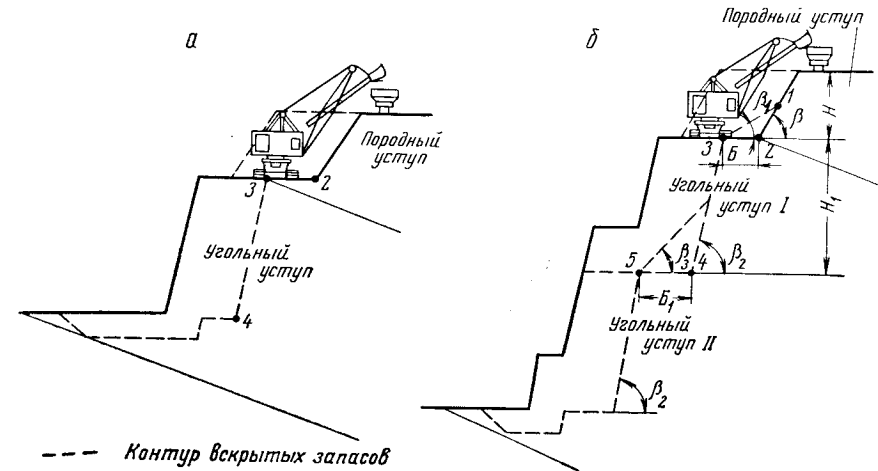


Рис. 2. Построение контура вскрытых запасов со стороны кровли пласта

Если вычисленная берма будет меньше площадки 2—3, то контур запасов строят начиная от точки 3, если берма окажется больше площадки 2—3, то построение контура запасов производят от границы окончания предохранительной бермы.

Таблица 5

Угол естественного откоса породного уступа, град	Предохранительная берма (м) при $\beta = 60^\circ$ и высоте породного уступа, м				
	10	12	14	16	18
30	5.8	6.9	8.1	9.2	10.3
35	4.2	5.1	6.0	6.8	7.6
40	3.1	3.7	4.3	4.9	5.5
45	2.1	2.5	2.9	3.4	3.8

Для удобства можно пользоваться заранее подсчитанными значениями предохранительных берм, приведенными в табл. 5.

На рис. 2, б представлена схема вскрытия кровли пласта на всю ширину рабочей площадки. На этом рисунке рассмотрен случай разрушения верхней части уступа до половины его высоты, имеющий место на уступах со стороны кровли пласта. Разрушение уступа по всей высоте происходит тогда, когда в массиве имеются поверхности ослабления, падающие в сторону выработанного пространства. Для получения точки 3 от середины откоса породного уступа (точка 1) проводят линию под углом  $\beta_1$  к вскрываемому горизонту до пересечения ее с кровлей пласта.

Затем из точки 3 под углом рабочего откоса  $\beta_2$  проводят линию до пересечения с нижней границей угольного уступа I (точка 4). Высоту уступа принимают согласно проекту или расчету. Для подсчета вскрытых запасов она не должна быть выше предельного значения высоты уступа, предусмотренного Единными правилами безопасности, согласно которым допускается разработка угля одним уступом высотой до 30 м.

От точки 4 откладывают вычисленную для угольного уступа I предохранительную берму (линия 4—5). По аналогии с табл. 5 заранее подсчитывают размеры предохранительных берм для угольных уступов по формуле

$$B = \frac{H_1}{2} (\operatorname{ctg} \beta_3 - \operatorname{ctg} \beta_2),$$

где  $H_1$  — высота угольного уступа, м;  
 $\beta_3$  — угол естественного откоса угольного уступа, град;  
 $\beta_2$  — угол рабочего откоса, град.

Значения предохранительных берм приведены в табл. 6.

Угол естественного откоса угольного уступа, град	Предохранительная берма (м) при $\beta_2 = 75^\circ$ и высоте угольного уступа, м		
	10	20	30
40	4,5	9,0	13,5
45	3,6	7,3	11,0

Если подсчет количества подготавливаемых запасов производят на поуступных планах, то для построения вскрытого массива угля необходимо определить проекцию откоса из выражения

$$a = H_1 \cdot \cos \beta_2.$$

При съемке вскрывающего породного уступа иногда бывает невозможно непосредственно зафиксировать нижнюю бровку уступа. Тогда проекцию откоса породного уступа вычисляют по этой же формуле. Высоту уступа принимают по данным маркшейдерской съемки, а величину рабочего угла откоса — по материалам исследований в карьере.

Для примера в табл. 7 приведены вычисленные элементы построений при подсчете вскрытых запасов на поуступных планах для одного из разрабатываемых пластов Коркинского месторождения.

При построении контура вскрытых запасов со стороны почвы пласта важно знать устойчивые углы заоткоски бортов или уступов. Если угол падения пласта равен устойчивому углу заоткоски борта или уступа, то задача сводится к подсчету вскрытых запасов до почвы пласта за вычетом участков, занятых предохранительными бермами на поверхности пласта и на каждом последующем угольном горизонте.

Предположим, что устойчивый угол заоткоски борта  $\beta_3$  меньше угла падения пласта (рис. 3, а). В этом случае количество вскрытого угля подсчитывается в пределах контура, построенного по устойчивому углу заоткоски и по вычисленным значениям предохранительных берм. Из рисунка видно, что часть запасов угля не подлежит включению в подсчет, так как они размещены за устойчи-

Таблица 7

Высота угольного уступа, м	Предохранительная берма, м	Проекция откоса угольного уступа, м
10	3	3
20	7	5
30	11	8

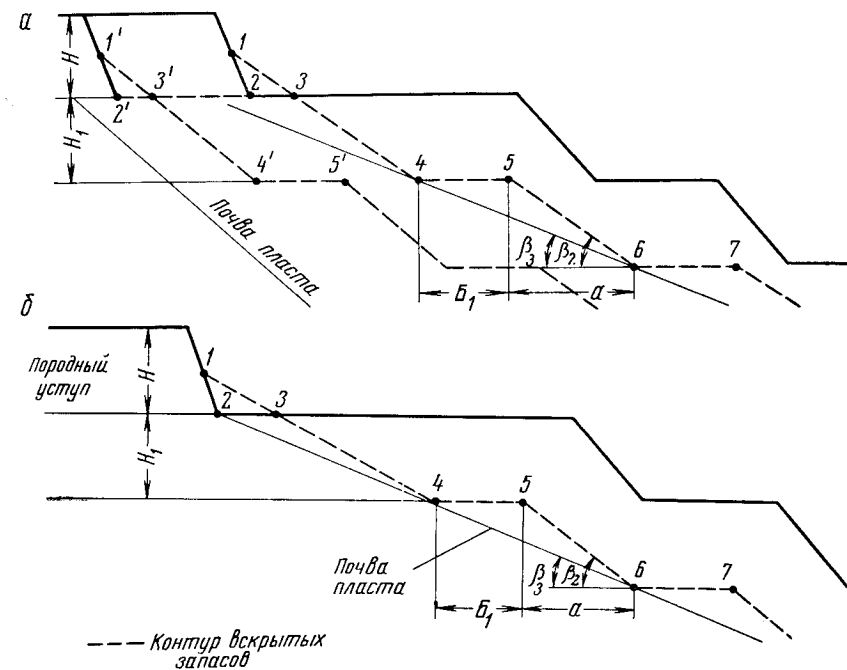


Рис. 3. Построение контура вскрытых запасов со стороны почвы пласта выем углом заоткоски борта. По мере отработки породного уступа запасы угля около почвы пласта будут отнесены к вскрытым (контур 2', 3', 4', 5' и т. д.) запасам.

Рассмотрим построение контура вскрытых запасов на участке с углом падения пласта, равным устойчивому углу заоткоски борта (рис. 3, б). Границей вскрытых запасов на поверхности пласта будет точка 3, которая получается построением предохранительной бермы по аналогии с предыдущим примером. Для того чтобы получить точку 4, проводят прямую линию до почвы пласта следующего угольного горизонта. Площадки 4—5 и 6—7 определяют из выражения

$$B_1 = H_1 (\text{ctg } \beta_3 - \text{ctg } \beta_2),$$

где  $H_1$  — высота угольного уступа со стороны почвы пласта, м;

$\beta_3$  — устойчивый угол заоткоски борта или уступа, град;

$\beta_2$  — угол откоса рабочего (угольного) уступа, град.

При подсчете запасов угля на поуступных планах удобно заранее вычислить для каждого уступа проекцию откосов и величины предохранительных берм.

В табл. 8 приведены заранее вычисленные значения для построения контура вскрытых запасов при  $\beta_3 = 22^\circ$  и  $\beta_2 = 35^\circ$ .

Таблица 8

Высота угольного уступа, м	Вычисленные значения, м	
	предохранительной бермы	проекция откоса угольного уступа
8	8.3	11.4
9	9.4	12.8
10	10.4	14.3
11	11.4	15.7
12	12.5	17.1

### § 6. Примеры построения контура и подсчета запасов полезного ископаемого

На угольных и рудных карьерах СССР разрабатываются пласты угля и залежи руд, имеющие различные формы и элементы залегания. На месторождениях со сложным строением пластов наряду с разработкой мощных пластов извлечение угля осуществляется из тонких пластов мощностью от 1—2 м и более при различных углах падения. В таких условиях залегания пластов способы извлечения угля будут неодинаковыми.

Несмотря на разнообразные условия залегания полезных ископаемых и различную технологию выемки, при построении и разделении контуров запасов по степени готовности должны соблюдаться общие положения, обязательные для самых различных горнотехнических условий. Проследим соблюдение этих положений на характерных для угольных месторождений примерах.

При горизонтальном и пологом залегании пластов угля контур вскрытых запасов строится по методике, изложенной выше. Разделение запасов по степени готовности к выемке производят следующим образом:

если на площадке первого угольного уступа нет железнодорожных путей и если выемку угля можно осуществить без нарушений правил технической эксплуатации и безопасности, то контур готовых

выемки запасов на первом уступе совпадает с контуром вскрытых запасов;

при наличии на уступе железнодорожных путей от границы поочередной предохранительной бермы откладывается отрезок, равный ширине насыпи или выемки.

Ширина основной площадки (рис. 4), на которой размещается верхнее строение пути, зависит от ширины колеи, числа путей и рода

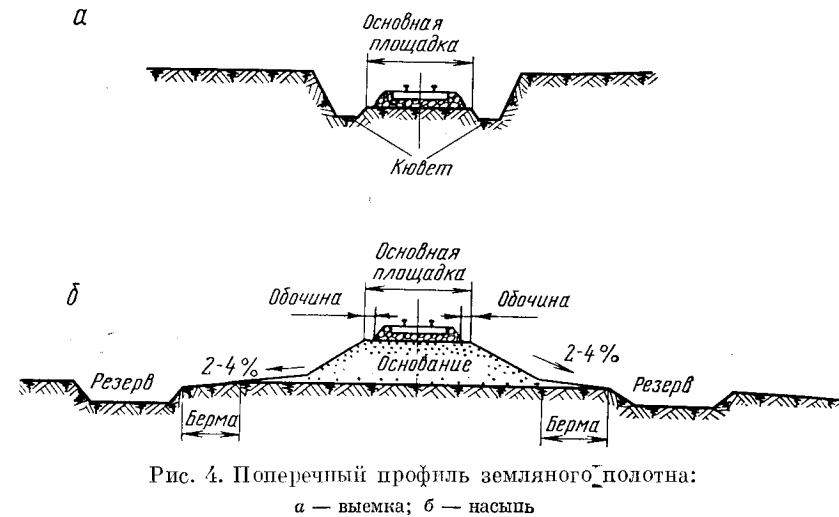


Рис. 4. Поперечный профиль земляного полотна:

а — выемка; б — насыпь

грунта. Для колеи 1524 мм ширина основной площадки в поперечном профиле приведена в табл. 9.

Таблица 9

Поперечный профиль земляного полотна	Насыпь, м	Выемка, м
Для одного пути . . . . .	5.6—5.5	7.6—8.0
Для двух путей . . . . .	8.7—9.6	11.7—12.1

При электрифицированном железнодорожном транспорте ширина насыпи или выемки должна быть увязана с параметрами опор контактной сети. По условиям эксплуатации контактная сеть разделяется на стационарную и передвижную. Для стационарной контактной сети размеры площадки принимают согласно расчетов габарита строения. Для установки передвижной опоры контактной сети расстояние от оси железнодорожного пути до оси опоры принимают равным 5 м, а с учетом размера основания опоры — до 6 м. Если передвижные опоры располагаются между железнодорожными путями, то расстояние между осями опор принимают равным не менее 9—10 м.



Контур готовых к выемке запасов для горизонтального пласта (блок 2, рис. 5) получают после построения на профиле ширины основной площадки и ширины призмы возможного обрушения уступа. На втором угольном уступе контур готовых к выемке запасов получают после построения на профиле предохранительной бермы, определяемой по расчету. К запасам во временных целиках (блок 3) относят массив угля под железнодорожными путями. По мере подви-

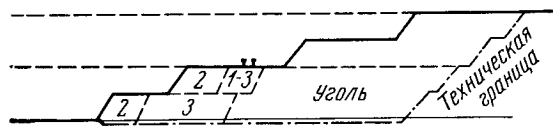


Рис. 5. Разделение запасов угля при горизонтальном пласте:

1 — вскрытые запасы; 2 — готовые к выемке; 3 — запасы во временных целиках

гания уступов эти запасы переводят в другой вид запасов, в зависимости от степени зачищенности площадки: в подготовленные к зачистке или готовые к выемке.

Разделение запасов по степени готовности к выемке для пологого пласта (рис. 6) производят по аналогии с оконтуриванием запасов для горизонтального пласта. Подготовленными к зачистке будут запасы блока 4, а готовыми к выемке — запасы в блоках 1—2 и 2.

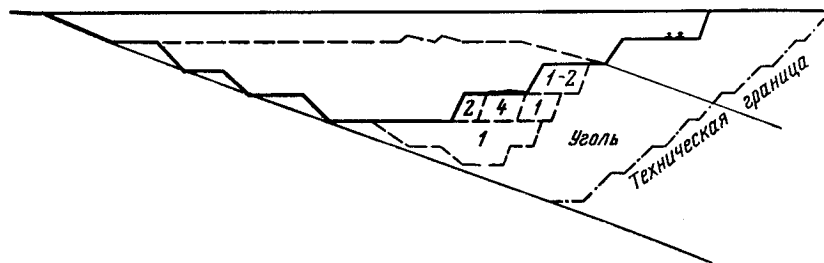


Рис. 6. Разделение запасов угля при пологом пласте:

1 — вскрытые запасы; 2 — готовые к выемке; 4 — подготовленные к зачистке

По простиранию вскрытые запасы с разделением их по степени готовности определяют раздельно по участкам или по проектной границе отработки уступа.

Построение контура вскрытых запасов для мощного крутого пласта (рис. 7) со стороны кровли и почвы пласта с разделением по степени готовности производят аналогично рассмотренным примерам. Проведение контура вскрытых запасов на глубину обуславливается наличием дренажного горизонта. По мере отработки вскрывающих уступов со стороны кровли и почвы пласта контур вскрытых запасов корректируют на величину подвигания вскрывающих уступов

в пределах технической границы отработки месторождения, установленной проектом.

Рассмотрим пример разработки мощного наклонного пласта сложного строения, включающего прослойки породы А, В и С (рис. 8). При построении контура вскрытых запасов в этом случае следует:

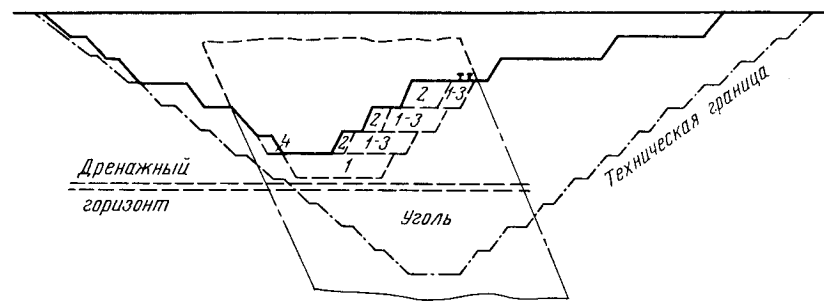


Рис. 7. Разделение запасов угля при крутом пласте:

1 — вскрытые запасы; 2 — готовые к выемке; 3 — запасы во временных целиках; 4 — подготовленные к зачистке

при наличии прослоек небольшой мощности (в приведенном примере прослойки А и В мощностью до 2 м) их включать в контур запасов и в общую мощность подсчитываемого блока. Однако в подсчет запасов включается только суммарная мощность угольных прослоек;

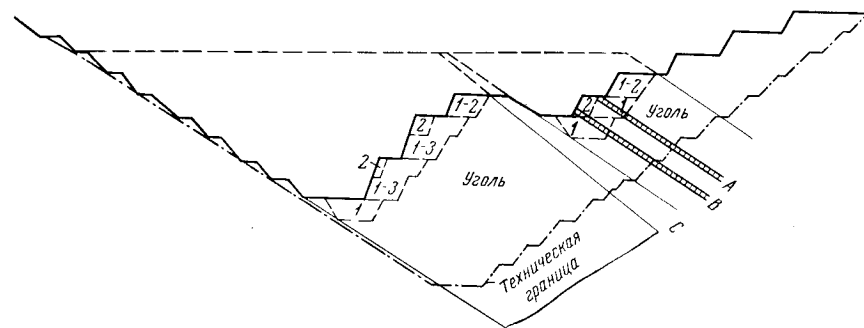


Рис. 8. Разделение запасов угля при наклонном пласте с прослойками породы:

1 — вскрытые запасы; 2 — готовые к выемке; 3 — запасы во временных целиках

при наличии в угольной толще мощных породных прослоек мощностью более 2 м выделять пласты угля как самостоятельные. Контур вскрытых запасов для каждого пласта строят раздельно — до прослойки породы и ниже его.

Оконтуривание запасов рудных залежей производят аналогично построению контура запасов при вскрытии пластовых залежей.

Границей вскрытой залежи по высоте является горизонт, подсеченный траншеей, а оконтуривание залежи по площади определяется границами обнажения рудного тела.

Построение контура вскрытых запасов сбоку начинают от границы залежи с породами вскрыши или от границы предохранительной бермы уступов на данный момент с использованием проектных углов устойчивости уступов и бортов, необходимых размеров берм и принятой для карьера проектной высоты добычного уступа.

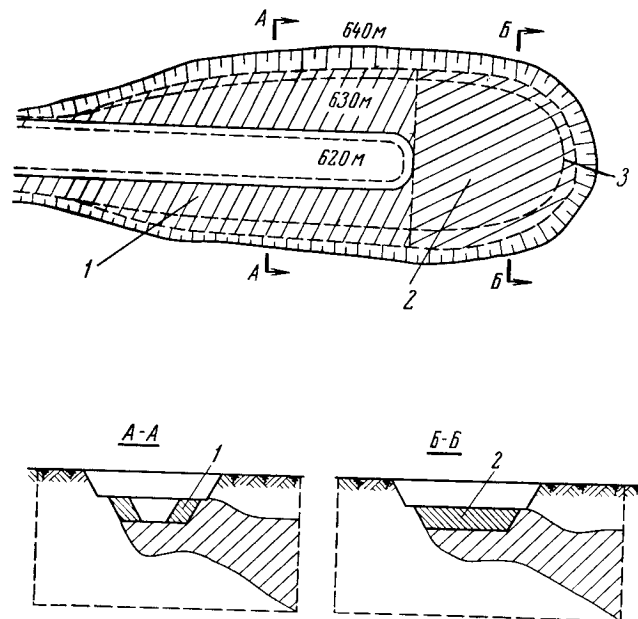


Рис. 9. Разделение запасов по степени их готовности на рудном карьере:

1 — подготовленные запасы; 2 — вскрытые запасы; 3 — граница вскрытых запасов

На рис. 9 приведено разделение запасов по степени их готовности на рудном карьере. На рис. 10 показано разделение запасов по степени их готовности при разработке залежи на склоне горы. Подготовленные запасы в этом случае подразделяются на запасы, обеспеченные богатыми рудами и пригодные для планирования к выемке и на запасы, не обеспеченные необходимым количеством богатых руд. Выемка таких запасов может быть запланирована в том случае, если будут вскрыты дополнительные запасы богатых руд.

Для каждого месторождения на основании технико-экономического обоснования кондиций на угольные пласты и опыта работы по выемке пластов сложного строения при существующих способах механизации устанавливаются нормы кондиций угля для подсчета

балансовых запасов угля. Эти нормы обязательны и при подсчете вскрытых запасов угля.

Построение контура вскрытых запасов может быть выполнено: на поуступных планах горных работ; на сводных планах горных работ; на вертикальных профилях или геологических разрезах.

Подсчет запасов в первых двух случаях обычно выполняют способом горизонтальных сечений, а на профилях — способом вертикальных сечений.

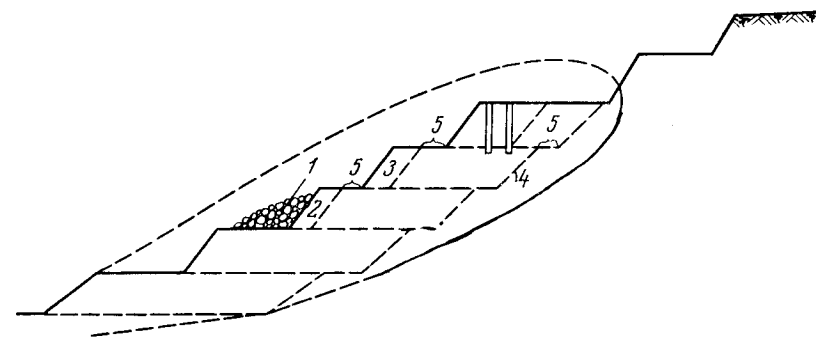


Рис. 10. Разделение запасов по степени их готовности при разработке залежи на склоне горы:

1 — запасы, готовые к выемке (обуренные и взорванные); 2 — подготовленные (выход богатых руд недостаточен); 3 — подготовленные (выход богатых руд достаточен); 4 — контур вскрытых запасов; 5 — предохранительная берма

Рассмотрим последовательность построений и вычислительных работ на одной из копий поуступного плана горных работ. Копии вычерчивают на бумажной кальке с основных поуступных планов с квадратной координатной сеткой, со стороной квадрата 100 мм. По размерам копии плана и координатная сетка должны располагаться так, чтобы обеспечить наилучшее изображение горных работ и совмещение уступов.

Требования к оформлению копий планов следующие:

в правом верхнем углу должна быть сделана надпись содержания плана, даты подсчета запасов и масштаб плана;

в нижнем правом углу должны стоять подписи главного маркшейдера и старшего геолога, ответственных за составление плана; все изображения на плане должны быть четкими и легко читаемыми.

Допустим, что на копии поуступного плана с пополненными контурами горных работ необходимо построить контур вскрытого угля. Для этого на план наносят изолинии кровли и почвы пласта, характеризующие этот и смежный уступы. Если вскрывается пласт сложного строения с нечеткой почвой, то со стороны лежачего бока проводят границу годности угля к выемке, установленную на

основании нормативов действующих кондиций. Эту границу наносят на поуступный план с отметками верхней +80 и нижней +70 площадки уступа (рис. 11).

При обработке вскрываемого уступа высотные отметки заходки могут быть неодинаковыми из-за наклона или неровностей кровли и почвы пласта. Поэтому при геолого-маркшейдерской съемке контакт угля с породой наряду с другими объектами съемки подлежит обязательной документации.

Данные по содержанию угля и мощности получают из материалов пластово-дифференциального опробования, а в случае отсутствия

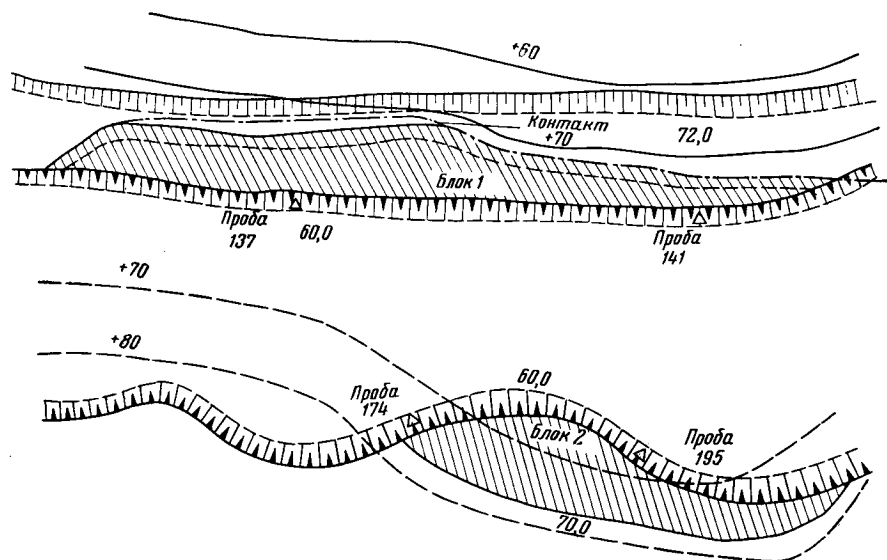


Рис. 11. Контур вскрытых запасов на поуступном плане

их — из геологических зарисовок. Пробы и зарисовки по координатам должны быть нанесены на план. Построение контура запасов на поуступном плане производят по ранее изложенной методике. Данные, полученные после планиметрирования площадок, высоту уступа, мощность угля и значение объемного веса заносят в журнал подсчета запасов.

Аналогично определяют запасы угля по нижерасположенным уступам.

Суммированием всех подсчитанных запасов получают общее количество вскрытых запасов на участке и в целом по карьере. Таким же образом подсчитывают другие виды запасов: готовые к выемке, во временных целиках, временно заваленные и др.

Для карьера, разрабатывающего пологий пласт в целях сокращения времени на изготовление копий поуступных планов, контур вскрытых запасов можно построить на сводном плане горных работ.

Требования к содержанию плана и методике построения контуров запасов остаются теми же, что и в предыдущих примерах.

Если подсчет вскрытых запасов производят на вертикальных профилях или геологических разрезах, то контур запасов строят на этих же профилях.

Подсчеты производят по форме 1.

Форма 1

Трест: \_\_\_\_\_  
Карьер: \_\_\_\_\_

### ЖУРНАЛ

подсчета вскрытых запасов угля по состоянию на \_\_\_\_\_ 196\_\_ г.

№ профили или геологического разреза	Площадь, м <sup>2</sup>	Средняя площадь, м <sup>2</sup>	Расстояние между профилями, м	Объем горной массы, т/м <sup>3</sup>	Коэффициент угленасыщенности	Объемный вес чистого угля, т/м <sup>3</sup>	Запасы, тыс. т
1							
2							
3							
Итого по уступу:							
Всего по пласту (карьеру):							

Этот способ получил наибольшее распространение при выполнении проектных расчетов и подсчете подготавливаемых запасов, а также при составлении перспективных и годовых планов горных работ.

### § 7. Способы подсчета запасов полезного ископаемого

В зависимости от характера и способа разработки месторождения, от графического изображения горных работ подсчет запасов полезного ископаемого производят главным образом способами вертикальных и горизонтальных сечений.

При подсчете запасов способом вертикальных сечений пользуются имеющимися геологическими разрезами или же производят построение поперечных профилей. Возможно совместное использование геологических разрезов и поперечных профилей.

Объем запасов между разрезами или профилями ( $V_1, V_2, \dots, V_n$ ) равен произведению полусуммы площадей соседних сечений ( $S_1, S_2, \dots, S_n$ ) на расстояние между ними ( $l_1, l_2, \dots, l_n$ ), или

$$V_1 = \frac{S_1 + S_2}{2} l_1; \quad V_2 = \frac{S_2 + S_3}{2} l_2; \quad \dots; \quad V_n = \frac{S_{n-1} + S_n}{2} l_n.$$

Весь подсчитываемый объем полезного ископаемого равен сумме объемов между вертикальными сечениями.

Допустим, что при подсчете запасов оказалось, что содержание угольных пачек выдержанное, и зольность не имеет значительных колебаний. Тогда весовое количество запасов будет равно произведению объема всего подсчитываемого массива на среднюю мощность угольных пачек и объемный вес. При больших колебаниях содержания угля и зольности запасы следует подсчитывать раздельно по сечениям. Поуступный подсчет запасов целесообразно производить в случае, когда мощный пласт угля разрабатывается несколькими уступами. Высота уступа принимается по проекту разработки месторождения или по принятым на карьере высотным отметкам.

На карьерах со сложным строением пластов и при изменчивом содержании угля подсчет производят через 10—20 м по высоте.

К достоинствам этого метода относятся:

удобство подсчета запасов при разработке мощных крутых пластов;

несложность вычислительных работ;

использование геологических разрезов, отражающих характерные особенности месторождения.

Способ горизонтальных сечений применяется при подсчете запасов на месторождениях с невыдержанным простиранием залежи при сложном очертании горных разработок.

Для определения объема запасов используют копии рабочих поуступных планов в масштабе 1 : 1000 — 1 : 2000 с интервалом, равным высоте каждого уступа.

Обозначим через  $S_v$  и  $S_n$  площадь сечения подсчитываемого контура соответственно по верхним и нижним очертаниям уступов, а среднюю высоту уступа выразим через  $H$ .

Объем подсчитываемой массы равен произведению полусуммы площадей на среднюю высоту уступа

$$V = \frac{S_v + S_n}{2} \cdot H_{ср}.$$

Весовое количество запасов определяют по аналогии с методом вертикальных сечений.

Подсчет запасов может быть выполнен также путем определения площади по верхнему контуру и средней высоты. Произведение этих величин равно объему горной массы. Весовое количество запасов определяют так же, как и при подсчете, методом вертикальных и горизонтальных сечений. Этот метод применяют на участках или на карьерах, где производят съемку верхних бровок уступа, а на рабочей площадке определяют отметки характерных точек.

При оконтуривании площадей подсчета запасов на рудных залежах следует учитывать кондиционное содержание компонентов. Оконтуривание площадей в этом случае производят по наименьшему кондиционному содержанию компонента, а для некоторых полезных ископаемых — по максимальному содержанию вредных компонентов.

Для некоторых полезных ископаемых кондиционные содержания компонентов приведены в инструкциях ГКЗ по применению классификации запасов к различным полезным ископаемым и в брошюрах «Требования промышленности к качеству минерального сырья», изданных Всесоюзным институтом минерального сырья.

После получения на профиле или плане контура вскрытых запасов необходимо определить площадь запасов на участке и количество запасов полезного ископаемого.

Запасы угля на участке определяют по формуле

$$P_y = S \cdot m_y \cdot d_y, m,$$

где  $S$  — площадь контура на плане,  $m^2$ ;

$m_y$  — суммарная мощность угольных пачек,  $m$ ;

$d_y$  — объемный вес угля в целике,  $m/m^3$ .

Запасы полезного ископаемого в залежи определяют по формуле

$$P_p = S \cdot m_z \cdot d_z, m,$$

где  $m_z$  — средняя мощность залежи или ее части,  $m$ ;

$d_z$  — средний объемный вес полезного ископаемого в массиве,  $m/m^3$ .

Запасы компонента  $P_k$ , например металла в рудной залежи вычисляют по формуле

$$P_k = \frac{P_p \cdot c}{100}, m,$$

где  $P_0$  — вес руды,  $m$ ,

$c$  — среднее содержание компонента, %.

Для железа, марганца, хрома, ванадия, титана определяют лишь запасы руды и среднее содержание в ней металла. Запасы металла в руде не определяют. Запасы золота, платины и серебра вычисляют в килограммах.

В зависимости от характера месторождения и способа учета запасов угля площадь участка определяют способами:

механическим — при помощи планиметра или другими приборами;

геометрическим — методом правильных геометрических фигур:

при помощи палетки;

аналитическим — по координатам угловых точек контура.

Все эти способы дают примерно одинаковые результаты с ошибкой  $\pm 1-3\%$ .

При определении площади планиметром площадь измеряют не менее двух раз. Если расхождение между двумя измерениями не превышает 3%, то для подсчета принимают среднее из двух измерений; если же расхождение составляет более 3%, тогда измерения повторяют.

Удобно пользоваться полярными планиметрами ПП-2к (Дмитровский электромеханический завод), состоящими из двух рычагов и двух счетных механизмов: основного и дополнительного — для контроля.

Вычисление площади по геометрическим фигурам состоит в разбивке площади на геометрически правильные фигуры (треугольники, квадраты, прямоугольники), сумма площадей которых дает площадь всей фигуры.

Палетки, используемые для измерения площадей, бывают точечными, представляющими собой сетку точек и являющимися центрами квадратов со стороной 0,5 или 1 см, или квадратными со стороной квадрата также 0,5 или 1 см.

Применяют палетки с параллельными линиями, отстоящими друг от друга на расстоянии 0,5—1 см.

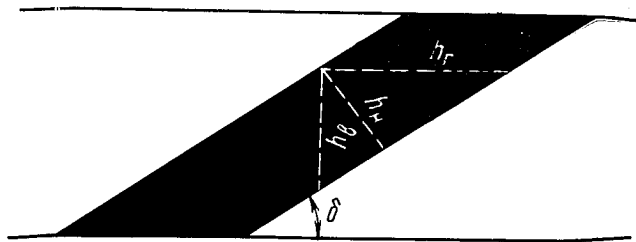


Рис. 12. Зависимость между нормальной, горизонтальной и вертикальной мощностями пласта

Все виды палеток вычерчивают на прозрачной бумаге.

Подсчет заключается в определении числа точек, оказавшихся в пределах измеряемой площади. Умножением площади основания палетки в масштабе чертежа на их число получают площадь основания. Подсчет повторяют при другом положении и за результат принимают среднее значение из двух определений.

Наибольшее распространение получил механический способ при помощи полярных планиметров с постоянной переменной длиной обводного рычага. При отсутствии планиметров площадь запасов определяют другими методами; методом правильных геометрических фигур, измерением площади палеткой или, очень редко, аналитическим способом.

Для определения объема угольной массы необходимо помимо площади знать мощность угольных пачек или пласта угля. При этом различают мощность истинную или нормальную, т. е. расстояние между плоскостями по нормали — перпендикулярю; вертикальную — расстояние по отвесной линии и горизонтальную — расстояние по

Если на каком-либо участке измерена горизонтальная мощность, то другие виды мощности могут быть вычислены по формулам

$$h_r = \frac{h_n}{\sin \delta};$$

$$h_v = \frac{h_n}{\cos \delta},$$

где  $h_r$  — горизонтальная мощность;

$h_n$  — нормальная мощность;

$\delta$  — угол наклона пласта к горизонту, град;

$h_v$  — вертикальная мощность.

При подсчете запасов пользуются полной мощностью, представляющей собой суммарную мощность угольных и породных прослоек  $m_0$ , и полезной мощностью, представляющей собой суммарную мощность угольных прослоек  $m_y$ . К вынимаемой мощности (товарная мощность) относится мощность угольных пачек и суммарная мощность попутно извлекаемых прослоек породы.

При подсчете запасов угля пользуются соотношением  $\frac{m_y}{m_0}$ , которое принято называть коэффициентом угленасыщенности  $k_y$ .

Материалами для определения коэффициента угленасыщенности на действующих предприятиях должны служить данные пластово-дифференциального опробования и поуступные зарисовки.

При отборе пластовых проб, характеризующих качество пласта в точке ее отбора, определяют и документируются нормальная мощность и качество отдельной пачки угля и каждого породного прослойка.

Для перехода от объема полезного ископаемого к его весу необходимо знать объемный вес. Объемный вес — это весовое количество полезного ископаемого, заключенное в 1 м<sup>3</sup> объема.

В общем виде объемный вес угля в целике может быть установлен по формуле проф. Д. А. Казаковского

$$d_y = d_r + 0,007 (A_v^c - A_{v,r}^c) + \Delta d_y,$$

где  $d_r$  — среднее значение объемного веса угля по данным гидростатического взвешивания, приведенное к средней влажности в целике,  $m/m^3$ ;

0,007 — изменение объемного веса угля при изменении содержания внутренней золы на 1%;

$A_v^c$  — средняя зольность чистых угольных пачек по данным пластово-дифференциальных проб;

$A_{v,r}^c$  — средний процент содержания внутренней золы в образцах при гидростатическом взвешивании их;

$\Delta d_y$  — поправка за счет породы, не поддающейся удалению при определении среднего веса угля. Эта поправка при открытых разработках принимается равной  $\pm 0,03$ .

Для получения среднего значения объемного веса  $d_0$ , средней зольности  $A_{в.г}^c$  и средней влажности  $W_v$  в каждом разрабатываемом пласте отбирают 15—20 образцов «чистого» угля весом 200—250 г каждый. В химической лаборатории образцы разделяют на две части, из которых меньшая 50—100 г используется для определения зольности, а большая (150—200 г) — для определения объемного веса методом гидростатического взвешивания.

При установлении среднего значения объемного веса необходимо вводить поправку на разницу влажности угля в пласте и в образцах, которые использовались при определении объемного веса. Это имеет существенное значение для углей с большим содержанием влаги (30—50%), так как образцы за 2—3 дня хранения в лаборатории теряют влаги 5—15% и более.

Среднее значение объемного веса с приведением к средней влажности можно получить из формулы

$$d_r = d_0 + 0,01 (W_v - W_0),$$

где  $W_0$  — влажность угля в пласте.

В общем виде объемный вес угля в массиве можно определить по формуле

$$d_v = d_0 + k_0 \cdot A_v^c,$$

где  $d_0$  — величина, характеризующая среднее значение беззольного угля,  $т/м^3$ ;

$k_0$  — изменение объемного веса угля при изменении содержания внутренней зольности на 1%;

$A_v^c$  — среднее содержание внутренней зольности в чистых угольных пачках пласта, %.

Значения  $d_0$  и  $k_0$  определяют экспериментальными исследованиями.

Для карьеров и шахт Челябинского бассейна на основе опытных работ Г. Л. Фисенко и Д. Г. Борисенко вывели следующую эмпирическую формулу для определения объемного веса угля в целике (при зольности его до 35—40%):

$$d_v = 1,25 + 0,007 \cdot A_v^c,$$

где 1,25 — среднее значение беззольного угля,  $т/м^3$ ;

0,007 — изменение объемного веса угля в связи с изменением содержания внутренней зольности на 1%.

Для большинства месторождений полезных ископаемых среднюю мощность залежи можно определить как среднее арифметическое

$$m_{ср.з} = \frac{\sum l_i}{n},$$

$l_i$  — значение мощности в отдельных точках замера;

$n$  — число замеров мощности.

Если залежь плавно выклинивается и если точки замера мощностей распределены неравномерно, то среднюю мощность определяют как средневзвешенное по длинам или площадям влияния каждого замера

$$m_{ср.з} = \frac{\sum a_i \cdot l_i}{\sum a_i},$$

где  $a_i$  — длина или площадь влияния каждого замера мощностей.

Объемный вес полезного ископаемого получают из материалов пробной вырубке или лабораторными способами.

Во взвешенную массу полезного ископаемого должны быть включены прослойки породы, которые при разработке не отбираются и поступают в общую добытую массу. Мощные породные прослойки, разрабатываемые отдельно и выдаваемые в породный отвал при пробной вырубке, отбирают и не взвешивают.

Объемный вес полезного ископаемого  $d_3$  определяют по формуле

$$d_3 = \frac{P_n}{V},$$

где  $P_n$  — вес пробы полезного ископаемого;

$V$  — объем пробы (в массиве).

Этот способ обеспечивает надежные результаты для очень рыхлых и пористых полезных ископаемых.

Запасы по сортам полезного ископаемого учитывают отдельно, поэтому объемный вес следует определять для каждого сорта руды. Принято производить 10—20 определений для сложных по строению полезных ископаемых и 5—10 определений — для несложных по строению полезных ископаемых.

При установлении объемного веса определяют влажность и химический состав образцов и проб.

Для многих рудных месторождений выявляют запасы содержащихся в руде компонентов. Определение содержания компонентов производят лабораторным способом в сухой руде, в то время как запасы компонентов необходимо устанавливать в их естественном состоянии в недрах. Поэтому в полученные результаты вносятся поправки на влажность, определяемую по формуле

$$P_n = \frac{q_{сыр} - q_{сух}}{q_{сыр}},$$

где  $q_{сыр}$  — вес сырой руды в пробе;

$q_{сух}$  — вес руды в пробе, просушенной при температуре 105—110°.

Содержание компонентов, полученное в сухих навесках, переводят на их содержание в сырой руде

$$C = C_{сух} \cdot \frac{100 - n_v}{100}.$$

Влажность определяют на тех же пробах, по которым определяют объемный вес.

Для проверки надежности определения содержания компонентов, выполняемых лабораториями, производят контрольные анализы. Обработку основных и контрольных проб производят методом математической статистики.

Среднюю систематическую ошибку анализов определяют из выражения

$$f = \frac{M_x}{M_y},$$

где  $M_x$  — среднее содержание компонента в контролируемых пробах;

$M_y$  — среднее содержание компонента в контрольных пробах.

Величина  $f$  характеризует, во сколько раз основная лаборатория увеличивает или уменьшает содержание компонента в рудах.

### § 8. Планирование вскрышных работ при транспортной системе разработки

В настоящее время более половины угольных пластов на карьерах СССР разрабатывается по транспортной системе разработки. По условиям применения эта система является универсальной, но менее эффективной, чем бестранспортная система разработки. Транспортная система применяется в тех случаях, когда по горно-геологическим условиям невозможно применить более экономичной системы.

Независимо от применяемой системы разработки, одной из главных задач в процессе планирования горных работ является установление объема вскрыши при заданных показателях по добыче полезного ископаемого.

Обычно эта работа выполняется в две стадии. Первоначально объем вскрыши устанавливается расчетом — по подвиганию добычного фронта работ. После выявления элементов системы разработки, числа заходов, числа вновь нарезаемых горизонтов и путевого развития на рабочих уступах определяется дополнительный объем вскрыши на создание новых транспортных коммуникаций.

Порядок выполнения работ по определению объема вскрыши поясним на примере.

Допустим, что разрабатывается горизонтальный пласт (рис. 13). По запланированной (согласно заданию) и подсчитанной добыче угля без учета засорения угля прослойками породы определяют подвигание добычного фронта работ по формуле

$$П_d = \frac{Д (1 + П)}{\Phi_d \cdot m_y \cdot d_y},$$

где  $Д$  — запланированная добыча угля и подсчитанная без учета засорения угля прослойками породы,  $m$ ;

$П$  — потери угля, выраженные десятичной дробью (например, 5% = 0,05);

$\Phi_d$  — средний фронт добычных работ,  $m$ ;

$m_y$  — суммарная мощность угольных прослоек,  $m$ ;

$d_y$  — объемный вес угольных прослоек,  $t/m^3$ .

По проектным размерам рабочих площадок и заданным элементам системы разработки строят борт карьера. Построение выполняется на нескольких характерных вертикальных профилях. Общий объем вскрыши по карьере, обеспечивающий вскрытие заданного количества запасов

$$V_v = \sum S_{v_i} \cdot \Phi_v,$$

где  $\sum S_{v_i}$  — суммарная площадь поперечных сечений вскрышных уступов,  $m^2$ ;

$\Phi_v$  — средний фронт вскрышных уступов, определяемый как среднеарифметическое длин фронта вскрышных уступов,  $m$ .

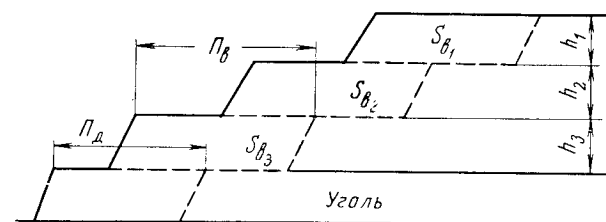


Рис. 13. Подвигание уступов при разработке горизонтального пласта

Если подвигание для всех уступов запланировано одинаковым, то общее подвигание вскрышных уступов можно получить из выражения

$$П_v = \frac{V_v}{\Phi_v \sum H_i}, m,$$

где  $\sum H_i$  — суммарная высота вскрышных уступов,  $m$ .

При неодинаковом подвигании уступов расчет производят отдельно по каждому обрабатываемому уступу. Дальнейшие расчеты сводятся к установлению числа заходов по каждому уступу, которое зависит от типа экскаватора и его параметров. Число экскаваторов подсчитывают для каждого уступа отдельно с учетом вида транспорта, схемы развития транспортных коммуникаций на рабочем горизонте, схемы примыкания путей рабочего горизонта к главным путям съезда и фактически достигнутой производительности механизмов.

По полученным данным на план и профили наносят контур выемки вскрыши и добычи на планируемый период, распределенные объемы вскрыши по механизмам, транспортные коммуникации, механизмы, объемы вскрыши по каждой заходке и др.

При разработке пологих, наклонных и крутых пластов планирование горных работ осуществляется в том же порядке, что и на карьерах, разрабатывающих горизонтальные пласты. Однако при этом возникают некоторые особенности, связанные с условиями залегания и способом вскрытия пластов, например заезды на вскрываемые горизонты могут осуществляться постоянными съездами, размещенными на нерабочих бортах, и скользящими съездами, расположенными на рабочих горизонтах. Разнообразны и погрузочные средства.

При разработке вскрыши применяют одноковшовые экскаваторы, которые осуществляют погрузку на горизонте установки экскаватора, верхнюю погрузку, погрузку с перевалкой породы; роторные экскаваторы с погрузкой на конвейерный и железнодорожный транспорт.

Одним из основных показателей, характеризующих развитие горных работ для этих месторождений, является продвижение работ вглубь. Более высокие темпы продвижения работ вглубь достигаются при разработке наклонных и крутых пластов, менее высокие — при разработке пологих пластов или залежей. Фактическое продвижение работ вглубь зависит от мощности и свойств разрабатываемого пласта или рудного тела, от свойств пород и применяемого транспорта. Наиболее высокие темпы продвижения работ вглубь достигаются на карьерах, на которых применяются автотранспорт и конвейеры, наименьшие — при разработке скальных пород с перевозкой их железнодорожным транспортом.

Экономически более целесообразно планировать высокую интенсивность продвижения работ вглубь. Снижение интенсивности отработки карьера допускается только в особых случаях: при небольших запасах угля, при наличии специальных требований к качеству угля и др.

При углублении породных работ возникает необходимость в нарезке новых горизонтов. Число новых горизонтов зависит от планируемого темпа углубления работ и параметров экскаваторов, используемых на нарезных работах.

Углубление вскрышных работ при разработке наклонных залежей (рис. 14) определяется по формуле

$$H_{в.р} = H_n \cdot \sin \delta,$$

или

$$H_{в.р} = \frac{Q \cdot \sin \delta}{\Phi_d \cdot m_y \cdot d_y},$$

где  $H_n$  — наклонное продвижение уступов, м;

$Q$  — заданное количество вскрываемых запасов на планируемый период, т;

$\delta$  — угол падения пласта или рудного тела, град.

Наряду с определением продвижения уступов необходимо установить объемы работ по нарезке новых горизонтов, их число и коэффициент вскрыши по вновь нарезаемым горизонтам.

Нарезку новых горизонтов во всех случаях целесообразно осуществлять экскаватором с верхней погрузкой с удлиненным оборудованием (рис. 15). При отсутствии механических лопат с удлиненным оборудованием новый горизонт может быть нарезан при помощи экскаваторов нормального исполнения типа ЭКГ-4, ЭКГ-8 с верхней погрузкой несколькими слоями небольшой глубины (слои 1, 2, 3, 4, рис. 16). Однако при такой схеме работ увеличивается объем горных работ и особенно объем путепереукладочных работ из-за частых переукладок пути.

Число экскаваторов, занятых на нарезке новых горизонтов, зависит от длины фронта работ и пропускной способности железнодорожных путей и в каждом отдельном случае устанавливается расчетом.

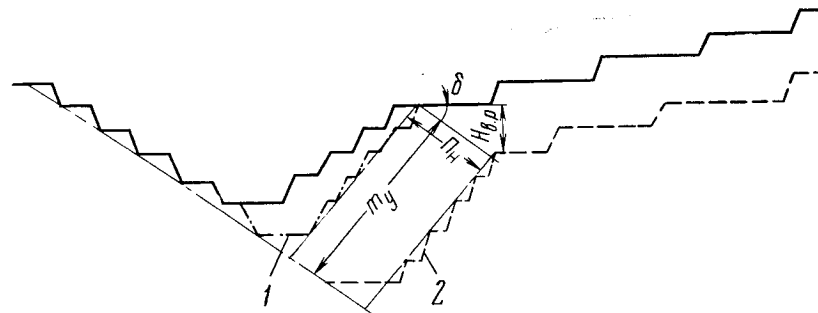


Рис. 14. Продвижение уступов при разработке наклонного пласта:

1 — контур вскрытых запасов на начало планирования; 2 — контур вскрытых запасов на конец планирования

В объем работ по нарезке и подготовке нового горизонта включаются объемы: по проходке разрезной траншеи; по проходке съезда; по отработке одного или обоих уступов на ширину, равную минимальной рабочей площадке.

Общий объем работ по подготовке нового горизонта равен

$$V_r = V_{р.т} + V_{п.с} + V_{о.у}, \text{ тыс. м}^3,$$

где  $V_{р.т}$  — объем работ по проходке разрезной траншеи, тыс. м<sup>3</sup>;

$V_{п.с}$  — объем работ по проходке съезда, тыс. м<sup>3</sup>;

$V_{о.у}$  — объем работ по отгонке одного или обоих уступов, тыс. м<sup>3</sup>.

Для сокращения сроков подготовки нового горизонта целесообразнее планировать схему совместной работы экскаваторов с удлиненным оборудованием и экскаваторов в нормальном исполнении, имеющих более высокую производительность.

При планировании горных работ на длительный период для определения объема вскрыши необходимо заранее знать фактический коэффициент вскрыши по каждому вновь нарезанному горизонту. Фактический коэффициент вскрыши может быть получен из проекта карьера. Однако в процессе разработки месторождения возможны



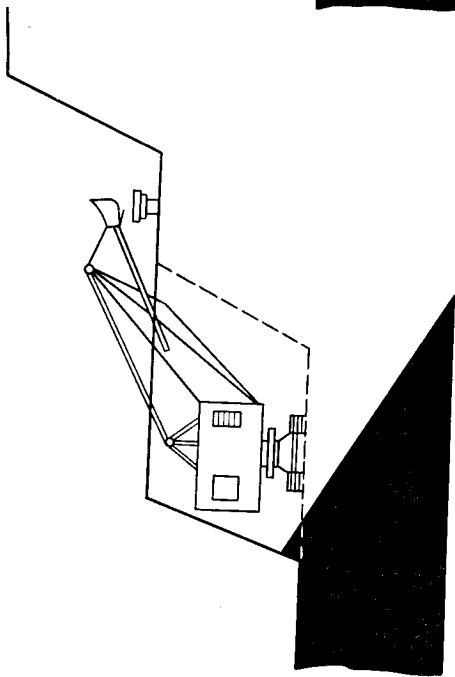


Рис. 15. Схема нарезки нового горизонта экскаватором с верхней погрузкой

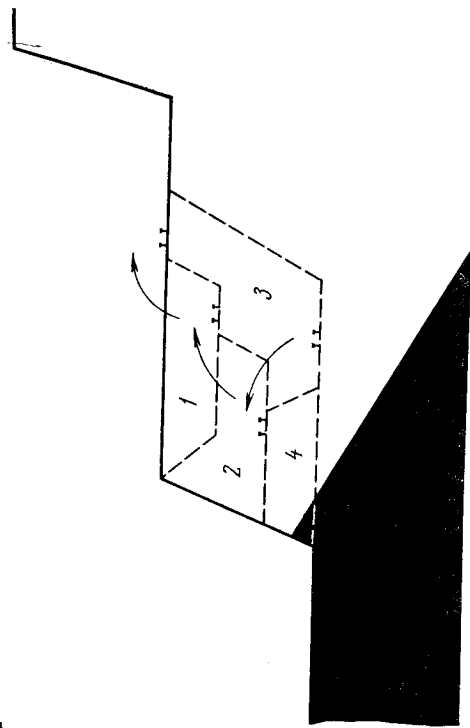


Рис. 16. Схема нарезки нового горизонта несколькими слоями

изменения условий залегания залежи, существенно корректирующие проектные значения коэффициента вскрыши. Тогда фактический коэффициент определяется по данным, полученным в процессе эксплуатации месторождения. При этом следует руководствоваться положением, что фактический коэффициент должен быть всегда меньше допустимого, т. е.

$$k_{\phi} \leq k_{\text{д}}$$

Допустимый коэффициент вскрыши в первом приближении равен

$$k_{\text{д}} = \frac{C_{\text{п}} - C_0}{C_{\text{в}}},$$

где  $C_{\text{п}}$  — себестоимость 1 т добычи угля подземным способом, коп.;  
 $C_0$  — себестоимость 1 т добычи угля открытым способом без учета расходов на производство вскрыши, коп.;  
 $C_{\text{в}}$  — расходы на производство 1 м<sup>3</sup> вскрыши, коп.

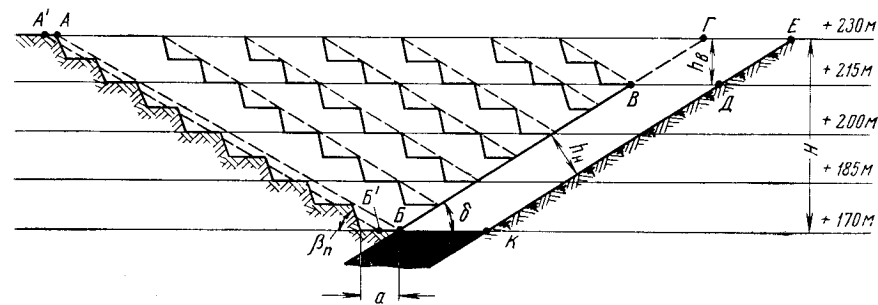


Рис. 17. Определение фактического коэффициента вскрыши

Фактический коэффициент вскрыши можно определить следующим образом [21]. На вертикальном профиле по заданным или вычисленным размерам рабочих площадок, предохранительных берм и высоте уступа производят предварительный расчет борта карьера для нескольких горизонтов и определяют угол наклона борта. Для уменьшения объема вскрыши наклон борта должен быть как можно больше крутым при обеспечении устойчивости уступов и борта до полной отработки карьера. По мере углубления работ и вследствие неоднородного строения борта форма его может получиться ломаной. За общий угол наклона борта принимают среднее его значение. По изложенной методике производят расчет борта по нескольким вертикальным профилям в пределах карьерного поля.

Объем вскрышных и добычных работ определяют планиметрированием поперечных сечений пород вскрыши и угля. На рис. 17 для горизонта +170 м объем вскрыши сосредоточен в фигуре АВВДЕ, а угля — в фигуре ВВДК.

Фактический коэффициент вскрыши можно определить аналитическим способом. Из рис. 17 видно, что ниже линии АВ остается неучтенным некоторый объем вскрыши. Предположим, что линия

погашения борта совпадает с линией  $A'B'$ . В этом случае точка  $B'$  будет находиться в середине рабочей площадки нижнего вскрышного уступа, ширина которой равна  $a$ .

Тогда фактический коэффициент вскрыши для данного горизонта будет

$$k_{\phi} = \frac{1}{(H-h)d_y} \left[ \frac{H^2 \cdot \sin(\beta_{\text{н}} + \delta) + H \cdot a \cdot \sin \delta}{2h_{\text{н}} \cdot \sin \beta_{\text{н}}} + h \right], \text{ м}^3/\text{м},$$

- где  $H$  — глубина карьера, м;  
 $h$  — мощность наносов, м;  
 $d_y$  — объемный вес угля, т/м<sup>3</sup>;  
 $\beta_{\text{н}}$  — предельный угол наклона борта, град;  
 $\delta$  — угол падения пласта, град;  
 $a$  — ширина рабочей площадки, м;  
 $h_{\text{н}}$  — нормальная мощность пласта, м.

По этой формуле вычисляют фактические коэффициенты вскрыши для разных горизонтов.

При определении фактического коэффициента вскрыши графически по профилям и аналитическим способом расхождения невелики. Коэффициенты вскрыши для разных глубин и расхождения приведены в табл. 10.

Таблица 10

Горизонт, м	Коэффициент вскрыши, определяемый, м <sup>3</sup> /т		Расхождение, %
	графическим способом	аналитиче- ским способом	
45	1.64	1.63	0.6
60	1.67	1.68	0.7
75	1.80	1.81	0.6
90	1.99	1.98	0.5
105	2.19	2.15	1.8
120	2.42	2.38	1.6
135	2.61	2.58	1.1
215	3.70	3.73	0.9
300	5.04	4.97	1.4
500	7.90	7.94	0.9

Общий объем вскрыши по карьере на планируемый период, необходимый для обеспечения заданного количества вскрытых запасов, будет

$$V_{\text{в}} = k_{\phi} \cdot \Pi_{\text{в.з}},$$

где  $k_{\phi}$  — фактический коэффициент вскрыши, м<sup>3</sup>/т;

$\Pi_{\text{в.з}}$  — количество подготавливаемых запасов, т.

После установления объема вскрыши по карьере производят распределение объемов вскрыши по горизонтам. Если развитие вскрышных работ запланировано на год, то детализация объемов вскрыши производится по кварталам.

Число заходов зависит от высоты уступа, длины фронта работ и параметров применяемых экскаваторов. Высота действующих породных уступов принимается равной высоте уступов на начало планируемого периода, а высота вновь нарезаемых уступов принимается по проекту. Если нарезкой нового горизонта вскрываются запасы полезного ископаемого, то высота уступа может быть меньше проектной высоты. При планировании следующих заходов должна быть получена проектная высота уступа.

Ширина заходки зависит от параметров применяемых экскаваторов. В крепких породах ширина заходки принимается максимально возможной, обеспечивающей меньшее число передвижек транспортных путей и большую производительность горнотранспортного оборудования, и равной 1,5—1,7 радиуса черпания экскаватора на горизонте установки.

В рыхлых породах типовая ширина заходки принимается равной 1.5 радиуса черпания экскаватора.

Фронт работ зависит от геологических условий, глубины разработки, производственной мощности карьера и производительности горнотранспортного оборудования. Фронт работ определяют из плана горных работ, а при больших размерах карьерного поля устанавливают расчетом. При этом необходимо учитывать то, что значительная длина фронта работ вызывает разбросанность работ и снижение интенсивности разработки, малая длина фронта работ затрудняет организацию работ и путевое развитие на рабочих уступах. Рациональную длину фронта работ определяют подсчетом эксплуатационных расходов на 1 м<sup>3</sup> вскрыши и удельных капитальных затрат на горные работы и оборудование.

Оконтуривание заходов по экскаваторам производится на основании данных об их производительности. Наибольшее распространение на карьерах получили карьерные экскаваторы ЭКГ-4, ЭКГ-8 и вскрышные ЭВГ-4 и ЭВГ-6.

В табл. 11 приведена расчетная годовая производительность экскаваторов в зависимости от емкости ковшей и крепости пород [32]. В основу расчетов производительности экскаваторов положены сборники норм на вскрышные работы Комитета по труду и заработной плате при Совете Министров СССР, изданные в 1959—1960 гг.

Приведенные в таблице группы крепости породы по экскавации разработаны Центрогипрошахтом на основании различных классификаций пород. К первой группе относятся мягкие и плотные породы с коэффициентом крепости по классификации проф. М.М. Протодьяконова 0,3—0,8, ко второй группе — полускальные породы с коэффициентом крепости 0,8—2,0 и к третьей группе — скальные породы с коэффициентом крепости 2—20.

Здесь приведены основные положения по определению объемов вскрыши и элементов системы разработки. Однако эти положения могут быть изменены применительно к геологическим и горнотехническим условиям карьера.

Таблица 11

Тип экскаватора	Емкость ковша, м <sup>3</sup>	Годовая производительность экскаватора (тыс. м <sup>3</sup> ) при разработке различных по крепости пород по группам		
		I	II	III
ЭКГ-4	3	—	—	600
	4	—	1150	800
	5	1500	—	—
ЭКГ-8	6	—	—	900
	8	—	2200	1300
	10	2800	—	—
ЭВГ-4	3	—	—	500
	4	—	1000	600
	5	1200	—	—
ЭВГ-6	5	—	—	750
	6	—	1200	850
	8	1700	—	—

### § 9. Планирование горных работ при бестранспортной системе разработки

Бестранспортная система в СССР применяется на многих карьерах при разработке горизонтальных и пологих месторождений небольшой мощности и относительно небольшой мощности вскрыши. Она характеризуется жесткой зависимостью между вскрышными и добычными работами, что определяется возможностью создания запасов полезного ископаемого по длине фронта работ на ширину не более одной заходки.

При бестранспортной системе карьерное поле может быть отработано одним блоком с одним выездом (рис. 18), одним блоком с двумя выездами или двумя блоками с двумя фланговыми выездами. На рис. 19 показана разработка карьера двумя блоками с тремя выездами. Разработка блока может быть осуществлена двумя вскрышными экскаваторами, разрабатывающими общую вскрышную заходку продольными полосами.

При планировании горных работ производится расчет параметров системы разработки, по которым определяются объемы вскрыши и переэкскавации при усложненной системе разработки, а также количество подготавливаемых запасов полезного ископаемого. На основании этих данных детализируется развитие горных работ по планируемому периоду.

При простой бестранспортной системе разработки с укладкой породы в отвал вскрышным экскаватором предельная высота вскрышного уступа определяется возможной емкостью отвала на одну

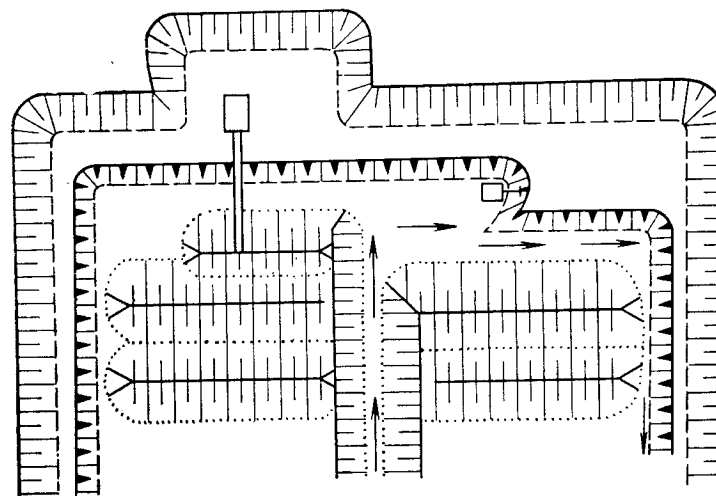


Рис. 19. Схема разработки карьера двумя блоками с тремя выездами

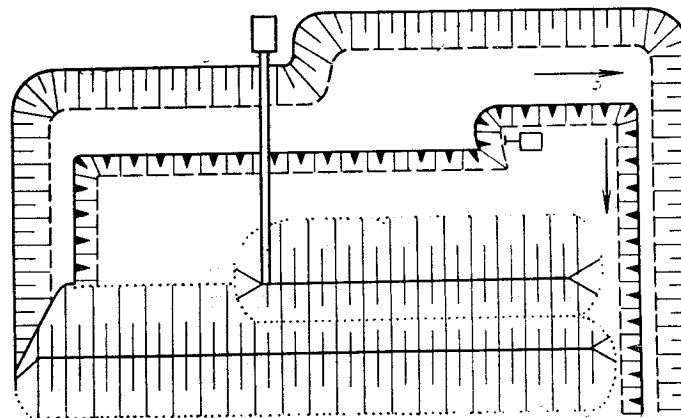


Рис. 18. Схема разработки карьера одним блоком с одним выездом

заходку. Все расчеты проводятся по площадям поперечного сечения заходки и отвала.

При усложненной бестранспортной системе разработки часть разрабатываемой вскрыши подлежит переэкскавации драглайном. В этом случае помимо определения высоты вскрышного уступа необходимо установить значение коэффициента переэкскавации.

К основным параметрам бестранспортной системы разработки относятся: подвигание фронта работ; длина фронта работ; ширина заходки; высота уступа; размеры рабочих и транспортных площадок.

**Подвигание фронта работ.** Скорость подвигания фронта работ на карьере зависит от длины фронта работ, мощности вскрыши и производительности оборудования.

В табл. 12 приведено годовое подвигание фронта работ длиной 1000 м при простой бестранспортной системе разработки и при установке драглайнов на подуступе.

Таблица 12

Экскаватор	Годовая производительность экскаватора в районах средней полосы, тыс. м <sup>3</sup> при породах		Мощность вскрыши, м	Годовое подвигание фронта работ, м при породах	
	песчано-глинистых	полускальных		песчано-глинистых	полускальных
ЭВГ-15	4150	3650	12	345	300
ЭВГ-35/65	8000	7500	23	350	325
ЭШ-14/75	3100	2400	28	110	85
ЭШ-15/90	3300	2600	33	100	80
ЭШ-25/100	5000	4200	34	145	125

При характерных для большинства месторождений мощностях вскрыши, порядка 30 м, годовое подвигание фронта работ длиной 1000 м для самых мощных экскаваторов не превышает в полускальных породах 100—150 м и в рыхлых 150—200 м.

**Длина фронта работ.** Рациональную длину фронта работ для одного экскаватора определяют исходя из условия создания запасов полезного ископаемого в количестве, обеспечивающем бесперебойную работу по добыче на период останова экскаватора на ремонт (годовой, средний, капитальный). При установлении длины фронта работ необходимо учитывать опережение между вскрышным и добычным экскаваторами. При взрывных работах опережение должно составлять не менее 50 м, а при отсутствии их — не менее двойного максимального радиуса черпания экскаватора.

Длину фронта работ при бестранспортной схеме с применением экскаваторов различных моделей рекомендуется принимать;

для экскаваторов ЭШ-4/40, ЭШ-6/60, ЭВГ-4, ЭВГ-6 от 600 до 1000—1200 м;

для экскаваторов ЭШ-14/75, ЭШ-15/90, ЭВГ-15 от 800 до 1000 м при мощных пластах или залежах и 1500—2000 м при тонких пластах и небольшой мощности рудного тела;

для мощных экскаваторов ЭВГ-35/65, ЭШ-25/100 и ЭШ-50/125 от 1000—1200 до 2000—2500 м.

**Ширина заходки.** Ширина заходки оказывает существенное влияние на количество подготавливаемых запасов, емкость внутреннего отвала и мощность вскрышного уступа, а также на объем переэкскавации при усложненных схемах. При применении механи-

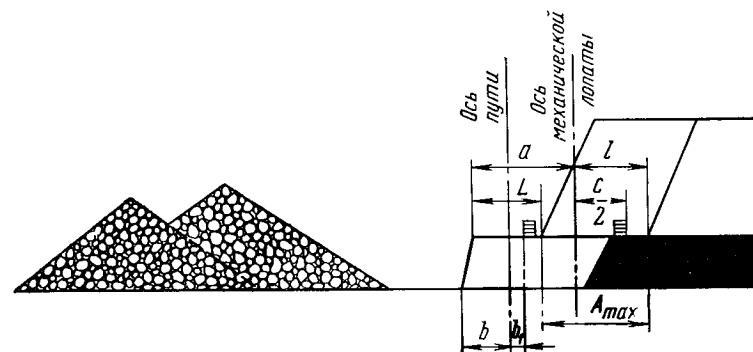


Рис. 20. Схема для определения ширины заходки при работе механической лопаты

ческой лопаты максимальная ширина заходки (рис. 20) может быть получена из следующего выражения:

$$A_{\max} = a + l - L,$$

где  $a$  — расстояние от оси механической лопаты до верхней бровки добычного уступа, м;

$l = R_{\text{к. у}}$  — радиус черпания экскаватора на горизонте установки, м;

$L$  — ширина площадки уступа между верхней бровкой добычного уступа и нижней бровкой вскрышного уступа, м.

Если на площадке добычного уступа располагаются железнодорожные пути или конвейер, то максимальная ширина заходки будет

$$A_{\max} = b + b_1 + \frac{c}{2} + l - L,$$

где  $b$  — расстояние от верхней бровки добычного уступа до оси железнодорожного пути, конвейера, автодороги, м;

$b_1$  — расстояние от оси железнодорожного пути или конвейера до ходового устройства экскаватора, м;

$c$  — ширина хода экскаватора, м.

Для проверки возможности свободного вращения экскаватора необходимо учесть радиус вращения кузова экскаватора, зазор между

кузовом экскаватора и откосом уступа и свободный просвет между кузовом экскаватора и почвой.

Рабочие размеры драглайна больше размеров механической лопаты, поэтому ширина заходки при работе драглайнов (рис. 21) больше, чем при работе механической лопаты. Наибольшая ширина заходки равна

$$A_{\max} = R_{\text{ч}} + B,$$

где  $R_{\text{ч}}$  — радиус черпания экскаватора, м;  
 $B$  — минимально допустимое по устойчивости расстояние от оси драглайна до бровки вскрышного уступа,

$$B = \frac{c}{2} + B,$$

$B$  — ширина предохранительной бермы, м.

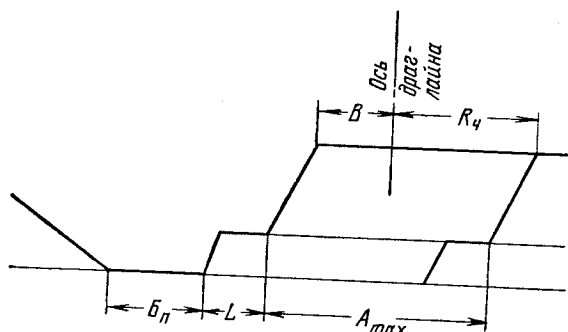


Рис. 21. Схема для определения ширины заходки при работе драглайна

В табл. 13 приведены значения максимальной ширины заходки при работе драглайна.

Таблица 13

Драглайн	$R_{\text{чmax}}$ , м	Ширина хода экскаватора, м	Ширина предохранительной бермы, м	$A_{\max}$ при расположении драглайна на верхней площадке вскрышного уступа, м
ЭШ-4/40	46	10.2	2	53
ЭШ-6/60	58	13.8	3	68
ЭШ-14/75	77	19.6	4	91
ЭШ-15/90	83	20.1	4	97
ЭШ-20/65	68	19.6	4	82
ЭШ-25/100	95	20	5	110
ЭШ-50/125	120	27.7	5	139

Выемка полезного ископаемого при бестранспортной системе разработки может производиться одним уступом на всю мощность пласта или рудного тела. Это обеспечивает лучшую организацию работ и использование размеров вскрышного экскаватора.

При планировании может быть предусмотрена разработка пласта или рудного тела двумя уступами с размещением транспортных средств на промежуточной площадке. При такой схеме нижний уступ обрабатывается экскаватором с удлиненным оборудованием, а верхний — экскаватором с нормальным оборудованием.

Пласты сложного строения при небольшой крепости угля и породных прослоек можно разрабатывать роторными экскаваторами с обружкой породы во внутренний отвал.

Максимальная ширина заходки при планировании добычи полезного ископаемого при использовании одноковшовых экскаваторов принимается следующей: 13 м для ЭКГ-4; 14 м для ЭКГ-4у; 23 м для ЭВГ-4; 18 м для ЭКГ-8.

**Высота уступа.** При бестранспортной системе разработки высота вскрышного уступа является основным параметром и зависит главным образом от емкости отвала, ширины заходки и мощности пласта или рудного тела.

Помимо расчетного метода высота вскрышного уступа может быть найдена из номограмм.

В табл. 14 приведены предельные значения высоты уступов, определяемые высотой черпания для механических лопат и глубиной черпания для драглайнов.

Таблица 14

Экскаватор	Высота черпания (разгрузки), м	Глубина черпания, м	Высота уступа при черпании, м	
			верхнем	нижнем
ЭВГ-4	20.9	—	21	—
ЭВГ-6	26.85	—	27	—
ЭВГ-15	30	—	30	—
ЭВГ-35/65	40	—	40	—
ЭШ-4/40	14.5	36	9	36
ЭШ-6/60	24	35	14.5	35
ЭШ-14/75	32	40	19	40
ЭШ-15/90	42	41	25	41
ЭШ-25/100	40	47	24	47
ЭШ-50/125	52	58	30	58

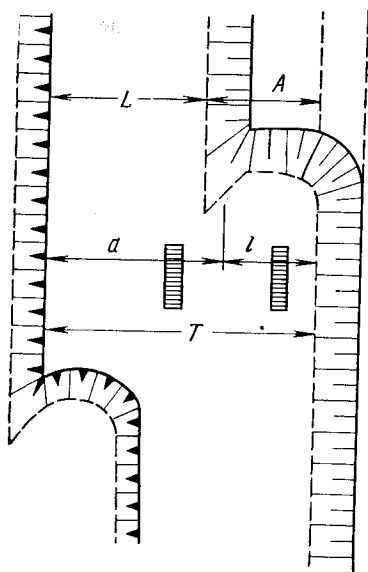
Высота добычного уступа согласно требованиям действующих Правил технической эксплуатации не должна превышать 30 м при условии ведения взрывных работ. При применении экскаватора с верхней погрузкой высота уступа определяется высотой разгрузки экскаватора за вычетом высоты транспортного сосуда (обычно 3,5 м).

**Размеры рабочих площадок.** Ширина рабочей площадки при работе механической лопаты с обеспечением прямого и обратного

хода экскаватора складывается из ширины транспортной площадки на кровле пласта или рудного тела и ширины заходки (рис. 22)

$$T = L + A.$$

Если в расчете участвуют рабочие размеры экскаватора, то ширина рабочей площадки уступа будет складываться из расстояния от оси механической лопаты до верхней бровки добычного уступа  $a$  и расстояния от оси экскаватора до нижней бровки вскрышного уступа  $l$



$$T = a + l.$$

К дополнительным вопросам, которые подлежат рассмотрению в проектном плане развития горных работ, относится определение минимального опережения между вскрышным и добычным экскаваторами и количества запасов полезного ископаемого для обеспечения работы карьера на период остановки вскрышного экскаватора.

Если карьер разрабатывается одним блоком с передвижением добычного экскаватора позади вскрышного (см. рис. 18), то опережение принимается минимальным с обязательным соблюдением Правил безопасного ведения горных работ.

Опережение определяют из выражения

$$Q_v = \frac{V}{A \cdot m_y \cdot d_y},$$

где  $m_y$  — суммарная мощность пачек полезного ископаемого, м;  
 $d_y$  — объемный вес угля, т/м<sup>3</sup>.

Запасы полезного ископаемого, необходимые для работы карьера на период остановки вскрышного экскаватора на годовой, средний или капитальный ремонт,

$$V_{п. и} = \frac{Q_0 \cdot n}{k},$$

где  $Q_0$  — суточная производительность вскрышного экскаватора, м<sup>3</sup>;

$n$  — число дней ремонта;

$k$  — коэффициент вскрыши, м<sup>3</sup>/м.

Для определения высоты вскрышного уступа введем обозначения:

- $V$  — объем отвала, м<sup>3</sup>;
- $\beta$  — угол откоса отвала, град;
- $\beta_0$  — устойчивый угол откоса вскрышного уступа, град;
- $\beta_1$  — устойчивый угол откоса добычного уступа, град;
- $\alpha$  — угол падения пласта или рудного тела, град;
- $II$  — мощность обрабатываемой вскрыши при горизонтальном залегании пласта или рудного тела, м;
- $II'$  — то же, при наклонном залегании, м;
- $h$  — мощность пласта угля или рудного тела, м;
- $h_0$  — высота подсыпки пласта угля или рудного тела, м;
- $B_0$  — ширина площадки на почве пласта или рудного тела, м;
- $k$  — коэффициент разрыхления породы в отвале;
- $R_p$  — радиус разгрузки экскаватора, м.

При простой бестранспортной системе разработки может быть применена схема работ, при которой укладка породы в отвал осуществляется вскрышным экскаватором с таким расчетом, чтобы между отвалом и добычным уступом сохранялась площадка на почве пласта для размещения оборудования и развала угля (рис. 23, а). Может применяться схема работ, при которой предусматривается частичная завалка откоса уступа породами вскрыши (рис. 24).

Независимо от схемы экскавации при простой бестранспортной системе предельная высота вскрышного уступа определяется возможной емкостью отвала на одну заходку.

Объем отвала  $V_0$  на единицу длины фронта работ равен объему породы с 1 м заходки с учетом коэффициента разрыхления

$$V_0 = H \cdot k \cdot A.$$

Площадь поперечного сечения отвала

$$M_0 = M_1 - M_2;$$

где

$$M_1 = AH', \text{ м}^2;$$

$$M_2 = 0,25A^2 \cdot \text{tg } \beta_0, \text{ м}^2.$$

Заменяя объем отвала на единицу длины фронта работ пропорциональной ему площадью и подставляя значения  $M_1$  и  $M_2$ , будем иметь

$$H \cdot k \cdot A = A \cdot H' - 0,25A^2 \text{tg } \beta_0.$$

Решая уравнение относительно  $H$ , получим

$$H = \frac{H' - 0,25A \cdot \text{tg } \beta_0}{k}.$$

Высота первичного отвала (см. рис. 23, а)

$$H' = (R_p - a - B_0 - h \text{ctg } \beta_1) \cdot \text{tg } \beta_0.$$

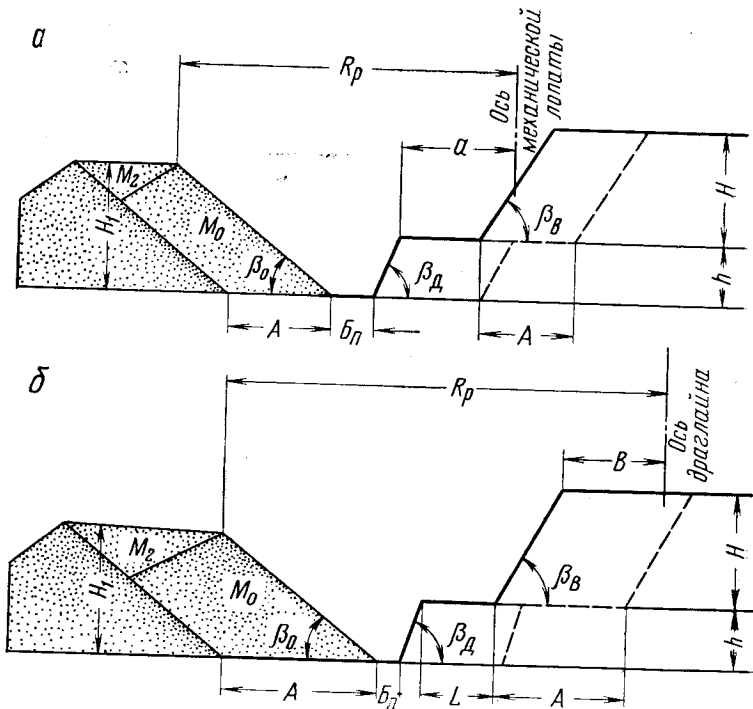


Рис. 23. Схема простой бестранспортной системы разработки:  
 а — с механической лопатой на вскрыше; б — с драглайном на вскрыше

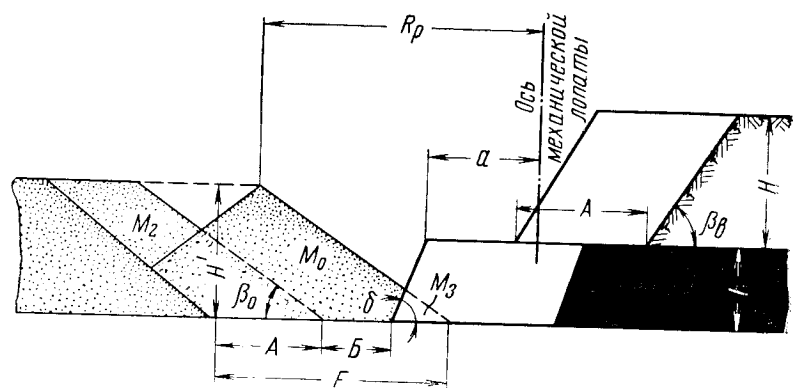


Рис. 24. Схема для определения предельной высоты первичного отвала и мощности обрабатываемой вскрыши при работе механической лопаты с частичной подсыпкой откоса добычного уступа

Если драглайн расположен на верхней площадке вскрышного уступа (см. рис. 23, б), то высота вскрышного уступа

$$H = \frac{R_p - (B + L + h \operatorname{ctg} \beta_d + B_n + 0,25A)}{k \cdot \operatorname{ctg} \beta_0 + \operatorname{ctg} \beta_n}$$

При схемах с подвалкой откоса добычного уступа породой (см. рис. 24) площадь поперечного сечения отвала

$$M_0 = M_1 - M_2 - M_3,$$

$$M_3 = 0,5 \cdot h_n^2 (\operatorname{ctg} \beta_d + \operatorname{ctg} \beta_0).$$

Мощность вскрыши, обрабатываемой механической оплатой, определяется по аналогии со схемой работ с оставлением площадки на почве пласта

$$H = \frac{H' - 0,25A^2 \cdot \operatorname{tg} \beta_0 - 0,5h_n^2 (\operatorname{ctg} \beta_d + \operatorname{ctg} \beta_0)}{k \cdot A},$$

$$H' = [R_p - a - h \cdot \operatorname{ctg} \beta_d + h_n (\operatorname{ctg} \beta_d + \operatorname{ctg} \beta_0)] \cdot \operatorname{tg} \beta_0.$$

Мощность вскрыши, обрабатываемой драглайном.

$$H = \frac{H'' - 0,25A \cdot \operatorname{tg} \beta_0 - 0,5h_n^2 (\operatorname{ctg} \beta_d + \operatorname{ctg} \beta_0)}{k \cdot A + A \cdot \operatorname{ctg} \beta_b \cdot \operatorname{tg} \beta_0},$$

$$H'' = [R_p - B - L - h \cdot \operatorname{ctg} \beta_d + h_n (\operatorname{ctg} \beta_d + \operatorname{ctg} \beta_0)] \cdot \operatorname{tg} \beta_0.$$

Зависимости мощности обрабатываемой вскрыши от основных параметров можно выразить в виде графиков. Применение этих графиков исключает трудоемкие вычислительные работы.

При усложненной комбинированной системе разработки часть вскрыши, разрабатываемой вскрышным экскаватором, подлежит переэкскавации во вторичный отвал.

Разработка вскрышного уступа может быть осуществлена по схеме работ с подвалкой откоса добычного уступа, а иногда и с частичной завалкой породой верхней площадки добычного уступа.

При этой системе разработки должна быть установлена высота вскрышного уступа и значение коэффициента переэкскавации.

Расчет предельной высоты вскрышного уступа при усложненной системе разработки (см. рис. 24) производится на основании следующего равенства:

$$M_0 = M_1 - M_2 - M_3, \text{ м}^2,$$

где  $M_0$  — площадь поперечного сечения первичного отвала ( $M_0 = HkA$ );

$M_1$  — площадь параллелограмма высотой  $H'$ , равной высоте первичного отвала, и основанием  $F$ ;

$M_2$  — площадь треугольника ( $M_2 = 0,25F^2 \cdot \operatorname{tg} \beta_0$ ,  $\text{м}^2$ );

$M_3$  — площадь треугольника или трапеции при подвалке откоса добычного уступа или завалке части его кровли породой,  $\text{м}^2$ .

Подставляя значения  $M_0$ ,  $M_1$ ,  $M_2$  и  $M_3$  в формулу, получим

$$HkA = H'F - 0,25F^2 \cdot \operatorname{tg} \beta_0 - M_3.$$

Величины  $H'$ ,  $F$  и  $M_3$  имеют различные значения и зависят от высоты засыпки породой откоса добычного уступа.

Предположим, что укладка вскрышной породы в отвал производится без подсыпки откоса добычного уступа, т. е.

$$F = A + B \quad \text{и} \quad M_3 = 0.$$

Тогда высота первичного отвала для механических лопат

$$H' = (R_p - a - h \cdot \operatorname{ctg} \beta_d) \cdot \operatorname{tg} \beta_0.$$

Высота первичного отвала для драглайнов

$$H' = (R_p - B - L - H \cdot \operatorname{ctg} \beta_b - h \cdot \operatorname{ctg} \beta_d) \cdot \operatorname{tg} \beta_0.$$

При частичной подсыпке породой откоса добычного уступа на высоту  $h_0$  высота первичного отвала для механических лопат

$$H' = [R_p - a - h \cdot \operatorname{ctg} \beta_d + h_n (\operatorname{ctg} \beta_d + \operatorname{ctg} \beta_0)] \operatorname{tg} \beta_0.$$

Основание отвала в этом случае

$$F = A + B + h_n (\operatorname{ctg} \beta_d + \operatorname{ctg} \beta_0),$$

а

$$M_3 = 0,5h_n^2 (\operatorname{ctg} \beta_d - \operatorname{ctg} \beta_0).$$

Высота первичного отвала при частичной подсыпке откоса добычного уступа для драглайнов

$$H' = [R_p - B - L - H \cdot \operatorname{ctg} \beta_b - h \cdot \operatorname{ctg} \beta_d + h (\operatorname{ctg} \beta_d + \operatorname{ctg} \beta_0)] \cdot \operatorname{tg} \beta_0.$$

Высота вскрышного уступа  $H$ , обрабатываемого механическими лопатами, во всех случаях

$$H = \frac{H'F - 0,25F^2 \cdot \operatorname{tg} \beta_0 - M_3}{kA}.$$

Высота вскрышного уступа для драглайнов определяется по формуле

$$H = \frac{z \cdot F - 0,25F^2 \cdot \operatorname{tg} \beta_0 - M_3}{k \cdot A + F \cdot \operatorname{ctg} \beta_b \cdot \operatorname{tg} \beta_0},$$

где

$$z = (R_p - B - L + N) \cdot \operatorname{tg} \beta_0.$$

В зависимости от степени подсыпки добычного уступа значения  $N$  различны:  $N = -h \cdot \operatorname{ctg} \beta_n$ ;  $N = -h_n \cdot \operatorname{ctg} \beta_d + h_n (\operatorname{ctg} \beta_d + \operatorname{ctg} \beta_0)$ ;  $N = h \cdot \operatorname{ctg} \beta_0$ .

При усложненной бестранспортной системе разработки часть породы, разрабатываемой вскрышным экскаватором, подлежит переэкскавации. В большинстве случаев переэкскавация осуществляется драглайном.

Объем переэкскавации на единицу длины фронта работ может быть установлен из выражения

$$V = (F - A) (H' - 0,25F \cdot \operatorname{tg} \beta_0 + 0,25A \cdot \operatorname{tg} \beta_0) - M_3.$$

Коэффициент переэкскавации

$$k_{\text{пер}} = \frac{(F - A) (H' - 0,25 \cdot F \cdot \operatorname{tg} \beta_0 + 0,25 \cdot A \cdot \operatorname{tg} \beta_0) - M_3}{H \cdot k \cdot A}.$$

После установления параметров бестранспортной системы разработки приступают к построению поперечных сечений или профилей горных работ для определения объемов горных работ на планируемые периоды и для пополнения планов горных работ.

Оформление графических материалов выполняется в следующей последовательности:

определяется подвигание пласта угля. Если мощность пласта или рудного тела непостоянна и подвержена резким колебаниям, то она определяется как среднееарифметическое из всех ее значений. Размеры потерь, длина фронта работ и значение объемного веса устанавливаются для каждого карьера с учетом горнотехнических и горногеологических условий.

Для получения объемов вскрыши на поперечные сечения или профили горных работ наносят подвигание пласта или рудного тела на планируемый период. Детализацию подвигания работ по планируемым периодам, как например, по кварталам для плана горных работ за год, производят на основании аналогичных расчетов.

По рассчитанным элементам бестранспортной системы разработки на поперечные сечения или профили горных работ наносят контуры вскрыши. Если мощность вскрыши непостоянна, то поперечные сечения строят по максимальной, средней и минимальной мощности вскрыши.

Объем вскрыши определяют по каждой заходке, а общий объем вскрыши — по заданному подвиганию пласта угля или рудного тела.

При усложненной системе разработки в такой же последовательности определяют объемы переэкскавации и коэффициент переэкскавации.

Полученные расчетные объемы горных работ наносят на сводно-совмещенные или поуступные планы горных работ с распределением их по планируемым периодам и механизмам.

## § 10. Планирование буровзрывных работ

Буровзрывные работы в карьере применяются главным образом при крепких породах, разработка которых экскаваторами невозможна или малоэффективна. Наиболее производительным массовым взрыванием скважин.

В процессе проектирования массовых взрывов маркшейдер при участии геолога карьера составляет плановую документацию,



которая прилагается к технологической карте буровзрывных работ забоя, выносит элементы сетки скважин на верхнюю площадку уступа, производит съемку пробуренных скважин и измерение их глубины, определяет расстояние между скважинами и между рядами скважин. После проведения взрыва маркшейдер участвует в определении результатов взрыва, его эффективности объемов взорванной массы, угла развала.

Графическая документация для буровзрывных работ на карьерах состоит из:

плана-задания, представляющего собой выкопировку из утвержденного плана горных работ с указанием проектных и фактических отметок уступа, характера пород или руд взрываемого блока, сроков отработки и производительности экскаватора;

предварительного плана-проекта расположения скважин, составляемого на маркшейдерском плане;

поперечных и продольных профилей, проводимых через скважины с таблицей расчета зарядов. Профили, помимо этого, содержат данные о фактических отметках верхней и нижней площадок уступа, проектную линию нижней площадки уступа, т. н. с., линию откола, границы руд или пород, разделяющие их по степени буримости и взрываемости, положение скважин и уровень грунтовых вод в скважинах, если они имеются.

При планировании буровзрывных работ маркшейдер предоставляет исходные данные для определения расхода ВВ на планируемый период и для составления графиков организации работ.

К исходным данным относятся объемы пород по уступам с разделением по категориям взрываемости, остатки взорванной массы на начало планирования, количество невзорванных скважин, пригодных для заряжания. Кроме того, маркшейдер подготавливает документацию по определению взорванной горной массы с 1 м скважины и материалы для установления коэффициента выхода технологических скважин на проектируемые к взрыванию блоки.

На основании запланированных на плане горных работ границ буровзрывных работ по каждому уступу устанавливают объемы буровзрывных работ, количество бурового оборудования, расходы ВВ и ВМ по карьере и штат буровзрывного цеха или участка. При планировании буровзрывных работ особое внимание следует уделять получению оптимальной кусковатости отбитой породы (руды). Кусковатость горной массы определяется методами непосредственного опробования, планиметрическим методом и маркшейдерским замером.

Метод непосредственного опробования основан на непосредственном измерении размеров каждого куска и дает достаточно точные данные по гранулометрическому составу исследуемого материала. При этом методе пробу берут из некоторой части горной массы взорванного объема. Недостатком метода является трудность получения представительной пробы и значительная трудоемкость.

Планиметрический метод, предложенный Л. И. Бароном, основан на предположении, что распределение фракций в объеме разрыхленной горной массы тождественно распределению суммарных площадей этих же фракций на поверхности горной массы.

При помощи трафарета, состоящего из нескольких ячеек определенного размера, производят зарисовку участка поверхности. По зарисовке определяют суммарные площади каждой фракции.

Этот метод является также выборочным, но в данном случае проба берется не из объема, а с поверхности развала.

Исследования канд. техн. наук О. С. Мечникова показали, что при этом методе нельзя установить зависимости между поверхностью и объемом развала.

Метод маркшейдерского замера кусковатости горной массы более прост и точен.

Перспективен в применении стереофотографический метод оценки кусковатости. Он дает возможность перенести трудоемкий количественный подсчет из производственных условий в лабораторные, что облегчает весь рабочий процесс.

Полученные данные позволяют судить о степени разрыхления горной массы, что имеет большое значение при планировании буровзрывных работ.

#### § 11. Планирование горных работ при транспортно-отвальной системе разработки

Для разработки месторождений с мягкими покрывающими породами применяют транспортно-отвальные мосты, которые могут иметь одну или две опоры. Мосты с одной опорой называют ленточными отвалообразователями, с двумя — транспортно-отвальными мостами.

При работе ленточного отвалообразователя экскаватор разрабатывает вскрышной уступ и грузит породу в бункер отвалообразователя, которая поступает на конвейер и перемещается в выработанное пространство. По мере отработки заходки наряду с передвижкой экскаватора по рельсовому пути перемещается также ленточный отвалообразователь.

Наиболее благоприятными условиями применения ленточного отвалообразователя является горизонтальное залегание, небольшая мощность пласта или рудного тела и мягкие покрывающие породы.

Возможно применение ленточных отвалообразователей в сочетании с транспортной системой разработки. Например, нижняя часть вскрышного уступа обрабатывается на отвалообразователь, а верхняя — с вывозкой на отвалы другими транспортными средствами.

При планировании горных работ с применением ленточного отвалообразователя первостепенное значение имеет установление мощности обрабатываемой вскрыши, которая зависит от высоты и длины консольного конвейера и принятой технологии разработки залежи полезного ископаемого.

Мощность обрабатываемой отвалообразователем вскрыши может быть получена из выражения

$$H = \frac{H_0 - 0.25A \cdot \operatorname{tg} \beta_{от}}{k},$$

где  $H_0$  — высота отвала, м;  
 $A$  — ширина заходки, м;  
 $\beta_{от}$  — угол откоса отвала, град;  
 $k$  — коэффициент разрыхления породы в отвале.

Высота отвала определяется из формул

$$H_0 = (B_{х.о} - b_{ш.о} - h \operatorname{ctg} \beta_1 - A - a_1) \operatorname{tg} \beta_{от},$$

$$(H_0 \leq H_k + h),$$

где  $B_{х.о}$  — вылет консоли отвалообразователя, м;  
 $b_{ш.о}$  — половина ширины хода отвалообразователя, м;  
 $h$  — мощность залежи, м;  
 $\beta_1$  — угол естественного откоса, град;  
 $a_1$  — расстояние между нижними бровками угольного уступа и отвала, м;  
 $H_k$  — высота консоли отвалообразователя, м.

Необходимыми условиями применения транспортно-отвальных мостов являются:

- горизонтальное залегание пласта угля или залежи;
- сравнительно спокойная кровля пласта или залежи;
- осушение покрывающих пород;
- значительные запасы полезного ископаемого на разрабатываемом участке месторождения.

Применение транспортно-отвальных мостов имеет особенности, влияющие на технологию и организацию работ. Из-за ограниченных параметров карьера в поперечном направлении к фронту работ исключается возможность подготавливать запасы угля на длительный период, поэтому все расчеты ведутся из условия обеспечения вскрытыми запасами на зимний период.

Выбор оптимальных параметров горных работ и внутренних отвалов при планировании работы транспортно-отвальных мостов имеет первостепенное значение. При этом необходимо соблюдать условие соответствия объема породы вскрышного уступа в разрыхленном состоянии и объема отвала на 1 м фронта работ.

Высота вскрышных уступов выбирается таким образом, чтобы суммарная высота уступов, находящихся между отвальной и забойной опорами, не превышала вертикальной подвижности механизмов.

При планировании горных работ рассматривается, кроме этого, обработка тушика карьера с учетом параметров транспортно-отвального моста. Целью такого планирования является рациональная обработка тушика, обеспечивающая максимальное вскрытие запасов и высокую производительность транспортно-отвального моста.

На количество вскрытых и готовых к выемке запасов влияет величина угла откоса отвала (рис. 25). При  $\beta_0 = 30^\circ$  количество готовых к выемке запасов выражается контуром, заключенным между линиями 2—3. При  $\beta_0 = 35^\circ$  контур запасов значительно возрастает.

На количество вскрытых запасов влияет также угол рабочего откоса породного уступа. Чем круче угол откоса, тем больше вскрытых запасов, сосредоточенных под пролетным строением.

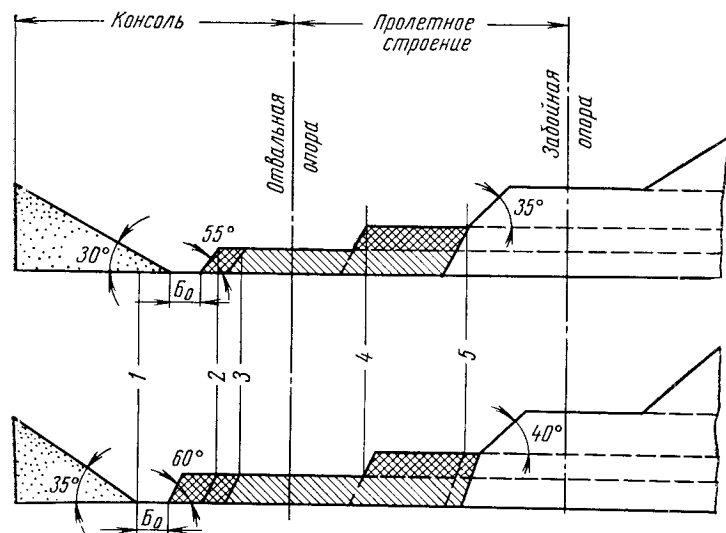


Рис. 25. Влияние величины углов откосов рабочих уступов и отвалов на количество вскрытых запасов к концу сезона

Горизонтальная подвижность транспортно-отвального моста также оказывает влияние на количество запасов под пролетным строением. Если имеется горизонтальная подвижность, то к концу сезона будет наблюдаться приrost запасов.

Количество вскрытых запасов определяют исходя из добычи угля по государственному плану-заданию и обеспечения запасами на зимний период. По данным вертикальной подвижности и по значениям высот угольных уступов определяют высоту нижнего вскрышного уступа. Расчет высоты верхнего мостового уступа производят по соотношению производительности экскаваторов, работающих на верхний и нижний мостовые уступы.

Последующие расчеты связаны с определением подвигания фронта работ добычных уступов. Для этого находят среднюю длину фронта работ добычных уступов как среднеарифметическое длин фронтов и количества угля, извлекаемого с 1 м подвигания фронта работ.

Коэффициент вскрыши нижнего мостового уступа определяют из отношения высоты этого уступа к произведению мощности угольного пласта на объемный вес.

Подвигание транспортно-отвального моста  $\Pi_m$  за планируемый период находят из следующего выражения:

$$\Pi_m = \frac{V_{\text{в}}}{\Phi_{\text{в}} \cdot \sum H_i}, \text{ м},$$

где  $V_{\text{в}}$  — общий объем вскрыши на транспортно-отвальный мост,  $\text{м}^3$ ;  
 $\Phi_{\text{в}}$  — средний фронт работ вскрышных уступов,  $\text{м}$ ;  
 $\sum H_i$  — суммарная высота вскрышных уступов,  $\text{м}$ .

Если подвигание верхних уступов принимается равным подвиганию транспортно-отвального моста, то объем вскрыши с верхних немостовых уступов  $V_{\text{н.м}}$  определяют по формуле

$$V_{\text{н.м}} = \Phi_i H_i \Pi_m,$$

где  $\Phi_i$  — фронт работ вскрышного уступа,  $\text{м}$ .

Подсчитанные объемы горных работ детализируются на графических материалах по частям планируемого периода с распределением их по механизмам.

Чтобы установить правильно ли произведено планирование, необходимо выполнить расчет, удовлетворяющий условию

$$0 \leq (\Pi_m - \Pi_{\text{д}}) \leq L_{\text{г.п}},$$

где  $\Pi_{\text{д}}$  — подвигание добычных уступов за планируемый период,  $\text{м}$ ;  
 $L_{\text{г.п}}$  — горизонтальная подвижность транспортно-отвального моста,  $\text{м}$ .

Если это условие не выполняется, то необходимо пересмотреть расчеты и внести исправления. Проверка этого условия имеет особое значение при невыполнении карьером плана по созданию постоянного переходящего запаса угля.

Проследим последовательность выполнения расчетов на примере [21].

**Пример.** Карьер разрабатывается транспортно-отвальным мостом типа Б, двумя добычными и тремя вскрышными уступами. Полезная мощность угольного пласта 9,8 м, общая 12 м. Высота уступов: первого угольного 4,5 м, второго 7,5 м. Полезная мощность угольного пласта по первому уступу 3,4 м, по второму 6,4 м. Отвальная опора находится на рабочей площадке первого угольного уступа. План-задание на планируемый период (добыча) — 2 млн. т. Вскрытые запасы на начало периода равны 1 млн. т. Планируемые запасы на конец периода составили 1,2 млн. т. Норматив потерь 7% или  $n' = 0,07$ .

Расчет плановых показателей производится в следующем порядке:

1. Определяют количество вскрытых запасов на планируемый период

$$(1200 - 1000) + 2000(1 + 0,07) = 2340 \text{ тыс. т.}$$

2. Приняв среднее положение вертикальной подвижности  $h_{\text{м}} = 18 \text{ м}$ , а также зная, что высота первого угольного уступа  $h_1 = 4,5 \text{ м}$ , находят высоту третьего вскрышного уступа

$$h_3 = 18 - 4,5 = 13,5 \text{ м.}$$

3. Соотношение производительностей экскаваторов транспортно-отвального моста равно  $Q_2/Q_3 = 0,8$ , где  $Q_2$  — производительность экскаваторов второго вскрышного уступа;  $Q_3$  — производительность экскаваторов третьего вскрышного уступа. Таким образом, коэффициент  $m = 0,8$ , а высота второго вскрышного уступа  $H_2 = m \cdot H_3$ , или  $H_2 = 0,8 \cdot 13,5 = 11,0 \text{ м}$ . Отсюда суммарная мощность мостовых уступов  $H_{\text{м}} = 11 + 13,5 = 24,5 \text{ м}$ . При общей мощности вскрыши  $H_{\text{в}} = 35 \text{ м}$  высота верхнего уступа, не разрабатываемого транспортно-отвальным мостом,

$$H_1 = H_{\text{в}} - H_{\text{м}} \text{ или } H_1 = 35 - 24,5 = 10,5 \text{ м.}$$

4. При длине фронта первого добычного уступа 1640 м, второго 1600 м средняя длина фронта равна 1620 м. Извлекаемое количество угля с 1 м подвигания угольных уступов при полезной мощности пласта 9,8 м и объемном весе 1,1 т/ $\text{м}^3$  равно:  $1620 \cdot 9,8 \cdot 1,1 = 17,5 \text{ тыс. т}$ . Подвигание угольных уступов составит  $[2000(1 + 0,07)] : 17,5 = 122 \text{ м}$ .

Добыча угля по уступам равна: первого  $T_1 = 1640 \cdot 3,4 \cdot 122 \cdot 1,1 = 750 \text{ тыс. т}$ ; второго  $T_2 = 1600 \cdot 6,4 \cdot 122 \cdot 7,1 = 1390 \text{ тыс. т}$ .

Общая добыча угля с потерями составляет  $750 + 1390 = 2140 \text{ тыс. т}$ .

Внутренняя вскрыша уступов: первого  $Q_1 = 1740(4,5 - 3,4) \cdot 122 = 220 \text{ тыс. м}^3$ ; второго  $Q_2 = 1600(7,5 - 6,4) \cdot 122 = 215 \text{ тыс. м}^3$ .

5. Коэффициент вскрыши третьего вскрышного уступа  $k_3 = \frac{13,5}{9,8 \cdot 1,1} = 1,25 \text{ м}^3/\text{т}$ . Отсюда объем вскрыши для третьего вскрышного уступа  $V_3 = 1,25 \cdot 2340 = 2930 \text{ тыс. м}^3$ .

Объем вскрыши для второго вскрышного уступа определяют из выражения  $V_2 = m \cdot V_3$  или  $V_2 = 0,8 \cdot 2930 = 2350 \text{ тыс. м}^3$ .

Общий объем вскрыши на транспортно-отвальный мост  $V_{\text{м}} = 2930 + 2350 = 5280 \text{ тыс. м}^3$ .

6. Подвигание моста за год при среднем фронте вскрышных уступов 1700 м равно  $\frac{5280000}{1700 \cdot 24,5} = 127 \text{ м}$ . Приняв подвигание первого вскрышного уступа равным 127 м и фронт работ 1750 м, объем вскрыши для этого уступа составит  $V_1 = 1750 \cdot 10,5 \cdot 127 = 2335 \text{ тыс. м}^3$ .

7. Общий объем вскрыши по карьеру вместе с внутренней вскрышей  $2930 + 2350 + 2335 + 220 + 215 = 8050 \text{ тыс. м}^3$ , а промышленный коэффициент вскрыши  $k_{\text{пр}} = 8050 : 2000 = 4,02$ .

8. Проверяют выполнение условия по данным подвигания добычных и вскрышных уступов и по величине горизонтальной подвижности транспортно-отвального моста, равной 40 м. В приведенном примере  $\Pi_{\text{м}} - \Pi_{\text{д}} = 127 - 122 = 5 \text{ м}$ . Так как  $0 < 5 < 40$ , то условие выполнено.

После выполнения расчетов весь материал оформляется на планах и профилях в такой же последовательности, как для обычных случаев планирования горных работ.

## § 12. Планирование вскрышных работ при разработке пород способом гидромеханизации

К основным документам при установлении способа гидромеханизации и планирования горных работ в карьере относятся проектные материалы, включающие генеральный и календарный планы, расчетные нормативы и оборудование, схема организации работ в карьере и экономические показатели.

Из графических материалов маркшейдерская служба должна иметь топографический план в масштабе 1 : 2000 или 1 : 5000 с горизонталями рельефа через 0,5—1,0 м. На этом плане должны быть нанесены границы отработки уступов по проекту, неполненные

на начало планирования, состояние горных работ, источники водоснабжения, насосные станции, водоводы, пульповоды, источники электроснабжения, подстанции и линии электропередач.

Если породы вскрыши разрабатываются способом гидромеханизации, планирование горных работ удобнее всего выполнять на сводно-совмещенном плане горных работ. На план, помимо горных работ, должны быть нанесены все объекты поверхности, характеризующие топографию местности, водоснабжение, энергообеспеченность и отвальное хозяйство.

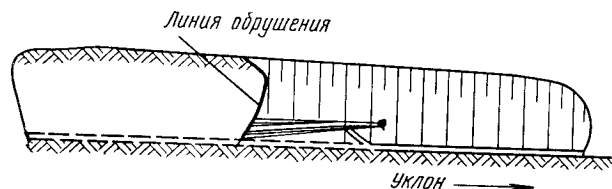


Рис. 26. Размыв породы встречным забоем

При планировании элементов системы разработки следует соблюдать следующие условия:

в зависимости от мощности вскрышных пород, их физико-механических свойств и применяемых рабочих напоров воды разработка гидромонитором может осуществляться одним или несколькими уступами;

отработка уступов может производиться продольными заходками и блоками;

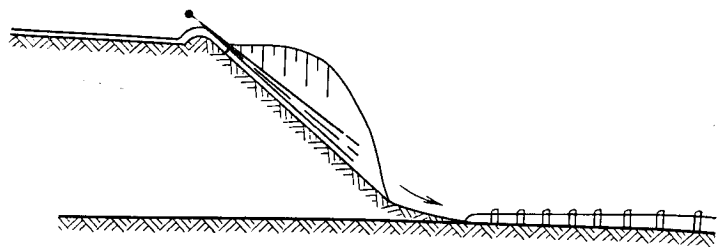


Рис. 27. Размыв породы попутным забоем

высота уступа при глинистых породах и обычных напорах струй гидромонитора (8—12 ат) должна быть не более 15—20 м. При разработке рыхлых пород высота уступа может быть и более указанного предела;

ширина забоя принимается с учетом использования эффективной части струи для размыва. Обычно ширина забоя для глинистых пород принимается равной 20—25 м, а для песчаных — до 30—35 м;

ширина рабочей площадки уступа должна быть определена расчетом, исходя из условий безопасного размещения гидромониторов землесосных установок, трубопроводов, а также из условий безопасного движения транспорта и людей.

В зависимости от положения гидромонитора может быть предусмотрен размыв породы:

встречным забоем, когда размыв ведется с нижней площадки в направлении, обратном стоку пульпы (рис. 26);

попутным забоем, когда порода размывается с верхней площадки уступа в направлении стока пульпы (рис. 27).

Помимо подготовки исходных графических материалов маркшейдер участвует в определении объема вскрыши, количества подготавливаемых запасов полезного ископаемого, в детализации развития горных работ в отдельные планируемые промежутки времени, в вычерчивании и размножении составленных планов горных работ и в контроле за выполнением работ.

### § 13. Планирование горных работ на рудных карьерах

К исходным данным при планировании горных работ на рудных карьерах относятся план-задание по добыче рудной массы, готовой продукции и вскрыше.

После установления плана по готовой продукции-концентрату производят пересчет плана на рудную массу.

Введем следующие обозначения:

$P_r$  — план-задание по готовой продукции;

$P_1, P_2, \dots, P_n$  — план-задание по отдельным сортам готовой продукции;

$k_1, k_2, \dots, k_n$  — коэффициенты, характеризующие средний выход готовой продукции из сырья, поступившего на обогатительную фабрику;

$D, D_1, D_2, \dots, D_n$  — план-задание по рудной массе и отдельным ее видам.

Развернутый план-задание по готовой продукции может быть представлен выражением

$$P_r = P_1 + P_2 + P_3 + \dots + P_n,$$

а план-задание по рудной массе по карьере — выражением

$$D = D_1 + D_2 + D_3 + \dots + D_n.$$

План-задание по рудной массе и отдельным ее видам определяют из плана-задания по отдельным сортам готовой продукции ( $P_1, P_2, \dots, P_n$ ) и по коэффициентам, характеризующим средний выход готовой продукции из сырья ( $k_1, k_2, \dots, k_n$ ).

Все коэффициенты должны быть заранее определены опытным путем.

По имеющемуся заданию по добыче рудной массы и по пополненному на начало планирования плану горных работ рассчитывают количество подготовленных запасов. Объем вскрыши для определения вскрытых запасов вычисляют по ранее изложенной методике.

Распределение добычи и вскрыши по уступам производят на сводных планах горных работ.

Некоторые особенности имеет планирование горных работ на никелевых карьерах.

По параметрам применяемых механизмов на план наносят запланированную заходку и все попадающие в границы заходки и около нее разведочные выработки. На основании материалов разведки и по данным, полученным из профиля заходки, выделяют участки, требующие зачистки, и безрудные участки на запланированном горизонте. Заходку в плане делят на блоки, взятые с плана подсчета запасов.

В дальнейшем по каждому блоку и горизонту подсчитывают содержание металла и количество руды.

#### § 14. Маркшейдерские работы при планировании дражных разработок

В практике планирования дражных разработок маркшейдеру приходится не только принимать участие, но в некоторых случаях и самостоятельно решать ряд горнотехнических задач, связанных с оконтуриванием дражного полигона и уточнением системы разработок.

План горных работ при дражных разработках принято называть планом-заказом. Составляется такой план сроком на год с разбивкой его на кварталы и месяцы.

При планировании работы драги необходимо установить: промышленную площадь дражного полигона для отработки за год; направления хода драги с учетом конкретных условий эксплуатации;

объемы горной массы, подлежащей промывке; ожидаемую добычу металла.

Кроме того, к плану-заказу прилагается график сооружения плотин и водоотводных канав.

Полученные данные по объему горной массы, которая должна быть перемыта драгой, переносятся на план горных работ с разбивкой границы обрабатываемого участка россыши по кварталам и месяцам.

Плановые направления хода драги согласовываются с главным геологом и начальником дражных работ и утверждаются главным инженером.

При установлении границы отработки драги за месяц необходимо руководствоваться результатами детальной разведки и опробования. Сюда входит мощность россыши, содержание металла, глубина и характер залегания плотика и данные о ширине хода драги, наличии участков вечной мерзлоты и скал, направлении отвода хвостов и производительности драги.

Для примера приведем расчет календарного плана работы драги [22].

Введем следующие обозначения для планируемого месяца:

$P_0$  — количество химически чистого металла по плану, кг;

$P_1$  — количество шихового металла по плану, кг;

$V_1$  — объем горной массы по плану,  $m^3$ ;

$P_2$  и  $V_2$  — то же, но подсчитанное по разведочным данным с учетом эксплуатационных коэффициентов по содержанию и объему горной массы;

$k_0$  — коэффициент перевода химически чистого металла в шиховой;

$k_c$  — эксплуатационный коэффициент по содержанию металла;

$k_v$  — эксплуатационный коэффициент по объему горной массы;

$S$  — площадь разрабатываемого участка,  $m^2$ ;

$m_{cp}$  — средняя мощность обрабатываемого участка по разведочным данным,  $m$ ;

$C_{cp}$  — среднее содержание металла на участке по разведочным данным,  $mg/m^3$ .

При установлении плана по химически чистому металлу пересчет на шиховой металл производят по формуле

$$P_1 = P_0 \cdot k_0.$$

Количество металла определяют по формуле

$$P_p = S \cdot m_{cp} \cdot C_{cp}.$$

Площадь обрабатываемого участка определяют планиметрированием, вычислением по геометрическим формулам или при помощи палетки. Среднюю мощность и среднее содержание находят как среднеарифметическое из мощностей и содержаний, выявленных разведочными выработками в пределах контура хода драги за месяц.

По полученному объему горной массы  $V_p$  и количеству металла  $P_p$  получают их плановые значения:

$$V_2 = V_p \cdot k_v; \quad P_2 = P_p \cdot k_c.$$

Подсчитанные значения  $V_2$  и  $P_2$  сравнивают с плановыми значениями  $V_1$  и  $P_1$ . Если результаты сходятся, то дополнительных корректировок не вносят.

Результаты подсчетов по объему горной массы и количеству металла по отдельным месяцам вносят в сводную таблицу за календарный год, называемую заказом-нарядом.

При планировании работы драги по переработке старых отвалов на плане горных работ должны быть указаны месячные контуры старой отработки, средняя фактическая мощность и среднее фактическое содержание перемытых песков этих участков.

По запланированным новым ходам драги и по процентному содержанию металла в отвалах определяют количество ожидаемого металла.

## § 15. Планирование развития отвалообразования

Размещение вскрышных пород может быть произведено в выработанном пространстве — во внутренние отвалы или вне карьера — во внешние отвалы.

Организация внутренних отвалов осуществляется на пологих или слабо наклонных месторождениях.

Внутренние отвалы могут быть организованы на отдельных участках карьера, на которых полностью извлечены промышленные запасы угля.

Внешние отвалы размещаются на безугольных площадях за проектным контуром карьера.

Исходными материалами для планирования отвальных работ являются:

- объемы вскрыши на планируемый период;
- проектные планы развития отвалов с нанесенными границами земельных отводов;
- число механизмов, их производительность, приемные способности отвалов и возможности увеличения их емкости;
- пополненные на начало планирования планы и профили отвалов в масштабах 1 : 5000—1 : 2000.

Задачи маркшейдера при планировании развития отвалообразования состоят в следующем:

производстве инструментальной съемки отвалов, на основании которой пополняются планы и профили. По пополненным графическим материалам производится анализ фактического исполнения календарного плана за предыдущий промежуток времени;

выявлении участков в карьере, где полностью отработаны промышленные запасы полезного ископаемого, пригодные для организации внутренних отвалов;

участии в выборе способа отвалообразования;

определении элементов отвала;

составлении детального плана развития отвалообразования по каждому тупику и ярусу. На планах наряду с контурами отвалообразования и объемных показателей наносят рельеф основания отвалов, проектное положение железнодорожных путей с отметками, контур развития отвала по проекту и границы земельных отводов.

Пополнение планов и профилей отвалов производится в те же сроки, что и пополнение планов горных работ. Для анализа выполнения работ по отвалообразованию на календарный план предыдущего планируемого периода наносят съемочные контуры отвалов, по которым устанавливают отклонения запланированного развития отвалов от фактического.

Исходным материалом для выявления участков, пригодных для организации внутренних отвалов, служат геолого-маркшейдерская документация и отчетные данные о состоянии и движении запасов полезного ископаемого по карьере. При этом порядок работ, выполняемых маркшейдером, должен быть следующим.

На пополненные на начало планирования геологические профили и погоризонтные структурно-качественные карты наносят проектные границы отработки запасов. Если запасы полностью отработаны и по горногеологическим условиям участок пригоден для организации внутреннего отвала, то оформляется соответствующая документация об использовании этого участка для планирования внутреннего отвалообразования. Если к началу планирования запасы полностью не отработаны, то следует определить срок полной отработки промышленных запасов и начало организации внутреннего отвала.

Область применения того или иного способа отвалообразования обуславливается влиянием горногеологических, климатических, технических, организационных и экономических факторов.

Для правильного выбора способа отвалообразования следует учитывать высоту, угол откоса и площадь отвала.

Высота породных отвалов устанавливается проектом горных работ и зависит от физико-механических свойств горных пород, способа отвалообразования и рельефа местности.

Успешная организация отвалообразования достигается при устойчивом откосе отвального уступа. Для расчета устойчивости откосов разработан ряд методов [9; 10; 30].

Общим для всех методов является необходимость определения физико-механических свойств пород, слагающих борта карьеров и отвала, так как во всех формулах имеется угол внутреннего трения, объемный вес породы, коэффициент внутреннего трения пород по расчетной поверхности и сила сцепления, приходящаяся на единицу площади — поверхности.

Площадь отвала определяется в зависимости от необходимой вместимости и способа размещения породы в отвале.

Площадь одноярусного отвала

$$S_0 = \frac{V_0 \cdot k_p}{H_0}$$

Площадь двухъярусного отвала

$$S'_0 = \frac{V_0 \cdot k_p}{(H_0 + H'_0 \Delta)}$$

где  $V_0$  — общий объем вскрышных пород, направляемых в отвал за весь период разработки месторождения или за календарный период;

$H_0$  и  $H'_0$  — высота первого и второго ярусов отвала;

$\Delta$  — коэффициент, учитывающий заполнение верхним ярусом отвальной площади ( $\Delta = 0,5-0,7$ );

$k_p$  — коэффициент разрыхления породы в отвале.

Породы вскрышки, складываемые в отвалы, в зависимости от физико-механических свойств подразделяются на три группы:

I группа — рыхлые глинистые породы (глины, суглинки, суглики, растительный грунт, а также породы I группы с содержанием скальных пород до 20% или плотных устойчивых пород до 40%);

II группа — плотные устойчивые породы (алевролиты, аргиллиты, пески, глинистые сланцы, слабые песчаники, а также породы II группы с содержанием скальных пород до 50% или с содержанием пород I группы до 30%);

III группа — скальные породы (песчаники, известняки, доломиты, граниты, конгломераты с галькой, а также породы I и II групп с содержанием скальных пород не менее 80%).

Значения коэффициентов разрыхления пород в транспортных сосудах и отвалах, а также коэффициенты начальной усадки в отвалах приведены в табл. 15.

Таблица 15

Коэффициент	Значения коэффициента при группе пород		
	I	II	III
	Объемный вес породы в целике, $t/m^3$		
	1,5—1,8	1,9—2,2	2,3—2,5
Разрыхления пород в транспортных сосудах	1,15—1,25	1,3—1,43	1,45—1,5
Разрыхления пород в отвалах (расчетный)	1,02—1,07	1,12—1,22	1,30—1,34
Начальной усадки пород в отвалах	0,03	0,05	0,05—0,07

Процесс отвалообразования при автомобильном транспортировании пород осуществляется при помощи бульдозеров. При таком способе отвалообразования (рис. 28) высота одноярусных отвалов II,

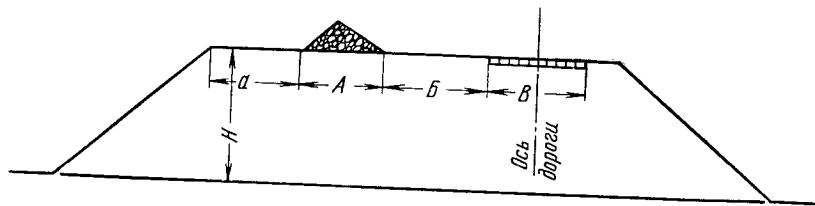


Рис. 28. Схема элементов бульдозерного отвала:

$a$  — ширина отсыпаемой полосы;  $A$  — ширина разгрузочной площадки;  $B$  — площадка для разворота автомобилей;  $B$  — ширина дорожной полосы

как показывают расчеты Центрогипрошахта, не должны превышать: 20 м для сухих рыхлых глинистых пород при влажности 4—13%; 10—20 м для таких же пород, но влажных; 26—30 м для плотных устойчивых пород и 35—40 м для скальных пород.

Ширину дорожной полосы  $B$  при кольцевом движении автомобилей типов ЯАЗ-210Е, МАЗ-525 и МАЗ-530 принимают равной 12—14 м.

Ширина разгрузочной площадки  $A$  соответствует расстоянию подъезда автосамосвалов к отвальной бровке. Чем меньше это рас-

стояние, тем больше разгружаемой породы ссыпается непосредственно под откос отвала и тем меньше объем бульдозерных работ. По данным практики ширина разгрузочной площадки для различных пород должна соответствовать значениям, приведенным в табл. 16.

Таблица 16

Тип автосамосвала	Ширина разгрузочной площадки, м, при породах группы		
	I	II	III
ЯАЗ-210Е	3,5	2,5	4,5
МАЗ-525	5,0	3,0	2,0
МАЗ-530	7,0	3,5	2,5

Подвигание бульдозерного отвала или ширина отсыпаемой полосы  $a$  при породах I группы составляет величину, равную ширине площадки для разворота автосамосвалов, т. е. 12—14 м. При породах II—III групп ширина отсыпаемой полосы может быть увеличена за счет уширения площадки для разворота автосамосвалов до 30—40 м. Еще большее уширение отсыпаемой полосы увеличивает время на подъезд автомобилей к разгрузочной площадке, что снижает их производительность.

Одним из основных параметров бульдозерных отвалов является длина фронта разгрузки. Обычно рабочий фронт отвала состоит из двух участков. На одном участке производится разгрузка породы, а на другом ведутся планировочные работы. Фронт отвала может быть разделен на три участка, один из которых является резервным до тех пор, пока усадка породы на нем не прекратится. Однако во всех схемах работ длина фронта разгрузки должна обеспечивать одновременную разгрузку заданного числа автосамосвалов. Она определяется из выражения

$$l_p = N \frac{t_{p.m}}{t} \cdot b, \text{ м,}$$

где  $N$  — число автомобилей, находящихся в работе;

$t_{p.m}$  — время разгрузки и маневров автомобиля на отвале, мин;

$t$  — продолжительность рейса автомобиля, мин;

$b$  — ширина полосы, занимаемой автомобилем при маневрировании и разгрузке; для автосамосвала в среднем равно 20 м.

В настоящее время применяются гидроотвальные работы, основанные на использовании потока воды, при помощи которой осуществляется размещение породы в отвале. Этот способ используется при гидравлическом транспорте вскрышных пород и при экскаваторной разработке вскрыши с вывозкой породы железнодорожным транспортом в отвал.

Процесс гидравлического отвалообразования при напорном транспорте пульпы состоит из операции сброса пульпы в отвал,

наращивания труб пульповода и спуска избыточного количества воды через водосборные колодцы.

При планировании гидроотвальных работ необходимо определить длину гидроотвала, которая должна быть достаточной для полного осветления воды.

Минимальную длину гидроотвала можно получить из выражения

$$L_{\min} = \frac{h_0}{v_n} \cdot v_n,$$

где  $h_0$  — глубина отстойной части отвала, которая может быть принята равной 0,25—0,40 м;

$v_n$  — скорость падения частиц в воде, мм/сек;

$v_n$  — скорость потока, при которой происходит выпадение частиц, мм/сек.

Скорость падения частиц в воде зависит от их диаметра. Так, например, при диаметре частицы 0,1 мм скорость падения ее в воде равна 6,13 мм/сек, при 0,05 мм скорость снижается до 1,532 мм/сек, а при 0,001 мм — до 0,006 мм/сек.

Значение  $v_n$  устанавливают опытным путем. Длина существующих гидроотвалов колеблется от 0,5 до 2 км. Отношение длины отвала к ширине составляет от 2 : 1 до 4 : 1.

Емкость гидроотвала определяют по следующей формуле:

$$V_0 = V_y \cdot k_n + P_0, \text{ м}^3,$$

где  $V_y$  — объем породы, подаваемой в отвал, в целике, м<sup>3</sup>;

$k_n$  — коэффициент разбухания породы, который в зависимости от процентного содержания фракций в породе принимается от 2,0 до 1,05 (верхний предел соответствует большему содержанию глинистых фракций);

$P_0$  — потребный объем отстойного прудка, который принимается равным 5—6-дневному расходу пульпы, подаваемой в отвал.

К расчетным параметрам отвалов помимо элементов отвала относят:

производительность тупика;

приемную емкость отвального тупика;

производительность отвала;

число отвальных тупиков.

Производительность отвального тупика может быть выражена количеством породы, принимаемой на отвал за единицу времени (смену, сутки) или числом составов, разгружаемых в отвал за тот же промежуток времени.

Число разгруженных в отвальном тупике составов в смену определяют по формуле

$$N_c = \frac{T \cdot \eta_n}{T_1 + T_2},$$

где  $T$  — продолжительность смены, мин;

$T_1$  — время на разгрузку одного состава, мин;

$T_2$  — время на обмен состава, мин;

$\eta_n$  — коэффициент, учитывающий время на планировку отвала.

Для экскаваторных отвалов  $\eta_n = 1$ , для плужных  $\eta_n = 0,6—0,7$ .

Объем породы, разгруженной в отвальном тупике за смену, можно получить из выражения

$$V_c = N_c \cdot q, \text{ м}^3,$$

где  $N_c$  — число составов;

$q$  — средняя емкость породного состава.

Приемная емкость отвального тупика между двумя сменными передвижками пути составляет

$$V_{c.п} = a_m \cdot H_{o.т} \cdot L_t,$$

где  $a_m$  — шаг передвижки рельсового пути, м;

$H_{o.т}$  — высота отвального тупика, м;

$L_t$  — длина отвального тупика, м.

Производительность отвала устанавливается в зависимости от объема вскрышных пород, подлежащих размещению на отвале, и организации работ в карьере.

$$A = \frac{Q_r \cdot k \cdot k_0}{n \cdot m_c},$$

где  $Q_r$  — годовая производительность вскрышных работ, м<sup>3</sup>;

$k$  — коэффициент разрыхления породы;

$k_0$  — коэффициент неравномерности вскрышных работ (принимается 1,2 и выше);

$n$  — число рабочих дней в году на вскрыше;

$m_c$  — число рабочих смен в сутки.

Число отвальных тупиков в работе равно

$$N_p = \frac{A}{V_c} = \frac{A}{N_c \cdot q}.$$

Графические материалы по развитию отвалообразования прилагаются к плану горных работ по карьере. Эти данные являются оперативным документом, по которому маркшейдерская служба контролирует развитие отвалообразования на местности.



## ГЛАВА III

### ПЛАНИРОВАНИЕ СХЕМ ВНУТРИКАРЬЕРНОГО ТРАНСПОРТА

#### § 1. Планирование путевого развития на рабочих уступах

Планирование развития вскрышных работ при транспортной системе разработки выполняется на основе установленной для карьера технологической схемы, отвечающей конкретным горногеологическим условиям и требованиям производства.

Основными элементами технологической схемы являются схемы путевого развития на рабочих площадках, схемы тупиковых съездов и постов примыкания путей рабочих горизонтов к главным путям съездов. Выбор рациональных схем путевого развития на рабочих уступах должен быть произведен с учетом получения наиболее высокой производительности экскаваторов и средств транспорта, простоты и обеспечения наименьших объемов путепередвижных работ при минимальных эксплуатационных расходах и капитальных затратах.

На выбор схемы путевого развития на уступе влияют тип и число применяемых экскаваторов. Существенное влияние на выбор схемы путевого развития оказывает фронт работ, обуславливающий характер движения транспортных средств. При тупиковом фронте работ имеет место маятниковое движение транспортных средств, а при сквозном — поточное.

Для установления числа работающих экскаваторов на одном уступе следует руководствоваться положением о целесообразности отработки уступа возможно меньшим числом экскаваторов. На отработку уступа рекомендуется планировать не более трех экскаваторов, так как при большем их числе путевые схемы будут сложными.

Число планируемых экскаваторов определяется для каждого уступа на основании подсчитанных объемов породы, выдаваемой с рабочего уступа, и по производительности экскаватора, получаемой из «Единых норм выработки на открытые горные работы» (ЕНВ).

Расчетная сменная производительность для условий, не отраженных в ЕНВ, может быть получена из выражения

$$Q_{см} = \frac{E \cdot T \cdot k_n \cdot k_v}{t_n \cdot k_p},$$

где  $E$  — емкость ковша,  $м^3$ ;

$T$  — продолжительность рабочей смены,  $мин$ ;

$k_n$  — коэффициент наполнения ковша;

$k_v$  — коэффициент использования экскаватора во времени;

$t_n$  — продолжительность одного цикла,  $мин$ ;

$k_p$  — коэффициент разрыхления породы.

По установленному режиму работы экскаваторов, технологии горных работ и организации производственного процесса определяют число рабочих дней и объемы породы для каждого экскаватора, а число экскаваторов на уступе принимают по объему породы, выдаваемой с уступа.

При определении производительности экскаватора необходимо учитывать следующее. Если продолжительность цикла черпания, время на наполнение ковша и коэффициент разрыхления будут одинаковыми для различных схем путевого развития (при одних и тех же горногеологических условиях), то коэффициент использования экскаватора во времени будет различным. Он зависит от принятых схем путевого развития на уступе.

Коэффициент использования экскаватора во времени для приведенных на рис. 29 транспортных схем можно получить из следующих формул:

при схеме рис. 29, а

$$k_v = \frac{V_n \cdot f \cdot v_{ср}}{Q_ч (2L_0 + 2L_\phi + v_{ср} \cdot \tau) + V_n \cdot v_{ср}};$$

при схеме рис. 29, б

$$k_v = \frac{V_n \cdot f \cdot v_{ср}}{Q_ч (2L_0 + 2L_\phi + v_{ср} \tau) + V_n \cdot v_{ср}};$$

при схеме рис. 29, в

$$k_v = \frac{V_n \cdot f \cdot v_{ср}}{Q_ч (2L_{б.у} + v_{ср} \cdot \tau) + V_n \cdot v_{ср}},$$

где  $V_n$  — емкость породного состава,  $м^3$ ;

$f$  — коэффициент неравномерности подачи составов к экскаватору ( $f = 0,85 - 0,90$ );

$v_{ср}$  — средняя скорость движения по соединительным и забойным путям,  $км/ч$ ;

$Q_ч$  — часовая производительность экскаватора при погрузке,  $м$ ;

$L_0$  — расстояние от обменного пункта до начала фронта уступа,  $км$  (принимается равным  $0,5 км$ );

$L_\phi$  — длина блока (фронта) рабочего уступа,  $км$ ;

$\tau$  — время поездных сношений,  $ч$  ( $\tau = 0,04$ );

$L_{б.у}$  — длина блока участка,  $м$  ( $L_{б.у} = 300 м$ ).

Предположим, что на уступе работает один одноковшовый экскаватор. Возможные схемы путевого развития при этом могут быть следующими.

При однопутной тупиковой схеме (рис. 29, а) обмен поездов производится на пункте, расположенном в начале уступного пути. Более быстрый обмен состава, а следовательно, и наибольшая выработка экскаватора достигаются при схеме с переносным тупиком (рис. 29, б) и при схеме с переносным разъездом (рис. 29, в).

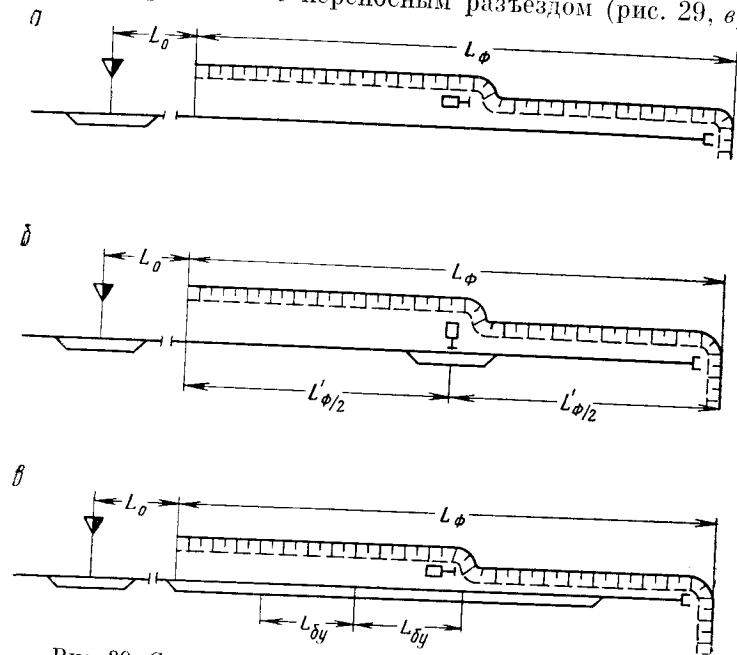


Рис. 29. Схемы путевого развития при работе одного экскаватора на уступе

Из рассматриваемых путей схем наиболее рациональными, как подтверждают эксплуатационные и строительно-эксплуатационные расходы, являются схемы, изображенные на рис. 29, а, б. Какую схему применять при планировании развития вскрыши на уступе, — следует решать в каждом отдельном случае самостоятельно с учетом горнотехнических условий.

При работе двух экскаваторов на уступе возможные схемы путевого развития, применительно к блочной системе обработки уступов, приведены на рис. 30.

Анализ и сравнение схем по эксплуатационным расходам показывают, что наилучшие показатели достигаются при работе по схеме, изображенной на рис. 30, б. При этой схеме имеет место независимый обмен составов с одного отдельного пункта, располагаемого перед фронтом работ уступа. Работа по схеме, приведенной на рис. 30, а,

наиболее целесообразна по мере увеличения длины фронта рабочего уступа.

Схема путевого развития, представленная на рис. 30, в, по экономическим показателям примерно равноценна схеме, изображенной на рис. 30, а, но в организационном отношении уступает схемам, приведенным на рис. 30, а, б.

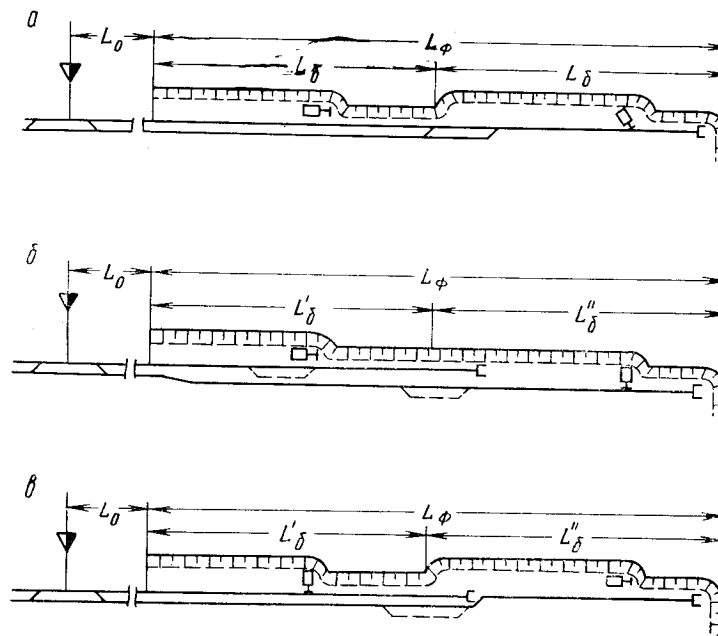


Рис. 30. Схемы путевого развития при работе двух экскаваторов на уступе

Если на уступе запланировано три экскаватора и целесообразность применения такого числа машин обоснована технико-экономическими показателями, то путевое развитие может быть принято в соответствии с одной из схем, представленных на рис. 31.

При развитии вскрышных работ возможна расстановка экскаваторов, при которой наряду с разносом уступа экскаватором с нижней погрузкой осуществляется нарезка нового горизонта экскаватором с верхней погрузкой с подачей составов на один транспортный горизонт.

В основу путей схем при верхней и нижней погрузке положены схемы, приведенные ранее для условий работы экскаваторов с нижней погрузкой.

На рис. 32 приведены схемы путевого развития на рабочих уступах при использовании двух экскаваторов и маятниковом движении средств транспорта. По путевому развитию и характеру работ эти

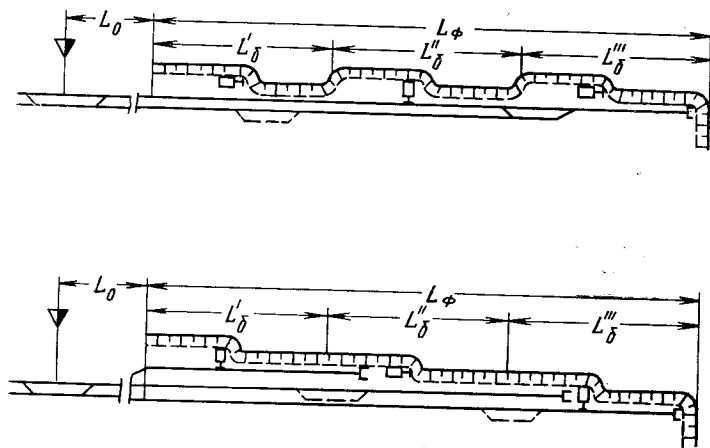


Рис. 31. Схемы путевого развития при работе трех экскаваторов на уступе и маятниковом движении средств транспорта

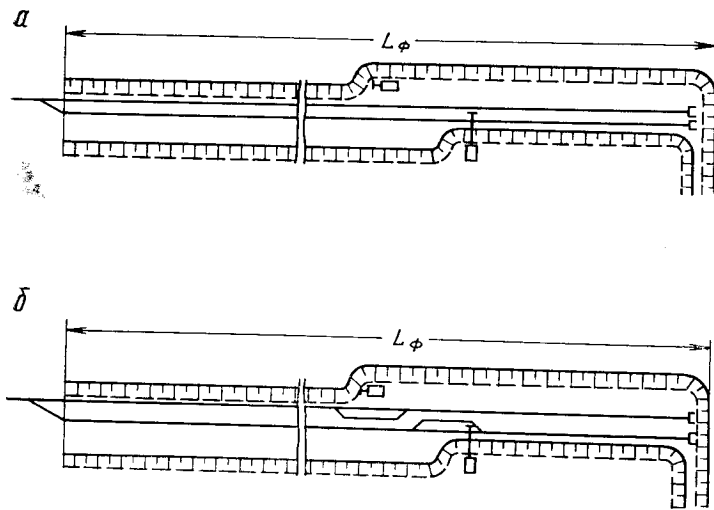


Рис. 32. Схемы путевого развития на рабочих уступах при работе двух экскаваторов и маятниковом движении средств транспорта

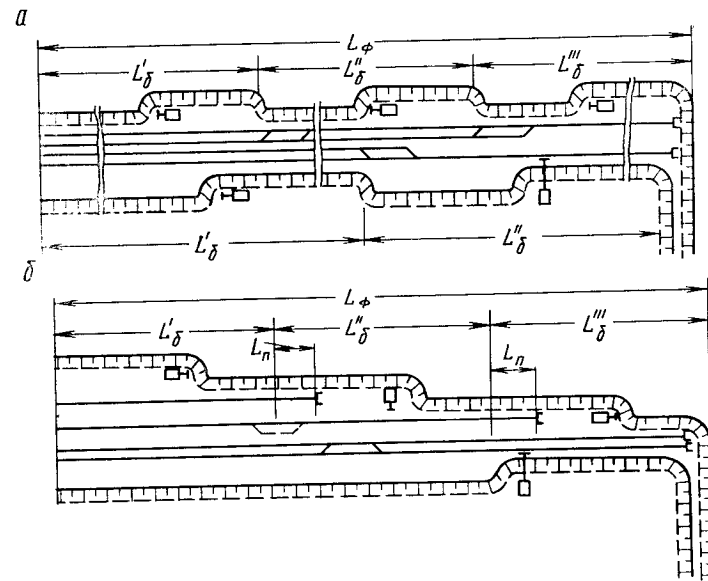


Рис. 33. Схемы путевого развития на рабочих уступах при четырех-пяти экскаваторах и маятниковом движении средств транспорта

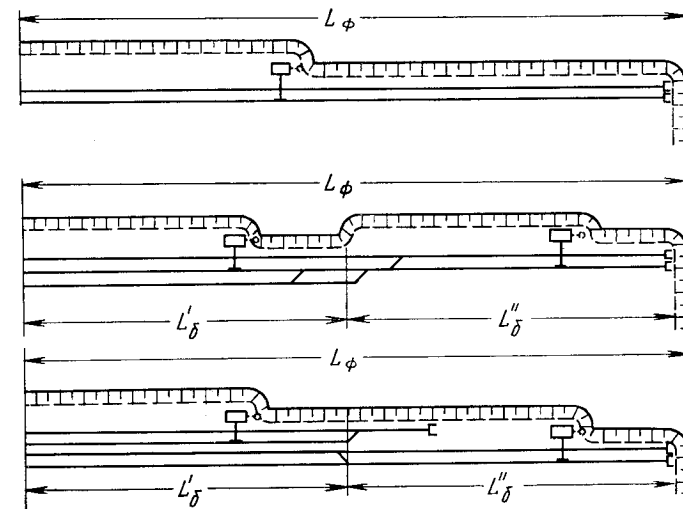


Рис. 34. Схемы путевого развития на рабочих уступах при работе роторных экскаваторов и маятниковом движении средств транспорта

схемы аналогичны рассмотренным схемам работ при нижней погрузке (см. рис. 29, а и б).

Если в работе предусмотрены экскаваторы ЭКГ-8 и ЭВГ-6 с длиной фронта рабочего уступа 1—1,2 км, рекомендуется схема, приведенная на рис. 32, а, а при длине фронта рабочего уступа более 1,2 км — путевое развитие, изображенное на рис. 32, б. При выполнении погрузочных работ экскаваторами ЭКГ-4 и ЭВГ-4 с подачей составов на один транспортный горизонт и при длине фронта рабочего уступа до 2,5 км рекомендуется схема, показанная на рис. 32, а, а при длине фронта более 2,5 км — схема, изображенная на рис. 32, б.

В процессе планирования развития вскрышных работ может возникнуть необходимость в работе трех экскаваторов на разносе уступа и одного-двух экскаваторов на подготовке нового горизонта. В этом случае на подготовке одного транспортного горизонта будут работать четыре-пять экскаваторов (рис. 33).

Схемы путевого развития, приведенные на рис. 33, отражают условия работы экскаваторов в одной заходке (см. рис. 33, а) и в смежных заходках (рис. 33, б). В отношении длины фронта рабочего уступа условия применения этих схем аналогичны условиям применения схем, представленных на рис. 32, а, б.

При работе роторных экскаваторов на разносе уступа обычно используется один и реже два экскаватора (рис. 34).

Технико-экономические расчеты показывают, что схемы, изображенные на рис. 34, наиболее целесообразны, так как обеспечивают погрузку составов на двух путях. Если роторные экскаваторы не могут выполнять погрузку на два пути, то рекомендуется планировать путевые схемы с одним погрузочным путем (см. рис. 29, а; 30, а и б).

## § 2. Путевые схемы тупиковых съездов

При нарезке новых горизонтов возникает необходимость устройства системы стационарных или скользящих съездов с тупиковой, спиральной или петлевой формой трасс. Наибольшее распространение на карьерах получили тупиковые формы. Схемы тупиковых съездов по числу путей, их назначению, числу примыканий путей рабочего горизонта, стационарности и изменению направления движения в пределах съезда возможно подразделить, как показано в табл. 17 [32].

При одностороннем примыкании путей рабочего горизонта к съездам имеет место маятниковое движение, а двустороннее примыкание обеспечивает кольцевое движение поездов.

На рис. 35, 36, 37 представлены схемы тупиковых съездов по классификации, приведенной в табл. 18.

При выборе той или иной схемы в каждом конкретном случае необходимо учитывать протяженность карьерного поля, глубину и производственную мощность карьера. Число путей съезда устанавливается в зависимости от размеров грузооборота на отдельных участках.

Таблица 17

Признак классификации	Основание классификации	Наименование съездов
Стационарность	Постоянное положение съездов Временное положение съездов	Стационарный (постоянный) Скользкий
Число главных путей	Один Два Три Четыре	Однопутный Двухпутный Трехпутный Четырехпутный
Основное назначение	Для прохода порожних и груженых составов Для прохода только груженых или только порожних составов	Объединенный Раздельный
Изменение направления движения поездов по съезду	На каждом горизонте Через несколько горизонтов	Одноступенчатый Многоступенчатый
Примыкание путей рабочего горизонта	Одностороннее примыкание Двустороннее примыкание	С односторонним примыканием путей рабочего горизонта С двусторонним примыканием путей рабочего горизонта

Приведенные на рис. 35, 36, 37 схемы имеют преимущественное применение в практике эксплуатации действующих карьеров, так как они отвечают горнотехническим условиям глубоких карьеров.

## § 3. Схемы постов примыкания железнодорожных путей рабочих горизонтов к главным путям съездов

При выборе наиболее целесообразной схемы путевого развития промежуточных и тупиковых постов следует руководствоваться конкретными условиями. Однако во всех случаях основные элементы постов и требования к железнодорожным путям должны соответствовать нормам и техническим условиям проектирования железных дорог промышленных предприятий. Так, например, расстояние между смежными путями постов должно быть не менее 4,8 м, а при установке в междупутье нормальных светофоров без лестниц — 5,04 м. На постах примыкания односторонних стрелочных переводов должна предусматриваться укладка крестовины с уклоном не более 1/7. Руководящий подъем устанавливается технико-экономическим расчетом. При электровозной и тепловозной тяге он

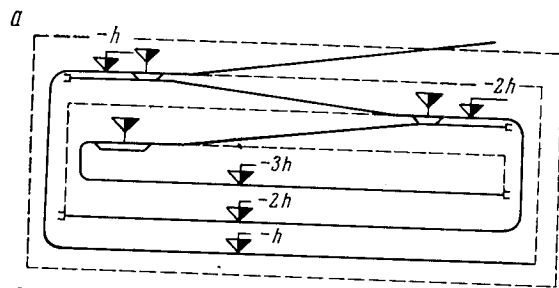


Рис. 35. Путевые схемы одноступенчатого съезда:

а — при одностороннем примыкании путей рабочего горизонта; б — при двустороннем примыкании путей рабочего горизонта

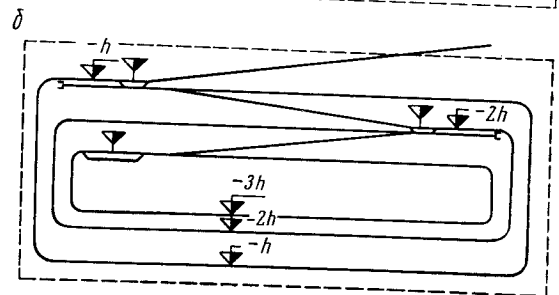


Рис. 36. Путевые схемы двухступенчатого съезда: а — при одностороннем примыкании путей рабочего горизонта; б — при двустороннем примыкании путей рабочего горизонта

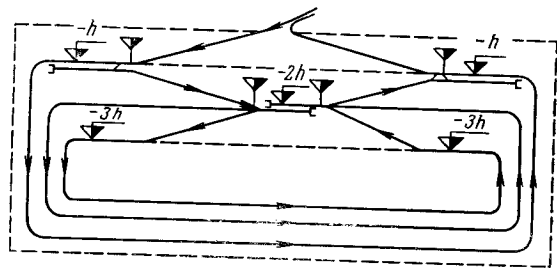
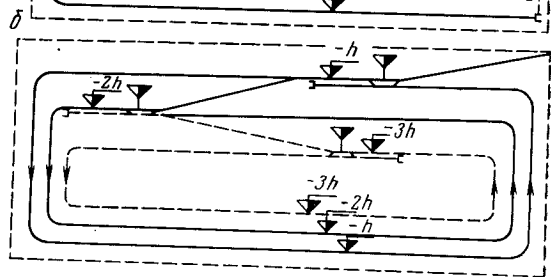
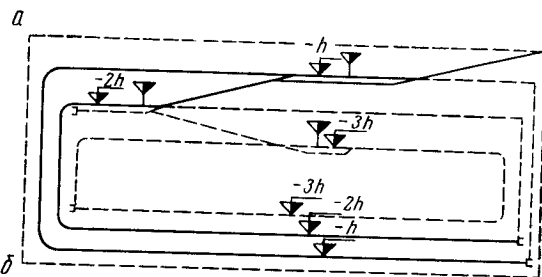


Рис. 37. Путевая схема раздельного съезда



Рис. 38. Схема примыкания к однопутному тупиковому съезду путей рабочего горизонта

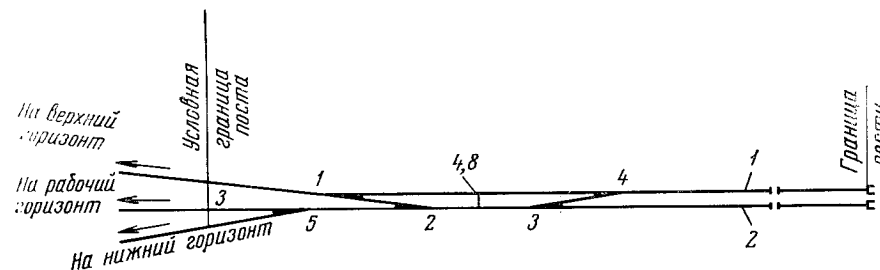


Рис. 39. Схема тупикового поста однопутного съезда при одностороннем примыкании путей рабочего горизонта

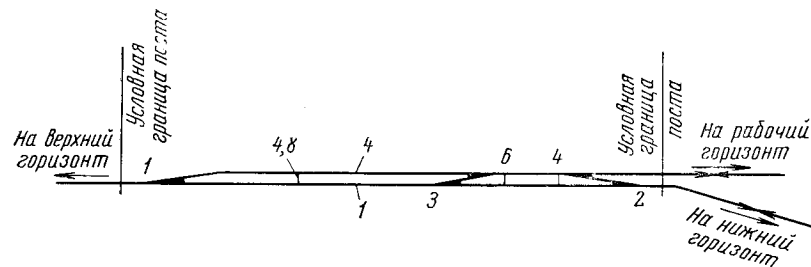


Рис. 40. Схема промежуточного поста однопутного съезда при одностороннем примыкании путей рабочего горизонта

не должен превышать 40, при паровозной 25 и при моторвагонной 80‰.

При установлении объемов путепереукладочных работ и строительстве новых железнодорожных путей, а также для нанесения на план горных работ схем путевого развития необходимо определить полную и полезную длину поста.

Для простоты удобнее всего пользоваться заранее разработанными типовыми схемами постов [32]. На рис. 38, 39, 40 приведены наиболее распространенные схемы примыкания.

Возможны и другие схемы тупиковых и промежуточных постов, как, например, схема тупикового поста однопутного съезда при кольцевом движении на рабочем горизонте, схема промежуточного поста двухпутного съезда при кольцевом движении поездов по рабочему уступу и др.

Протяженность путей определяется в пределах графичности поста за вычетом размеров стрелочных переводов и приводится в ведомостях путей. Полезная длина приемо-отправочных путей определяется в зависимости от числа вагонов в составе и типа электровазона.

Посты примыкания путей рабочих горизонтов должны располагаться на горизонтальной площадке или на уклоне не более 2,5‰. В трудных условиях посты могут располагаться на уклоне до 0,75‰.

Стрелочные переводы располагаются на тех же уклонах, что и пути поста.

#### § 4. Определение пропускной способности съездов

После выбора схемы путевого развития поста в зависимости от размеров движения принятые схемы примыкания должны быть проверены по пропускной способности съездов.

Расчет пропускной способности производится с учетом путевой схемы постов примыкания, определяющей в значительной мере порядок приема и отправления поездов на прилегающие к постам перегоны и рабочие горизонты. Пропускная способность рассчитывается при условии, что пост не производит обмена порожних и груженых составов с примыкающего к нему рабочего горизонта.

Максимальную пропускную способность тупиковых съездов определяют по следующим формулам:

однопутного съезда

$$N_{\max} = \frac{1260 - t_{\text{пост}}}{T_{\text{гр}}}, \text{ пар поездов в сутки};$$

двухпутного съезда (для каждого направления) при отсутствии враждебности маршрутов приема и отправления поездов

$$N_{\max} = \frac{1260 - t_{\text{пост}}}{t_x + \tau_{\text{п.с}}}, \text{ пар поездов в сутки};$$

при наличии враждебности маршрутов

$$N_{\max} = \frac{1260 - t_{\text{пост}} - t_{\text{вр}}}{t_x + \tau_{\text{п.с}}}, \text{ пар поездов в сутки};$$

где 1260 — расчетный суточный период работы транспорта при трехсменной работе карьера (продолжительность смены 7 ч), мин;

$t_{\text{пост}}$  — время приема и сдачи смен и пропуск хозяйственных поездов, принятое равным 120 мин;

$T_{\text{гр}}$  — период расчетного графика, мин;

$t_x$  — время хода по перегону поезда в одном направлении, мин;

$\tau_{\text{п.с}}$  — интервал попутного следования между поездами, мин;

$t_{\text{вр}}$  — время занятия горловины поста враждебными маршрутами в течение суток, мин.

Расчетную пропускную способность съездов определяют из выражения

$$N_{\text{расч}} = N_{\max} \cdot f_p,$$

где  $N_{\max}$  — максимальная пропускная способность съезда;  
 $f_p$  — коэффициент резерва пропускной способности (20% для однопутных и 15% для двухпутных перегонов).

Если принять период расчетного графика равным 12 мин и время приема и сдачи смен с учетом пропуска хозяйственных грузов равным 120 мин, то максимальная пропускная способность однопутного съезда

$$N_{\max} = \frac{1260 - 120}{12} = 95 \text{ пар поездов в сутки},$$

а расчетная

$$N_{\text{расч}} = 95 \cdot 0,8 = 76 \text{ пар поездов в сутки}.$$

Аналогичным образом рассчитывается пропускная способность двухпутного съезда.

Расчеты пропускной способности двухпутного съезда показывают, что при релейной полуавтоматической блокировке и ручном обслуживании стрелок пропускная способность оценивается в пределах от 80 до 120 пар поездов в сутки.

При электрической сигнализации стрелок за счет сокращения времени на приготовление маршрутов пропускная способность однопутного съезда возрастает с 76 пар поездов в сутки до 87 и для двухпутных — до 190 пар поездов в сутки. Этими данными пользуются при предварительном выборе схемы путевого развития.

При составлении плана развития вскрышных работ для каждого рабочего горизонта рассчитывают пропускную способность транспорта. При этом наряду с перевозкой вскрышных пород учитывается и выполнение других работ по перемещению грузов.

За окончательное путевое развитие на рабочих горизонтах и постов примыкания к главным путям съездов принимают такие схемы, которые обеспечивают вывозку всех запланированных объемов вскрышных работ, выполнение внутрикарьерных и хозяйственных перевозок. Эти схемы в дальнейшем используются для пополнения сводно-совмещенных планов горных работ и для определения объемов работ по путепередвижным работам, строительству новых железнодорожных путей в карьере и для обоснования потребного количества материалов для путевых работ.

На примере Коркинского карьера рассмотрим пропускную способность путей рабочих горизонтов, постов примыкания и станций, полученную из расчета для плана производства на год (рис. 41).

На этом карьере транспорт выполняет вывозку вскрышной породы и навалов на внешние отвалы; вывозку породугольной массы для обогащения на гидромеханических установках, перевозку внутри карьера попутного угля, извлекаемого из вскрышных забоев, и перевозку отходов (хвостов) с обогатительной фабрики на внешние

отвалы. Наряду с этим транспорт в карьере выполняет хозяйственные перевозки, связанные с доставкой взрывчатых веществ в забои, балласта, путевых материалов, запасных частей для горнотранспортного оборудования, воды для буровых станков и т. д.

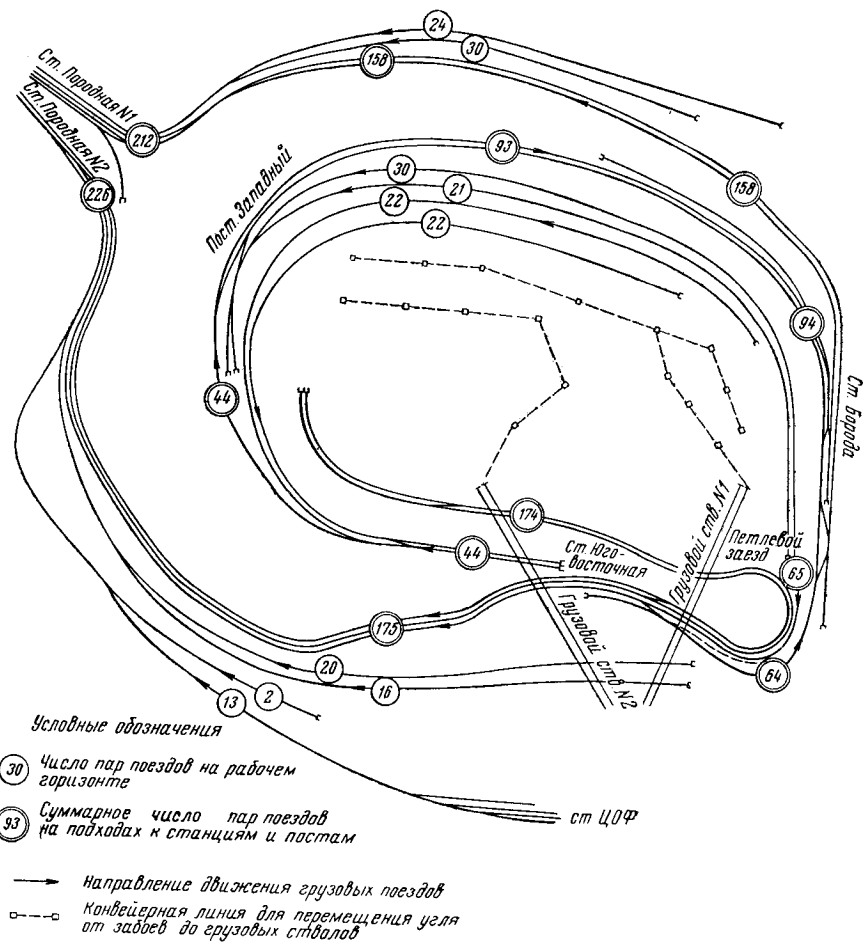


Рис. 41. Схема внутрикарьерных путей и размеров движения на одном из участков Коркинского карьера

Вывоз грузов с рабочих горизонтов карьера на внешние отвалы осуществляется через станцию Породная № 1 (с висячего бока месторождения) и через станцию Породная № 2 (с лежачего бока месторождения и с горизонтов, расположенных на глубине ниже 100 м от поверхности). При таких схемах путевого развития расчет размеров

движения выполняют отдельно по каждому посту и станции по максимальному суточному грузообороту. Результаты расчета по станциям приведены в табл. 18.

Таблица 18

Перевозимый груз	Размеры движения в сутки через станции (в парах поездов)		Всего
	Породная № 1	Породная № 2	
Бекрыша на внешние отвалы . . . . .	210	185	395
Навалы породы . . . . .	2	7	9
Породоугольная масса на внешние отвалы . . . . .	—	21	21
Попутный уголь — перевозка внутри карьера . . . . .	—	—	3
Отходы от обогатительной фабрики . . . . .	—	13	13
<b>Итого . . . . .</b>	<b>212</b>	<b>226</b>	<b>438+3</b>
Хозяйственные перевозки (40% от перевозок основных грузов) . . . . .	21	22	43
<b>Всего . . . . .</b>	<b>233</b>	<b>248</b>	<b>481+3</b>

Расчет выполнен при условии загрузки транспорта во времени, равной 80% от теоретического суточного времени. Суммарные величины размеров движения по станциям получены на основании расчетов пропускной способности транспорта с каждого горизонта поста и станции в карьере. Так, например, размеры движения через станцию Породная № 2 получены из рассчитанной пропускной способности основного выезда, расположенного от станции «Юго-восточная» до станции Породная № 2. Этот участок обеспечивает пропускную способность 175 пар поездов.

Станция Юго-восточная принимает груз от петлевого заезда (174 состава) и с восточного борта (65 составов). Вследствие того что станция Породная № 1 загружена не полностью, часть грузов (64 пары поездов) передается этой станции. Таким образом, станция Породная № 2 принимает груз со станции Юго-восточная в количестве 174 составов.

Помимо этого с рабочих горизонтов лежачего бока месторождения, непосредственно примыкающих к станции Породная № 2, поступает следующее число пар поездов:  $13 + 2 + 16 + 20 = 51$ . Всего, таким образом, через станцию Породная № 2 пропускается  $175 + 51 = 226$  пар поездов. С учетом выполнения хозяйственных перевозок размер движения через станцию Породная № 2 составит 248 пар поездов.

Аналогичным методом подсчитаны размеры движения через станцию Породная № 1.

## § 5. Устойчивость передвижных железнодорожных путей на рабочих уступах и задачи маркшейдерской службы

Современные высокомеханизированные карьеры, работающие по транспортной системе разработки, оснащены весьма развитой сетью временных (передвижных) и постоянных (стационарных) железнодорожных путей. В связи с возрастанием грузоподъемности вагонов и веса составов меняются требования к верхнему строению пути и к его основанию.

Особенное внимание должно быть обращено при планировании передвижных путей, которые обычно не балластируются, и все нагрузки в этом случае передаются непосредственно на земляное полотно. В тех случаях, когда грунты по условиям прочности и устойчивости не соответствуют нагрузке от подвижного состава, пути укладывают на балластный слой.

Передвижные пути перемещаются довольно часто, поэтому состояние грунтов после каждой отработанной заходки может существенно измениться. В связи с этим меняются и условия работы верхнего строения пути.

Важность увязки схем путевого развития с физико-механическими свойствами пород обуславливается еще и тем, что грунты имеют различные значения допускаемых давлений.

Допускаемые давления на грунт колеблются в пределах  $0,75 - 4,0 \text{ кг/см}^2$ , в то время как удельное давление на грунт горнотранспортного оборудования в карьере  $1,8 - 3,1 \text{ кг/см}^2$ . Такое соотношение между фактическими и допускаемыми давлениями может привести к вдавлению шпал в грунт, с последующими трудностями при их извлечении и дополнительными затратами средств.

Геолого-маркшейдерская служба должна представлять материалы, характеризующие границы разнородности грунтов по каждому вскрышному горизонту. По этим данным устанавливают требуемое количество материалов и в первую очередь шпал для передвижных путей карьера.

Число шпал на 1 км пути в зависимости от нагрузки на ось подвижного состава и характера грунта земляного полотна для колеи 1524 мм принимается равным 1440; 1600; 1840; 1920 и 2000 шт.

Расстояние между краями шпал можно определить из следующего выражения [22]:

$$C_y = \frac{b_{ш}}{Q_b} (\sigma \cdot L_x \cdot l_{ш} \cdot n_x - Q_b), \text{ м},$$

где  $b_{ш}$  — ширина шпалы понизу, см;  
 $Q_b$  — общий вес вагона (локомотива), кг;  
 $\sigma$  — допускаемое давление на грунт,  $\text{кг/см}^2$ ;  
 $L_x$  — длина ходовой группы (расстояние между осями крайних колес), см;  
 $l_{ш}$  — длина шпалы, см;  
 $n_x$  — число ходовых групп в вагоне (локомотиве), шт.

Подсчитанное по этой формуле расстояние между краями шпал позволяет установить число шпал на 1 км пути для данного типа вагона и типа шпал и установить требуемое количество шпал на планируемый период.

## § 6. Схемы карьерного конвейерного транспорта

Конвейерный транспорт получает все большее применение на открытых разработках, он перспективен как для перемещения полезного ископаемого, так и для перемещения вскрышных пород.

По месторасположению различают конвейеры, устанавливаемые в карьере, и стационарные магистральные конвейеры, устанавливаемые на поверхности.

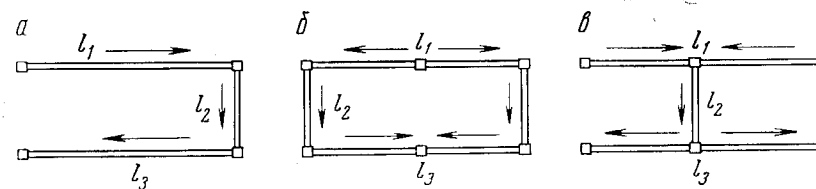


Рис. 42. Схемы конвейерных линий при внутренних отвалах: а — с односторонним расположением соединительного конвейера; б — то же, с двусторонним; в — то же, с центральным

Выбор схемы конвейерного транспорта зависит от применяемой системы разработки, горнотехнических условий и производительности карьера.

На рис. 42, а, б, в приведены схемы конвейерных линий с транспортированием породы во внутренние отвалы. Конвейерные линии состоят из забойных  $l_1$ , сборочных  $l_2$  и отвальных конвейеров  $l_3$ . Наиболее целесообразной для планирования будет такая схема, при которой обеспечивается наименьшая длина перемещения породы в отвал.

Сборные конвейеры могут иметь одностороннее расположение (рис. 43, а), обеспечивающее транспортирование груза в одном направлении. Средняя длина транспортирования груза может быть получена из следующего выражения:

$$L_a = \frac{l_1}{2} + l_2 + \frac{l_3}{2}, \text{ км}.$$

При двустороннем перемещении пород вскрыши в отвал (рис. 43, б) длина транспортирования

$$L_b = \frac{l_1}{4} + l_2 + \frac{l_3}{4}, \text{ км}.$$

При этой схеме сокращается дальность транспортирования породы

$$L_a - L_b = \frac{l_1}{4} + \frac{l_3}{4}, \text{ км}.$$



Протяженность соединительных конвейеров при двустороннем перемещении пород больше, чем при одностороннем расположении конвейеров.

При схеме с центральным расположением соединительного конвейера длина транспортирования груза

$$L_b = \frac{l_1}{4} + l_2 + \frac{l_3}{4}, \text{ км.}$$

Выбор той или иной схемы конвейерных линий зависит от горно-технических условий в карьере. При внутреннем отвалообразовании рекомендуется планировать схемы с односторонним или двусторонним расположением соединительных конвейеров.

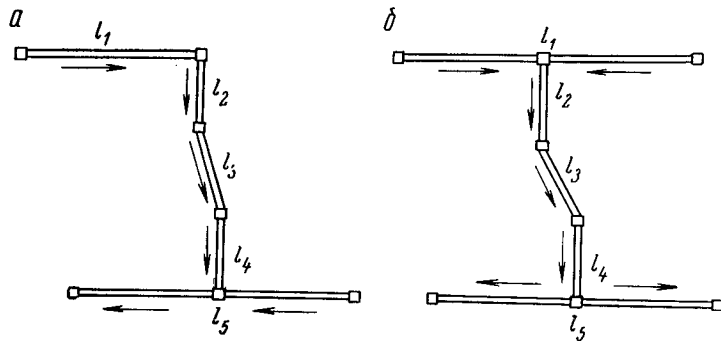


Рис. 43. Схемы конвейерных линий при внешних отвалах:

а — с односторонним расположением соединительного конвейера; б — то же, с центральным

При размещении пород вскрыши на внешние отвалы в комплекс конвейерных линий входят забойные, соединительные, подъемные, магистральные и отвальные конвейеры. Схемы конвейерных линий при транспортировании пород вскрыши могут быть самыми разнообразными. Планировать следует такие схемы, при которых достигается наименьшая длина транспортирования груза.

На рис. 43 приведены рекомендуемые для планирования схемы конвейерных линий с транспортированием породы на внешний отвал. Длина перемещения породы в отвал

$$L_a = \frac{l_1}{2} + l_2 + l_3 + l_4 + \frac{l_5}{4};$$

$$L_b = \frac{l_1}{4} + l_2 + l_3 + l_4 + \frac{l_5}{4}, \text{ км.}$$

При конвейерном транспорте полезного ископаемого или пород вскрыши целесообразно планировать разработку уступов заходками увеличенной ширины. Это дает возможность сократить число передвижек забойных ленточных конвейеров. Увеличение ширины обрабатываемой заходки можно получить, применяя самоходные бункера-

питатели, оборудованные перегрузочными консольными конвейерами, и конвейеры-перегрузатели, передающие горную массу от экскаватора на забойный конвейер.

Забойные конвейеры при обработке уступов планируют с боковым или торцовым расположением.

Величину нормальной ширины заходки при боковом расположении забойного конвейера получают из выражения

$$A_a = 1,5 \cdot R_{ч.у}, \text{ м,}$$

где  $R_{ч.у}$  — радиус черпания экскаватора на горизонте установки, м.

При разработке забоя с обходом экскаватора вокруг бункера-питателя ширину заходки определяют из выражения

$$A_{a1} = 2 (R_{ч.у} + 0,9R_{рmax}), \text{ м,}$$

где  $R_{рmax}$  — максимальный радиус разгрузки экскаватора, м.

Для экскаватора ЭКГ-4 ширину планируемой заходки следует принимать равной 13 м при боковом расположении забойного конвейера; 39 м — при разработке забоя с обходом экскаватора вокруг бункера.

Для экскаватора ЭКГ-8 эти величины соответственно равны 16,5 и 49,6 м.

При обходе экскаватора вокруг бункера-питателя ширина заходки увеличивается в 3 раза

$$A_{a1} = 4,5 - R_{ч.у} = 3A_{a1}, \text{ м.}$$

При торцовом расположении забойного конвейера с применением бункера-питателя, когда бункер-питатель и экскаватор поворачиваются вокруг точки загрузки забойного конвейера по дуге, превышающей  $90^\circ$ , а угол подвигания забоя близок к  $180^\circ$ , ширина заходки

$$A_{a2} = 2 (R_{ч.у} + 0,9R_{рmax} + 0,5l_{ш} + l_{ч} \cdot \cos \alpha_{п}) + B_{п}, \text{ м,}$$

где  $l_{ш}$  — ширина разгрузочной воронки бункера-питателя, м;  
 $l_{ч}$  — длина части перегрузочного конвейера, выходящей за пределы загрузочной воронки бункера-питателя, м;  
 $\alpha_{п}$  — угол подъема перегрузочного конвейера, град;  
 $B_{п}$  — ширина бункера перерабатывающей установки, м.

Выбранные схемы конвейерных линий наносят на сводно-совмещенный план горных работ. Эти материалы используются в дальнейшем для решения вопросов, связанных с определением количества дополнительно устанавливаемых конвейерных установок в планируемый период, объемов работ по передвижке конвейеров в забое, на отвалах и др.

## § 7. Развитие транспортных схем при автомобильном транспорте

На открытых разработках автотранспорт применяется для перевозки вскрышных пород и полезного ископаемого. Так, например, на карьерах Кузнецкого и Челябинского бассейнов автотранспорт применяют для перевозки угля из забоев до поверхностного погрузочного комплекса. Более широкое распространение получил автотранспорт для перевозки вскрышных пород. За последние годы на карьерах Челябинского угольного бассейна автотранспортом перевозится до 10% вскрыши от общего объема.

Особенно эффективным является применение автотранспорта в начальный период эксплуатации карьера, так как при этом достигается сокращение объемов горных работ или сокращение небольших, по объему горных работ, карьерных полей.

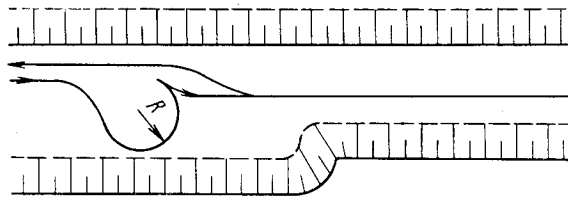


Рис. 44. Схема тупиковых подъездов к экскаватору

При планировании эксплуатации автотранспорта следует выбирать наиболее рациональные схемы подъездов автомашины к экскаватору. Тип принимаемого при планировании подъезда определяется горнотехническими условиями в карьере, а эффективность выбранной схемы проверяется технико-экономическими расчетами. В зависимости от условий работы экскаватора и размеров рабочих площадок подъезд автомашины к экскаватору может быть осуществлен по тупиковой, петлевой, сквозной и кольцевой схемам.

Если размер рабочей площадки недостаточен для разворота машины, то применяют тупиковую схему подъезда (рис. 44).

Минимальная длина площадки при тупиковом подъезде

$$L_{\text{т}} = 2R_{\text{п}} + l_{\text{а}} + l_{\text{п}}, \text{ м},$$

где  $R_{\text{п}}$  — минимальный радиус разворота автомашины, м;

$l_{\text{а}}$  — длина автомобиля, м;

$l_{\text{п}}$  — расстояние до следующей подъезжающей под погрузку автомашины, м (обычно равно 12—15 м).

Минимальная ширина площадки определяется из выражения

$$B_{\text{т}} = R_{\text{п}} + l_{\text{а}} + 2b, \text{ м},$$

где  $b$  — минимальное расстояние от нижней бровки уступа до выступающих частей автомашины, м.

Для автосамосвалов МАЗ-525 величина  $L_{\text{т}}$  составляет 32—40 м, а  $B_{\text{т}} = 30$  м.

При тупиковом расположении подъездов производительность средств транспорта ниже примерно на 30—35% по сравнению с другими схемами.

Более эффективными являются петлевые подъезды, так как автомашины к экскаватору направляются прямым ходом (рис. 45).

Ширина площадки для размещения петлевого подъезда

$$B_{\text{п}} = 2R_{\text{п}} + 2b.$$

Обычно  $B_{\text{п}} = 35—40$  м.

Сквозные подъезды устраиваются при значительной протяженности и прямолинейности фронта уступа при условии, что с горизонта устроены два съезда. Эта схема наиболее эффективна, так как при ее применении обеспечивается поточное движение машин.

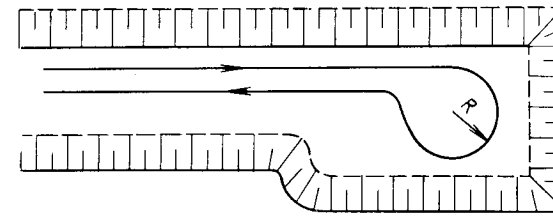


Рис. 45. Схема петлевых подъездов

Кольцевые подъезды устраиваются при наличии больших площадей выработанного пространства. Движение машин поточное — в одном направлении. Для подъезда к экскаваторам предусматривается устройство съездов.

При рассмотрении вопроса об устройстве автодорог следует руководствоваться положением о получении кратчайшего расстояния перевозок, обеспечения требуемой производительности и безопасности движения.

Подъем главных дорог и главных заездов должен выбираться в зависимости от типа покрытия, но не более 0,08 и в исключительных случаях 0,10. Уклоны в порожняковом направлении ограничиваются условиями безопасности движения. Они не должны превышать 0,12—0,15.

Ширина проезжей части автодорог зависит от размеров автосамосвалов, их грузоподъемности и интенсивности движения.

Для однополосного движения при грузоподъемности автосамосвалов до 7 т ширина проезжей части принимается равной 3,5 м, а при двухполосном движении 6,5—7,0 м. Для автосамосвалов с грузоподъемностью 25 т ширина проезжей части при однополосном движении равна 4,25 м, при двухполосном 8,0—9,0 м.

Радиусы закруглений автодорог принимаются с учетом интенсивности движения машин и их грузоподъемности.

Для автомашин грузоподъемностью 5—7 т с конструктивным радиусом поворота до 9 м радиусы кривых принимаются равными 15—25 м. При грузоподъемности автосамосвалов свыше 10 м и конструктивном радиусе поворота 12—24 м радиусы кривых в обычных условиях принимаются равными 20—35 м, а на съездах и откаточных бермах 20—30 м.

Рассмотренные схемы подъездов автомобилей могут быть распространены и на дизель-троллейвозный транспорт, так как работа их в условиях карьера аналогична работе обычных автомобилей.

## Г Л А В А IV

### ПЛАНИРОВАНИЕ ДОБЫЧИ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО

#### § 1. Общие положения

В основу планирования развития работ по добыче полезного ископаемого заложен государственный план, увязанный с действующими нормами по качеству.

В том случае, когда карьер имеет обогатительную фабрику, тогда выемка полезного ископаемого планируется по исходной массе, поступающей на фабрику. Если по технологии работ полезное ископаемое из забоев отправляется непосредственно потребителю, тогда добыча его планируется в товарном исчислении.

Работа маркшейдера сводится к распределению запланированной добычи полезного ископаемого по участкам, горизонтам и механизмам с учетом фактического состояния горных работ, наличия запасов на начало планирования и количества вскрываемых запасов.

Площадь заходки, например, по добыче угля определяют из плана горных работ на основании данных по производительности добычного механизма, средней высоте уступа, по содержанию угля в забое, зольности его и объемному весу

$$S_a = \frac{P_a}{h_y \cdot k_y \cdot d_y},$$

где  $P_a$  — план-задание по добычному механизму, т;  
 $h_y$  — средняя высота добычного уступа, м;  
 $k_y$  — коэффициент угленасыщенности;  
 $d_y$  — средний объемный вес угля, т/м<sup>3</sup>.

Производительность каждого добычного механизма устанавливается на основании норм выработки и принятого числа рабочих дней. Среднюю высоту забоя получают из маркшейдерского плана, а при нарезке нового уступа — по проекту карьера. Материалы по содержанию угля и объемному весу получают по данным геологической документации и опробования месторождения.

При непостоянном простирании пласта площадь заходки определяют из поуступных планов, по которым подсчитываются вскрытые запасы. Ширина заходки может быть неодинаковой по всему фронту

работ. Она зависит от элементов залегания пласта и параметров применяемого механизма.

Планирование выемки полезного ископаемого при всех условиях вскрытия запасов следует осуществлять с учетом требований безопасного ведения горных работ, соответствия запланированного развития работ с утвержденным проектом и соблюдения Правил технической эксплуатации для предприятий, разрабатывающих месторождения открытым способом.

Из элементов системы разработки Правилами регламентируются: высота уступа, которая при разработке угольных пластов одним уступом должна быть не более 30 м; углы откосов рабочих уступов, которые не должны превышать  $80^\circ$ , а при разработке угольных уступов высотой до 10 м и при наличии в пласте угля крепких пород —  $90^\circ$ .

При погашении уступов необходимо оставлять предохранительную берму 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.

Все работы по выемке полезного ископаемого, распределение добычи по механизмам, а также последующие расчеты согласовываются с главным инженером карьера.

Окончательные данные по выемке полезного ископаемого сводят в таблицы, которые служат для контроля за выполнением плана добычи полезного ископаемого и для сличения данных с запланированными показателями.

## § 2. Планирование добычи полезного ископаемого по участкам и увязка запланированной выемки с нормами по качеству

Отгружаемое потребителям полезное ископаемое должно соответствовать по качеству нормам, предусмотренным Государственными стандартами или временными нормами, которые устанавливаются для каждой марки и сорта полезного ископаемого в отдельности. Исходя из этого основным требованием к плану горных работ должно быть соответствие запланированного развития выемки полезного ископаемого требованиям норм по качеству.

Если в запланированных заходках норма больше заданной или действующей для карьера, то план горных работ подлежит пересмотру. Измененное развитие горных работ должно обеспечить выполнение норм по качеству. В тех случаях, когда качество полезного ископаемого изменяется в связи с изменением горногеологических условий или в связи с вводом в действие обогатительной фабрики, тогда план горных работ не корректируется. В этом случае разрабатываются проекты временных норм качества взамен действующих норм технических условий.

Исходным графическим материалом для составления проектного плана служит сводно-совмещенный план горных работ, составленный,

как правило, в масштабе 1 : 2000. Этот план должен отражать состояние горных работ на начало планирования и проектное развитие горных работ. Для некоторых участков, где имеются значительные перекрытия планируемых заходок, план горных работ составляется на поуступных планах.

К оформлению планов горных работ предъявляются следующие требования:

1. На планах горных работ должны быть нанесены гипсометрия кровли пласта, или залежи, границы годности полезного ископаемого по мощности и зольности. В тех случаях, когда нарушения могут повлиять на качество углей, их следует тоже наносить на план.

2. На планах горных работ согласно требованиям действующей инструкции наносится фактическая выемка за предыдущий период. Она оконтуривается и заштриховывается по принятым «условным знакам». Планируемые заходки заштриховываются другим цветом. В середине контура проставляется год выемки, количество вынутаго или запланированного к выемке полезного ископаемого.

Вынутае полезное ископаемое за прошлый период и планируемые участки к выемке должны быть охарактеризованы достаточным количеством проб.

3. Пробы на планах наносятся по координатам, вычисленным по данным маркшейдерской съемки. Места отбора проб обозначают кружком. Сверху кружка проставляют номер акта набора пробы, справа дробью при выемке угля — зольность для вынимаемой части пласта. В числителе дроби проставляется зольность всех угольных пачек и породных прослоек, в знаменателе — зольность угольных пачек.

4. Места отбора эксплуатационных проб обозначаются на планах квадратиком, сверху которого ставится номер акта набора эксплуатационной пробы, а слева дробью — зольность. В числителе дроби записывается зольность угля до обогащения, а в знаменателе — после обогащения.

В дальнейшем материалы обрабатываются отделом технического контроля. Исчисленная зольность по заходкам и участкам работ с учетом засорения и уменьшения вследствие обогащения представляет собой норму зольности. Она проставляется на плане горных работ под количеством вынутаго или намеченного к выемке угля. На основе выполненных расчетов норм зольности по заходкам подсчитывается норма зольности для всего пласта или карьера на предстоящий и планируемый периоды.

Если подсчитанная норма окажется больше заданной или действующей для карьера, то путем корректировки плана горных работ или разработкой эффективных мероприятий должна быть обеспечена добыча полезного ископаемого с качественной характеристикой, равной норме.

Корректировка плана горных работ заключается в перераспределении запланированной добычи угля по участкам с разной зольностью.

### § 3. Планирование попутного угля при извлечении запасов из вскрышных уступов

На угольных карьерах Советского Союза разрабатываются пласты угля с разнообразными условиями залегания. Наряду с валовой разработкой мощных пластов с различными углами падения и разными коэффициентами угленасыщенности ведется попутная выемка угля из тонких пластов в зоне пород вскрыши.

На рис. 46 показана схема расположения тонкого пласта в экскаваторной заходке на вскрышном уступе. Порядок извлечения запасов угля может быть принят следующим. Запасы угля, располагающиеся между линиями III—IV, извлекаются обычным методом валовой экскаваторной выемки с присущими этому методу небольшими

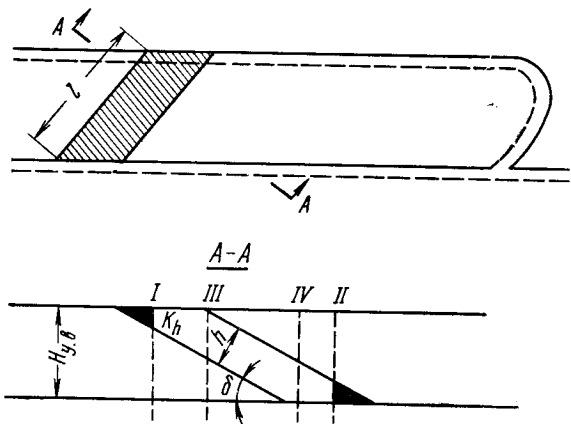


Рис. 46. Схема расположения тонкого пласта в экскаваторной заходке

эксплуатационными потерями. При этом уголь грузят в вагоны дальнего следования, если качество его соответствует требованиям действующих норм зольности, влажности и содержания видимой кусковой породы. В тех случаях, когда зольность угля превышает предельную норму, тогда такой уголь погружают в думпкары с разгрузкой их на специальном приемном пункте в карьере с дальнейшим транспортированием по конвейерам на поверхностный обогатительный комплекс. При наличии путевой связи рабочих уступов с поверхностью думпкары разгружают непосредственно на специальном пункте обогатительной фабрики.

Запасы, располагающиеся между линиями I—III и II—IV, используют для переработки в гидромеханических установках. В случае отсутствия таких установок или других средств обогащения при планировании необходимо предусмотреть мероприятия по максимально возможному извлечению запасов угля. К этим мероприятиям относятся:

разработка специальных схем вскрытия и зачистка пласта в зависимости от условий залегания, мощности и других факторов; использование дополнительного оборудования для подготовки запасов, как например, драглайнов, бульдозеров, колесных скреперов и др.

Однако эти мероприятия не исключают значительных потерь угля. При планировании добычи угля из тонких пластов маркшейдер должен определить количество угля, которое можно извлечь при принятой технологии разработки вскрышных уступов.

Общие запасы тонкого пласта в экскаваторной заходке устанавливаются из следующего выражения:

$$P_{\tau} = \frac{H_{y.в}}{\sin \delta} \cdot h \cdot l_{\parallel} \cdot k_y \cdot d_y,$$

где  $P_{\tau}$  — запасы пласта в пределах уступа, м;

$H_{y.в}$  — высота уступа, м;

$\delta$  — угол падения пласта, град;

$l_{\parallel}$  — протяженность пласта по простиранию в экскаваторной заходке, м;

$k_y$  — коэффициент угленасыщенности пласта;

$d_y$  — объемный вес угля,  $t/m^3$ .

Допустим, что отработка тонкого пласта производится обычными способами экскаваторной выемки без переработки породугольной смеси в гидромеханических установках. Тогда для определения коэффициента извлечения пользуются выражением [5]

$$\eta = \frac{h \cdot k_y^2 - k_y \cdot h^2 \cdot H_{y.в} \cdot \cos \delta}{h \cdot k_y^2}.$$

Если породугольная масса, добытая в некоторой части высоты уступа, используется для переработки в гидромеханической установке, то коэффициент извлечения

$$\eta_1 = \frac{h \cdot k_y^2 - k_h \cdot H_{y.в} \cdot \cos \delta}{h \cdot k_y^2},$$

где  $k_h$  — коэффициент, выраженный в частях высоты уступа при применении гидромеханических установок.

Из приведенных выражений видно, что коэффициенты извлечения запасов  $\eta$  и  $\eta_1$  зависят только от системы разработки. Если горная масса, полученная при отработке тонкого пласта не направляется на гидромеханическую установку, то она должна подвергаться обогащению, заключающемуся в удалении видимой кусковой породы.

Чем меньше мощность пласта, тем больше будет засорен уголь при его извлечении и тем выше потери угля. Поправочный коэффициент извлечения запасов, учитывающий потери угля в пределах линий III—IV, обозначим через  $P_3$ .

При переработке породугольной массы в гидромеханических установках также имеют место потери угля. Поправочный коэффициент, учитывающий эти потери, обозначим через  $\Pi_0$ .

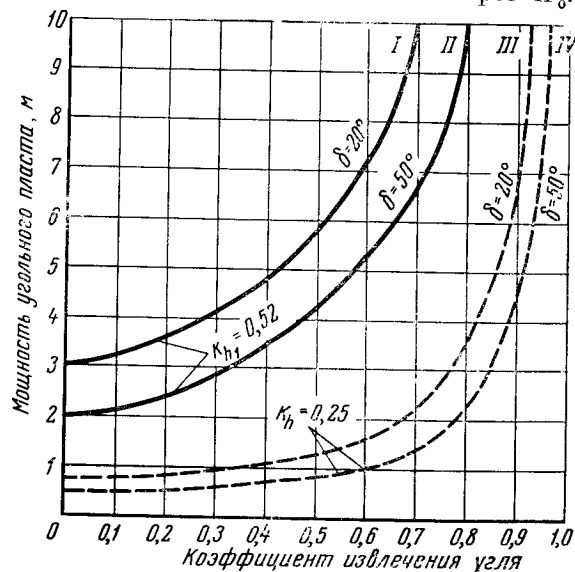


Рис. 47. Кривые коэффициента извлечения запасов при отработке тонких пластов;

I и II — экскаваторами без применения гидромеханической установки; III и IV — экскаваторами с применением гидромеханической установки

С учетом коэффициентов потерь формулы для определения коэффициентов извлечения запасов примут вид

$$\eta = \frac{h \cdot k_y^2 - k_{h1}^2 \cdot H_{y.v} \cdot \cos \delta}{h \cdot k_y^2} \cdot \Pi_0;$$

$$\eta_1 = \frac{h \cdot k_y^2 - k_h^2 \cdot H_{y.v} \cdot \cos \delta}{h \cdot k_y^2} \cdot \Pi_0,$$

где  $k_{h1}$  — коэффициент, выраженный в частях высоты уступа при экскаваторной выемке тонкого пласта в пределах вертикальных линий III—IV.

Если имеет место комплексная отработка пласта, то коэффициент извлечения запасов

$$\Pi_k = \frac{\Pi_0 \cdot h \cdot k_y^2 - H_{y.v} \cdot \cos \delta (\Pi_0 \cdot k_{h1}^2 + \Pi_0 \cdot k_h - \Pi_0 \cdot k_h^2)}{h \cdot k_y^2}.$$

Для ускорения вычислительных работ можно пользоваться кривыми изменения коэффициента извлечения запасов при экскаваторной выемке.

С применением гидромеханических установок для обогащения породугольной массы резко повышается коэффициент извлечения запасов (рис. 47). Особенно это характерно для пластов мощностью 2—6 м. Во всех случаях с увеличением мощности пласта возрастает количество извлекаемых запасов. Существенное влияние на извлечение запасов угля оказывает угол падения пласта. Наибольшее извлечение запасов достигается при крутых пластах.

Исходными данными для планирования количества угля, извлекаемого из тонких пластов, являются:

- план горных работ с нанесенными заходками вскрышных уступов;
- планы изолиний кровли и почвы пластов;
- геологические материалы, характеризующие условия залегания и структуру тонких пластов;
- материалы пластово-дифференциального опробования тонких пластов.

По этим данным нетрудно определить величины для выполнения расчетов по количеству попутно извлекаемого угля и породугольной массы из вскрышных заходок. Конечные результаты подсчетов могут быть сведены в форму (табл. 19).

Таблица 19

Экскаватор	Пласт	Уступ	Количество попутного угля, тыс. т	Объем породугольной массы для гидромеханических установок, тыс. м <sup>3</sup>
ЭКГ-4 № 1533	II-в	120—130	2,9	4,0
ЭВГ-4 № 5	IV	110—121	—	12,0
ЭВГ-6 № 1	II—Верхний	65—80	14,0	9,0

#### § 4. Участие маркшейдера в расчетах показателей по добыче угля при применении механического обогащения

Если карьер имеет обоганительную фабрику, то при планировании добычи угля возникают задачи по определению количественных и качественных показателей.

Маркшейдерская служба подсчитывает количество исходного угля в заходках, передаваемого на фабрику, в который включаются угольные пачки и породные прослойки. При учете движения запасов, добычи и потерь участвуют угольные пачки без прослоек породы. Такой уголь называется «чистым» углем, а уголь, засоренный прослойками, — исходным рядовым углем.

Исходя из государственного плана по добыче рядового угля, передаваемого на фабрику, расчетом устанавливается количество хвостов и потерь за тот или иной промежуток времени на основании материалов качественно-количественной схемы обогащения. В такой

же последовательности выполняются расчеты по качественным показателям.

Количество продуктов обогащения получают на основании государственного плана по добыче рядового угля и процентного выхода товарной продукции

$$P_{\text{т}} = \frac{P_{\text{н}} \cdot B}{100}, m,$$

где  $P_{\text{н}}$  — количество рядового угля,  $m$ ;  
 $B$  — выход продуктов обогащения, %.

Количество хвостов и потерь определяется по количеству исходного рядового угля, процентного выхода хвостов и процента потерь, устанавливаемого проектом фабрики.

Качественные показатели определяют на основании равенства

$$P_{\text{н}} \cdot A_{\text{н}}^{\text{с}} = P_{\text{т}} \cdot A_{\text{т}}^{\text{с}} + P_{\text{х}} \cdot A_{\text{х}}^{\text{с}} + P_{\text{п.о.}} \cdot A_{\text{п.о.}}^{\text{с}},$$

где  $P_{\text{х}}$  — вес хвостов,  $m$ ;  
 $P_{\text{п.о.}}$  — количество потерь,  $m$ ;  
 $A_{\text{н.т.}}, A_{\text{т.т.}}, A_{\text{х.т.}}, A_{\text{п.о.т.}}$  — зольность соответственно исходного рядового угля, товарной продукции, хвостов и потерь, %.

**Пример.** Допустим, что для карьера установлен план добычи рядового угля на год 5450 тыс.  $m$  при выходе продуктов обогащения 74%. Содержание хвостов составляет 25%, а потери угля на фабрике достигают 1% от количества исходного угля. Зольность продуктов обогащения (концентрата и отсева) по плану принята равной  $A_{\text{т}}^{\text{с}} = 33,4\%$ . Зольность хвостов получают из качественно-количественной схемы. Предположим,  $A_{\text{х}}^{\text{с}} = 75\%$ , а зольность потерь угля на фабрике  $A_{\text{п.о.}}^{\text{с}} = 42,5\%$  (принимается фактическая).

Из приведенных выше выражений получаем

$$P_{\text{т}} = \frac{5450 \cdot 74}{100} = 4033 \text{ тыс. } m;$$

$$P_{\text{х}} = \frac{5450 \cdot 25}{100} = 1362,5 \text{ тыс. } m;$$

$$P_{\text{п.о.}} = \frac{5450 \cdot 1}{100} = 54,5 \text{ тыс. } m.$$

По этим данным определяем зольность исходного рядового угля

$$A_{\text{н}}^{\text{с}} = \frac{P_{\text{т}} \cdot A_{\text{т}}^{\text{с}} + P_{\text{х}} \cdot A_{\text{х}}^{\text{с}} + P_{\text{п.о.}} \cdot A_{\text{п.о.}}^{\text{с}}}{P_{\text{н}}} = \\ = \frac{4033 \cdot 33,4 + 1362,5 \cdot 75 + 54,5 \cdot 42,5}{5450} = 43,7\%.$$

Затем устанавливаем количество «чистого» угля, который необходим для учета движения запасов, добычи и потерь.

Количество «чистого» угля в продуктах обогащения будет

$$P_{\text{ч1}} = \frac{P_{\text{т}} (A_{\text{н}}^{\text{с}} - A_{\text{т}}^{\text{с}})}{A_{\text{н}}^{\text{с}} - A_{\text{ч}}^{\text{с}}}.$$

Количество угля в хвостах определяют из выражения

$$P_{\text{ч2}} = \frac{P_{\text{х}} (A_{\text{н}}^{\text{с}} - A_{\text{х}}^{\text{с}})}{A_{\text{н}}^{\text{с}} - A_{\text{ч}}^{\text{с}}}.$$

Потери угля на обогатительной фабрике составляют

$$P_{\text{ч3}} = \frac{P_{\text{п.о.}} (A_{\text{н}}^{\text{с}} - A_{\text{п.о.}}^{\text{с}})}{A_{\text{н}}^{\text{с}} - A_{\text{ч}}^{\text{с}}},$$

где  $A_{\text{ч}}^{\text{с}}$  — зольность «чистых» угольных пачек, полученная из пластово-дифференциального опробования, %;

$A_{\text{н}}^{\text{с}}$  — зольность породы по данным опробования породы в хвостах, %.

При  $A_{\text{ч}}^{\text{с}} = 25\%$ ,  $A_{\text{н}}^{\text{с}} = 82\%$  количество погашаемых запасов угля будет, соответственно равно

$$P_{\text{ч1}} = \frac{4033 (82 - 33,4)}{82 - 25} = 3436 \text{ тыс. } m;$$

$$P_{\text{ч2}} = \frac{1262,5 (82 - 75)}{82 - 25} = 167 \text{ тыс. } m;$$

$$P_{\text{ч3}} = \frac{54,5 (82 - 42,5)}{82 - 25} = 38 \text{ тыс. } m.$$

Общее количество «чистого» угля, необходимое для получения 4033 тыс.  $m$  продуктов обогащения, равно 3641 тыс.  $m$ .

При выемке угля неизбежны эксплуатационные потери, неизвлеченные из недр или попавшие в отвал карьера.

Допустим, что эксплуатационные потери равны 4%. Тогда общее количество угля без прослоек породы для получения 5450 тыс.  $m$  исходного угля составит

$$\frac{3641 \cdot 100}{0,96} = 3792 \text{ тыс. } m.$$

Полученные расчетные величины являются исходными при планировании выемки угля, учета движения запасов и потерь.

На планах горных работ в заходках указывают обычно исходный рядовой уголь. Степень засорения его зависит от мощности, числа и степени измельчения породных прослоек, а также от степени механизации выемочных работ.

На основании материалов опробования месторождения устанавливают поправку к мощности на засорение угля породой.

Предположим, что запланированную заходку по выемке угля характеризует пластово-дифференциальная проба, отбираемая из пласта общей мощностью 16,56 м. Мощность по эксплуатационной части составляет 2,48 м и мощность угольных пачек — 12,17 м. Содержание угля в пробе

$$\frac{12,17 \cdot 100}{16,56} = 74\%.$$

Допустим, что угольная масса при выемке из забоя подвергается частичному обогащению, при этом только 75% суммарной мощности породных прослоек (с мощностью каждого прослойка более 0,2 м) извлекается из угольной массы. Суммарная мощность таких прослоек составляет 2,48 м. Общая мощность прослоек породы менее 0,2 м равна 1,91 м.

Внимаемая мощность, характеризующая запланированную заходку, будет

$$12,17 + \frac{2,48 \cdot 25}{100} + 1,91 = 14,7 m.$$

Для получения объемного веса исходного угля используется эта же проба, только при расчетах вместо мощности подсчитывается зольность исходного угля, по которой определяется объемный вес.

По вынимаемой мощности и объемному весу вычисляют количество исходного угля в заходке. Суммарное количество рядового угля и зольность его во всех запланированных заходках должны соответствовать исходному рядовому углю и зольности.

При транспортировании хвостов обогатительной фабрики думп-карами на внешние отвалы возникает необходимость в определении объемного веса хвостов, приведенного к плотной массе. Эта величина необходима для первичного учета отгружаемых хвостов фабрики.

Объемный вес хвостов можно получить из выражения

$$d_x = \frac{P_y \cdot d_y + P_n \cdot d_n}{P_y + P_n},$$

где  $d_y$ ,  $d_n$  — объемный вес соответственно угля и породы,  $m/m^3$ .

Количество породы равно

$$P_n = P_x - P_y,$$

а объем хвостов

$$V_x = \frac{P_x}{d_x}.$$

## § 5. Планирование потерь и разубоживания

Каждый карьер в процессе добычи полезного ископаемого теряет часть балансовых запасов, не извлеченную из недр или попавшую в отвалы пород. Величина потерь зависит от принятой системы разработки, от геологических и гидрогеологических условий, технической оснащенности карьера, технологии обогащения и др.

В процессе ведения эксплуатационных работ содержание полезного компонента в извлеченном полезном ископаемом снижается по сравнению с содержанием его в залежи. Такое явление называют разубоживанием полезного ископаемого.

Потери полезного ископаемого уменьшают обеспеченность карьера запасами, повышают стоимость подготовительных работ и стоимость выемки полезного ископаемого.

Разубоживание полезного ископаемого также приводит к излишним затратам.

Различают **проектные** потери, к которым относится часть балансовых запасов угля, предусматриваемых проектом к оставлению в недрах при разработке месторождения или его части при принятом способе добычи.

К **нормативным** потерям относятся потери балансовых запасов, рассчитанные и установленные для каждой применяемой системы разработки при условии полной отработки выемочных участков.

**Плановыми** потерями называют потери балансовых запасов, установленные при составлении плана развития горных работ на тот или иной промежуток времени, с учетом геологических и горно-технических условий разработки месторождения и нормативов потерь для принятой системы разработки.

**Эксплуатационными** потерями считают запасы, не извлеченные из недр или попавшие в отвалы пород в зависимости от применяемой системы разработки или от неправильного ведения горных работ.

Для каждого горного предприятия при утверждении годовых и квартальных планов горных работ устанавливают предельные нормы плановых потерь и разубоживания. При этом учитывается состояние горных работ, геологические условия и фактические потери и разубоживания за прошлые годы.

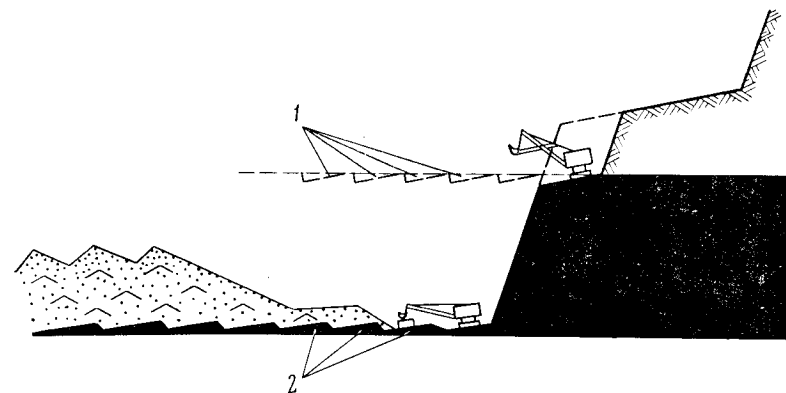


Рис. 48. Потери угля в кровле 1 и почве 2 пласта

На карьерах применяются два способа установления нормативов эксплуатационных потерь:

на основании расчетов по каждому участку при условии полной его отработки;

по материалам анализа потерь за предшествующие периоды разработки месторождения.

При неизменяющейся технологии разработки месторождения потери полезного ископаемого находятся примерно на одном и том же уровне. Поэтому второй способ, основанный на анализе потерь за предшествующие периоды разработки месторождения, получает все большее распространение.

Приведем расчет плановых эксплуатационных потерь [24].

**Пример.** Разрабатывается пласт бурого угля мощностью 18 м с углом падения 5—8°. Выемка угля производится экскаватором с применением буровзрывных работ.

Планированию подлежат потери: в кровле пласта, в почве пласта, при селективной выемке.

Годовое подвигание уступа 600 м, ширина заходки 10 м, высота уступа 9 м. Пласт содержит прослойки породы мощностью 0,6 м, следовательно, вынимаемая мощность пласта 8,4 м.

Расчет плановых эксплуатационных потерь за полугодие:

подвигание уступа по фронту работ 300 м;

площадь участка, принятого к расчету плановых потерь,  $300 \cdot 10 = 3000 \text{ м}^2$ ;

объем угля в уступе на этом участке  $3000 \cdot 8,4 = 25\,200 \text{ м}^3$ ;

потери в почве пласта представляют собой целики угля треугольной формы (рис. 48).



Система разработки	Виды потерь	Фактические потери, %	Мероприятия по снижению потерь	Норматив потерь, %
<b>Системы с перевалкой пород вскрышными механизмами</b>				
С непосредственной экскаваторной перевалкой вскрыши при помощи: механической лопаты, драглайна и добыча одноковшовыми экскаваторами	В почве залежи	2,0—3,0	Дренаж месторождения	1,0—1,5
	В кровле залежи	0,8—1,0	Использование тракторных стругов	0,5—0,7
	В погашенном уступе	1,0—2,0	Зондировочное бурение в почве пласта	0,8—1,0
	При раздельной выемке	2,0—3,0	Использование тракторных стругов	1,0—2,0
<b>Системы с перемещением пород ленточными конвейерами</b>				
С перемещением вскрыши: отгалообразователями, транспорто-отвальными мостами и добыча многоковшовыми и роторными экскаваторами	В почве залежи	2,0—3,0	Дренаж месторождения	1,0—1,5
	В кровле залежи	0,7—1,0	Использование многочерпаковых роторных экскаваторов и тракторных стругов	0,5—0,8
	При раздельной выемке	1,0—2,0	Специальные методы отработки торцов карьера	1,0—1,5
	В погашенном уступе	1,0—2,0	Зондировочное бурение в почве пласта	0,8—1,2
В торцах карьера	1,0—2,0	Специальные методы отработки торцов	0,8—1,2	

### Системы с перевозкой пород железнодорожным и автомобильным транспортом

С перевалкой вскрыши во внутренних, во внутренних и внешние отвалы и добыча экскаваторами любых типов	В почве залежи	2,0—3,0	Дренаж месторождения, выдерживание устойчивых углов откосов рабочих бортов	1,0—1,5
	В кровле залежи	0,5—1,0	Поддерживание в монолитном состоянии угольного забоя	0,4—0,7
С перевозкой вскрыши во внешние отвалы и добыча экскаваторами любых типов	При раздельной выемке	2,0—3,0	Осуществление специальных методов разработки сложных забоев	1,5—2,0
	В погашенных уступах	1,0—2,0	Использование тракторных стругов, драглайнов и колесных скреперов	0,7—1,0
<b>Комбинированные системы</b>				
С перевозкой вскрыши верхних уступов на внешние отвалы и перевалкой вскрыши нижних уступов во внутренние отвалы и добыча одноковшовыми экскаваторами	В почве залежи	2,0—3,0	Общий и забойный дренаж месторождения	1,5—2,0
	В кровле залежи	1,0—1,5	Выдерживание устойчивых углов откоса рабочих бортов и внутренних отвалов	0,8—1,0
	При раздельной выемке	1,0—1,5	Разработка мультобразных месторождений от крыльев к центру	0,8—1,0
	В погашенных уступах	1,0—1,5	Создание призабойного пространства шириной 20—25 м	0,8—1,0
	В осыях	0,5—0,8	Недопущение свалки пород вскрыши	0,3—0,5
	У конвейеров	0,4—0,6	Зачистка осыпи перед взрывами	0,2—0,4
От отбойки угля ковшом экскаватора	0,3—0,5	Заоткоса угольного уступа под устойчивым углом	0,4—0,3	
В навалах	1,0—1,5	Использование драглайнов и бульдозеров на зачистке кровли пласта	0,8—1,0	

Размеры целиков: основание 10 м, высота 0,75 м.

Площадь целика:  $10 \cdot 0,75 \cdot 0,5 = 3,75 \text{ м}^2$ .

Объем потерянных в почве пласта целиков угля на участке  $3,75 \cdot 300 = 1125 \text{ м}^3$ ;

потери при селективной добыче составляют 1% объема угля и равны  $250 \cdot 0,01 = 250 \text{ м}^3$ ;

общие потери по уступу составят  $1125 + 250 = 1375 \text{ м}^3$ ;

нормативные потери при балансовых запасах участка  $25 \cdot 200 \text{ м}^3$  составляют  $\frac{1375 \cdot 100}{25 \cdot 200} = 5,5\%$ .

Аналогично подсчитываются потери угля для других отработываемых уступов.

Средние данные о фактических потерях и примерные нормативы потерь полезных ископаемых для различных систем разработки приведены в табл. 20 [24].

Приведенные нормы не являются неизменными. Они могут корректироваться в связи с изменением условий.

Количественные потери на рудных карьерах делят на следующие группы [25].

Потери, характеризующие работу карьера и учитываемые в балансе движения запасов:

при эксплуатации;

по геологическим и гидрогеологическим условиям;

в постоянных предохранительных целиках, не подлежащих извлечению.

Потери вне карьера:

при обогащении, учитываемые в балансе переработки руд и характеризующие работу дробильно-обогажительных фабрик;

на складах-отвалах, учитываемые в балансе движения запасов последних и характеризующие степень использования полезного ископаемого на складе-отвале.

Общие потери при эксплуатации разделяют на нормативные, которые зависят от принятой системы разработки, и потери от неправильного ведения горных работ.

Качественные потери (разубоживание) определяются расчетом. Процент разубоживания использованной рудной массы определяют по формуле

$$P_p = \frac{V_r}{Q_0} \cdot 100\%,$$

где  $V_r$  — разубоживающие породы,  $m$ .

$Q_0$  — количество извлеченной руды из массива,  $m$ .

Для рудных и нерудных ископаемых планирование потерь производят по отдельным блокам, подлежащим массовому взрыванию.

Планирование потерь производят в следующем порядке.

Определяют по каждому блоку среднее содержание металла в руде, породе и горной массе.

Подсчитывают процентное содержание пород и руд в блоке.

По процентному содержанию находят объемы руд и пород, а с учетом их объемных весов — веса руд и пород.

На профилях на основании планирования устанавливают часть блока, которая после взрыва должна поступать на обогажительную фабрику. В новых границах определяют количество руды и породы, а затем вычисляют среднее содержание металла в рудной массе. Полученное среднее содержание металла сравнивают с заданной величиной. Если вычисленное среднее содержание металла равно или несколько больше заданной величины, то вся смесь планируется для выдачи на обогажительную фабрику и для этой смеси определяется лишь величина разубоживания. Если вычисленное содержание металла меньше или значительно больше заданного показателя содержания, то запланированные границы блоков изменяют с таким расчетом, чтобы получилась необходимая величина среднего содержания металла в рудной массе.

По каждому блоку подсчитывают ожидаемые потери металла в отбитой руде, а затем находят средневзвешенное значение потерь по карьере.

К расчету должны быть приложены план, поперечные профили по блокам и пояснительная записка с расчетами и обоснованием потерь.

Г Л А В А V  
П Л А Н И Р О В А Н И Е Г О Р Н Ы Х Р А Б О Т  
П Р И С Т Р О И Т Е Л Ъ С Т В Е К А Р Ь Е Р А

§ 1. Задачи маркшейдерской службы при планировании  
горнокапитальных работ  
и перенесении проекта на местность

Основными задачами маркшейдерской службы при планировании горнокапитальных работ и перенесении проекта на местность являются:

съемка горных работ и сооружений на поверхности для отображения на графических материалах фактического их положения;

составление планов и профилей и корректировка состояния горных работ на начало планируемого периода;

участие в расчетах по установлению объемов горнокапитальных работ, объемов при планировании отвалообразования;

составление и оформление графических материалов, прилагаемых к плану развития горностроительных и горнокапитальных работ.

В комплект графических материалов входят:

планы и профили, характеризующие планирование развития горных работ при проведении траншей;

планы горных работ (ноуступные и сводные) по разному бортов в положение, соответствующее проектному;

планы и профили дренажных выработок и других осушительных систем с отображением развития работ в период строительства и при сдаче карьера в эксплуатацию;

планы и профили, необходимые для расчета предохранительных целиков под охраняемыми объектами;

материалы, характеризующие геологические условия месторождения и выявленные изменения.

Планы и профили должны отражать развитие горных работ по направлениям, объемы, расстановку экскаваторов и другого оборудования по участкам, элементы системы разработки, отвальные работы и др.

При перенесении геометрических элементов проекта на местность маркшейдерская служба осуществляет разбивку осей и угловых

точек строящихся на поверхности зданий и сооружений, задает направление горным выработкам и контролирует правильность их выполнения.

§ 2. Планирование проходческих и горнокапитальных работ

Проходческие и горнокапитальные работы, выполняемые от начала строительства до сдачи карьера в эксплуатацию, должны обеспечить:

фронт работ для выполнения добычных, вскрышных и отвальных работ, расстановку горнотранспортного оборудования согласно проекту;

подготовку вскрытых и готовых к выемке запасов в количестве, соответствующем проектным нормативам;

путевое развитие на вскрышных уступах в соответствии с проектом.

Составлению годового плана строительства предшествует утверждение плана капитального строительства. Оперативное планирование выполняется на основе годовых и квартальных планов строительно-монтажных работ и специальных указаний вышестоящих организаций по вопросам планирования.

Для составления плана на месяц по участку исходными данными являются:

годовой и квартальный планы строительно-монтажных работ;

проект организации работ;

рабочие чертежи строительных объектов;

сметы к проекту и сметно-финансовые расчеты;

календарные планы вскрышных, горных и строительных работ.

Основной задачей, решаемой при планировании, является установление объема горных работ на основе графических построений. Построение и расчеты производятся для определения объема капитальных, разрезных и соединительных траншей, объема по разному бортов до их проектного положения на момент сдачи карьера в эксплуатацию.

Ширину рабочих площадок следует принимать минимальной, с таким расчетом, чтобы их можно было расширить в эксплуатационном периоде при более интенсивном развитии вскрышных работ.

При планировании рассмотрению подлежат вопросы углубления горных работ, скорость подвигания забоя и скорость подвигания фронта работ.

Скорость подвигания забоя при отработке его одноконным экскаватором зависит от производительности экскаватора и условий транспортного обслуживания

$$c_{\text{заб}} = \frac{Q_c}{A \cdot H}, \text{ м/сутки},$$

где  $Q_c$  — суточная производительность экскаватора, м/сутки;

$A$  — ширина заходки, м;

$H$  — высота уступа, м.

Средний темп углубления горных работ определяют следующим образом [20]. Для обеспечения вскрытия и подготовки очередного рабочего горизонта (рис. 49), на данном горизонте проводят наклонную и разрезную траншеи. При этом продвижение фронта уступа должно быть не менее минимальной ширины рабочей площадки.

Объем наклонной траншеи невелик, поэтому проведение траншеи можно совместить с другими работами.

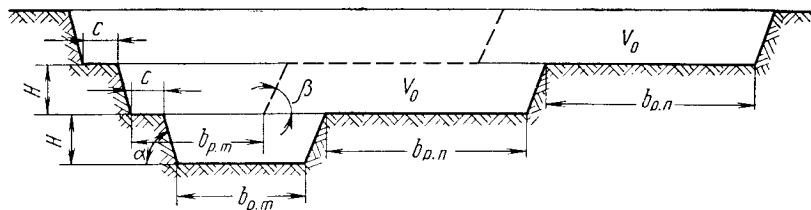


Рис. 49. Схема для определения темпа углубления горных работ

Объем работ для подготовки очередного горизонта на 1 м длины фронта работ определяется из выражения

$$V = V_{p.т} + V_0 = H [b_{p.т} + c + b_{p.н} + 1,5H (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)], \text{ м}^3/\text{м},$$

где  $V_{p.т}$  — объем наклонной разрезной траншеи,  $\text{м}^3$ ;  
 $V_0$  — объем породы, обеспечивающий создание максимальной рабочей площадки,  $\text{м}^3$ ;

$H$  — высота уступа,  $\text{м}$ ;

$b_{p.т}$  — ширина подошвы разрезной траншеи,  $\text{м}$ ;

$c$  — ширина площадки на нерабочем борту,  $\text{м}$ ;

$b_{p.н}$  — минимальная ширина рабочей площадки,  $\text{м}$ .

Если карьер имеет небольшой фронт работ, то подготовка уступа по всему фронту может производиться одним экскаватором. При вытянутой форме карьера подготовку каждого горизонта производят одновременно, двумя-тремя экскаваторами, блоками длиной  $L$ .

Развитие горных работ на глубину зависит от указанных параметров и годовой производительности экскаватора.

Среднегодовое углубление определяют из выражения

$$V_r = \frac{Q_n}{L [b_{p.т} + c + b_{p.н} + 1,5H (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)]}, \text{ м/год.}$$

Чем выше производительность экскаватора, короче блок, меньше высота уступа и ширина рабочей площадки, тем больше темп углубления горных работ. Увеличение скорости углубления горных работ достигается при применении на подготовке горизонтов экскаваторов с верхней погрузкой.

По подсчитанному углублению горных работ и объему вскрыши определяется возможный срок выполнения проходческих и горнокапитальных работ по горнотехническим условиям.

Все проходческие и горнокапитальные работы ведутся согласно техническому проекту карьера по рабочим чертежам. Уточнение и конкретизация работ по срокам выполнения находят свое отражение в календарном плане горностроительных работ.

### § 3. Определение объемов работ при проведении траншей

Проведение траншей осуществляется на основе календарного плана горностроительных работ, включающего в себя план, геологические и маркшейдерские профили и график выполнения горных работ по отдельным объектам со сроками их выполнения.

Маркшейдер при составлении календарного плана подготавливает графическую документацию на основании съемки уступов, участвует в определении объемов горных работ и в расчетах по определению элементов траншеи.

Капитальные траншеи в карьере действуют длительное время. Поэтому их элементы строго регламентируются в зависимости от условий использования и свойств пород, по которым проводится траншея.

К элементам траншеи, данные которых получают из проектных материалов, относятся ширина подошвы, начальная и конечная глубина, предельный уклон, длина и углы откоса бортов. В процессе выполнения рабочих чертежей проектные элементы траншей могут быть уточнены и конкретизированы в связи с изменением условий работ и уточнением свойств пород, по которым проводится траншея.

Объемы горных работ при проведении траншей могут быть определены графическим способом и на основании расчетов.

При графическом способе на профилях по проектным размерам элементов траншеи находят поперечные сечения. Объемы подсчитывают по отдельным блокам по формуле

$$V = \frac{S_1 + S_2}{2} \cdot L, \text{ м}^3,$$

где  $S_1$  и  $S_2$  — площади двух смежных поперечных сечений,  $\text{м}^2$ ;  
 $L$  — расстояние между сечениями,  $\text{м}$ .

Объем одиночной наклонной траншеи (рис. 50, а) может быть установлен по формуле, предложенной проф. Е. Ф. Шешко,

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

где  $h$  — конечная глубина,  $\text{м}$ ;  
 $i$  — уклон траншеи,  $^\circ/\text{00}$ ;  
 $b$  — ширина подошвы,  $\text{м}$ ;  
 $\beta$  — угол откоса борта,  $\text{град}$ .

Если объем траншеи определяется с учетом торцевой части (рис. 50, б) при уклонах более 40‰, то пользуются формулой

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

Объем внешней траншеи может быть получен из выражения

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

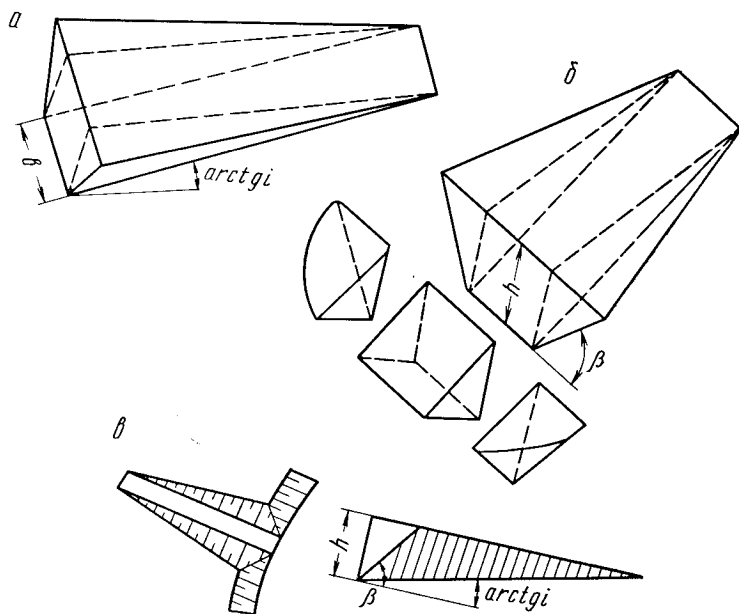


Рис. 50. Схема для определения объема одиночной наклонной траншеи:

а — без учета откоса торцевого борта; б — с учетом откоса торцевого борта; в — при примыкании траншеи к борту карьера

Высота разрезной траншеи принимается равной высоте нарезанного уступа, а ширина ее — исходя из условий размещения горно-транспортного оборудования для выполнения погрузочных работ на уступе. Углы откосов бортов разрезной траншеи бывают различными и обычно равны углам откоса уступа в рабочем состоянии, т. е. примерно 60–80°.

Объемы горных работ по созданию разрезной траншеи определяются по общеизвестным формулам (умножением площади поперечного сечения траншеи на ее длину), если уступы и заходки при ее образовании имеют форму правильных призм.

Объемы горнокапитальных работ по разносу борта до проектного положения устанавливаются по той же методике, что и объемы работ по созданию разрезных траншей.

#### § 4. Планирование строительства первоначальных отвалов

Успешное выполнение вскрышных работ в период строительства карьера может быть обеспечено при правильной организации отвальных работ. Схемы первоначальных отвалов должны быть простыми, обеспечивающими экономичность отвальных работ и высокую производительность труда.

При планировании строительства отвалов следует полнее использовать особенности рельефа местности.

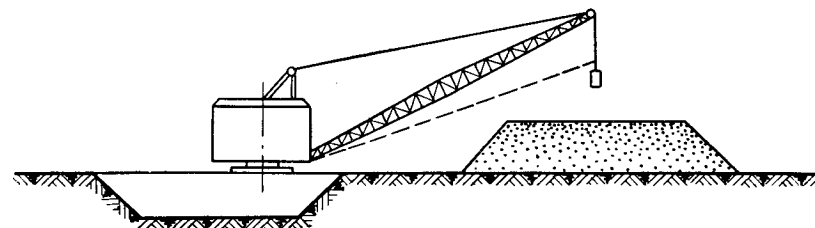


Рис. 51. Схема устройства первоначальной насыпи драглайном

Наиболее удобным местом для расположения отвалов являются склоны возвышенностей и естественные выемки. В этих условиях отвалообразование может быть произведено без больших затрат времени и средств, так как отвальные насыпи можно создавать небольшими экскаваторами, бульдозерами, тракторными скреперами и другими механизмами.

Более трудоемкой является работа по созданию первоначальной насыпи на равнинной местности. Первоначальную насыпь сооружают экскаваторами за счет выемки породы из резервов и постепенным подъемом путей. Наиболее эффективные результаты при сооружении первоначальной насыпи достигаются при использовании драглайнов (рис. 51). Высота насыпи при этом способе сооружения зависит от высоты и радиуса разгрузки экскаватора. Она может быть и выше высотных параметров экскаватора вследствие повторной переэкскавации породы.

Схемы создания первоначальных насыпей с подъемом путей показаны на рис. 52. Подъем пути на месте производится по схеме рис. 52, а. Односторонний (рис. 52, б) и двусторонний (рис. 52, в) подъемы пути осуществляются без использования специального оборудования. Однако создание такой первоначальной насыпи требует выполнения большого объема путеперекладочных работ. Этот способ применяется только в частных случаях, так как он малоэффективен.

Более распространен способ создания первоначальной насыпи механической лопатой. При использовании механической лопаты ЭКГ-4 с нормальным оборудованием можно получить насыпь высотой 2,8—3,0 м, а использование механических лопат с удлиненным оборудованием позволяет увеличить эту высоту до 4 м и более.

Первоначальную насыпь создают также при помощи деревянной эстакады, на которую настилают пути. Этот способ применяют при использовании вагонеток небольшой емкости.

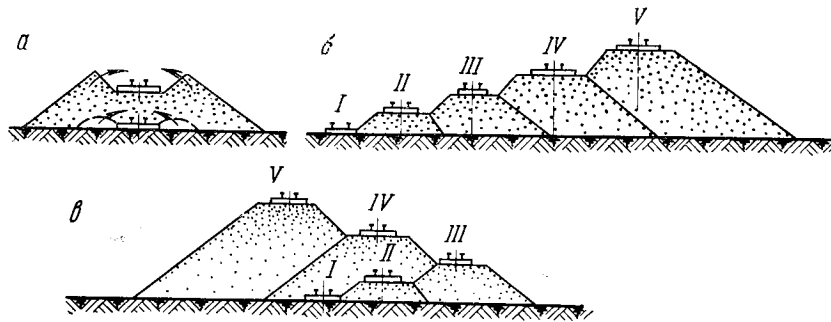


Рис. 52. Схемы создания первоначальной насыпи путем подъема пути:  
I, II, III, IV, V — очередность подъема пути

Протяженность отвальных тупиков и размеры отвалов при образовании отвалов на склонах возвышенностей или в естественных выемках зависят от условий рельефа. В равнинной местности эти параметры зависят от производственной мощности карьера, применяемого способа механизации отвальных работ и физико-механических свойств пород. При коротких отвальных тупиках (менее 400—500 м) имеют место частые передвижки путей, усложняющие организацию работ, а при протяженности отвальных тупиков более 1200—1400 м увеличивается время на обмен поездов и снижается тем самым приемная способность тупика.

## ГЛАВА VI

### СОСТАВ И СОДЕРЖАНИЕ МАТЕРИАЛОВ К ПРОЕКТНОМУ ПЛАНУ ГОРНЫХ РАБОТ

#### § 1. Графическая документация

В состав плана горных работ, в соответствии с которым организуются и развиваются все горные работы в карьере, входят: графическая документация в виде собственно планов горных работ, профилей и специальных планов;

табличные материалы по добыче, вскрыше, подготовке запасов угля, использованию горнотранспортного оборудования по показателям себестоимости, капитальным затратам и др.;

пояснительная записка, в которой излагаются основные положения о развитии горных работ, обосновываются принятые объемы вскрыши, коэффициент вскрыши, количество подготавливаемых запасов угля и мероприятия по обеспечению выполнения намеченного плана развития горных работ в карьере.

Графическая документация к плану горных работ может быть представлена комплектом планов и профилей, в который входят: обзорный план поверхности в масштабе 1 : 2000—1 : 5000 со всеми сооружениями, железнодорожными путями, отвалами угля и породы, границами отводов, шахтных полей, контуром отработки карьера по поверхности, запроектированными к строительству зданиями и сооружениями;

сводно-совмещенный план горных работ в масштабе 1 : 2000. На таком плане показываются все сооружения промышленной площадки, фактическое положение горных работ на начало планирования, плановые объемы по каждому уступу с поквартальной разбивкой по направлениям, механизмы, направления геологических профилей, дренажные работы и внутрикарьерные транспортные коммуникации. Сводно-совмещенные планы для удобочитаемости чаще всего составляют для каждого квартала или полугодия отдельно и в исключительных случаях их наносят на поуступные планы горных работ;

вертикальные разрезы в масштабах 1 : 1000 и 1 : 2000, на которые наносится положение горных работ на начало планирования, проектное подвигание уступов на год, квартал, месяц;

планы породных отвалов, составляемые обычно в масштабе 1 : 2000 или 1 : 5000. На этих планах проводится контур отвалов на начало и конец планируемого периода, а также даются путевые схемы отвальных железнодорожных тушиков;

планы дренажных выработок для осушения угольных пластов в масштабе 1 : 2000. При применении бестранспортной системы разработки составляют план дренажных выработок, осушительных и водоотливных систем, обеспечивающих устойчивость откосов рабочих бортов карьера и внутренних отвалов.

На план дренажных выработок, составляемый, как правило, в масштабе 1 : 2000, наносят изогипсы кровли и почвы пластов, разведочные скважины, проектные направления проходки выработок, проектное положение водопонижающих скважин по планируемому периоду;

планы по обоснованию потерь угля;

специальные планы, как например, геологические карты, планы развития внутрикарьерного транспорта, планы оползневых участков с геологической и гидрогеологической характеристикой района, охваченного оползнем, с размерами оползня по площади и направлением его движения. Масштаб планов — различный в зависимости от назначения плана;

планы к проектам норм зольности, на которых указывают границы участков различной зольности, устанавливаемые по данным пластово-дифференциального опробования месторождения. На план наносятся главным образом пробы, характеризующие фактически отработанные заходки по добыче угля за предыдущий период и запланированную выемку угля на планируемое время;

планы и профили по капитальным горнопроходческим работам.

При составлении проектного плана горных работ следует соблюдать: точность и надежность, которые зависят от качества выполнения съемочных работ при определении контура горных работ на начало планируемого периода;

наглядность, которая достигается четким изображением фактического состояния горных работ, геологических особенностей месторождения, элементов залегания пластов, кровли и почвы пластов, оползневых участков, подземных горных выработок и др.;

стандартность размеров и масштаба плана в соответствии с требованиями маркшейдерской инструкции;

соответствие с действующими условными обозначениями.

Весь комплект проектных планов выполняется на бумажной кальке, размножается и раскрашивается поквартально на годовых планах горных работ и ежемесячно — на квартальных планах.

Все документы подписываются руководящими работниками карьера, треста и затем утверждаются в комбинате или другой вышестоящей организации.

Проектные планы горных работ в дальнейшем используются для оперативного руководства и для составления отчетности о ходе развития горных работ по направлениям и участкам работ.

## § 2. Табличные формы

Наряду с составлением графической документации маркшейдер участвует в разработке некоторых показателей производства техпромфинплана предприятия. К таким показателям относятся, например, данные о добыче угля, объемах вскрышных работ, развитии и использовании фронта работ и др.

Для контроля за правильным ведением горных работ и для сравнения проектных показателей с фактическими, дополнительно к проектному плану прилагаются таблицы, детализирующие развитие горных работ, подготовку запасов угля по участкам и прочие работы.

Табличные данные используются и для определения показателей техпромфинплана.

Например, наличие запасов угля на конец планируемого периода лучше всего подсчитывать по данным о подготовке запасов и добыче угля по направлениям. Объемы по переэкскавации на угольных участках устанавливаются по материалам, характеризующим образование породы на рабочих площадках в результате селективной разработки разубоженных зон и применения в карьере различных углеобогащательных устройств.

Перспективные, годовые и квартальные планы составляются по формам, приведенным в инструкции [8].

Важнейшим этапом работы карьера, от которого зависит нормальная и бесперебойная работа, является вскрытие запасов угля. Работы по вскрытию запасов должны систематически контролироваться.

Для сравнения плана подготовки запасов с фактическим состоянием работ к проектному плану должны быть приложены таблицы, характеризующие вскрытые запасы по направлениям работ и по вскрывающим механизмам в планируемые отрезки времени. Если составляется годовой план горных работ, то показатели по подготовке запасов составляются на каждый квартал. В итоге получают плановое количество вскрываемых запасов за год (форма 2).

Форма 2

Пласт, участок	Единица измерения	Выполнение за 196—г. (ожидаемое)	План на 196—г.	В том числе по кварталам			
				I	II	III	IV
.....	тыс. м						
.....	»						
.....	»						
Всего:							

Контроль за общим коэффициентом вскрыши для карьеров со сложным путевым развитием и при больших объемах вскрышных работ не всегда является показательным. По вскрышным работам

на глубоких горизонтах иногда может иметь место отставание вскрышных работ, а по верхним уступам — значительное перевыполнение плановых показателей. В целом по карьере, однако, будет выдержано нормальное соотношение объемов вскрыши к добыче угля. Плановые объемы вскрышных работ на нижних уступах целесообразно периодически сравнивать с фактически выполненными. Для этого к проектному плану горных работ необходимо приложить таблицу объемов вскрыши по пластам и горизонтам по форме 3.

Форма 3

План, участок, горизонт	Единица измерения	Выполнение за 196—г. (ожидаемое)	План на 196—г.	В том числе по кварталам			
				I	II	III	IV
.....							
Итого:							
.....							
Итого:							
.....							
Итого:							
Всего:							

В карьере, разрабатывающем пласты сложного строения, на некоторых рабочих площадках угольных горизонтов скапливаются отходы породы. Маркшейдер устанавливает наличие отходов на начало планирования, прирост их по мере производства горных работ и объемы работ по удалению отходов за пределы границ карьера. В итоге определяют наличие отходов породы на конец планируемого периода.

Учет движения отходов породы производится по форме 4.

К проектному плану горных работ прилагается подробная пояснительная записка. Для ее составления маркшейдер подготавливает данные, характеризующие геологические особенности месторождения, развитие горных работ, отвального хозяйства, проходку дренажных выработок и ряд других материалов.

В пояснительную записку включаются следующие данные:

краткая горногеологическая и горнотехническая характеристики карьера и наличие промышленных запасов;

Форма 4

Пласт, участок	Единица измерения	Наличие отходов на начало планирования	Прирост от производства горных работ	Вывоз на внешние отвалы	Наличие отходов на конец планируемого периода
II нижний II верхний	тыс. м <sup>3</sup> »				
Всего:					

анализ работы карьера за предыдущий период, основные направления в развитии горных работ в планируемом году, объемы вскрышных работ, количество вскрываемых запасов угля и развитие работ по добыче угля;

качественная характеристика добываемых углей, соотношение выемки малозольных и высокозольных запасов угля, обеспечение выполнения норм зольности угля и других качественных показателей;

технология производства горных работ (буровзрывные работы и экскавация);

работа железнодорожного, автомобильного, колейного и других видов транспорта (объемы путевых работ, потребное количество материалов, механизации, использование подвижного состава и т. д.); отвальное хозяйство;

проведение дренажных выработок и водоотлив; энергоснабжение;

ремонтная база и ремонт оборудования;

кадры и производительность труда;

себестоимость и другие технико-экономические показатели;

капитальное строительство;

мероприятия по обеспечению выполнения плана развития горных работ.



## ГЛАВА VII

### МАРКШЕЙДЕРСКИЙ КОНТРОЛЬ ЗА ВЫПОЛНЕНИЕМ ПЛАНА ГОРНЫХ РАБОТ

#### § 1. Задачи маркшейдера при осуществлении контроля за выполнением плана горных работ

В задачу маркшейдера при контроле за выполнением плана горных работ в периоды строительства и эксплуатации карьера входят:

наблюдения за ходом выполнения календарного плана по подготовке запасов, нарезке новых горизонтов, устройству съездов, за развитием горных работ по направлению и горизонтам;

перенесение на местность утвержденных положений проекта, элементов системы разработки, размеров предохранительных и откаточных берм, а также берм погашения.

контроль за соблюдением безопасных углов откоса уступов и углов разноса бортов;

перенесение на местность в соответствии с календарным планом схем путевого развития на рабочих уступах, путевых схем тупиковых съездов, схем постов примыкания железнодорожных путей рабочих горизонтов к главным путям съездов;

определение размеров вскрывающих выработок и выполнение различного рода съемок и измерений для перенесения на местность капитальных подготовительных выработок;

трассирование автодорог в карьере;

охрана сооружений от подработки горными работами;

недопущение строительства в карьере сооружений, не предусмотренных планом горных работ;

контроль за полнотой выемки угля и других мероприятий по обеспечению нормативных потерь;

выполнение съемочных работ, связанных с проведением дренажных и водоотливных выработок;

производство маркшейдерских и инженерно-геодезических работ в процессе строительства сооружений для нанесения их на планы и профили и выполнение контрольных измерений заданных направлений, уклонов и других элементов.

При наблюдении за ходом развития горных работ необходимо сличать фактические объемы и контуры работ с проектными. Если развитие горных работ при годовом планировании представлено на сводных планах и профилях, съемочные контуры наносятся не реже одного раза в квартал. По отдельным участкам сличение контуров может производиться чаще, по мере окончания работ.

При сравнении показателей по вскрышным работам особое внимание должно быть уделено развитию горных работ на нижних горизонтах. Съемку забоев производят после окончания работ на том или ином участке, а на карьерах со сложными условиями вскрытия не менее двух раз в месяц.

Проверка высоты обрабатываемого уступа, размеров берм и сравнение их с проектными значениями и паспортом управления уступа производится на основании материалов съемки. По этим же данным проверяются размеры рабочих площадок. При подходе горных работ к технической границе отработки уступа проверяют размеры берм погашения и устойчивые углы откоса.

Для осуществления контроля за соблюдением угла откоса уступа и бортов карьера результаты съемки наносятся на профили горных работ. По профилям, на которых должны быть нанесены границы отработки уступов, устанавливается соответствие фактических углов бортов проектным и возможные отклонения. Если выявленное отклонение приводит к нарушению правильного и безопасного ведения горных работ, разрабатывают мероприятия по немедленному их исправлению.

При перенесении на местность путевых схем развития все разбивочные работы выполняются по материалам проектного плана развития железнодорожных путей, прилагаемого к плану горных работ, в котором указываются направления развития железнодорожных путей, координаты характерных точек и центра стрелочного перевода. Помимо этого маркшейдер осуществляет контроль за соблюдением уклонов, размеров откаточных берм, площадок на горизонтах под стрелочные переводы и тупики и определяет объем земляных работ.

Перенесение на местность вскрывающих выработок производится по их размерам, полученным с плана горных работ. Направление выработки и ее высотные отметки определяют на основании инструментальной съемки.

При перенесении на местность проектов различных капитальных выработок руководствуются данными проекта, в который входят генеральный план карьера и проектные планы траншей (выездные и разрезные). На этих планах должны быть указаны значения координат устья траншеи, дирекционные углы осей, поворотные углы, радиусы кривых, высотные отметки основания траншеи или руководящие уклоны и поперечные профили.

На основании выполненной съемки и нивелирования корректируют проектные продольные и поперечные профили. Для этого составляют план траншеи и поперечные профили к этому плану.

Маркшейдерские и геодезические работы, связанные с изысканием и трассированием автодорог, не отличаются от работ, выполняемых при прокладке железнодорожных путей. Основанием для перенесения проекта автодорог на местность должны служить данные проектного плана дороги, продольные и поперечные профили. Строительство дороги должно производиться с соблюдением заданного уклона, радиуса кривых и направления дороги в плане.

Охрана капитальных сооружений на поверхности, магистральных железных дорог и временная охрана внутрикарьерных объектов осуществляется путем установления устойчивого угла откоса отдельных уступов и борта карьера. Результаты расчета устойчивого положения борта и его контур наносят на геологический профиль.

Мерами охраны являются: охрана бермами; оставление барьерных целиков; установление устойчивого угла откоса уступа и борта. Ширина предохранительной бермы вычисляется или принимается соответственно категории охраны данного сооружения.

Заложение каких-либо сооружений на поверхности или в карьере и создание внутренних или внешних отвалов должны предусматриваться планом горных работ. Нельзя допускать закладку сооружений над запасами угля и осуществлять капитальное строительство в границах землепользования.

Контроль за полнотой выемки угля должен осуществляться систематически, по мере возникновения потерь. Наиболее значительны потери угля при селективной разработке забоя. Величина их устанавливается по данным маркшейдерской съемки отходов на рабочей площадке и по результатам опробования содержания угля в отходах.

При перенесении на местность дренажных и водоотливных выработок необходимо руководствоваться данными проекта и плана горных работ, в которых должны быть указаны координаты углов поворота проектных выработок, дирекционные углы, глубины дренажных скважин, сечения выработок в черне и в свету. Особенное внимание должно быть уделено геологической документации выработок. На основании дополнительной маркшейдерской съемки сличают фактические направления выработок с проектными. Маркшейдерские работы при строительстве карьера подразделяются на:

подготовительные, в которые входят изучение проекта и создание опорной сети для съемочного обоснования;

разбивочные, при которых осуществляется перенос элементов проекта в натуру. Эти работы включают в себя выполнение различных съемок и задание направлений;

съемочные, для установления соответствия выполненных работ проектным направлениям;

графические, включающие в себя составление планово-графической документации, необходимой при сдаче карьера в эксплуатацию.

Таким образом, непосредственные задачи маркшейдера при контроле за выполнением плана горных работ состоят:

в производстве инструментальной съемки, в результате которой должны быть получены все фактические контуры горных работ и показатели для сравнения их с плановыми;

в выполнении работ по перенесению на местность элементов плана горных работ и проектных планов;

в составлении табличных материалов, характеризующих фактическое выполнение плановых показателей по вскрышным работам, добыче полезного ископаемого и подготовке запасов.

На основании этих материалов производят полный анализ всех видов работ в карьере и устанавливают фактическое выполнение плана горных работ.

## § 2. Перенесение на местность геометрических элементов проекта

В процессе контроля за выполнением плана горных работ маркшейдер по проектным данным намечает на местности контуры выработок, сооружений, скважин и указывает их расположение по высоте. Кроме этого, он осуществляет контроль за соблюдением заданных направлений, уклонов и др.

При разбивке на местности геометрических элементов сооружений и горных выработок основными маркшейдерско-геодезическими работами являются:

- перенесение на местность проектных горизонтальных углов;
- перенесение на местность проектных расстояний;
- перенесение точек с проекта на местность;
- перенесение на местность проектных высотных отметок;
- разбивка линий с заданным уклоном;
- разбивка осей и контуров сооружений.

При разбивке осей и контуров сооружений на рабочем чертеже указываются оси зданий, наружных и внутренних стен, фундаментов, а также все размеры, определяющие положение частей здания или сооружения относительно осей. Все разбивочные работы выполняются непосредственно от пунктов рабочего обоснования и в некоторых случаях (если предъявляются требования небольшой точности) от существующих зданий и сооружений.

Работы по разбивке осей и контуров сооружений сводятся к перенесению на местность углов и линейных элементов. Методика выполнения этих работ аналогична работам по перенесению на местность горизонтального угла и проектного расстояния.

## § 3. Маркшейдерские работы при проведении траншей

Проходка траншеи может быть произведена экскаваторами, оборудованными механической лопатой или драглайном, серией взрывов с последующей экскавацией взорванной массы, массовыми взрывами на выброс и способом гидромеханизации.

При любом способе проведения траншеи в задачу маркшейдера входит перенесение на местность проектной оси траншеи, размеров

ее подошвы и высотных отметок, контроль за правильностью проходки траншеи и выполнение съемочных работ по определению объемов пород.

Исходными материалами для перенесения на местность траншеи должны служить проектные данные, в которых указываются координаты устья траншеи, дирекционные углы осей, поворотные углы, радиусы кривых, высотные отметки подошвы траншеи и углы откоса бортов траншеи.

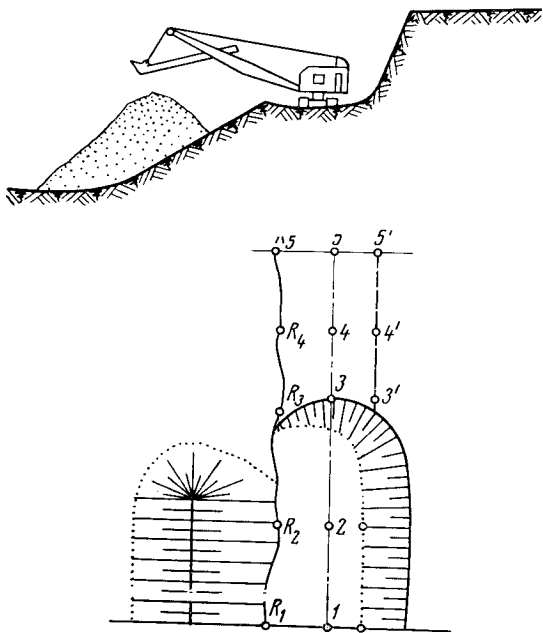


Рис. 53. Проведение въездной траншеи по склону горы

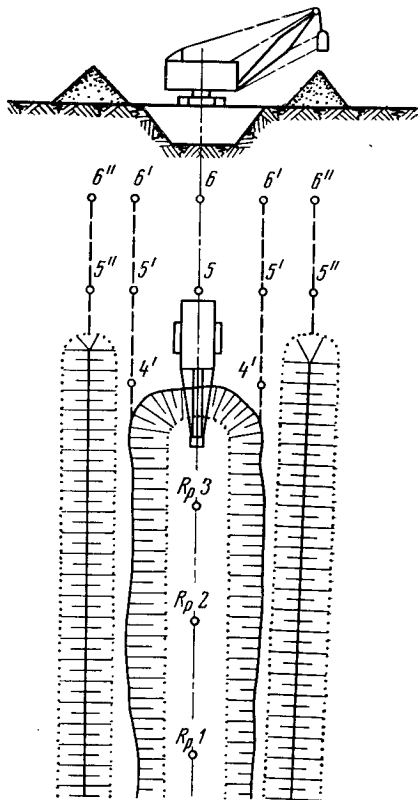


Рис. 54. Проведение траншеи драглайном

Рассмотрим примеры разбивки трассы траншеи при различных способах ее проведения.

На рис. 53 показано проведение въездной траншеи по склону горы с отвалом породы под откос. На местности по оси трассы через 20—50 м разбивают пикеты 1, 2, 3, 4, 5 и т. д. От точки примыкания против каждого пикета по заданному уклону определяют нулевые точки подошвы уступа и закрепляют их реперами  $R_1, R_2, R_3$  и т. д., а затем производят спрямление трассы.

Спрямленную ось трассы и границы верхней бровки траншеи закрепляют столбами или колами, около которых ставят вехи.

На рис. 54 приведена схема проходки траншеи с разгрузкой породы драглайном на борта траншеи. Ось траншеи 5, 6 и т. д.

закрепляется столбами и колами через 20—50 м на прямых участках трассы и на расстоянии 10—20 м — на кривых участках. Высотные отметки подошвы траншеи задаются через 20—30 м и закрепляются реперами. Для сохранности их удобно располагать со смещением относительно оси траншеи. Контроль проходки траншеи по заданным высотным отметкам производится при помощи Т-образных визирок. Одновременно с разбивкой оси траншеи на местности задается ось породного отвала 5'', 6'' и т. д.

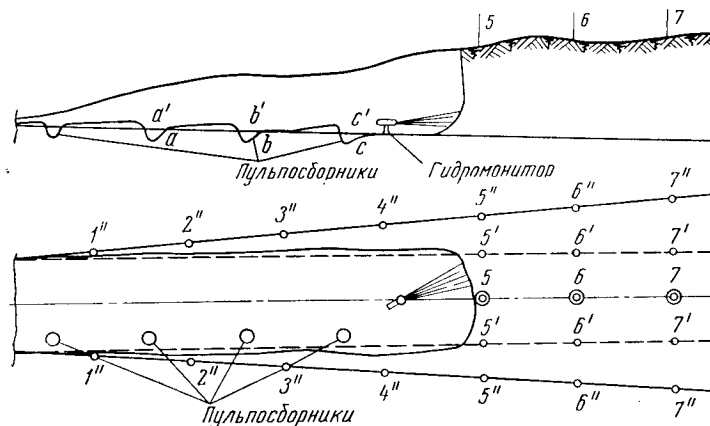


Рис. 55. Проведение въездной траншеи гидравлическим способом

При проведении траншеи способом гидромеханизации (рис. 55) разбивается основная ось (5, 6, 7 и т. д.), границы нижних (5', 6', 7' . . . и т. д.) и верхних (1'', 2'', 3'' . . . и т. д.) бровок и указываются высотные отметки для установки землесосов и устройств пульпоотборников. Откосы уступов при нижнем размыве получаются вертикальными, поэтому их доводят до проектных значений вручную, бульдозерами, экскаваторами или верхним размывом.

Должное внимание должно быть уделено профилированию подошвы траншеи. При уборке неровностей  $a', b', c'$  следует использовать имеющиеся углубления  $a, b, c$  для размещения породы и транспортные средства для перевозки излишней породы с трассы траншеи за пределы ее границ.

При задании направления разрезной траншеи ограничиваются заданием направления оси и высотных отметок первой заходки, являющейся в дальнейшем первым вскрытым уступом. Отработка последующих заходок разрезной траншеи производится параллельно железнодорожным путям, уложенным по почве предыдущих заходок. Высотные отметки задаются в соответствии с проектными отметками рабочих площадок.

Перед перенесением проекта траншеи на местность производится рекогносцировка местности, в результате которой выявляются наличие пунктов опорной сети и число дополнительных пунктов и реперов.

Для контроля за ходом выполнения работ по проведению траншей следует составлять специальный план и поперечные профили к плану по данным маркшейдерских съемок и замеров. По этим графическим материалам производится подсчет объемов вынутой породы.

#### § 4. Маркшейдерские работы при перенесении на местность трасс, кривых и стрелочных переводов

При перенесении на местность трассы железнодорожных путей, автодорог и другого рода трасс необходимо иметь:

план трассы с координатами точек примыкания, длины линий прямых участков, углы поворота и радиусы кривых;

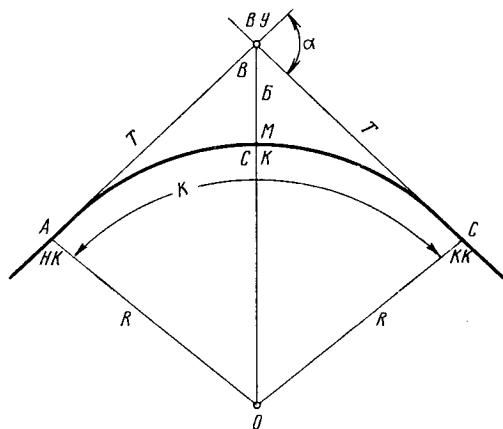


Рис. 56. Основные элементы кривой

продольный профиль с фактическими, проектными и рабочими отметками трассы, а также проектные уклоны. Составляется продольный профиль в масштабах: горизонтальном 1 : 1000—1 : 2000 и вертикальном 1 : 100—1 : 200.

Поворотные углы трассы определяются проложением теодолитных ходов или полярным способом. Поворотные точки на местности закрепляются колами или железными стержнями. После прове-

решения линий по трассе разбивается пикетаж. Места перегибов на местности отмечаются «плюсовыми» точками. По этим точкам производится нивелирование с привязкой хода к реперам.

При весьма пересеченной местности рекомендуется разбивать поперечники, перпендикулярные оси трассы, на расстоянии 10—20 м в обе стороны от оси.

После выполнения работ по трассе приступают к обозначению на местности осей прямых и кривых участков.

Работы по разбивке кривых участков в карьере имеют особенности, заключающиеся в ограниченных размерах рабочих площадок, траншей, выемок, насыпей и т. п.

Основные элементы кривой определяются величиной угла поворота  $\alpha$  и радиуса  $R$  круговой кривой (рис. 56). Пользуясь специальными таблицами для разбивки железнодорожных кривых (Власов, Федоров, Важеевский и т. д.), по этим величинам определяют остальные элементы кривой: расстояние от вершины угла поворота ( $ВУ$ ) до начала и конца кривой, т. е. отрезки  $АВ$  и  $ВС$ , называемые танген-

сами, длина кривой  $K$ , биссектриса  $B$  и разность между длинами двух тангенсов и кривой, называемой домером ( $D = 2T - K$ ). Указанные таблицы содержат элементы кривой с учетом переходных кривых.

Кривые, имеющие угол  $\alpha$  более  $90^\circ$ , при разбивке делят на три части (рис. 57). Угол первой кривой уточняют по длине кривой, которую назначают кратной 10 м, и по длине кривой, соответствующей величине угла поворота, близкой  $1/3$  общего угла. По упомянутым выше таблицам находят все основные элементы для углов поворота  $\alpha_1$ ,  $\alpha_2$  и  $\alpha_3$  и радиуса кривой  $R$ .

Рассмотрим пример определения основных элементов кривой при малом угле поворота (рис. 58).

Пример. Пользуясь упомянутыми таблицами, находят элементы кривой для угла поворота  $\alpha = 28^\circ 0'$  и радиуса кривой 700 м.

$$T = 175,60 + 0,10 = 175,70;$$

$$K = 344,10 + 0,20 = 344,30;$$

$$D = 7,10;$$

$$B = 21,69 + 0,03 = 21,72.$$

Далее подсчитывают пикетаж. Длину тангенса вычитают из пикетажа вершины угла и получают положение начала кривой

$$\begin{array}{r} ВУ \quad ПК \quad 117 + 32,70 \\ - \quad T \quad \quad \quad 1 + 75,70 \\ \hline НК \quad ПК \quad 115 + 57,00. \end{array}$$

К началу кривой прибавляют ее длину и определяют положение конца кривой

$$\begin{array}{r} + \quad НК \quad ПК \quad 115 + 57,00 \\ \quad \quad K \quad \quad \quad 3 + 44,30 \\ \hline КК \quad ПК \quad 119 + 01,30. \end{array}$$

Проверяют правильность подсчета

$$\begin{array}{r} ВУ \quad ПК \quad 117 + 32,70 \\ + \quad T \quad \quad \quad 1 + 75,70 \\ \hline \quad \quad \quad 119 + 08,40 \\ - \quad \quad \quad \quad \quad \quad 7,10 \\ \hline КК \quad ПК \quad 119 + 01,30. \end{array}$$

По разбитому пикетажу на местности находят вершину угла поворота ( $НК \quad 117 + 32,70$ ) и начало кривой ( $ПК \quad 115 + 57,00$ ). Теодолитом, установленном в вершине угла, переносят на местность направление биссектрисы и ее величину 21,72 м и получают точку  $СК$ . Таким же образом (по углу  $\alpha$  и величине  $T$ ) на местности находят точку  $КК$  ( $ПК \quad 119 + 01,30$ ).

Затем производят детальную разбивку кривой способом ординат от касательной или способом приближенных хорд. Применение того или иного способа зависит от конкретных условий.

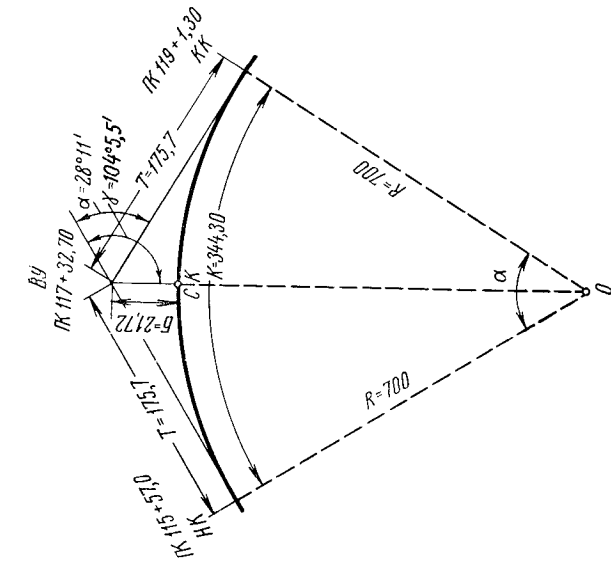


Рис. 58. Определение положения основных элементов круговой кривой при малом угле поворота

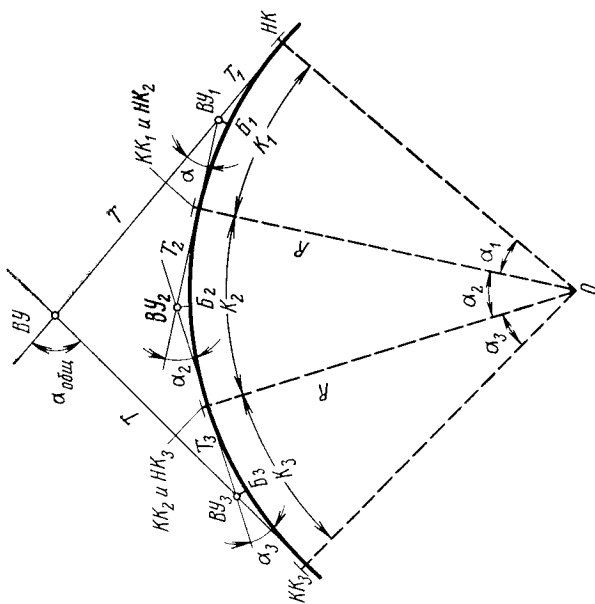


Рис. 57. Определение положения основных элементов круговой кривой при большом угле поворота

При ограниченных размерах рабочих площадок уступов нередко выполняется детальная разбивка кривой без предварительной разбивки основных ее элементов. Наиболее удобно пользоваться способом продолженных хорд. Порядок работ при этом способе следующий (рис. 59). Первую точку  $K_1$ , находящуюся на расстоянии  $l$  от начальной точки  $A$ , назовем крайним перемещением. Продолжением направления  $AK_1$  и откладыванием расстояния 10 или 20 м определяется точка  $B$ . Точку  $K_2$  получают откладыванием по перпендикуляру расстояния  $d_x$ . Таким же способом находят точку  $K_3$ .

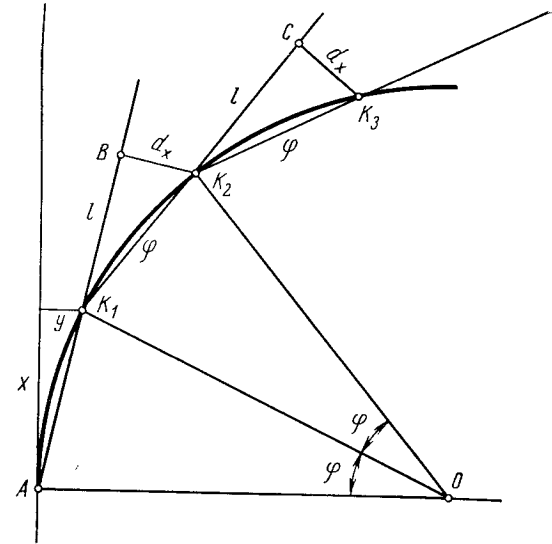


Рис. 59. Разбивка кривой способом продолженных хорд

Величины  $l_{01}$ ,  $l_{02}$ , называемые промежуточным перемещением, определяются по табл. 21.

Таблица 21

R	Перемещения при длине хорды, равной 10 м		Перемещения при длине хорды, равной 15 м	
	крайнее	промежуточное	крайнее	промежуточное
50	1.00	2.00	—	—
60	0.83	1.67	—	—
70	0.72	1.43	—	—
80	0.62	1.25	—	—
90	0.56	1.11	—	—
100	0.50	1.00	1.42	2.25
120	0.42	0.83	0.94	1.87
140	0.36	0.71	0.80	1.60
160	0.31	0.62	0.70	1.40
180	0.28	0.56	0.62	1.25
200	1.00	0.50	0.56	1.12

Величина  $d_x$  определяется из подобия треугольников

$$d_x = \frac{l^2}{R}$$

Детальная разбивка способом ординат состоит в следующем: За ось  $X$  принимается касательная  $AM$  (рис. 60), а за ось  $Y$  радиус  $AO$ . Положение точки  $C$  на кривой равно

$$x_c = R \sin \alpha;$$

$$y_c = K(1 - \cos \alpha),$$

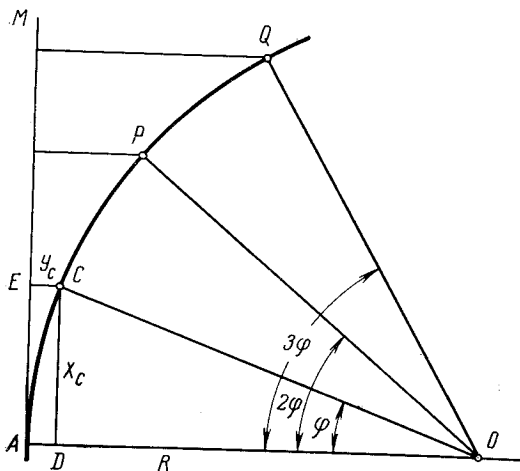


Рис. 60. Разбивка кривой способом ординат

ординату  $y$  — и отмечают точку  $C$  колом. Таким же образом получают точки  $P$  и  $Q$ . Разбивку первой половины производят от начала кривой, а второй — от конца кривой.

При разбивке стрелочного перевода на местности (рис. 61) должны быть закреплены элементы: центр перевода; стык рамного рельса; конец перевода — стык пригоночных рельсов; математический центр крестовины.

Иногда на местности обозначают начало остряков  $G$ , а также начало и конец крестовины  $E$  и  $F$ .

Разбивку стрелочного перевода начинают с перенесения на местность расстояния до центра перевода  $B$  или стыка рамного рельса  $A$  от оси станции или какой-либо другой постоянной точки. На оси пути в соответствующем месте забивают кол.

Разбивку остальных точек производят по данным эшпоры укладки стрелочного перевода или схемы перевода в осях.

Для получения точки  $C_1$  от центра перевода  $B$  по оси пути в сторону крестовины откладывают число метров, кратное знаменателю

где  $K$  — длина дуги (в данном примере  $AC$ ), а

$$\varphi = \frac{180^\circ}{\pi \cdot R} \cdot K.$$

Аналогично определяются координаты точек  $P$  и  $Q$ .

Для этого следует пользоваться заранее составленной таблицей (табл. 22).

При разбивке кривой на местности от точки  $A$  откладывают рулеткой величину  $K-x$  по тангенсу  $AM$  через 10—20 м. По перпендикуляру, восстановленному в точке  $C$ , на местности измеряют

марки крестовины, и восстанавливают перпендикуляр в сторону бокового пути. На перпендикуляре откладывают число метров, кратное числителю марки крестовины. Например, если марка крестовины  $\frac{1}{9}$  и от центра перевода было отложено  $2 \times 9 = 18$  м, то от полученной точки по перпендикуляру откладывают 2 м.

Таблица 22

R = 300 м		
K	K - x	y
40	0.00	0.47
20	0.01	0.67
30	0.05	1.50
40	0.12	2.66
50	0.23	4.16
60	0.40	5.98
70	0.63	8.13

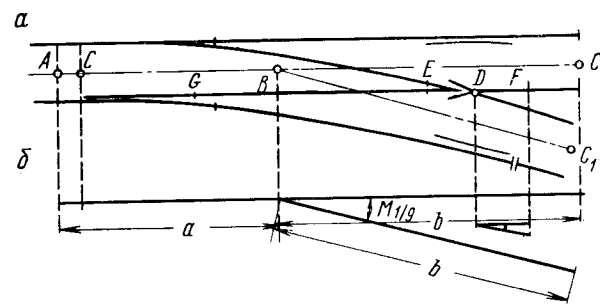


Рис. 61. Схема стрелочного перевода:  
а — в рельсовых нитях; б — в осях

В полученном направлении от центра перевода откладывают расстояние  $BC_1 = b$  и в точке  $C_1$  забивают кол. Точек  $B$ ,  $C_1$  достаточно для укладки стрелочного перевода.

При разбивке съезда между двумя параллельными прямыми (рис. 62) необходимо знать величину междупутья  $a$ , которая берется из проектного плана.

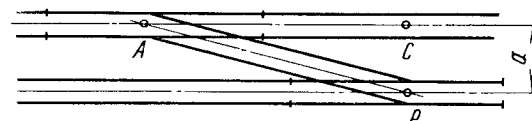


Рис. 62. Разбивка и укладка съезда

Положение центра  $A$  одного из переводов на местности отмечают колом, в центре которого забивают гвоздь. Длину  $AC$  получают, откладывая по оси пути отрезок, равный ширине междупутья  $a$ , умноженного на знаменатель марки крестовины.

Из точки  $C$  восстанавливают перпендикуляр до пересечения с осью соседнего пути. Полученную точку  $B$  отмечают колом. По положениям центров двух переводов производят разбивку каждого из них.

### § 5. Маркшейдерские работы при перегоне экскаваторов по рабочим площадкам

В процессе выполнения горных работ имеют место переводы мощных экскаваторов из одного забоя в другой. При этом экскаваторы передвигаются главным образом по породугольным и угольным рабочим площадкам уступов.

Рассмотрим случай перевода экскаватора по породугольной берме (рис. 63). Размер минимальной площадки, по которой должен переводиться экскаватор, зависит от размеров экскаватора, высоты уступа и принятого Правилами безопасности величины свободного пролета между кабиной экскаватора и откосом уступа.

Величина рабочей площадки может быть определена из выражения

$$Ш_{р.п} = П_0 + 0,2H + \frac{r}{2} + R_{вр} + 0,8, \text{ м},$$

где  $П_0$  — призма возможного обрушения, м;

$0,2H$  — предохранительная берма, м;

$\frac{r}{2}$  — половина расстояния между внешними кромками гусениц экскаватора, м,

$R_{вр}$  — радиус вращения хвостовой части кабины экскаватора, м;

$0,8$  — свободный пролет между кабиной экскаватора и откосом уступа, м.

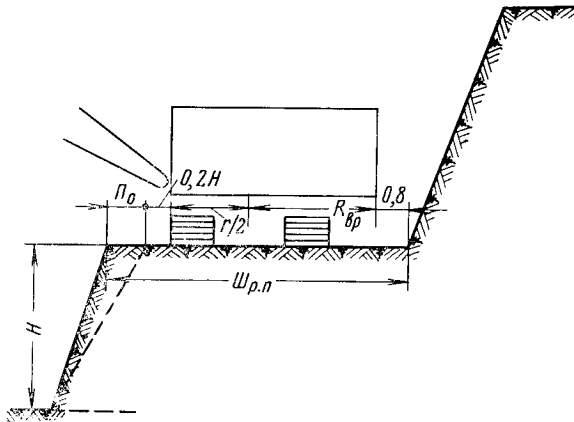


Рис. 63. Размеры рабочей площадки при переводе экскаватора

Перевод экскаватора может производиться только за пределами призмы возможного обрушения.

Далее на плане горных работ намечается выбранная трасса и затем она проверяется на месте.

При переводе мощных экскаваторов, кроме того, составляется продольный профиль трассы с указанием проектных уклонов. После получения утвержденных проектных материалов маркшейдер на основании съемки рабочих площадок в карьере переносит на местность проектную трассу и ее уклоны, устанавливает, совместно с начальником участка, предупреждающие сигналы для машинистов экскаваторов. Вынесенные в натуру данные по трассе сдаются под расписку начальнику участка.

При переводе экскаватора над дренажными выработками сначала устанавливается надежность крепи подземных выработок.

При креплении подземных выработок, как известно, диаметры стоек и верхняков рассчитываются на естественное давление на крепь, создаваемое весом вышележащих пород. После отработки уступов, расположенных над выработками, давление слоя горных пород на крепь уменьшается. Однако общее давление на крепь при переводе экскаватора над выработками возрастает вследствие веса движущегося экскаватора. В таких условиях ранее рассчитанная крепь не всегда может оказаться надежной, возможны провалы выработки с завалом и оседание экскаватора.

Диаметр стойки при прохождении экскаватора над дренажной выработкой определяется из формулы

$$d_c \approx 1,85a \sqrt{\frac{L(d_n \cdot H_c + P_{мех})}{a[\sigma_n]}},$$

где  $a$  — полупролет верхняка (половина ширины штрека по средней линии), см;

$L$  — расстояние между крепежными рамами, см;

$d_n$  — объемный вес породы, в которой пройдена выработка,  $\text{кГ/см}^3$ ;

$H_c$  — высота слоя пород над выработкой, см;

$P_{мех}$  — давление механизма на грунт,  $\text{кГ/см}^2$ ;

$[\sigma_n]$  — допускаемое напряжение на изгиб материала верхняка (для сосны принимается в пределах  $60-80 \text{ кГ/см}^2$ ).

На практике обычно стойки не меняют. При несплошном креплении выработки может меняться расстояние между рамами, которое рассчитывается по формуле

$$L \approx 0,16 \frac{d_c^3 [\sigma_n]}{a^2 (d_n \cdot H_c + P_{мех})}, \text{ см.}$$

При сплошном креплении выработки принято усиливать рамы одной или двумя стойками. Диаметр стойки у усиленной крепежной рамы определяют из следующих формул:

при усилении одной стойкой

$$d_{с1} \approx 1,08a \sqrt[3]{\frac{L(d_n \cdot H_c + P_{мех})}{a[\sigma_n]}}, \text{ см.}$$

при усилении двумя стойками

$$d_{с2} \approx 0,77a \sqrt[3]{\frac{L(d_n \cdot H_c + P_{мех})}{a[\sigma_n]}}, \text{ см.}$$

Маркшейдерские работы при переводе экскаватора над выработками выполняют в следующей последовательности:

наносит трассу перегона экскаватора на сводно-совмещенный план горных работ, на котором должны быть показаны дренажные выработки;

определяют и наносят на план участка выработок, подлежащие усилению;

выносят на местность оси дренажных выработок и участки выработок, подлежащие усилению;

устанавливают предупреждающие сигналы на рабочей площадке и в выработках;

проверяют состояние крепи после прохождения экскаватора.

Вынесенные на местность оси выработок, а также границы усиления крепи сдают под расписку начальнику участка.

После перехода экскаватора через выработку производят проверку состояния крепи. При этом устанавливают:

общее состояние крепи, определяют количество сломанных стоек, характер деформации крепи, состояние верхняков, крепежных рам и др.;

состояние пород кровли и боковых стенок.

Полученные данные позволяют проверить пригодность применяемых формул и эффективность мероприятий по усилению крепления выработок.

#### ЛИТЕРАТУРА

1. Безручко В. С. Основы геодезии. Трапезелдориздат, 1960.
2. Березняк М. М., Васильев Е. И., Калинин А. В. Определение объема горных работ и текущего коэффициента вскрыши при разработке свиты пологих пластов в Южном Кузбассе. «Горный журнал», 1964, № 7.
3. Буткевич Г. Р. Определение рациональной ширины заходки мехлопаты при конвейерном транспорте. «Добыча угля открытым способом», 1965, № 1.
4. Глейзер М. И. Опыт определения объемов угольных штабелей и объемного веса угля в массиве. ЦИТИ МУП СССР. Углетехиздат, 1955.
5. Гольцов И. С. Научная и техническая информация. Бюллетень № 10, ЦИТИ угля, 1959.
6. Зурков П. Э. Отвальные работы на карьерах. Углетехиздат, 1956.
7. Изаксон С. С. Методика подсчета запасов угольных месторождений. Госгортехиздат, 1961.
8. Инструкция по планированию производства, труда и себестоимости на угольных шахтах и разрезах. «Недра», 1964.
9. Камшилов В. В. Условия устойчивости бортов и отвалообразования на Североуральских буроголовных карьерах. Автореф. докт. дисс., 1958.
10. Карпицкий Г. Е., Демин А. М., Газизов М. С. Вопросы устойчивости откосов при транспортно-отвальных системах разработки в условиях Днепровского угольного бассейна. Сборник вопросов открытой разработки угольных месторождений. Углетехиздат, 1957.
11. Лютц А. Ф., Сорокин В. П. Геодезические работы в полевом хозяйстве. Трапезелдориздат, 1960.
12. Маскин М. Г., Немтинов Л. М. Контроль качества углей на шахтах и разрезах. Госгортехиздат, 1961.
13. Мельников Н. В. Справочник инженера и техника по открытым горным работам. Углетехиздат, 1956.
14. Мильнер Е. С. Труды Всесоюзного научно-технического совещания по маркшейдерскому делу. Углетехиздат, 1958.
15. Мильнер Е. С., Пузырев Ю. С. Труды ВНИМИ. Сборник XVI. Углетехиздат, 1948.
16. Мильнер Е. С. Методика учета и планирования запасов на открытых угольных разработках. «Недра», 1965.
17. Мильнер Е. С. Обмен опытом маркшейдерских работ. Среднеуральское книжное издательство. Свердловск, 1965.
18. Перегудов М. А. Маркшейдерская съемка открытых разработок. Углетехиздат, 1950.
19. Правила технической эксплуатации для предприятий, разрабатывающих месторождения открытым способом. «Недра», 1964.
20. Ржевский В. В. Строительство карьеров. Углетехиздат, 1958.
21. Родионов Л. Е. Маркшейдерское обслуживание открытых горных разработок. Госгортехиздат, 1960.
22. Родионов Л. Е., Бугаец Е. А. Маркшейдерские работы при открытых разработках. Госгортехиздат, 1961.



23. Рудаков М. Л. Маркшейдерские работы при открытых разработках. Металлургиздат, 1952.
24. Рудаков М. Л., Гусев Н. А., Филатов С. А. и др. Маркшейдерские работы на карьерах. Metallurgizdat, 1957.
25. Рыжов П. А. Геометрия недр. «Недра», 1964.
26. Спиваковский А. О., Потапов М. Г., Андреев А. В. Транспорт на открытых разработках. Госгортехиздат, 1962.
27. Техническая инструкция по производству маркшейдерских работ. Углетехиздат, 1959.
28. Ушаков И. Н. Горная геометрия. Углетехиздат, 1954.
29. Федоров Б. Д., Славоросов А. X. Основы геодезии и маркшейдерского дела. Госгортехиздат, 1962.
30. Фисенко Г. Л. Устойчивость бортов угольных карьеров. Углетехиздат, 1956.
31. Хлебников А. В. Сборник трудов по вопросам маркшейдерского дела. Труды ВНИМИ. Сборник XXXIX, Госгортехиздат, 1960.
32. Центрогипрошахт. Типовые проекты систем разработки и транспорта на карьерах. Госгортехиздат, 1962.

## ОГЛАВЛЕНИЕ

	Стр.
Предисловие . . . . .	3
<b>Глава I. Основные вопросы, решаемые маркшейдерской службой при планировании открытых горных работ . . . . .</b>	<b>5</b>
§ 1. Общие сведения . . . . .	5
§ 2. Задачи маркшейдера при составлении планов горных работ . . . . .	7
<b>Глава II. Планирование вскрышных работ в период эксплуатации месторождения . . . . .</b>	<b>11</b>
§ 1. Общие соображения при планировании вскрышных работ . . . . .	11
§ 2. Подсчет исходных балансовых и промышленных запасов на начало и конец планирования горных работ . . . . .	12
§ 3. Классификация запасов полезного ископаемого по степени готовности к выемке . . . . .	16
§ 4. Планирование движения вскрытых и готовых к выемке запасов . . . . .	19
§ 5. Методика построения контура запасов . . . . .	24
§ 6. Примеры построения контура и подсчета запасов полезного ископаемого . . . . .	28
§ 7. Способы подсчета запасов полезного ископаемого . . . . .	35
§ 8. Планирование вскрышных работ при транспортной системе разработки . . . . .	42
§ 9. Планирование горных работ при бестранспортной системе разработки . . . . .	50
§ 10. Планирование буровзрывных работ . . . . .	61
§ 11. Планирование горных работ при транспортно-отвальной системе разработки . . . . .	63
§ 12. Планирование вскрышных работ при разработке пород способом гидромеханизации . . . . .	67
§ 13. Планирование горных работ на рудных карьерах . . . . .	69
§ 14. Маркшейдерские работы при планировании дражных разработок . . . . .	70
§ 15. Планирование развития отвалообразования . . . . .	72
<b>Глава III. Планирование схем внутрикарьерного транспорта . . . . .</b>	<b>78</b>
§ 1. Планирование путевого развития на рабочих уступах . . . . .	78
§ 2. Путевые схемы тупиковых съездов . . . . .	84
§ 3. Схемы постов примыкания железнодорожных путей рабочих горизонтов к главным путям съездов . . . . .	85
§ 4. Определение пропускной способности съездов . . . . .	88
§ 5. Устойчивость передвижных железнодорожных путей на рабочих уступах и задачи маркшейдерской службы . . . . .	92
§ 6. Схемы карьерного конвейерного транспорта . . . . .	93
§ 7. Развитие транспортных схем при автомобильном транспорте . . . . .	96

